

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS  
DE APURIMAC**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE  
MINAS**



**PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CORTE ESCALONADO, PARA  
LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE AVANCE EN LA  
ZONA VALERIA, MARSA -2014**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS**

**MÓNICA LISSET, ESPINOZA ZAMALLOA**

**MARTHA PILAR, LAIME TAYPE**

**Abancay, Setiembre del 2016**

**PERÚ**



**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA**  
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CORTE ESCALONADO,  
PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE AVANCE  
EN LA ZONA VALERIA, MARSA -2014.**

**AUTORIZADO**



.....  
**Ing. MEZA PEÑA, Nelson P.**  
**Presidente**



.....  
**Ing. ZULOAGA CANDIA, Pablo R.**  
**Primer jurado**



.....  
**Ing. SANCHEZ CASTILLO, Dario D.**  
**Segundo jurado**



.....  
**Ing. AGUIRRE HUILLCAS, Franklin.**  
**Asesor de tesis**



.....  
**Bach. LAIME TAYPE, Martha P.**  
**Tesista**



.....  
**Bach. ESPINOZA ZAMALLOA, Mónica L.**  
**Tesista**

**PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CORTE ESCALONADO,  
PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN LABORES DE AVANCE  
EN LA ZONA VALERIA, MARSA -2014:**



## DEDICATORIA

A Dios, que en su infinito amor y misericordia derrame bendiciones al mundo y mi hogar.

Este trabajo se lo dedico a mi madre Mónica por su apoyo incondicional de ver en mí, una mujer con una carrera profesional, a mis abuelos Marcelo y Luisa, mi tío – padrino Timoteo, que siempre me inculcaron que el estudio es la mejor carta para materializar los sueños de manera más fácil.

A mis dos bellos hermanos Yersild y Rosa luz por su apoyo incondicional y ser cómplices en todo.

Mónica L. Espinoza Zamalloa

A Dios,  
Por concederme la dicha de la vida,  
y todo lo que soy, por brindarme la  
sabiduría y, el conocimiento de su palabra.

A mis amados padres:  
Zacarías y María, por todo su amor y confianza  
permanente, por inculcarme sus valores y sabios  
consejos en todo momento.

A mis queridas hermanas:  
Luz, Flor y Rut; gracias por todo su apoyo  
incondicional y su fuente inagotable de  
cariño.

Martha P. Laime Taype

## AGRADECIMIENTO

### **A la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.**

Especialmente a la EAPIM con la cual estaremos eternamente agradecidas por habernos brindado la oportunidad de estudiar en sus aulas y ser un pilar de conocimientos y sabiduría en el desarrollo profesional.

### **A la empresa Minera Aurífera Retamas. S.A.**

Auspiciante de esta investigación, al Departamento de Operación Valeria, Ing. Antonio Javier Blanco Quiroga y en especial al Ing. Samuel Liendo Rodríguez, Superintendente Mina, quien nos brindó la oportunidad de realizar nuestra tesis y por su apoyo incondicional durante este período.

### **A nuestros maestros.**

Gracias por su tiempo, por su apoyo así como por la sabiduría que nos transmitieron en el desarrollo de nuestra formación profesional, en especial: al Ing. Franklin Aguirre por habernos guiado, apoyado en el desarrollo de la tesis y llegar a la culminación de la misma.

### **A mis familiares y amigos.**

Gracias por su preocupación constante; a nuestro amigo Ing. Cristhian Chavez Alejo, por todos los momentos buenos y malos; recuerdos que perduraran por siempre, gracias totales a todos ellos que hoy comparten nuestra alegría de culminar esta etapa profesional.

Mónica L. Espinoza Zamalloa  
Martha P. Laime Taype

## ÍNDICE

<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>1</b>
<b>INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
1.1. Ubicación y acceso.....	3
1.2. Accesibilidad.....	5
1.3. Clima y vegetación.....	6
1.4. Recursos.....	7
1.5. Geología regional.....	11
1.6. Geología estructural.....	14
1.7. Geología local .....	15
1.7.1. Afloramiento de las estructuras mineralizadas.....	15
1.7.2. Alteraciones .....	16
1.8. Geología económica.....	16
<b>CAPÍTULO II .....</b>	<b>24</b>
<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>24</b>
2.1. Síntesis histórica .....	24
2.2. Minado y producción .....	31
2.3. Caracterización del macizo rocoso de la veta Valeria .....	31
2.3.1. Mecánica de rocas.....	33
2.3.2. Campo de aplicación de la mecánica de rocas.....	34
2.3.3. El macizo rocoso.....	35
2.3.4. Estudio de factores geológicos.....	37
2.4. Geomecánica.....	41
2.4.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso .....	41
2.4.2. Objetivos de la clasificación geomecánica .....	43
2.4.3. Sistema de valoración del macizo rocoso-Bieniawski (RMR).....	44
2.4.4. Sistema de Q de Barton.....	53
2.4.5. Clasificación del GSI .....	58
2.5. Aplicación de sistemas clasificación para la estabilidad de excavaciones. ....	61
2.5.1. Máxima abertura de las excavaciones.....	61
2.5.2. Tiempo de auto sostenimiento .....	61

2.5.3. Estabilidad del macizo rocoso .....	62
2.6. Caracterización geomecánica de la veta Valeria.....	62
2.7. Labores mineras .....	64
2.8. Minado y producción .....	65
2.9. Perforación actual de la veta Valeria .....	66
2.9.1. Métodos de corte o arranque.....	73
2.9.2. Corte escalonado .....	86
2.10. Sostenimiento.....	87
2.11. Ventilación.....	90
2.12. Dilución.....	90
2.13. Acarreo y transporte.....	91
2.14. Relleno hidráulico .....	92
2.15. Maquinaria minera.....	97
2.16. Sustancia explosiva .....	108
2.17. Criterios de selección del explosivo .....	117
2.18. Instalaciones y equipos de explotación.....	121
2.19. Servicios auxiliares .....	122
2.20. Planta de beneficio .....	124
2.21. Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional .....	125
2.22. Marco referencial .....	129
2.23. Marco conceptual .....	130
<b>CAPÍTULO III.....</b>	<b>139</b>
<b>DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>139</b>
3.1. Perforación.....	139
3.2. Herramientas de perforación.....	143
3.3. Diagrama de perforación.....	145
3.4. Consumo de sustancia explosiva .....	146
3.5. Voladura.....	149
3.6. Tiempos en operaciones .....	149
3.7. Costos.....	152
3.8. Seguridad en los procesos .....	157
3.9. Diseño y selección de la malla de perforación en corte escalonado .....	157
3.10. Determinación de las variables independientes .....	162

3.11. Resumen de criterios para la elección de la sustancia explosiva.....	170
3.12. Recolección de datos.....	181
3.13. Análisis e interpretación de información .....	184
3.14. Diseño de la nueva sección de la galería (veta valeria).....	184
3.15. Cálculo de la sustancia explosiva .....	187
3.16. Cálculo de la malla de perforación en corte escalonado.....	189
3.17. Comparación de la malla utilizada con la propuesta optimizada.....	198
3.18. Esquema comparativo de las propiedades y costos de los explosivos. ....	200
3.19. Costos de operación .....	204
3.20. Eficiencia de perforación y producción.....	212
<b>CAPITULO IV .....</b>	<b>214</b>
<b>RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....</b>	<b>214</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>219</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>220</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>221</b>
<b>ANEXO.....</b>	<b>223</b>



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla I - 01:</b> Itinerario de la ruta por tierra hacia la mina MARSÁ.....	5
<b>Tabla I - 02:</b> Itinerario de la Ruta por aire hacia la Mina MARSÁ.....	5
<b>Tabla I - 03:</b> Aves identificadas en el área de estudio.....	8
<b>Tabla I - 04:</b> Flora identificada en el área de estudio.	9
<b>Tabla I - 05:</b> Tabla de reservas minera MARSÁ.....	19
<b>Tabla I - 06:</b> Estratigráfico y Litológico.....	21
<b>Tabla I - 07:</b> Inventario de reservas minerales por zona.....	22
<b>Tabla II - 01:</b> Índice de calidad de roca.....	46
<b>Tabla II - 02:</b> Grado de meteorización de la masa rocosa	48
<b>Tabla II - 03:</b> Clasificación de RMR...	49
<b>Tabla II - 04:</b> Convergencia de labores de acceso y tajos.....	49
<b>Tabla II - 05:</b> Modelo de lectura de Tabla geomecánica.....	50
<b>Tabla II - 06:</b> Equivalencia GSI Y RMR.	51
<b>Tabla II - 07:</b> Recomendación De Sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor.....	52
<b>Tabla II - 08:</b> Capacidades de los elementos de sostenimiento.....	53
<b>Tabla II - 09:</b> Valorización de la roca según la clasificación de Barton....	55
<b>Tabla II - 10:</b> Meteorización de las juntas $J_a$ .....	56
<b>Tabla II - 11:</b> Rugosidad de las juntas $J_r$ ...	57
<b>Tabla II - 12:</b> Agua en juntas	57
<b>Tabla II - 13:</b> Tensiones en la excavación S.R.F.....	58
<b>Tabla II - 14:</b> Geomecánica para la clasificación del macizo rocoso.....	60
<b>Tabla II - 15:</b> Distribución de Zonas MARSÁ.	72
<b>Tabla II - 16:</b> Especificaciones técnicas SEMEXSA - E 65.....	82
<b>Tabla II - 17:</b> Especificaciones técnicas Emulex 80...	83
<b>Tabla II - 18:</b> Tabla geomecánica Minera Aurífera Retamas S.A.....	88
<b>Tabla II - 19:</b> Tabla de consumo de requerimiento de aire y equipo....	92
<b>Tabla II - 20:</b> Dilución de la zona Valeria 2013 vs 2014...	92
<b>Tabla II - 21:</b> Características técnicas del Jumbo Tamrock Pertofore.....	99
<b>Tabla II - 22:</b> Características técnicas del Jumbo Atlas Copco Boomer 282....	101
<b>Tabla II - 23:</b> Dimensiones de la pala Cargadora KOMATSU WA-250.....	103
<b>Tabla II - 24:</b> Características técnicas de la pala Cargadora KOMATSU WA-250.....	104
<b>Tabla II - 25:</b> Características técnicas del Telehandler Lift Kang - 630.....	104
<b>Tabla II - 26:</b> Características técnicas del volquete Hino 700 - 2841...	105



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla II – 27:</b> Características técnicas de la bomba.....	106
<b>Tabla II – 28:</b> Características técnicas del ventilador principal...	107
<b>Tabla II – 29:</b> Características técnicas del extractor principal.....	107
<b>Tabla II – 30:</b> Características técnicas del compresor INGERSOOL RAND – 900.....	108
<b>Tabla II – 31:</b> Resistencia de agua.....	112
<b>Tabla II – 32:</b> Densidad del explosivo a usar.....	114
<b>Tabla II – 33:</b> Tiempo de exposición al agua de los explosivos.....	120
<b>Tabla II – 34:</b> Lista de aspectos ambientales – MARSA.....	128
<b>Tabla II – 35:</b> Lista de impactos ambientales – MARSA.....	129
<b>Tabla III – 01:</b> Distancia de taladros en (m) de acuerdo a la dureza de la roca.....	141
<b>Tabla III – 02:</b> Coeficiente de roca (m) de acuerdo a la dureza de la roca.....	141
<b>Tabla III – 03:</b> Distancia de taladros en (m) de acuerdo a la dureza de la roca	142
<b>Tabla III – 04:</b> Coeficiente de roca (m) de acuerdo a la dureza de la roca.....	142
<b>Tabla III – 05:</b> Trazos de arranque, corte quemado.....	146
<b>Tabla III – 06:</b> Cantidad de fñeles necesarios en la voladura.....	147
<b>Tabla III – 07:</b> Tiempo en la perforación de los taladros.....	148
<b>Tabla III – 08:</b> Tiempo total en el proceso de perforación y voladura.....	148
<b>Tabla III – 09:</b> Cálculo de costo de mano de obra..	151
<b>Tabla III – 10:</b> Costo de equipos.....	152
<b>Tabla III – 11:</b> Costo de equipos alquilados.....	152
<b>Tabla III – 12:</b> Costo de los elementos del equipo de protección personal EPP.....	153
<b>Tabla III – 13:</b> Costo total de explosivos en una voladura.....	154
<b>Tabla III - 14:</b> Características técnicas del explosivo Gelatina 75% 1 7/8" x 8".....	158
<b>Tabla III - 15:</b> Factor de seguridad.....	166
<b>Tabla III - 16:</b> Criterios para la elección de la sustancia explosiva.....	169
<b>Tabla III - 17:</b> Mano de Obra en método tradicional..	171
<b>Tabla III - 18:</b> Materiales en el método tradicional.....	171
<b>Tabla III - 19:</b> Costo Equipos en método tradicional.....	173
<b>Tabla III - 20:</b> Costo explosivo método tradicional.....	174
<b>Tabla III - 21:</b> Otros Costos.....	174
<b>Tabla III - 22:</b> Mano de Obra método corte escalonado.....	175
<b>Tabla III - 23:</b> Costos de Materiales método corte escalonado.....	176
<b>Tabla III - 24:</b> Costo Equipos método corte escalonado.....	178
<b>Tabla III - 25:</b> Costo Explosivos método corte escalonado.....	178
<b>Tabla III - 26:</b> Otros Costos método corte escalonado.....	179
<b>Tabla III - 27:</b> Tabla de tiempos de perforación por taladro.....	180
<b>Tabla III - 28:</b> Consumo de aceros.....	181
<b>Tabla III - 29:</b> Dimensiones de los parámetros de la galería....	184
<b>Tabla III - 30:</b> Recopilación de datos.....	186

## ÍNDICE DE GRÁFICOS

<b>Gráfico I-01:</b> Ubicación geográfica de la unidad de producción MARSÁ.....	4
<b>Gráfico I-02:</b> Ubicación geográfica de la unidad de producción MARSÁ.....	6
<b>Gráfico I-03:</b> Organigrama General de la Empresa Minera aurífera retamas S.A.....	11
<b>Gráfico II-01:</b> Fala de un material rocoso debido a barrenación.....	32
<b>Gráfico II-02:</b> Tipos básicos de modelización del macizo rocoso.....	36
<b>Gráfico II-03:</b> Secuencia que compenetra un macizo rocoso.....	37
<b>Gráfico II-04:</b> Cartilla para determinar el tiempo de auto sostenimiento.....	61
<b>Gráfico II-05:</b> Diseño de tipo de corte quemado.....	72
<b>Gráfico II-06:</b> Diseño de espaciamento y burden.....	74
<b>Gráfico II-07:</b> Teoría de rompimiento de roca.....	76
<b>Gráfico II-08:</b> Simetría de taladros.....	78
<b>Gráfico II-09:</b> Paralelismo de taladros.....	78
<b>Gráfico II-10:</b> Longitud de taladros.....	79
<b>Gráfico II-11:</b> Desviación de taladros.....	79
<b>Gráfico II-12:</b> Área de influencia de un taladro después de la voladura.....	84
<b>Gráfico II-13:</b> Instalador del ventilador.....	90
<b>Gráfico II-14:</b> Características y propiedades que debe poseer el relleno hidráulico.....	94
<b>Gráfico II-15:</b> Aplicación del relleno hidráulico para un bloque de 40m x 20m.....	97
<b>Gráfico II-16:</b> Partes del cargadora Komatsu WA - 250.....	101
<b>Gráfico II-17:</b> Tipos de sustancias explosivas.....	110
<b>Gráfico II-18:</b> Sensibilidad de cartuchos.....	113
<b>Gráfico II-19:</b> Esquema de un sistema de transmisión.....	117
<b>Gráfico II-20:</b> Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.....	118
<b>Gráfico II-21:</b> Elementos de gestión exitosa.....	126
<b>Gráfico II-22:</b> Pirámide de procesos del sistema de gestión.....	127
<b>Gráfico III-01:</b> Malla de perforación mecanizada de sección 3m x 3m, para tipo de roca buena.....	140
<b>Gráfico III-02:</b> Dimensiones y especificaciones de una broca.....	144
<b>Gráfico III-03:</b> Arranque corte quemado.....	144
<b>Gráfico III-04:</b> Planos generados por el accionar del explosivo confinado.....	156
<b>Gráfico III-05:</b> Plano de perfil del corte escalonado.....	157
<b>Gráfico III-06:</b> Arranque corte escalonado.....	160
<b>Gráfico III-07:</b> Talado cargado con explosivo.....	161
<b>Gráfico III-08:</b> Diagrama de punto de quiebre de presión vs el tiempo.....	162
<b>Gráfico III-09:</b> Taladro cargado para voladura controlada.....	163
<b>Gráfico III-10:</b> Zonas de una voladura corte escalonado.....	165

x



## ÍNDICE DE GRÁFICOS

<b>Gráfico III-11:</b> Desviación de taladros según herramientas de perforación.....	167
<b>Gráfico III-12:</b> Curva de desviación con barrenos o cónico de perforación.....	169
<b>Gráfico III-13:</b> Modelo de arranque corte escalonado.....	183
<b>Gráfico III-14:</b> Dimensiones de la nueva sección de la galería.....	184
<b>Gráfico IV-01:</b> Arranque de malla de perforación.....	214
<b>Gráfico IV-02:</b> Longitud de perforación en perfil de ambas mallas.....	215
<b>Gráfico IV - 01:</b> Avance por disparo del Jumbo.....	216
<b>Gráfico IV - 02:</b> Comparación de costos de accesorios de perforación.....	216
<b>Gráfico IV - 03:</b> Comparación de costo de malla actual y la propuesta..	217
<b>Gráfico IV - 04:</b> Dilución mecanizada vs convencional.....	217

## ÍNDICE DE FOTOGRAFÍAS

<b>Fotografía I - 01:</b> Muestra de Oro diseminado.....	20
<b>Fotografía II - 01:</b> Perforación de la labores con Jumbo.....	99
<b>Fotografía II - 02:</b> Jumbo Atlas Copco Boomer 282-2841.....	100
<b>Fotografía II - 03:</b> Pala cargadora Komatsu WA.....	102
<b>Fotografía II - 04:</b> Volquete Hino 700 – 2841.....	105
<b>Fotografía II - 05:</b> Bomba Grindex.....	106
<b>Fotografía II - 06:</b> Compresor IR 900-WCU.....	109
<b>Fotografía III - 01:</b> Perforación de las labores con jumbo.....	143
<b>Fotografía III - 02:</b> Broca de 45mm.....	144
<b>Fotografía III - 03:</b> Broca de 64mm.....	145
<b>Fotografía III - 04:</b> Perforación con jumbo la malla de corte escalonado.....	187
<b>Fotografía III - 05:</b> Tipo de amarre de la malla corte escalonado.....	197
<b>Fotografía III - 06:</b> Granulometría de la voladura con el método de corte escalonado.....	200

## ÍNDICE DE ANEXOS

<b>Anexo 01:</b> Sistema de valoración de masa rocosa RMR según Bienawwski	224
<b>Anexo 02:</b> PETS – Instalación de Compresoras Diesel.....	225
<b>Anexo 03:</b> PETS – Instalación y desinstalación de mangas de ventilación	228
<b>Anexo 04:</b> PETS – Instalación de pulmón para aire comprimido.....	231
<b>Anexo 05:</b> PETS – Instalación de tubería y accesorios con equipo de termofusión y soplete a gas propano).....	234
<b>Anexo 06:</b> PETS – Instalación y desinstalación de ventiladores.....	238
<b>Anexo 07:</b> PETS – Instalación de tobas metálicas.....	241
<b>Anexo 08:</b> Política de gestión integrada de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad.....	243
<b>Anexo 09:</b> Pirámide de Funciones y Responsabilidades delSSISOMAC.	244
<b>Anexo 10:</b> Plan Anual de Seguridad 2014 – ECM Los Andes SAC	245
<b>Anexo 11:</b> IPERC – MARSÁ– 2014.....	247
<b>Anexo 12:</b> PETS – Preparación y despacho de explosivos y accesorios de explosivos	248
<b>Anexo 13:</b> PETS – Perforación con Junbo.....	250
<b>Anexo 14:</b> Costos de unitarios de galería de 3m x 3m	252
<b>Anexo 15:</b> Equipo de trabajo del proyecto corte escalonado.	253



## RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo reducir los costos en labores de avance en la zona de Valeria de la Minera Aurífera Retamas s.a. Utilizando la malla de perforación corte escalonado en las labores de avance en la zona Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A. Teniendo como “hipótesis la utilización de la malla de perforación corte escalonado reduce considerablemente los costos en las labores de avance en la zona Valeria, MARSА- 2014”. La Minera Aurífera Retamas S.A. se encuentra ubicado en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento la Libertad. El método de explotación en dicho yacimiento es subterráneo. MARSА fue fundada en 1981 por Don Andres Marsano Porras, está ubicada a 3900 metros sobre el nivel del mar, en el flanco oeste de la Cordillera de los Andes.

En base a estudios previos como es la geología, clasificación, geomecánica, procesos unitarios de perforación y selección de explosivos.

Se realiza la investigación en la labor de avance de la GL 40110, Nv. 2770, con la finalidad de demostrar que el cambio del método de perforación y voladura corte quemado al método de perforación y voladura corte escalonado reduce costos, el mismo que beneficia a la empresa.

Para ello se ha considerado el diseño de malla de perforación de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso, consumo de aceros de perforación, factor de seguridad, equipos de perforación (jumbo), limpieza (scooptram), y transporte (volquete).

Realizado los diferentes análisis en el consumo y costos de aceros, explosivos, tiempos de perforación, y resultados de la voladura (los mismos que no presenten tacos; pero si una buena fragmentación), la investigación demuestra la que este nuevo método de perforación y voladura en corte escalonado reduce los costos, respecto al método tradicional con lo que se demuestra la hipótesis planteada

## ABSTRACT

The research aims to reduce labor costs in advance in the area of Valeria Mining Aurífera Retamas S.A. Using the drilling mesh staggered cut in the work progress in the area Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A. Taking as a "hypothesis using mesh staggered cut drilling costs significantly reduces the work progress in Valeria, 2014 MARSA- zone". Mining Aurífera Retamas S.A. It is located in the annex Llacubamba, Parcoy district, province of Pataz, La Libertad department. The method of operation in this field is underground. MARSA was founded in 1981 by Don Andres Marsano Porras, is located at 3900 meters above sea level, on the western flank of the Andes.

Based on previous studies such as geology, classification, geomechanics, drilling unit processes and selection of explosives.

Research is done in the work of advancing the GL 40110, Nv. 2770, in order to demonstrate that the change in the method of drilling and blasting cut burned the drilling and blasting method reduces staggered cut costs, it benefits the company.

For this we have considered the drilling mesh design according to the geomechanical characteristics of the rock mass, drill steel consumption, safety factor, drilling equipment (jumbo), cleaning (Scooptram), and transport (tipper).

Performed the different analyzes consumption and costs of steel, explosives, drilling times and results of blasting (the same which do not have plugs, but if a good fragmentation), research shows that this new method of drilling and blasting in staggered cut it reduces costs compared to the traditional method which proves the hypothesis raised.

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

Actualmente la minería mundial se caracteriza por una permanente búsqueda de los puntos óptimos de sus operaciones unitarias. Además, es sabido que toda actividad económica, y en particular la minería, requiere considerar varios criterios para obtener siempre los mayores beneficios. Dentro de estos conceptos, rescatamos dos de ellos que hacen que la minería sea competitiva y sobre todo rentable. Dichos conceptos, que se relacionan directamente, son: desarrollo tecnológico y económico. No se puede obtener altas rentabilidades sin un adecuado desarrollo tecnológico, pero tampoco se puede tener nuevas tecnologías que impliquen elevados costos y que hagan poco rentables nuestras actividades económicas. Así un nuevo estudio y desarrollo de tecnologías alternativas, deberán orientarse a lograr, el punto óptimo de una operación específica y la reducción de costos de la misma.

El Capítulo I, que trata sobre el problema de investigación; en donde se visualiza el planteamiento y formulación del problema, la justificación, los respectivos objetivos de investigación, seguido de la justificación e importancia.

El Capítulo II, del marco teórico conceptual de la investigación; donde se aprecia primero los antecedentes y luego la información teórica relevante sobre las variables de estudio, es decir sobre el tratamiento del agua y la calidad del mismo, sustentado en teorías y bibliografía actualizada y finalmente los definición de términos básicos utilizados en la investigación, seguido de la hipótesis y el sistema de variables.

El Capítulo III, el desarrollo y presentación del proyecto, los procesos por el cual pasa todo lo que es perforación y voladura, herramientas, sistemas de seguridad, equipos, sostenimiento, tiempos operativos.

El Capítulo IV, el diseño del nuevo método aplicado corte escalonado, sus teorías de aplicación, recolección de datos y el procesamiento de información, esquemas comparativos y los resultados; donde se detalla los pormenores del análisis y procesamiento de la información, seguido de la prueba de hipótesis.

El presente estudio se inicia con un planteamiento de un problema general y problemas específicos el cual se detalla a continuación:

### **Problema general**

¿De que manera la malla de perforación corte escalonado reducirá los costos en labores de avance en la zona Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A.?

### **Problemas específicos**

- ¿Cuál será el rendimiento en las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos, en las labores de avance en la zona Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A.?
- ¿De qué modo la selección adecuada de la malla de perforación influye en la voladura de labores de avance de la zona Valeria en la Minera Aurífera Retamas S.A.?
- ¿De qué manera el contraste del rendimiento y el consumo de explosivos entre el método tradicional y el método de corte escalonado influye en la voladura de las labores de avance de la zona Valeria Minera Aurífera Retamas S.A.?

### **Justificación e importancia del tema**

El objetivo de toda empresa minera es obtener un buen producto a un bajo costo, esto se logra mediante la mejora continua, optimizando cada uno de los procesos, que conllevan a la obtención de un producto final.

El presente estudio se justifica, ya que se requiere reducir el costo de consumo de explosivo, sobre perforación, limpieza, para ello se requiere de una malla de perforación con mayor área de influencia y metodología de trabajo. De acuerdo al tipo de macizo rocoso presente en el yacimiento, según la tabla geomecánica el índice de esfuerzo geológico (G.S.I.) establece que es una roca de dureza media (granodiorita) <sup>1</sup>.

Con la nueva malla de perforación Corte Escalonado, se obtendrá una reducción de pies perforados, reducción del consumo de explosivos, incremento en el avance, el cual se verá reflejado en los metros de avance por disparo, así también se reducirán los costos en la voladura. En resumen, la nueva malla de perforación corte escalonado, ayudará la

<sup>1</sup> Minera Aurífera Retamas S.A. (2010). Clasificación del macizo rocoso. Departamento de Geo mecánica. Parcoy.

reducción en distintos procesos de la voladura, hará posible su aplicación práctica, que generará ventajas económicas.

### **Objetivo general.**

Reducir los costos de avance utilizando la malla de perforación corte escalonado en labores de avance en la zona Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A. 2014.

### **Objetivos específicos**

- Evaluar el rendimiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos en labores de avance de la zona Valeria - MARSA.
- Seleccionar adecuadamente la malla de perforación en las labores de avance de la zona Valeria - MARSA.
- Contrastar el rendimiento y el consumo de explosivos entre el método tradicional y el método de corte escalonado en las labores de avance de la zona Valeria de MARSA.

### **Hipótesis general**

La utilización de la malla de perforación corte escalonado reduce considerablemente los costos en las labores de avance en la zona Valeria - MARSA-2014.

### **Hipótesis específica**

- El rendimiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos influyen en las labores de avance en la zona Valeria - MARSA.
- La selección adecuada de la malla de perforación influyen positivamente en la voladura de labores de avance en la zona Valeria - MARSA.
- El contraste del rendimiento y el consumo de explosivos entre el método tradicional y el método de corte escalonado indica una diferencia significativa en la voladura de las labores de avance de la zona Valeria Minera Aurífera Retamas S.A.

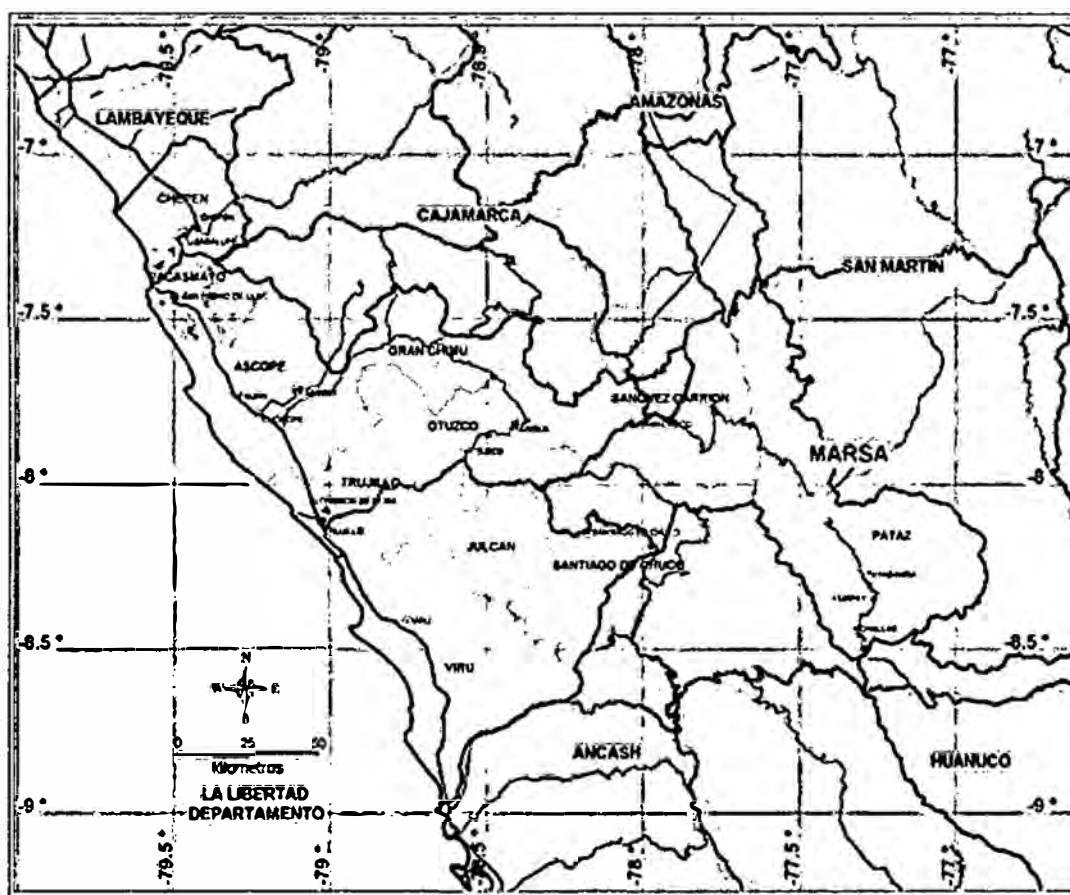
### **Tipo y nivel de investigación**

El tipo de investigación es de tipo descriptivo explicativo y del nivel aplicativo.

### 1.1. Ubicación y acceso.

Minera Aurífera Retamas S.A. se encuentra ubicada en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento La Libertad.

Minera Aurífera Retamas S.A. es una empresa de minería subterránea de capital íntegramente peruano. MARSÁ, fundada en 1981 por don Andrés Marsano Porras, está ubicada a 3900m.s.n.m, en el anexo de Llacuabamba, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad; en el flanco oeste de la Cordillera de los Andes<sup>2</sup>.



**Gráfico I - 01:** Ubicación geográfica de la unidad de producción MARSÁ.

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2010). Conociendo nuestra mina MARSÁ. Departamento de recursos humano.Parcoy.

<sup>2</sup> Minera Aurífera Retamas S.A. (2010).Conociendo nuestra mina MARSÁ. Departamento de recursos humano.Parcoy.

**Sus coordenadas UTM WGS 84 son:**

E = 227022,13m.

N = 9113334,90m.

### 1.2. Accesibilidad.

La zona es accesible por vía terrestre, desde la ciudad de Lima hasta el campamento Chilcas, con 785 kilómetros, conforme el siguiente itinerario:

**Tabla I-01: Itinerario de la ruta por tierra hacia la mina MARSА**

<u>RUTA</u>	<u>KM</u>	<u>OBS. ACCESO</u>
Lima – Trujillo	350	Carretera Asfaltada
Trujillo – Huamachuco	185	Carretera Afirmada
Huamachuco – Chagual	162	Carretera Afirmada
Chagual – Retamas	58	Carretera Afirmada
Retamas – Desvió Gigante	30	Carretera Afirmada

La zona también, es accesible por servicio aéreo, la empresa Aéreo Atsa, son avionetas privadas a servicio de Minas: Poderosa, Horizonte y MARSА, conforme el siguiente itinerario:

**Tabla I - 02: Itinerario de la ruta por aire hacia la mina MARSА.**

<u>RUTA</u>	<u>Hrs</u>	<u>OBS. ACCESO</u>
Lima – Pias	1h, 15 min	Carretera Asfaltada
Trujillo – Pias	0h, 45 min	Carretera Afirmada

MARSА, cuenta con 30,000 hectáreas de propiedades mineras ubicadas en el entorno de la zona operativa, para las que se vienen estructurando programas de exploración y evaluación.

Además de estar ubicado en la Carta Geológica Nacional N° 17-I según el Instituto Minero Geológico Minero Metalúrgico (INGEMMET).



**Gráfico I - 02:** Ubicación satelital de la unidad de producción MARS.

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2010). Transporte de personal y material a la unidad - Marsa. Departamento de planeamiento.Parcoy.

### 1.3. Clima y vegetación

MARSA (2011), Boletín de recursos humanos, Parcoy. El clima de la región es variado, debiéndose ello a lo accidentado de la topografía y a la cantidad y tipo de la precipitación, la cual varía según la posición geográfica y la altura; como no se cuenta con estación meteorológica, los datos de identificación climática son aproximados y referenciales a zonas cercanas de perfil similar. Así, se ha determinado que la temperatura sufre mucha variabilidad, entre 2°C y 20°C, con un promedio anual de 11°C. El flanco

oriental de la cordillera central recibe abundantes lluvias, a partir de los vientos húmedos provenientes de la cuenca amazónica.

Por debajo de los 3 000m.s.n.m. aparece una vegetación tupida, del tipo “montaña”. Por encima de esa altitud, las temperaturas bajas, solamente permiten el desarrollo de arbustos y hierbas.

Se debe señalar, que el valle del Marañón recibe poca precipitación, por lo que registra una vegetación semidesértica, salvo a lo largo del río y sus tributarios.

Los pobladores de la zona, se dedican principalmente a la agricultura, ganadería y minería. Se cultivan en la parte baja árboles frutales (naranjas, mangos, limas, limones, etc.). En las partes altas, se siembran trigo, maíz, lentejas, papas, cebollas y alfalfa. Debajo de los 3 600m.s.n.m. hay condiciones adecuadas para una variedad de arbustos y hierbas: por encima de ello, crece solo ichu.

#### **Duración de la Radiación Solar y Nubosidad**

La cuenca se encuentra expuesta a una fuerte radiación solar. Hasta alturas inferiores a 3 000m.s.n.m. la duración media diaria de la radiación solar es de aproximadamente 10 horas desde Abril hasta Diciembre, mientras que a mayores alturas los valores son más bajos<sup>3</sup>.

#### **1.4. Recursos**

Dentro de los principales recursos que se observa en la zona de estudio tenemos:

##### **Energético**

Actualmente la energía eléctrica en Minera Aurífera Retamas S.A, Unidad Parcoy es provista por la central hidroeléctrica Pías 1, propiedad de MARSА, con una capacidad instalada de 12,67mw. Como también cuenta con una casa fuerza propia en donde se tienen instalados 5 compresoras eléctricas (4 Atlas Copco y 1 Sullair) de 1 780hp de potencia que generan 7 846cfm, también hay otras 6 compresoras ubicados en distintos puntos de la mina que suman 1 750hp y generan 5 665cfm.

##### **Fauna**

A pesar que el paisaje cuenta con cobertura vegetal es bastante rala, se pudo identificar 12 especies de aves presentes en el área de estudio, también se identificó crianza de animales de corral (gallinas, patos), algunos vacunos, cerdos, caballos estos son criados para el usos

<sup>3</sup> Minera Aurífera Retamas S.A. (2011). Recursos de nuestra zona – Marsa. Boletín. Departamento de Recursos Humanos.Parcoy.

doméstico; también se pudo observar presencia de fauna en la Laguna Pías la especie que se logró identificar fue *Cyprinus carpio* “carpa”. Esta especie es utilizada para la alimentación así como también como fuente de ingresos para los pobladores de la zona que pescan y comercializan.

Tabla I - 03: Aves identificadas en el área de estudio.

Familia	Nombre científico	Nombre común
Cothartidae	Coragyps atratus	Gallinazo
Laridae	Larus serranus	Gaviota serrana
Ardeidae	Egretta alba	Garza blanca
Trochilidae	Aglaectis cupripernis	Picaflor
Tyrannidae	Camptostoma obsoletum	Mosqueta silbadora
Cuculidae	Crotophaga sulcirostris	Guarda caballos
Turdidae	Turdus chiguanco	Chinguaco
Tyrannidae	Pyrocephalus rubinus	Turtupilia
Mimidae	Mimus longicaudus	Chisco
Icteridae	Molothrus bonariensis	Negros
Ploceidae	Passer domesticus	Gorrion

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A. (2010). Fauna y flora de nuestra tierra Parcoy. Departamento de medio ambiente y recursos naturales. Parcoy.

## Flora

La presencia de las zonas de vida descritas permite el crecimiento de vegetación que crece tanto en climas templados y cálidos. Las áreas con mayor cobertura y estratos vegetales se presentan en las quebradas, donde existe un bosque dominado por Huarango (*Acacia Macracantha*) por corresponder un bosque seco y ubicado en el estrato vegetal más alto.

Es precisamente en las quebradas donde se alcanzó a la mayor biodiversidad Florística por atravesar mayor cantidad de pisos altitudinales y recibir en forma regular agua desde las partes altas, sobretodo en épocas de lluvias. La flora situada en los márgenes del río Parcoy y Llacubamba se caracteriza por presentar arbustos y malezas propias del monte ribereño, hacia las partes altas de la vegetación se hace más rala y da paso a árboles y arbusto

dispersos, llegar a gramíneas propias de la zona alto andina. En los estratos vegetales inferiores se encuentran especies herbáceas como el cadillo y la chamana, también se observó la presencia de la especie introducida eucalipto la cual es empleada como leña y sostenimiento de labores. Así también se pudo identificar algunas especies de plantas de uso doméstico como son maíz, papa, trigo, cebada, nuña, plátano, paca, etc<sup>4</sup>.

**Tabla I - 04:** Flora identificada en el área de estudio

Familia	Nombre científico	Nombre común
Asteracia	Bacharis latifolia	Chilca
Poaceae	Cortaderea seloana	Cortadora, plumilla
Agavaceae	Agave americano	Penca
Cactáceas	Opuntia ficus indica	Tuna
Scophulariaceae	Buddleja incana	Nombre
Bromeliaceae	Tillandsia	Achupalla
Anacardiaceae	Schinus molle	Molle
Fabaceae	Acacia macracantha	Huarango
Myrtaceae	Eucalyptus globulus	Eucalipto
Euphorbiaceae	Ricinus cimuis	Higuerilla
Piperaceae	Piper hispidum	Matico
Lauraceae	Laurus nobilis	Laurel
Sapindaceae	Dodonaea viscosa	Chamana
Poaceae	Cemchrus equimatus	Cadillo
Pteridiaceae	Adiatum sp.	Helecho
Blechnaceae	Blencherum	Helecho

**Fuente:** Minera Aurifera Retamas S.A. (2010). Flora de nuestra tierra Parcoy. Departamento de planeamiento.Parcoy.

### Hídrico

MARSA (2011), Boletín de Medio Ambiente, Parcoy. Gran parte de la provincia de Patáz, cuenta con la suficiente cantidad de agua, para satisfacer los requerimientos agrícolas y domésticos de las poblaciones aledañas. El río Parcoy aledaña a la unidad

<sup>4</sup> Minera Aurifera Retamas S.A. (2010). Fauna y flora de nuestra tierra Parcoy Boletín de Medio Ambiente.Parcoy.

minera tiene un caudal promedio de 300m<sup>3</sup>/min. Considerando que ciertos tributarios del río Marañón, como los ríos Carrizal, Pascoy y Tayabamba, registran un caudal casi constante durante el año, parte de ese caudal se utiliza en la actividad minera.

Respecto a la fuerza motriz, se indica que no existe suficiente energía eléctrica en la provincia, pero si existe recursos hídricos para generar las plantas de tratamiento y los pueblos de la zona, incluyendo al campamento minero.

Por caídas naturales que se muestran en su recorrido, se instaló una pequeña central hidroeléctrica de tayabamba, propiedad de Hidrandina Sur, que actualmente abastece a MARSA, logrando un ahorro de 30 000\$/mes, estando en evaluación por las constantes fallas.

Actualmente la fuerza motriz es a base de compresoras suministradas con petróleo, con un consumo promedio de 80 000galones/mes.

### **Humanos**

En esta zona abunda la mano de obra no calificada, pues el poblador tiene cierta experiencia en trabajos mineros. La mano de obra calificada es llevada de otros lugares como: Trujillo, Cajamarca, Piura y Lima.

Entre los centros poblados más cercanos se encuentra el pueblo de Retamas- Parcoy, Llacuabamba, Niñabamba, Niñobamba, Pataz, Antapita, que cada uno de ellos tiene su propia autoridad que la representa (presidente y/o alcalde). Además cuenta con servicios básicos como: carreteras afirmadas, alumbrado público, agua, desagüe y centro de salud.

Mínera Aurífera Retamas S.A cuenta con una fuerza laboral 4 000 trabajadores entre empleados y colaboradores (Mano de Obra) de los cuales 200 personales pertenecen a la propia compañía que están en las áreas de Planta de procesamiento, seguridad, recursos humanos, perforación y voladura, planeamiento mina, geología, costos y productividad y topografía; y los 3 800 está distribuido en las contratas mineras constituidos en la unidad.

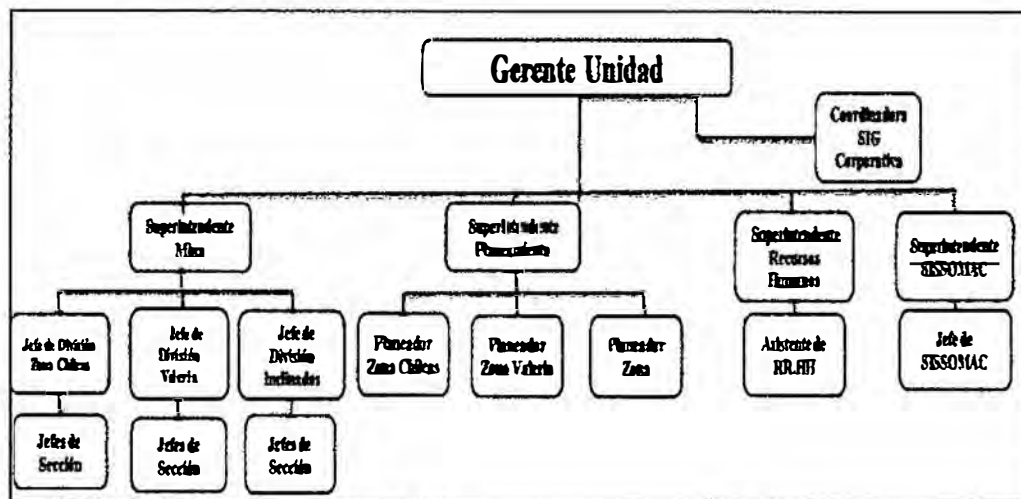
### **Topografía.**

MARSA (2011), Boletín Geología de donde vivo, Parcoy. El relieve topográfico que presenta esta región es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de "V" así mismo presenta esta forma sus tributarios por su margen derecha como es la quebrada El Molino, Lanchis, Talpito, que han formado valles también profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este

sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al anticlinal andino. A 12km al este del río Marañón discurre el río Parcoy que tiene rumbo SE-NO formando un valle ínterandino con taludes laterales que tienen pendientes fuertes desembocando en la Laguna Pías<sup>5</sup>.

### Organización

Minera aurífera retamas S.A. para su operación está organizado conforme se muestra en el organigrama, presentado en la siguiente.



**Gráfico I - 03:** Organigrama general de la empresa Minera Aurífera Retamas S.A

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2010). Organigrama de la unidad Marsa. Departamento de recursos humanos. Parcoy.

## 1.5. Geología regional

### Estratigrafía

Piñas E.Y (2007), Aplicación de velocidad pico partícula, para minimizar el daño al macizo rocoso. Lima. La columna estratigráfica del área está constituida en la parte inferior por rocas antiguas del complejo metamórfico. Sobre esta yacen en discordancia angular sedimentos continentales y marinos pertenecientes al Paleozoico y Mesozoico.

En la parte superior también en discordancia angular se exponen derrames y piroclásticos pertenecientes a los volcánicos lavasen. Un intrusivo granodiorítico corta las rocas sedimentarias y llega hasta la parte inferior de los volcánicos.

<sup>5</sup> Minera Aurífera Retamas S.A. (2010) Departamento de Medio Ambiente y recursos naturales. Parcoy.

A continuación se expresa una descripción generalizada de las formaciones que aparecen en la región.

**a. Complejo del Marañón:**

Es una formación potente de rocas metamórficas que afloran ampliamente en la cordillera central. En la región estudiada ocupan una faja que se extiende de NE a SE por mas de 100km. de largo. Hacia el SE se ensancha considerablemente. El espesor de esta formación puede llegar hasta los 2 000m.

En este complejo metamórfico se distinguen tres unidades, una inferior representada por mica esquistos; otra media compuesta por meta andesitas esquistosas y otra superior caracterizada por filitas negras y pizarras. Las dos últimas unidades son las de mayor distribución en la zona. A este complejo se le ubica una edad Precambriano y Cambriano.

**b. Formación Rosa:**

Esta formación sobreyace discordantemente a la Formación Crisnejas y está compuesta de conglomerados y areniscas rojas que se asemejan en cierto modo a las areniscas de la Formación Goyllarisquizga, pero se distinguen de esta última por su asociación con conglomerados gruesos. Afloran principalmente en el cuadrángulo de Patáz entre las quebradas de Yalén y Aserradero. La edad ha sido determinada por Benavides(1956) con Albiano Superior - Cenomaniano Inferior.

**c. Grupo Ambo:**

Pertenece a este grupo un afloramiento ubicado en el lado SE de la zona. La litología consiste en areniscas y lutitas con intercalaciones de conglomerados, con su espesor total de 200m. Que se observa en Taurija y Urpay(Tayabamba). La edad asignada a este grupo es el Missisipiano medio.

**d. Grupo Copacabana:**

Cerca de Chagual afloran unas calizas algo arenosas, estratificadas en capas delgadas entre las cuales son comunes las intercalaciones de lutitas negras a limonitas. Estas rocas pertenecen al Grupo Copacabana y son de edad Pérmico Inferior.

#### **e. Grupo Goyllarisquizga**

En la región estudiada el grupo está compuesto por areniscas grises, marrones y rojizas de grano medio a grueso, que corresponde a la denominada Facies de Plataforma por haberse depositado sobre el Geo-Anticlinal del Marañón (Benavides, 1956). Estas Facies tienen un grosor variable de 50 a 150m. y se localizan en Huaylillas y Quiches (Tayabamba). A este grupo se le asigna una edad Neocomiana Aptiana.

#### **f. Formación Crisnejas**

Una secuencia de calizas y margas que afloran en el área del valle del Marañón, ha sido denominado "Formación Crisnejas" por Benavides (1956). Esta tiene un espesor de 200m. Con una litología parecida a la de la Formación Chulec, pero con una menor proporción de calizas. La edad de esta formación es Albiano Medio.

#### **g. Grupo Mito**

Rocas de este grupo se han encontrado en afloramientos aislados dentro de la provincia, la encontramos entre Vijus - Chagual - Pías y entre Huaylillas - Tayabamba. Consta de areniscas y conglomerados de color rojo oscuro, estratificados en capas delgadas, que yacen en discordancia paralela sobre el grupo Copacabana y Ambo. A este grupo se le asigna una edad aproximada entre Permiano Medio o Superior.

#### **h. Grupo Pucará:**

Este grupo se compone de calizas con chert que superyacen con discordancia angular o erosional a las unidades descritas arriba. Se le encuentra al oeste de Buldibuyo, en el flanco oriental del valle del Marañón. Su edad ha sido determinada por Wilson y Reyes y corresponde al Noriano y Sinemuriano.

#### **i. Volcanico Lavasen**

El sector oriental de la región estudiada está cubierto por un manto de volcánicos jóvenes a los cuales Wilson, en 1964, denominó Volcánicos Lavasen. Litológicamente éstos constan de un miembro inferior compuesto por derrames andesíticos de color gris oscuro, grano fino, a veces microporfiríticos; y un miembro superior conformado de tufos y piroclásticos de composición dacítica.

Se estima que estos volcánicos alcanzan un grosor máximo de 1 500m, correspondiendo los primeros 800 a 900m. El miembro inferior. Los afloramientos de estas formaciones

han dado lugar a escarpados terrenos, a farallones, y en general a una topografía agreste, suavizada en las partes altas por la erosión glacial.

### 1.6. Geología estructural

Piñas. E.Y (2007), Aplicación de velocidad pico partícula, para Piñas. E.Y (2007), Aplicación de velocidad pico partícula, para minimizar el daño al macizo rocoso. Lima. La secuencia sedimentaria arriba descrita ha sido afectada por rocas intrusivas que ocupan gran parte del área estudiada. Se distinguen dos unidades importantes, el Batolito de Patáz y el Batolito de Parcoy.

El Batolito de Patáz ubicado en la parte norte de la zona, se extiende desde Vista Florida (al sur de Patáz) hacia el norte, saliéndose del área y penetrando a la provincia de Bolívar, abarcando una extensión de más o menos 30 \* 20 km. se han distinguido los siguientes tipos de rocas intrusivas: adamellita, granodiorita y tonalita, en variaciones locales poco diferenciadas.

El batolito de Parcoy ubicado en la parte céntrica y sur de la región, se extiende desde Suyubamba por el norte hasta Buldibuyo por el sur, abarcando un área aproximada de 50 km. de largo por 08 km. de ancho.

Este extenso afloramiento presenta frecuentes variaciones locales. Nuestras observaciones de campo nos hacen diferenciar hasta tres tipos de intrusivos, y estos son: granitos rojos, granodioritas y dioritas.

Los granitos rojos afloran principalmente a lo largo del valle del Marañón. Estos se encuentran gneissificados y se les identifica fácilmente por la presencia de ortosa rosada. Este granito tiene una distribución bien amplia a lo largo del valle del Marañón, y se le ha reconocido inclusive en batolitos al norte de Bolívar. Estos cortan las filitas del Complejo del Marañón y están cubiertos discordantemente por el Grupo Ambo del Missisipiano, tal como se observa al este de Huaylillas.

Según el Tabla tectónico descrito por Wilson y Reyes (1967), para la zona existen tres unidades tectónicas: un área de pliegues, un área imbricada y una zona de bloques fallados; siendo ésta última la que correspondería a nuestra área de estudio. El área de bloques fallados se caracteriza por haber sufrido movimientos predominantemente verticales a lo largo de fallas, que tienen rumbo aproximado NE- SE.

Uno de los ejes principales de fallamiento, correspondería al valle del Marañón, donde es común hallar rocas del Complejo Marañón en contacto - fallado con las formaciones mesozoicas.

Los desplazamientos verticales producidos por las fallas son generalmente muy considerables. Estos han originado un desnivel de hasta 2 000m.

La estructura general de los bloques muestra un predominio de pliegues anchos y abiertos en los sedimentos del Paleozoico Superior y Mesozoico, a pesar de que las fallas regionales produjeron cierto desplazamiento horizontal; sus movimientos principales fueron verticales<sup>6</sup>.

### 1.7. Geología local

Piñas E. (2007), Aplicación de velocidad pico partícula, para minimizar el daño al macizo rocoso. Lima. El Distrito Minero de Gigante, se caracteriza por la presencia de un complejo Intrusivo Paleozoico con predominancia de granodiorita y monzonita en la zona SE y tonalitas y dioritas en la zona NE del distrito que engloba una secuencia de andesitas estratificadas en la posible cúpula del cuerpo intrusivo, donde se observa una zona fracturada, cizallada (regional) de más de 03km, de longitud que se prolonga a los distritos de Parcoy y Buldibuyo, originado por una falla inversa de rumbo promedio N 27° con buzamiento variables entre 30° y 60° NE, y que han originado una zona debilitada de fracturamiento con un ancho entre 20 y 50m, la cual ha sido rellenada por un sistema principal de vetas y ramales de vetillas secundarias de cuarzo lechoso, que han sufrido posterior fracturamiento y relleno con pirita oscura aurífera, acompañado por cantidades menores de arseno-pirita, marmatita y galena. Se han acumulado en lentes de aproximadamente 20m de longitud, discontinua en su rumbo y buzamiento.

#### 1.7.1. Afloramiento de las estructuras mineralizadas.

Los afloramientos de las estructuras mineralizadas en el yacimiento Minera Aurífera Retamas S.A. no son muy nítidos por la fuerte alteración hipogénica de sus cajas y el fracturamiento superior de la formación de la veta, que permitieron una erosión, las cuales hacen imposible la observación de rasgos geológicos; describiremos una de las vetas más importantes: Veta Valeria: Su afloramiento se localiza en las cotas 2 975, y 3 000, 3 150m.s.n.m. Con Potencias de 10m., 4m., 0.40m, respectivamente, tiene cuarzo Limonita

<sup>6</sup>Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Geología de nuestro proyecto Marsa. Departamento de geología. Parcoy.

con rumbo N 20° W45°-50° NE de buzamiento, tiene una longitud horizontal de 1150m aproximadamente.

### 1.7.2. Alteraciones

Las estructuras mineralizadas estudiadas se emplazan en rocas intrusivas, en las filitas del Complejo Marañón y en el contacto del intrusivo. Todas ellas han sufrido alteración hidrotermal. Esta alteración se ha producido cerca de los depósitos y no tienen gran alcance. En el mejor caso llega a tener hasta 20m desde la estructura hacia fuera.

En las rocas intrusivas, la alteración se evidencia por los minerales característicos, como la Sericita, Clorita, Cuarzo y Calcita. En las filitas del Complejo Marañón, la alteración se manifiesta por una fuerte silicificación y piritización.

En los depósitos estudiados se han producido alteraciones supérgenas, originándose así las especies secundarias que ocupan la zona de oxidación de las vetas. Esta zona de oxidación en la mayoría de los depósitos auríferos tiene poca profundidad, alcanza sólo 30 a 40m por debajo de la superficie. En ella aparecen los siguientes minerales en orden de abundancia<sup>7</sup>:

- Limonita.
- Goethita.
- Novelita.

### 1.8. Geología económica

La mineralogía aurífera asociada al Batolito de Pataz, ocurre con mayor incidencia en la zona central del Batolito, esto como ya se mencionó es producto del fuerte tectonismo que sufrió esta zona en lo que se refiere a fallamientos, fracturamientos y las buenas condiciones físicas químicas favorables para una mineralización como sucede con las vetas Rosa, Candelaria, Lourdes, Victoria, Milagros, Encanto, en cada una de estas vetas se ha observado que en los niveles superiores las vetas son angostas y a medida que profundizan incrementan su potencia llegando en ciertos lugares hasta 20 m. Así mismo las leyes de oro que presentan estas vetas y el ancho de sus potencias no han sido las mismas desde sus orígenes puesto que estas vetas se han ido ensanchando y enriqueciendo con los flujos mineralizantes que han ocurrido en diferentes eventos geológicos. Quizás esto

---

<sup>7</sup>Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Geología de nuestro proyecto Marsa. Departamento de geología.Parcoy.

explique porque las rocas más antiguas tienen mejores leyes que las rocas más modernas. En las diferentes vetas se han realizado estudios microscópicos de la mineralización, teniendo como mineral principal Pirita con gran contenido de oro, galena, esfalerita también con presencia de oro y calcopirita en menor proporción.

### **Mineralogía.**

#### **a) Mineral de mena.**

El principal mineral de mena es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita - esfalerita, en proporciones menores; también consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.

#### **b) Minerales de ganga.**

Acompañando al mineral de mena se presentan otros minerales en proporciones variables, ya sean metálicos o no metálicos, constituyendo éstos los minerales de ganga e impurezas, porque no son económicamente beneficiables. Estos minerales son: cuarzo lechoso (primer estadio), calcita, caolín, chalcopirita, etc.

### **Clasificación de minerales.**

En Consorcio Minero MARSÁ la clasificación de los minerales está de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

**a) Minerales de mena:** Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico.

- Oro (Au)
- Electrum (Au, Ag.)

**b) Minerales de ganga:** Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

- Cuarzo ( Si O<sub>2</sub> )
- Pirita ( S<sub>2</sub> Fe )
- Esfalerita ( ZnS )
- Galena ( PbS )
- Arsenopirita ( S As Fe )

- Calcopirita ( Cu FeS<sub>2</sub>)
- Pirrotina ( SFe )

**Tipo y forma del yacimiento** Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos, algunas veces se dan como afloramientos ciegos, en donde las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo granodiorítico.

Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales; las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas; algunos de ellos muestran signos de reavivamiento.

La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical. Es primario, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.

Es hipógeno, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática, en donde las rocas encajonantes se formaron con anterioridad de las estructuras mineralizadas, el cual tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.

Es mesotermal a epitermal, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

### **Características del yacimiento**

El depósito de Gigante es filoniano - cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, epigenético, de carácter primario, origen hipógeno, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal.

Las estructuras mineralizadas presentan lazos cimoides múltiples - compuestos y curvas cimoidales. Estructuralmente la mineralización económica se presenta en forma de ore shoots elongados, de magnitudes diferentes. La génesis del yacimiento se puede relacionar al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo mesotermal - epitermal. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico.

**Reservas minerales** La estimación de reservas y recursos se realizó, utilizando toda la información de muestreo de las labores, sondajes diamantinos, interpretación geológica,

análisis geostatísticos 3D, tratamiento de altos erráticos, validación cruzada, parámetros técnicos y económicos, posteriormente toda la información se proceso en Studio 3 Datamine

**Tabla I - 05:** Tabla de reservas mina MARSA.

<b>Categoría</b>	<b>Tm</b>	<b>gr/ tm Au</b>	<b>Oz</b>
<b>Reserva</b>	349 710	8,27	900 000
<b>Recurso Indicado</b>	415 000	8,7	120 000
<b>Recurso Inferido</b>	436 000	8,5	120 000
<b>Total</b>	<b>1 200 710</b>	<b>8,48</b>	<b>330 000</b>

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Reservas y producción Marsa. Departamento de Planeamiento MARSA.

### **Genesis del yacimiento.**

Los depósitos minerales de la región estudiada, corresponden a la clasificación general de depósitos epigenéticos, formados por soluciones hidrotermales. La mineralogía existente y la estructura de estos depósitos indican una deposición a temperaturas algo más que moderadas, que corresponderían según Lindgren al tipo “Mesotermal” con temperaturas de 200 - 300 °C.

### **Paragenesis y zoneamiento.**

El depósito mineral ocurrió primero cerca de las cajas y luego continuó hacia el centro obedeciendo a una secuencia paragenética:

#### **a.- Etapa de alteración hidrotermal.**

- Silicificación.
- Sericitización y
- Cloritización,

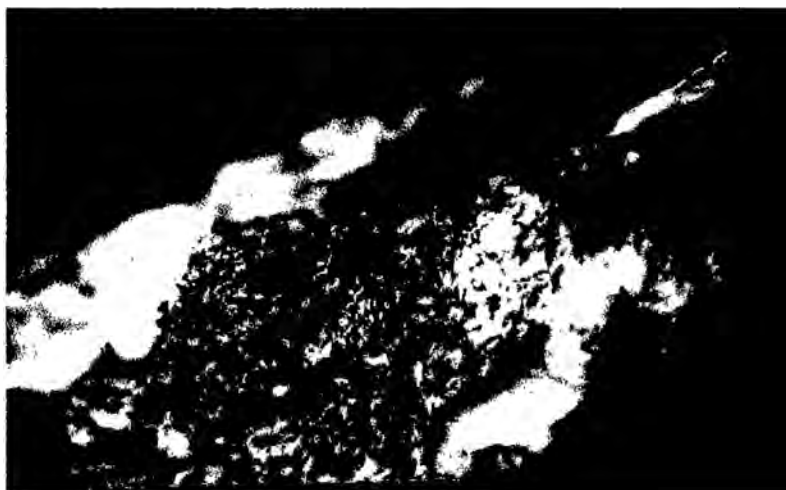
Esta última asociada al oro libre. El grado y ancho de alteración algunas veces guarda cierta relación con la potencia de las vetas y decrece distalmente.

#### **b.- Etapa de mineralización.**

- Mineralización Primaria.
- Calcita.

- Cuarzo (su emplazamiento continuó a través de gran parte de la deposición metálica).
- Pirita.
- Arsenopirita.
- Pirrotita.
- Calcopirita I.
- Escalerita.
- Galena.
- Oro.
- Calcopirita II.

El oro se encuentra mezclado físicamente con estos sulfuros y no en forma de combinación química, encontrándose mayormente al estado nativo, relleno de las microfisuras y porosidades de los sulfuros, en forma libre en zonas de oxidación y en menor proporción en forma de electrum (aleación con la plata). Los tamaños normales del oro están en el orden de 0.01mm a 0.15mm, esporádicamente sobrepasan de 0.15mm.



**Fotografía I - 01:** Muestra de oro diseminado

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Geología de nuestro proyecto Marsa. Departamento de geología. Parcoy.

#### **Controles de mineralización.**

##### **a.- Controles Estructurales.**

En cuanto a las guías fisiográficas, diremos que las estructuras mineralizadas de la zona algo conspicua en sus afloramientos. Generalmente ofrecen una depresión en el

terreno, a manera de trincheras, haciendo variar en muchos sitios la topografía local. Esto se debe principalmente a que el relleno de la estructura posee una dureza diferente a la roca de caja, y en este caso el relleno es más suave que el intrusivo alterado.

#### b.- Controles Litológicos.

El control litológico está dado por las rocas intrusivas que son las más favorables para la formación de estructuras bien definidas. Así tenemos que los mejores yacimientos se encuentran en las partes críticas de los Batolitos de Patáz y Parcoy, mientras que hacia los bordes y en el contacto con dicho batolitos (con las filitas), los yacimientos ofrecen valores mas bajos en Oro, Esto se puede observar en el borde SE del Batolito de Parcoy. Más al sur, ya en Tayabamba, la roca de la caja predominante es la filita. Aquí los valores de Oro son bastante bajos, en cambio se incrementan las leyes de Cobre. El resumen de esto se presenta en el Tabla siguiente:

**Tabla I - 06:** Estratigráfico y litológico

Estratigrafía Litología	Minerales Metálicos Minas Importan Característicos
Batolito de Patáz : adamelita, granodiorita, tonalita	Pirita, galena, esfalerita, tetraedrita, oro nativo
Batolito de Parcoy : granitos rojos, granodiorita, diorita	Pirita, galena, esfalerita, calcopirita, magnetita
Rocas metamórficas y otros :filitas del Complejo Marañón	Chalcopirita, malaquita, covelita

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Geología de nuestro proyecto Marsa. Departamento de geología. Parcoy.

#### c.- Control Mineralógico

En cuanto al control mineralógico se puede afirmar que la pirita es el mineral más importante de la zona. Esta contiene gran porcentaje de Oro. El cuarzo en su variedad lechosa es muy frecuente como mineral de ganga, pero no siempre contiene minerales de Mena, especialmente cuando la estructura es potente (2,0 – 5,0m); en cambio las vetas angostas parecen contener buenos valores. También existen en la zona diques de

cuarzo de 6 a 10m de potencias, y estos contienen disseminaciones o estructuras mas angostas con minerales metálicos de Oro y Cobre.

El control estructural de la región y de los filones de la región determina que la mayoría de ellos están relacionados a fuerzas compresivas provenientes del lado E y S que han originado fracturas de cizallamiento; dentro de las cuales se encuentra la mayoría de las vetas, especialmente las de Parcoy y El Gigante que tienen orientaciones NS - SE.

Un grupo mas reducido de vetas con orientación cercana a E y S, corresponden a fracturas del tipo tensional. En conclusión se puede afirmar que en la región son más favorables a la mineralización las fracturas de cizallamiento.

### **Criterios usados para la cubicación de reservas de mineral.**

Entre los criterios de cubicación se considera: La toma de muestras, categorías de mineral, nomenclatura de blocks, delimitación de blocks, cálculo de áreas, cálculo de volumen, cálculo el peso específico, cálculo de tonelaje, ley del block, determinación de la dilución, ancho de minado, área minada, volumen minado, tonelaje minado, ley de minado, ley económica o rentable.

### **Inventario de reservas minerales por zona**

Se detalla a continuación:

**Tabla I - 07: Inventario de reservas minerales por zona**

<b>SECCION</b>	<b>mts</b>	<b>Potencia (m)</b>	<b>(gr. Au/m)</b>
Gigante	1 164	1,05	10,61
Huacrachuco	9 221	0,96	17,32
Intermedio	15 569	1,07	15,32
Medio	4 038	0,78	14,79
Nivel Cinco	17 812	0,94	14,87
Las Torres	8 041	0,69	11,98
La Española	45 017	0,93	16,95
La Españolita	92 391	0,75	16,63
Cabana	81 969	0,74	19,29
Virtud	18 775	0,80	21,04

SECCION	tms	Potencia (m)	(gr Au/tm)
San Vicente Alto	12 237	1,12	16,14
San Vicente	45 402	0,87	15,91
Las Chilcas	187,353	0,84	21,49
<b>Total</b>	<b>538,989</b>	<b>0,83</b>	<b>18,65</b>

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Recursos y producción mina Marsa.  
Departamento de planeamiento.Parcoy.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1.- Síntesis histórica

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado anteriormente, lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80; aquella en que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la gran crisis que entonces soporto la minería nacional y el país en general.

Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del cerro el “Gigante” y de la labor “Huacrachuco” de donde el sabio señala se extraía abundante oro (1860).

Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandono ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esta época que no hacia rentable su explotación con las tecnologías conocidas entonces.

El Dr. Andrés Marsano Porras Presidente Ejecutivo y principal accionista de MARSA es un admirador de Raimondi cuyas obras ya había leído profundamente cuando le fue ofrecida en el año de 1980 la oportunidad de adquirir algunos derechos en la zona por lo que toma esta oferta recordando lo que leyó al respecto. Es así que resolvió invertir en labores de prospección y exploración con la firma Buenaventura Ingenieros S.A. (BISA).

El 15 de Abril de 1981 se constituyó Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA) siendo los 2 accionistas fundadores los mismos que continúan hasta la fecha, los empresarios Andrés Marsano Porras, Ignacio Larco Pedraza, Santos Valdiviezo Pérez, German Patron Candela y José Heighes Quiñones.

A fines de 1981 MARSA encarga el estudio geológico de la zona “Gigante-Huacrachuco” a Buenaventura Ingenieros S.A. comenzándose los primeros trabajos de exploración y habilitación de labores antiguas. Con la creación del Departamento de Geología e Ingeniería de la empresa a finales de 1982 se procede a realizar el primer estimado de reservas del yacimiento totalizando 23 280tn. Con una ley de 10,7 gramos de oro por tonelada métrica. Para apreciar de manera objetiva la magnitud del crecimiento de

MARSA basta señalar que estas reservas no serían suficientes ni para un mes de funcionamiento normal de la actual planta concentradora. Estas pequeñas reservas sin embargo incentivaron al Dr. Andrés Marsano a invertir en la construcción de una primera planta de flotación de 50tm/día que fue inaugurada el 14 de julio de 1983. Dadas las limitaciones de las reservas minerales conocidas en esa época resultaba una decisión más audaz que técnica. A pesar de esa incertidumbre creada por la Legislación Minera MARSA continuó con su política de reinversión y aprovechando las ventajas de la ley 22178 (Ley de Promoción Aurífera) prosiguió su crecimiento alcanzando la planta una capacidad de tratamiento de 250t/día en 1989.

El 18 de noviembre de 1992 se puso en operación la planta de cianuración con el sistema Merrill Crowe automatizando primero en su género en Sudamérica alcanzando hoy en día un alto nivel técnico y profesional que permite el procesamiento de 1000 t/día. Si bien es cierto que el año de 1992 MARSA fue la primera productora de oro en el Perú; en la actualidad MARSA es el tercer productor de oro a nivel nacional. Pero si se tratara de 3 comparar de comparar las minas de oro de extracción subterránea MARSA se mantiene en el primer lugar y sobre todo con el 100% de capital Nacional.

El crecimiento de esta empresa se produjo durante la época más difícil de nuestra historia por la presencia del terrorismo, el fenómeno del niño y de la crisis económica que habían creado un clima de desconfianza y zozobra en el país pero gracias a la fe inquebrantable de su presidente ejecutivo el Dr, Andrés Marsano Porras se pudo llevar adelante este proyecto minero<sup>8</sup>.

### **Aspectos generales**

La productividad es considerada como una de las actividades más importantes del laboreo minero, los parámetros utilizados para la medida de la eficiencia de un proceso y de una tecnología minera. La productividad de tajeos y la productividad de la mina subterránea, expresadas en toneladas por hombre guardia, permiten conocer los costos operativos y el grado de organización de una mina. Es por ello que Minera Aurífera Retamas S.A dedicada a la actividad minera subterránea se compromete a gestionar los procesos, productos y servicios salvaguardando la seguridad SISSOMAC (sistema de seguridad y salud ocupacional, medio ambiente y comunidad) y salud de los trabajadores y previniendo la contaminación ambiental en toda la organización.

---

<sup>8</sup>Minera Aurífera Retamas S.A. (2011). Boletín Departamento de Recursos Humanos.Parcoy.

Adicionalmente, se especifica el compromiso de gestionar la calidad de los procesos, productos y servicios en el laboratorio químico para la satisfacción de sus clientes.

La optimización de calidad del ciclo de operaciones unitarias, a fin de una mejora continua en la utilización del tiempo operativo del personal y equipo en los diferentes frentes de labores, de desarrollo, preparación y tajeo debe ser una preocupación para todo ingeniero de minas aliado al estudio de costos en cada uno de los procesos.

Para cada caso en preparación, desarrollo y explotación mina y en una misma unidad minera y en cada método de explotación deben ser analizados los diferentes factores que influyen para la determinación de la tecnología de explotación a ser utilizada.

Según Franz, N, Letal (1989), propone los siguientes factores:

- Condiciones naturales geológicas y geomecánicas del yacimiento.
- Diseño de la mina.
- Las operaciones unitarias en los tajos: perforación, voladura, acarreo, sostenimiento, ventilación y relleno.
- Los parámetros característicos para los métodos de explotación: labores de preparación, dilución, recuperación de reservas, productividad, etc.
- El costo operativo comparativo de explotación (tajeo y labores de preparación) para cada mina y cada método de explotación.

La determinación de los costos operativos comparativos es importante a fin de disponer de un índice representativo para la evaluación y contraste de la eficiencia de una operación minera y cuantifica la participación de los parámetros técnico-económicos en el costo total de extracción de mineral en un block de explotación. Por lo tanto, una administración efectiva es motivo de estudio para su implantación.

Para efectos de evaluación económica, las fases de un proyecto minero pueden ser sistematizados en: exploración (investigación de bondades del yacimiento o depósito mineral), desarrollo (preparación para la explotación) y explotación (proceso de producción). Esas fases poseen una equivalencia con las de un proyecto industrial.

Evidentemente la evaluación económica de un proyecto de explotación mineral engloba la participación de un equipo multidisciplinario de profesionales y la calidad de la evaluación depende del binomio conocimiento - experiencia del equipo.

Teniendo en cuenta que la base de un proyecto minero es la existencia de la mina y que la mina tiene un volumen considerable de reservas proporcionando un horizonte de vida útil muy largo, que puede ser considerado desde el punto de vista económico financiero, como de vida útil perpetua.

### **Tipo de mina**

Operado bajo el sistema de mina subterránea, el Yacimiento de Parcoy está conformado por un sistema de vetas bien definidas que alcanzan una extensión de 7km en horizontal y 570m en vertical. Las vetas más importantes son Valeria I, Valeria III, bebe, Rosa, Rosa Orquídea.

### **Descripción de las operaciones mineras**

#### **Antecedentes**

Los antecedentes del corte escalonado se encuentran en la minería del carbón, concretamente en la ex República Federal de Alemania. Posteriormente, y debido a los resultados altamente positivos obtenidos, se pasó a aplicar esta técnica a la minería metálica, obteniéndose igualmente resultados positivos con una significativa reducción en los costos de perforación y voladura.

En la minería peruana se ubican dentro del marco de la cooperación-apoyo al sector minero que mantiene el gobierno alemán con el gobierno peruano en su proyecto de “reducción de costos en perforación y voladura”, cuya ejecución se llevó a cabo básicamente en la Cía. Minera Milpo (Perú).

En la actualidad, las nuevas tecnologías abren inmensas posibilidades a la construcción de galerías, sub niveles, chimeneas, etc. A partir de conocer los avances que se han experimentado: para resolver estos problemas de avances lineales, la empresa Minera Aurífera Retamas S.A., Libertad (2014), se planteó como uno de sus principales objetivos, obtener un mayor porcentaje de avance y una reducción de costos en sus procesos a un punto máximo. Para ello se realizaran pruebas, reemplazando la malla de perforación tradicional (Corte Quemado) con el corte escalonado, en la voladura. La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para a de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado anteriormente, lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80, aquella en que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la gran crisis que entonces soporto la minería nacional y el país en general.

Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del cerro el “Gigante” y de la labor “Huacrachuco” de donde el sabio señala se extraía abundante oro (1860).

En el caso de la Empresa Minera Aurífera Retamas .S.A. ésta empieza su actividad geológico minera en el área minera de chilcas, proyectando su explotación hasta el cámara 30, en la información disponible respecto de labores antiguas realizadas por la empresa Consorcio Minero Horizonte<sup>9</sup>.

#### **Nivel internacional:**

Garrido A. (2007) elaboro y sustentó su tesis doctoral: “Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”, en la Universidad de Chile. El objetivo general de este estudio fue efectuar un diagnóstico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la “Mina Reservas Norte” de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el nivel de producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura, para posterior digitalización en software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Sus conclusiones fueron las siguientes.

Reducción del número de perforaciones por disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura.

#### **A nivel nacional:**

Jáuregui A. (2009) elaboro y expone su Tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, su objetivo fue obtener una reducción de los costos operativos de la empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las operaciones unitarias de perforación y voladura, el método de investigación fue experimental cuyas conclusiones fueron.

Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, son el seguimiento y control

---

<sup>9</sup>Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (1993) Minería peruana siglo XXI convención de ingenieros de minas del Perú. Imprenta Cano SRL. Perú.

operativo, la capacitación y creación de conciencia de los trabajos en los temas de optimización de la perforación y voladura debe darse de manera constante, la mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0,96 \$/tm (56% de la reducción total), seguido por la perforación 0,37\$/tm (21,76% de la reducción total), voladura 0,28\$/tm (16,47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0,09\$/tm (5,3% de la reducción total).

Zapata D. (2002) en su tesis “Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo” plantea que el objetivo general del estudio fue aumentar la productividad y la calidad a través del mejoramiento continuo de la eficiencia y la efectividad en las operaciones. Como instrumento de investigación utilizó los programas de actividades, curva “S”, informes de producción y el resultado económico, sus conclusiones fueron.

El resultado operativo nos permite saber si estamos adelantados o atrasados respecto al tiempo, evaluar si estamos ganando o perdiendo y porque, el método del resultado operativo es una herramienta de control que nos permite identificar y evaluar los costos operativos en los procesos productivos.

En la actualidad, las nuevas tecnologías abren inmensas posibilidades a la construcción de galerías, sub niveles, chimeneas, etc. A partir de conocer los avances que se han experimentado: para resolver estos problemas de avances lineales, la empresa Minera Aurífera Retamas S.A., Libertad (2014), se planteó como uno de sus principales objetivos, obtener un mayor porcentaje de avance y una reducción de costos en sus procesos a un punto máximo. Para ello se realizaron pruebas, reemplazando la malla de perforación tradicional con el corte escalonado, en la voladura.

#### **Perforación de Rocas:**

López C. & García B. (2003): El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición, el resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro será igual al diámetro del filo cortante usado.

#### **Perforación con Martillo en Cabeza:**

- **Perforadoras Manuales:** El martillo es accionado por aire comprimido, para taladros pequeños que varían de (25 - 50mm de diámetro) para trabajo horizontal

o al piso existiendo modelos como Jack-leg (Perforación Horizontal), Stoper (Perf. Chimenea) y Jack-hammer, (Perf. Pique) estos están empleando barrenos de acero integrales terminados en broca fija tipo cincel, o barrenos con broca acoplable. (Ing. Mario Cedrón Lassus - 2003).

- **Perforadoras Mecanizadas:** Son de percusión y de percusión/rotación, montadas en chasis sobre ruedas u orugas para diámetros hasta 150 mm (6") y 20m de profundidad. Ejemplo Wagon drill track drill y Jumbos neumáticos o hidráulicos que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables. Una perforadora hidráulica consta básicamente de los mismos elementos constructivos que una neumática, estos equipos tienen una velocidad de penetración tres veces más rápida que estas últimas. (Ing. Mario Cedrón Lassus - 2003).

#### **Perforación con Martillo en Fondo:**

López C. y García B. (2003). Se denomina así cuando el golpe se realiza directamente sobre broca, con éste sistema, se reduce sustancialmente la desviación del taladro. Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos montadas sobre camión o sobre orugas con traslación propia con motor rotatorio independiente y perforación por presión (Pulldown o presión de barra) con brocas rotatorias triconicas de 6" a 15" de diámetro.

En mina subterránea también existe este tipo de equipos, con diámetros de perforación de 3" de diámetro, son usados para perforación de taladros largos, para el método de explotación Sub Level Stoping, entre otros métodos de producción masiva.

#### **Aceros de Perforación:**

- **Brocas:** Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (Carburo de tungsteno). (López C. - 2002)
- **Barras o Barrenos:** Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc y sus acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. (López Jimeno C. - 2002).

## 2.2. Minado y producción

Operado bajo el sistema de mina subterránea, el Yacimiento de Parcoy está conformado por un sistema de vetas bien definidas que alcanzan una extensión de 7km en horizontal y 570m en vertical. Las vetas más importantes son Valeria I, Valeria III, bebe, Rosa, Rosa Orquídea.

El método de explotación, que se aplica es el de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, es decir, mediante el uso de equipos carga, acarreo y descarga (LHD).

En las labores de tajo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y manuales. Para la limpieza del mineral se utilizan cabestrantes (winches) eléctricos con rastras, mientras que el sostenimiento en los tajos se realiza con Tablas de madera y shotcrete.

Los bloques mecanizados son delimitados en longitudes de 100m de largo por 25m de alto, para lo cual se construye una rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente.

El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

## 2.3. Caracterización del macizo rocoso de la veta Valeria

La mecánica de rocas es una ciencia teórica y aplicada que trata sobre el comportamiento mecánico de la roca y su respuesta a los esfuerzos aplicados en su entorno físico, su desarrollo ocurrió principalmente a partir de la década de 1960. Las primeras obras que sistematizaron el conocimiento existente de la época fueron: la de J. A. Talobre intitulada “La mécanique des roches” editada en 1957, y la del Prof. Leonard Müller “Der Felsbau” en 1963 (Rocha, 1981).

En 1962, la mecánica de rocas, bajo la insistencia de la escuela austriaca, con Stini y Müller al frente, se desvincula de la Sociedad Internacional de Mecánica del Suelo, con la pública oposición del fundador de la ciencia geotécnica, Karl Terzaghi.

EL progreso alcanzado en la comprensión del comportamiento de los macizos rocosos marcaron el inicio del fin de la era de la “experiencia” (los individuos daban solución a los problemas con criterios subjetivos y personales), pasando para un abordaje más objetivo y racional.

Es interesante observar que la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM – International Society of Rock Mechanics) fue constituida en 1962 y tuvo su primer

congreso en Lisboa, en 1966. Este congreso marcó un paso decisivo en la consagración de la nueva disciplina, teniendo un papel destacado el Dr. Manoel Rocha.

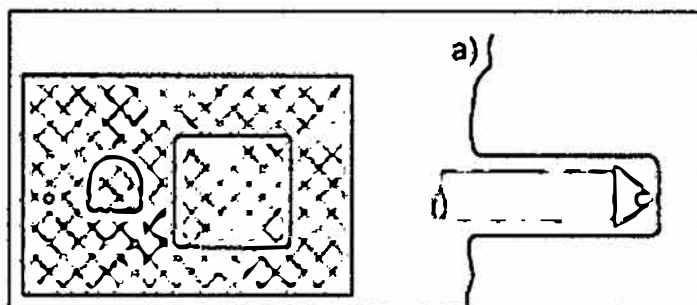
La ISRM organiza congresos a cada 4 años, siendo realizado su octavo congreso en 1995 en Tokyo.

Los problemas mecánicos mas destacados abordados por la geomecanica son:

- a) **Fracturas en la roca.**- Los campos de esfuerzos presentes en estructuras rocosas son principalmente de compresión. En las superficies de las microfrazuras (lugares dónde se originan las fracturas) se genera fricción, que causa que la resistencia de la roca sea muy sensible a esfuerzos de confinamiento. Esto genera dudas con respecto a la validez de la teoría plástica en general y en el análisis de esfuerzos y deformaciones de la roca.
- b) **Efectos de escala.**- Debido a la naturaleza discontinua de los macizos rocosos, su respuesta frente a cargas impuestas dependerá del tamaño o escala de la carga.

Resistencia y deformación están influenciadas tanto por las propiedades del material rocoso como por la variación en las características estructurales.

Estos efectos se pueden apreciar considerando varias escalas de carga, habituales, en la práctica de la minería: perforaciones, túneles y pilares.



**Gráfico II -0 1:** Falla de un material rocoso debido a barrenación.

- c) **Resistencia a la tracción.**- Las rocas se distinguen de todos los demás materiales comunes de ingeniería, a excepción del concreto, por su baja resistencia a la tracción. Debido a que las uniones y otras fracturas ofrecen poca o nula resistencia a la tensión, la resistencia a la tracción en un macizo rocoso puede asumirse como nula.
- d) **Efectos del agua subterránea.**- El agua bajo presión en las uniones que definen bloques, reduce el esfuerzo normal efectivo entre las superficies de las rocas y por lo tanto reduce la potencial resistencia al corte. El efecto de fisuras o poros con agua bajo presión es el de reducir el esfuerzo último del macizo, en comparación con condiciones drenadas.

e) **Intemperismo.**- Se puede definir como la alteración física o química de la superficie de la roca, debido a las reacciones con los gases atmosféricos y soluciones acuosas. El proceso es análogo a los efectos de la corrosión en materiales convencionales. El interés específico de la ingeniería del intemperismo se genera debido a su influencia en las propiedades mecánicas del material intacto, así como la potencialidad del efecto significativo del coeficiente de fricción en la superficie de la roca.

### 2.3.1. Mecánica de rocas

Según el comité americano (1974), La mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico de la roca y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de las respuestas de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno.

The Australian Geomechanics Society (1992), define a la geomecánica como : “[...] la aplicación de principios geológicos y de ingeniería al comportamiento de los suelos, del agua subterránea y al uso de estos principios a la ingeniería civil, ingeniería de minas, ingeniería de costas e ingeniería ambiental, en el sentido más amplio”.

La National Comité on Rock Mechanics (1964 y 1974), define a la mecánica de rocas como: “[...] la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos [...]”, o bien “[...] la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico”.

La mecánica de rocas es una disciplina distinta y coherente, su aplicación práctica efectiva demanda su integración filosófica con otras áreas que tratan con la respuesta mecánica de todos los materiales geológicos, todo esto en conjunto es lo que se denomina la geomecánica.

Luego, la mecánica de rocas vendrá acompañada principalmente por la geología estructural, la hidrología subterránea y la geofísica; juntos conforman la base conceptual y verdadera a partir del cual se puede desarrollar procedimientos para la predicción y control del comportamiento de estructuras rocosas.

Tal como se conceptualiza hoy en día, la mecánica de rocas tiene fundamental importancia principalmente en la ingeniería minera e ingeniería civil; particularmente constituye la base científica de la ingeniería minera, puesto que a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto de “vida de operación” junto con el beneficio económico de dicha operación con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea

problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En el Gráfico II – 02 se observa los tipos básicos de modelización del macizo rocoso

### 2.3.2. Campo de aplicación de la mecánica de rocas

La metodología que intenta proveer una base para el diseño o dimensionamiento geomecánico de excavaciones o estructuras rocosas, comprende aspectos involucrados en tres tipos de modelos que constituyen simplificaciones de problemas complejos acorde con la realidad, que permiten comprender mejor el comportamiento o funcionamiento de un sistema. Son muy utilizados en todas las ciencias, aunque adquieren una gran relevancia en la ingeniería Geológica. Dentro de esta disciplina podemos diferenciar tres tipos básicos de modelos. Estos son:

- a) **Modelo geológico.-** Representa la distribución espacial de los materiales, accidentes tectónicos, características hidrológicas, geomorfológicas, etc.

Objetivos:

- Meteorizar la litología y sus rocas
- Estructurar el macizo rocoso
- Caracterizar sus discontinuidades
- Hacerse influenciar por presencia del agua.

- b) **Modelo geomecánico.-** En el cual se diferencian las características geotécnicas e hidrogeológicas de los materiales.

Objetivos:

- Cuantificar parámetros resistentes y deformacionales en la matriz rocosa.
- Comportamiento a compresión
- Anisotropía
- Influencia de distintos parámetros en la resistencia
- Criterios de rotura aplicables
- Ensayos de laboratorio: compresión simple, tracción, compresión triaxial, deformación módulos.
- Cuantificar parámetros resistentes y de deformación en las discontinuidades.
- Geometría
- Resistencia al corte
- Laboratorio

- Cuantificar parámetros resistentes y de deformación en el macizo rocoso
- Criterios de rotura, que dependerá de las relaciones entre las tensiones principales  $S_1, S_2, S_3$ .
- Propiedades deformacionales: módulo de elasticidad, módulo de Poisson
- Cuantificar parámetros resistentes y de deformación en el macizo rocoso.
- Es necesario recurrir a métodos con fuerte base empírica, caracterizándolo con los siguientes complementos: Investigaciones in situ, clasificaciones geomecánicas (RMR Bienawski, Q Barton y otros, GSI Hoek y Brown)<sup>10</sup>.

c) **Modelo geotécnico de comportamiento o modelo numérico.**- Representa la respuesta del terreno durante y después de la construcción de las obras que afectan a la zona de estudio.

Objetivos.

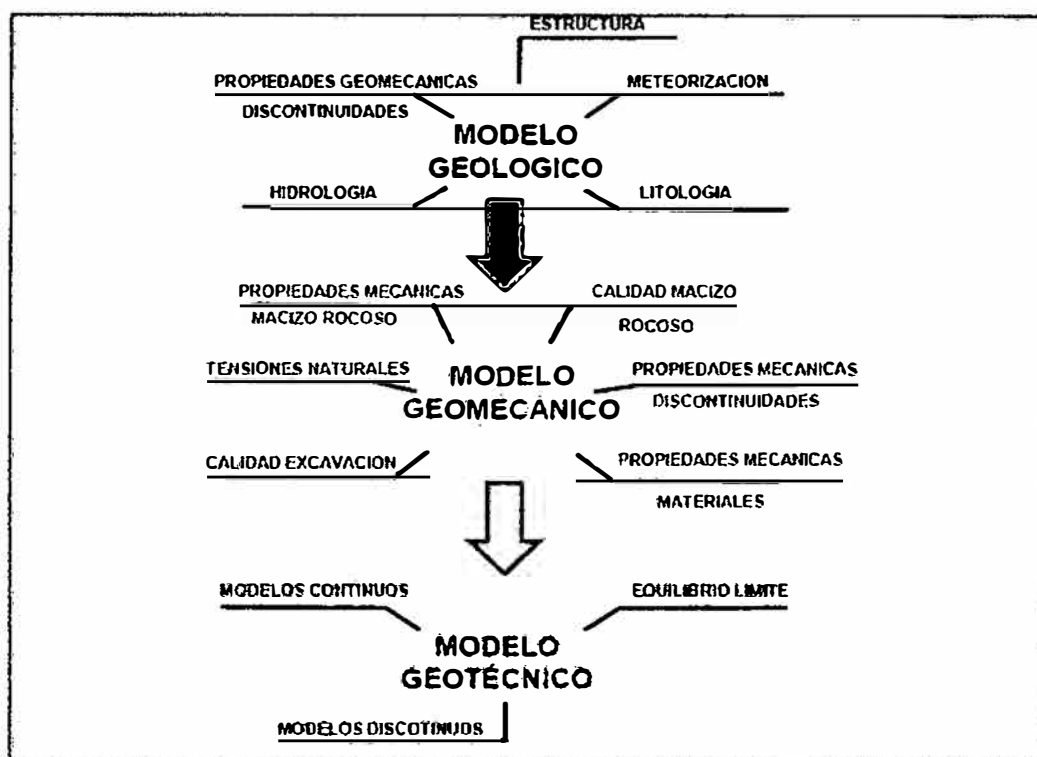
- Estimar, tensionar, deformar el macizo rocoso, cuando varían sus condiciones de carga o geometría.
- Obtener distintas soluciones:
- Tienen que ser analíticas: de difícil aplicación alejada de la realidad, mientras más alejada se encuentren las condiciones reales.
- Tienen que ser numéricas: Las más utilizadas, con el soporte de avances en aplicaciones informáticas, que permiten manejar gran cantidad de información.

### 2.3.3. El macizo rocoso.

Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades, presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisotrópico, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidades, que condicionan su comportamiento geomecánicos e hidráulico.

<sup>10</sup> Hoek.E. & Brown .E. (1988).Excavaciones subterráneas en roca, México.

El estudio del macizo rocoso es un medio indispensable a la obtención anticipada de los conocimientos geológicos y el problema potencial que un ingeniero de excavaciones subterráneas debe conocer y así prever anticipadamente una solución rápida segura y económica frente a cualquier dificultad que se presenta en la ejecución de una obra.



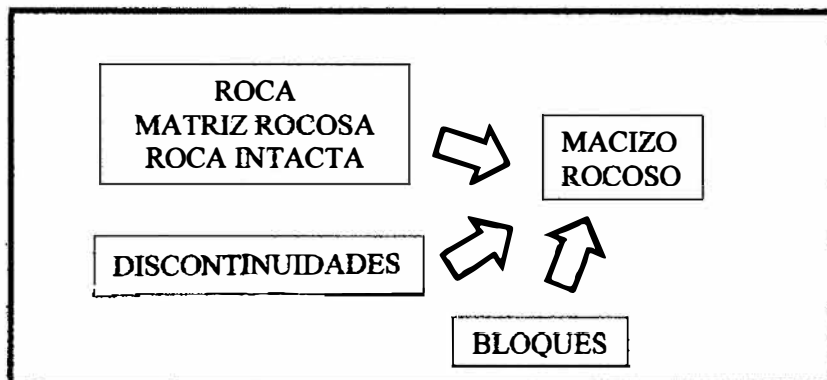
**Gráfico II - 02:** Tipos básicos de modelización del macizo rocoso

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2011). Geomecánica general de labores Marsa. Departamento de geomecánica. Parcoy.

Muchos factores se encuentran envueltos en la estabilidad de una excavación subterránea y depende de las condiciones del macizo rocoso. Un estudio de estos factores se hace necesario en la búsqueda de una solución apropiada para mantener las propiedades mecánicas relevantes del macizo rocoso, necesarias para el dimensionamiento de soportes con el fin de restaurar el equilibrio estático de las zonas perturbadas con la excavación.

En minería subterránea los estudios de los factores geológicos y geomecánicos son fundamentales importantes y necesarios para elegir el método de explotación, proteger la superficie de las excavaciones y permitir relajamientos del macizo, sin afectar la seguridad operativa de la mina (Camero & Fujimura – 1982).

Por lo tanto, en obras civiles o mineras de excavación, cualquier que sea su dimensión, el estudio del macizo rocoso debe ser de preocupación general por lo que se debe escoger para cada fase de estudio, las investigaciones que resulten necesarias, que no facilite mayor información, menor costo y menor tiempo.



**Gráfico II - 03:** Secuencia que compenetra un macizo rocoso.

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2011) Geomecánica general de labores Minera. Departamento de geomecánica. Parcoy.

Para caracterizar un macizo rocoso donde se pretende insertar una excavación, se requiere conocer los parámetros básicos de la roca y de las discontinuidades así como la estructura del macizo que incluye aspectos como el número de familias de discontinuidades existentes, el espaciado medio de los planos de discontinuidad, las características geomecánicas básicas de las discontinuidades. Asimismo será necesario medir o estimar el estado tensional in-situ y en su caso las alteraciones producidas en el macizo por otras excavaciones.

Desde el punto de vista de su aplicación en ingeniería, las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades geológicas, se pueden considerar suficientemente conocidas. Sin embargo los complejos entramados de rocas y discontinuidades que se han dado en llamar macizos rocosos, aunque se ha hecho un gran esfuerzo para investigarlos, todavía no se pueden considerar bien conocidos. Esta falta de conocimiento se debe en muchos casos a su inherente complejidad, a las dificultades de la observación de los macizos, siempre grandes, así como a la heterogeneidad que les es propia. Ramirez. L (1995), Libro de clasificación geomecanica, Lima.

#### 2.3.4. Estudio de factores geológicos

La situación geológica estructural que se puede encontrar en cualquier sitio es el producto de la historia geológica de la región. Por lo tanto los tipos de roca, pliegues, fallas y

fracturas en el volumen relativamente reducido de roca que enfrentará el ingeniero forman parte de un conjunto mucho más importante en el que se reflejan los procesos geológicos a que fue sometida la región.

El comportamiento del macizo rocoso en una excavación subterránea sea civil o minera, está condicionado a un conjunto de factores geológicos que posee significado importante en un proyecto de excavación, siendo los factores determinantes el litoestratigráfico, geoestructural, geomorfológico, hidrogeológico, geodinámico y ambiental, Ramirez. L (1995), Libro de clasificación geomecanica, Lima.

### **Factores litoestratigráficos**

Corresponde a los tipos de rocas presentes en el lugar de obra conformado por unidades de roca y suelo, lo que constituye un ambiente geológico. La litología de un lugar está constituido por rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, que precisan ser identificadas dada la importancia de su génesis, composición, mineralogía, textura y estructura, que son características básicas de las propiedades de las rocas, sumando a estas características el grado de alteración y fracturamiento, que determina la resistencia del macizo rocoso.

La roca es un agregado natural de minerales, los minerales pueden ser uno o más, que se agregan obedeciendo leyes físicas, químicas o fisicoquímicas y depende de las condiciones de formación. La identificación de la litología es muy importante, para conocer las particulares relaciones entre litología y características del medio rocoso que condiciona su comportamiento cuando es aprovechado por la ingeniería.

Por la caracterización litológica es muy importante en la evaluación de las propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso y su extrapolación de resultados de ensayos puntuales para ser considerado al macizo rocoso.

Por otro lado, en las condiciones de poca o ninguna alteración y bajo grado de fracturamiento, las rocas ígneas presenta mayor dificultad de excavación debido a su fuerte grado de contacto en la naturaleza cristalina de sus granos, en algunas rocas metamórficas son muy difícil de excavar como es el caso de rocas migmatitas que poseen recristalización de granos y alto grado de resistencia mecánica y en el caso de esquisto, filitas y pizarra, solamente presenta alto grado de resistencia en la dirección perpendicular a la esquistosidad, disminuyendo violentamente en los otros planos y las rocas sedimentarias son las que tienen menor resistencia mecánica y presentan estructuras de disposición que facilitan su excavación. Ramirez. L (1995), Libro de clasificación geomecanica, Lima.

### **Factor geoestructural**

Este factor es muy impórtate porque permite conocer la distribución y posición de los estratos de rocas a través de su dirección y buzamiento. Conocer estructuras como plegamiento, fallas discontinuidades y esquistosidades presentes en el macizo rocoso, que gobiernan en forma decisiva el comportamiento mecánico del macizo rocoso.

Sistemas de fracturamiento de macizos rocosos son modelados con fines aplicativos en ingeniería de excavaciones. Por ejemplo un sistema de fracturamiento columnar, constituye un modelo estructural característico; un plegamiento es mucha importancia en el proceso de excavación en la medida que se determinen actitudes de los estratos de roca, así como sus discontinuidades y condiciones de tensiones que ocurren en el macizo rocoso. Ramirez. L (1995), Libro de clasificación geomecanica, Lima.

### **Factor geomorfológico**

A través del estudio de la geomorfología es posible identificar los elementos de la constitución geológica de una determinada área de interés. La forma del terreno es resultado de un conjunto de fenómenos geológicos desarrollados a través de la historia geológica de la tierra y por la geomorfología es posible identificar los elementos de constitución geológica de estratos resistentes o débiles, ondulaciones producidas en los estratos, su orientación, buzamiento, identificar fallas y grandes fracturas, depósitos inestables, zonas kársticas, situación a nivel freático, etc. Estos factores son condicionantes para la determinación de la dirección de una excavación subterránea, siempre procurándose un mejor trazo y tomar las medidas correctivas cuando sean necesarias (Carnero y Fujimura 1982).

### **Factor hidrogeológico**

La presencia de agua es un factor importante en la ejecución de trabajos subterráneos, sean mineros o civiles porque afecta la resistencia y la estabilidad del macizo rocoso donde se abre una excavación. Los efectos más importantes de la presencia del agua son:

- Cambio en el volumen de la roca y suelo por expansión.
- Presiones hidrostáticas en el macizo rocoso.
- Presiones locales y concentradas en fallas, juntas, etc.
- Acción corrosiva sobre soportes y revestimiento.
- Procesos erosivos por la percolación.

El agua, como elemento geológico coexistente con las rocas influye en el comportamiento mecánico del macizo rocoso, y en su respuesta ante las fuerzas aplicadas. En rocas masivas o levemente fracturadas, la presencia del agua no tiene influencia significativa.

Para controlar la acción del agua en las labores mineras hay que conocer:

- Origen (superficial, subterráneo, intersticial, capilar).
- El tipo de macizo ( fisurado o no)
- La interrelación agua superficial/agua subterránea.
- La distribución de zonas de humedad en el macizo.
- El movimiento (flujo).
- Interacción con la roca (mecanismos de precipitación, disolución, etc.)
- El volumen almacenado
- La composición, ya que afecta a las infraestructuras mineras (aguas ácidas, por ejemplo, elementos metálicos de contención o de transporte).

En minería, la circulación del agua subterránea en el macizo rocoso puede verse alterada (a menudo intensificada) por los efectos del uso de explosivos sobre el sistema de fisuras preexistentes, o por la fracturación que se origine como consecuencia de la explosión, y que la excavación de las galerías produce una zona alterada de mayor “porosidad” y conductividad hidráulica que la roca no afectada. Dicha zona puede convertirse en un camino preferente para la migración de aguas, con la consiguiente disminución de la resistencia de las rocas, por lo que es de mucho interés la determinación de su espesor y de sus propiedades hidráulicas.

### **Factor geodinámico**

La tierra posee una geodinámica activa constantemente, sea en profundidad como en superficie. El primer caso ocurre en ambiente endógeno, en la dependencia de fenómenos magmáticos, placas tectónicas, etc. El segundo tipo ocurre a nivel de la superficie de la corteza terrestre, en un ambiente exógeno, la hidrosfera. Ambos afectan las propiedades de la roca produciendo alteraciones de sus formas originales. Para la geología de ingeniería la geodinámica externa es muy importante en el proceso constructivo de una obra subterránea dada a la acción de los procesos intempéricos que favorecen en la disminución de la resistencia mecánica de las rocas y suelos, aumento de deformabilidad y modificaciones de las propiedades de las rocas, en general.

## **Factor geomecánico**

Una buena investigación del local de la obra y una evaluación del macizo rocoso permite prever los mecanismos de falla y desmoronamiento de las excavaciones abiertas superficiales y subterránea buena precisión.

Las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades son usualmente estimadas y cuantificadas a través de clasificaciones geomecánicas desarrolladas en los últimos años.

### **2.4. Geomecánica**

El conocimiento de las características del macizo rocoso y escoger el correcto método constructivo, son factores que lleva a los trabajos de excavación subterráneo a ser concluidos con éxito.

Farmer & Shelton (1980), Sostiene que un proyecto de esfuerzo sistemático se requiere información sobre la estructura geológica del macizo, propiedades de las discontinuidades y la roca intacta, la magnitud y dirección de la redistribución de tensiones en torno de la excavación y del grado de deformación aceptable.

Carrel (1987), manifiesta que al escoger un sistema de soporte, depende de los siguientes factores: caracterización del macizo rocoso, tensiones de campo.

Daws (1988 y 1991), opina que en un proyecto de excavación subterráneo deberán considerarse los siguientes factores: la estructura geológica del macizo rocoso, esfuerzos presentes in situ, técnica de excavación y el tamaño de la excavación.

Carnero (1995), son muchos los factores importantes que dificultan el estudio en su conjunto. Mientras tanto, sostiene, que el problema puede ser simplificado y encontrar soluciones prácticas para la influencia de un determinado factor sobre el desarrollo del proceso de estabilización y agrupar los factores geológicos, hidrológicos y geomecánicos.

#### **2.4.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso**

Las clasificaciones geomecánicas se utilizan mucho actualmente, sobre todo en los estudios geotécnicos de túneles, (donde de los diez mil kilómetros de túneles y galerías que se excavan anualmente aproximadamente en 80% se excavan atendiendo únicamente a la clasificación geomecánica de los terrenos), pero es conveniente aplicarlas no perdiendo de vista los datos sobre los que se fundamentan.

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por plano de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros:

- Resistencia y comportamiento de la roca
- Familias de discontinuidades existentes
- Espaciado de los planos de discontinuidades y fracturación del macizo.
- Caracteres geomecánicos de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- Condiciones del agua en las juntas.
- Tensiones in situ, naturales o inducidas
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

Los criterios de clasificación tienen que ser claros y consistentes para que no haya ninguna duda a la hora de aplicarlos y las categorías que se establezcan deben ser mutuamente excluyentes, de modo que no sea posible asignarle a un macizo rocoso dos categorías distintas. Por otra parte, se gana en objetividad a la hora de definir la calidad de un macizo rocoso si se obtienen índices mediante dos o más clasificaciones que se puedan correlacionar entre si.

Clasificar un macizo rocoso es distribuirlo en clases y/o grupos de determinada calidad con características comunes. El objetivo específico de la taxonomía es dividir el macizo rocoso en partes o regiones de determinada calidad, o igual comportamiento, pero existe la necesidad de cuantificar esas propiedades.

Un macizo rocoso está constituido por la interacción entre el material rocoso, las discontinuidades presentes y el agua. Para comprender su comportamiento es necesario conocer el origen del material rocoso, textura, estructuras, mineralogía y características geotécnicas de las discontinuidades, origen, tipos y sus características descriptivas.

En los últimos años se ha alcanzado un elevado perfeccionamiento de estudios geológicos, geotécnicos en excavaciones subterráneas, principalmente la interpretación de los fenómenos envueltos, caracterización y clasificación; además de un gran refinamiento de métodos de cálculos con el computador. Aun con estos avances, se tiene conocimiento de

los parámetros que intervienen en el comportamiento del macizo rocoso frente a los esfuerzos impuestos por la construcción.

En la actualidad, las clasificaciones geomecánicas se emplean de forma generalizada en ingeniería para hacer una primera predicción del comportamiento de los macizos rocosos frente a excavaciones, principalmente subterráneas, aunque también a cielo abierto. Su utilidad radica en la facilidad de su aplicación y en los buenos resultados conseguidos en muchos casos. Las clasificaciones geomecánicas han producido notables beneficios a la ingeniería entre los que cabe destacar.

- Han mejorado la calidad de los estudios de los macizos rocosos por el simple hecho de requerir un mínimo de datos para llevar a cabo la clasificación y han puesto un cierto orden en los trabajos de campo en los que se basan los estudios geotécnicos.
- Han permitido dividir los macizos rocosos en grupos de características y comportamiento similar, facilitando el diseño de excavaciones al permitir relacionar las experiencias obtenidas en diversos lugares.
- Han suministrado datos básicos sobre las características de los macizos rocosos para la estimación de sus propiedades mecánicas, criterios de rotura y flujo plástico.
- Han proporcionado una base y un lenguaje común de comunicación entre geólogos e ingenieros.

Las clasificaciones geomecánicas son de especial interés en la selección de trazados de túneles y en la evaluación de sus condiciones generales de estabilidad.

Partiendo de la base de que el índice de calidad caracteriza el macizo rocoso, las clasificaciones geomecánicas dan información acerca de ciertas propiedades mecánicas del mismo, que son las básicas para estimar el tipo de técnica de excavación y las necesidades estimativas de sostenimientos. Cuando se plantea un problema de diseño en un macizo rocoso, antes de decidir utilizar una clasificación geomecánica como única herramienta para resolverlo, hay que plantearse si hay otro procedimiento más preciso que éste.

#### **2.4.2. Objetivos de la clasificación geomecánica**

Los principales objetivos que se busca con la clasificación geomecánica son:

- Reconocer en el área de trabajo el tipo de roca con la cual estamos trabajando de tal manera que podamos tomar decisiones en cuanto al tipo de sostenimiento a ejecutar.

- Reconocer donde hay problemas de estabilidad dentro de la labor de manera que podamos ser un apoyo útil en la operación.
- Identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento del macizo rocosa.
- Determinar el tipo de explosivo a usar de acuerdo a las características del macizo rocoso.

#### 2.4.3. Sistema de valoración del macizo rocoso-Bieniawski (RMR).

El sistema de valoración del macizo rocoso RMR (Rock Mass Rating), también conocido como clasificación geomecánica, fue desarrollado por Bieniawski durante los años de 1972 - 1973. Ha sido modificado con los años conforme más casos históricos llegaron a estar disponibles, y adecuado a las normas y procedimientos internacionales (Bieniawski 1979). Estas diversas aplicaciones, que suman 351 casos históricos, indican la aceptación del sistema debido a su inherente facilidad de uso y versatilidad en la práctica de la ingeniería, involucrando túneles, cámaras, minas, taludes y cimentaciones, en el cual usamos *el Anexo - 01 (Sistema de valoración de la masa rocosa – RMR (según Bieniawski,1989).*

Los parámetros considerados por esta clasificación son:

- a) **Resistencia a la compresión.-** Resistencia de un testigo de roca sana (sin planos de debilidad) en un ensayo de compresión uniaxial.
- b) **Índice de la calidad de roca RQD.** Deere (1967), que desarrollaba su trabajo profesional en el ámbito de la mecánica de rocas, postula que la calidad estructural de un macizo rocoso puede ser estimada a partir de la información dada por la recuperación de trozos intactos de sondajes diamantinos. Sobre esta base propone el índice cuantitativo RQD (rock quality designation) el cual define como el porcentaje de testigo recuperado en piezas sanas y con una longitud mayor o igual a 100mm.

**Tabla II - 01:** Indicé de calidad de roca

RQD (%)	CALIDAD DE ROCA
100 – 90	Muy buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Mediana
50 – 25	Mala
25 – 0	Muy mala

**Fuente:** Konya, C. (1988), Diseño de voladuras. España.

Se debe hacer presente que es recomendable determinar el RQD en base a testigos de diámetro igual o mayor a 50mm.

Definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión:

$$\text{RQD (\%)} = 115 - 3,3 \times J_v$$

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times e^{-0,1\lambda} \times (0,1\lambda + 1).$$

**Dónde:**

$J_v$ : N° de juntas por metro cubico ( $J_x + J_y + J_z$ )

$\lambda$ : N° de discontinuidades por metro lineal.

**c) Espaciamiento de las discontinuidades.-** El espaciado de las discontinuidades adyacentes es el factor determinante del tamaño de los bloques de roca. Si las familias de discontinuidades presentes tienen una separación pequeña la cohesión del macizo rocoso es pequeña, mientras que aquellas discontinuidades que están muy separadas originan bloques de gran tamaño entre sí. La importancia del espaciado es mayor cuando existen otros factores condicionantes de la deformación del macizo rocoso, como por ejemplo, una resistencia al corte pequeña y un número suficiente de discontinuidades para que se produzca el deslizamiento. El espaciamiento también tiene gran influencia en la permeabilidad del macizo rocoso y en las características internas que condicionan la circulación de agua.

#### d) Condiciones de las discontinuidades

- **Persistencia.-** Se describen los afloramientos de roca o dominios reconocidos según el tamaño de las diferentes familias de discontinuidades presentes. Según su tamaño, las diferentes familias de discontinuidades se describen como sistemáticas, sub sistemáticas y no sistemáticas.
- **Apertura.-** La apertura es la distancia perpendicular que separa las paredes adyacentes de roca de una discontinuidad abierta. En la que el espacio que interviene tiene agua, aire o relleno.
- **Rugosidad.-** La rugosidad de una discontinuidad es un factor muy importante, determinante de la resistencia al corte. La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad. En la práctica, la ondulación afecta a la dirección inicial de desplazamiento cortante relativa al plano medio de la discontinuidad, mientras que la aspereza afecta a la resistencia al corte.
- **Relleno.-** El material de meteorización que rellena las discontinuidades puede tener su origen en la descomposición de la roca o en la desintegración. El relleno se refiere al material que separa los labios adyacentes de una discontinuidad, por ejemplo, calcita, clorita, limo, etc. La distancia perpendicular entre las paredes de la discontinuidad se denomina "espesor" de la discontinuidad rellena, diferenciándose este término del de "apertura" de una discontinuidad
- **Intemperismo.-** El intemperismo o meteorización de las rocas se refiere a la modificación sufrida en la composición o estructura de una roca situada en la superficie o en sus proximidades, debido a la acción de agentes atmosféricos.

Tabla II - 02: Grado de meteorización de la masa rocosa.

TERMINO	INDICE DE METEORIZACION	GRADO
<b>Sana</b>	Ningún signo de meteorización en el material rocoso. Quizás ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales.	<b>I</b>
<b>Ligero</b>	La decoloración indica meteorización del material rocoso y superficie de discontinuidad. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que en su condición sana.	<b>II</b>
<b>Moderada</b>	Menos de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo, la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.	<b>III</b>
<b>Muy meteorización</b>	Más de la mitad del material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo como núcleo rocoso.	<b>IV</b>
<b>Descompuesto</b>	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo.	<b>V y VI</b>
	La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta.	

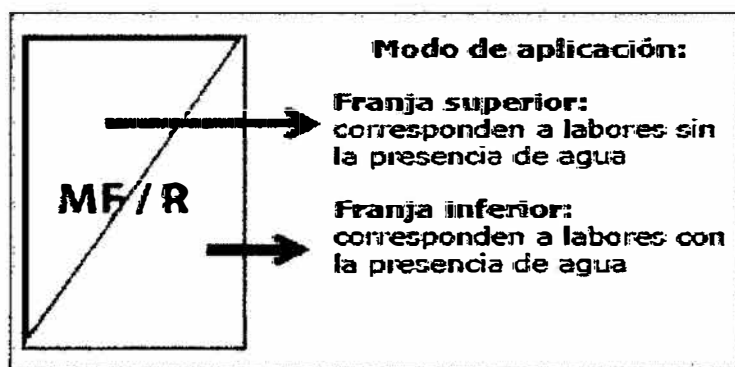
Fuente: Konya, C.(1988), Diseño de voladuras, España.

- **Orientación de fracturas.-** La orientación de las discontinuidades en una determinada estructura es un indicador de las condiciones que originan inestabilidad o deformación excesivas. La orientación de unas discontinuidades respecto a otras determinará la forma de los bloques.
- **Agua subterránea.-** Esta condición es muy práctica de visualizar existiendo cinco manifestaciones: Seco, húmedo, mojado, goteo y flujo.

**Factores influyentes:** En la tabla Geomecánica la clasificación de la calidad del macizo rocoso y por ende el tipo de sostenimiento se presenta en dos franjas, el cual se diferencia por las presencia del factor influyente:

a) **Presencia de agua.-** Se encuentra presente en las fisuras intersticiales del macizo rocoso lo cual influyen en la resistencia de la roca.

**Tabla II – 05:** Modelo de lectura de Tabla geomecánico.



**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

**Metodología de aplicación:** Para el uso de las tablas geomecánicas considerar las siguientes instrucciones:

a) **Determinar In-Situ los siguientes parámetros:**

- **Estructura**, con el uso de un flexómetro contar la cantidad de fracturas por metro lineal.
- **Condición superficial:**

**Resistencia** a un trozo de roca intacta realizar golpes con la picota de geólogo o barretilla y determinar en cuantos golpes se rompe.

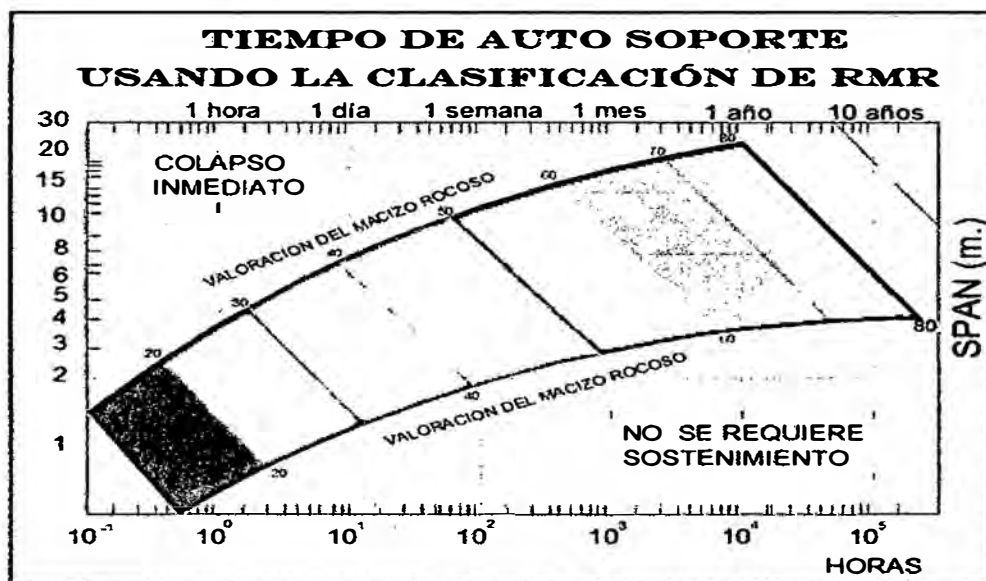
**Condición de fractura** tomar en cuenta la rugosidad de la fractura; lisa, ligeramente rugosa y rugosa, abertura y el tipo de relleno.

b) **Definido los parámetros In-Situ**, verificar la presencia de los factores influyentes y determinar la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento a aplicar dependiendo del uso y tamaño de la labor.

### Capacidad de los elementos de sostenimiento

Los elementos de sostenimiento de acuerdo a sus características se clasifican en sostenimiento pasivo y activo, y presentan las siguientes características, se observa en el Tabla II 08 capacidades de los elementos de sostenimientos

**Tabla II – 06: Equivalencia GSI Y RMR.**



Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

Donde también se plasma el tipo de roca y RMR - clasificación de roca.

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION DE LA ROCA
II	II-A	71 - 80 BUENA "A"
	II-B	61 - 70 BUENA "B"
III	III-A	51 - 60 REGULAR "A"
	III-B	41 - 50 REGULAR "B"
IV	IV-A	31 - 40 MALA "A"
	IV-B	21 - 30 MALA "B"
V	V-A	0 - 20 MUY MALA

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

SPAN (m): Longitud máxima expuesta sin sostenimiento, considera la máxima longitud entre el ancho y el largo de la excavación.

Tabla II – 07: Recomendación de sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor

T.R.º	LABORES DE AVANCEº	LABORES DE EXPLOTACIÓNº
	Sin sostenimientoº	º
	Sostenimiento puntualº	º
	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 1.80 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m o pernos de fricción de 2.10 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m.¶ En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m: Colocar pernos de roca sistemática de 2.40 m de largo, espaciados de 1.20 m a 1.50 m.º	TAJO CONVENCIONAL: Puntales en línea de 18 cm a 23 cm de diámetro con Jack pot de 183 mm espaciados a 1.50 m x 1.50 m.¶ TAJO MECANIZADO: Perno de fricción de 2.10 m espaciados de 1.20 m a 1.50 m.º
III-Ba	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: Colocar pernos de roca de 1.80 m de largo, espaciado de 1.20 m a 1.50 m o pernos de fricción de 2.10 m o 1.50 m de largo (dependiendo de la sección), espaciados de 1.20 m a 1.50 m; más malla de 10 cm x 10 cm. Ocasionalmente malla de 5 cm x 5 cm.¶ En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m: Colocar perno helicoidal de 2.40 m de largo, malla de 10 cm x 10 cm y shotcrete de 6.25 cm de espesor.º	TAJO CONVENCIONAL: Puntales en línea de 18 cm a 23 cm de diámetro con Jack pot de 183 mm espaciados a 1.20 m x 1.20 m.¶ TAJO MECANIZADO: Colocar perno de fricción de 2.10 m, espaciados a 1.20 m a 1.50 m; más malla electrosoldada 10 cm x 10 cm.º
IV-Aa	En labores menores o iguales a 3.50 m x 3.50 m: Colocar perno de roca de 1.80 m de largo, espaciado de 1.20 m a 1.50 m o pernos de fricción de 2.10 m o 1.50 m de largo (dependiendo de la sección) espaciados de 1.20 m a 1.50 m; más malla electro-soldada 5 cm x 5 cm. Ocasionalmente shotcrete de 6.25 cm de espesor (previo colocado de malla de 10 cm x 10 cm).¶ En labores mayores o iguales a 4 m x 4 m: Colocar perno de roca de 2.40 m de largo espaciados de 1.20 m a 1.50 m, malla electro-soldada de 10 cm x 10 cm y shotcrete de 6.25 cm de espesor.º	TAJO CONVENCIONAL: Cuadros de madera de 18 cm a 23 cm de diámetro espaciados a 1.50 m.¶ TAJO MECANIZADO: Colocar pernos de fricción de 2.10 m, espaciados de 1.20 m a 1.50 m; más malla electrosoldada de 10 cm x 10 cm, opcionalmente shotcrete 5 cm de espesor.º
IV-Ba	Colocar cimbras metálicas espaciado de 1 m a 1.20 m.º	TAJO CONVENCIONAL: Colocar cuadros de madera de 18 cm a 23 cm de diámetro, espaciado a 1.40 m.¶ TAJO MECANIZADO: Colocar cuadros rectos de 20 cm a 23 cm de diámetro, espaciado de 1 m a 1.20 m.º
	Colocar cimbras metálicas espaciados de 1 m a 1.20 m, previamente una capa de shotcrete de 5 cm de espesor con 30 kg de fibra/m <sup>3</sup> y/o machayantes.º	En labores de zona de realce avanzar con cuadros, machayantes y guarda cabeza tupada, espaciado de 0.80 m a 1 m.º

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A. (2011), Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

**Tabla II – 08:** Capacidades de los elementos de sostenimiento

Elemento Sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Und	Consideraciones
Perno Helicoidal (Perno de roca)	Activo	$\geq 6,6$	t/m	
Perno Hydrabolt (Perno de fricción)	Activo	$\geq 9$	T	Capacidad en toda su extensión
Perno Split Set (Perno de fricción)	Activo	$\geq 3,3$	t/m	Diámetro de perforación 38 mm
Cimbras Viga 4H13 4"x4"x1/4"	Pasivo	10,5	t/m <sup>2</sup>	Sección 2,70 m x 2,70 m
Cimbras Omega $\Omega$ -N21	Pasivo	12	t/m <sup>2</sup>	Sección 2,40 m x 2,70 m
Cimbras Omega $\Omega$ -N21	Pasivo	7	t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Cimbras Omega $\Omega$ -N29	Pasivo	14	t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Tablas de madera	Pasivo	$\geq 10$	t/m <sup>2</sup>	Sección 2,40 m x 2,70 m
Anillado (Wood Crib)	Pasivo	22	t/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base
Puntal de 20 cm x 1,50 m	Pasivo	30,5	T	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>
Puntal de 15 cm x 1,50 m	Pasivo	16,5	T	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>
Par de Puntal 20 cm x 2,50m	Pasivo	56	T	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete	Pasivo	$\geq 200$	kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 14 días
Malla electro-soldada	Pasivo	1000 – 1300	Kg	En cuatro puntos de apoyo

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A.(2011), Boletingomecánico de rocas, Parcoy.

#### 2.4.4. Sistema de Q de Barton.

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos fue desarrollado en Noruega en 1974, por Barton, Lien y Lunde, todos del Instituto Geotécnico Noruego. Su desarrollo representó una gran contribución al tema de la clasificación de los macizos rocosos por varias razones: el sistema fue propuesto sobre la base del análisis de 212 casos históricos de túneles en Escandinavia, es un sistema de clasificación cuantitativa y es un sistema de ingeniería que facilita el diseño del sostenimiento de túneles.

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso utilizando seis parámetros distintos:

- RQD “Rock Quality Designation”.
- Número de familias de fracturas (discontinuidades)
- Rugosidad de la fractura o discontinuidad más favorable.
- Grado de alteración o relleno a lo largo de las fracturas más débiles.
- Flujo de agua.
- Condición de esfuerzos.

Estos seis parámetros son agrupados en tres cocientes para dar la calidad global de la masa rocosa Q como sigue:

$$Q = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$$

Dónde:

- RQD : Parámetro definido por Deere
- J<sub>n</sub> : Índice de número de familias de fracturas
- J<sub>r</sub> : Índice de rugosidad
- J<sub>a</sub> : Índice de alteración de las paredes de las fracturas
- J<sub>w</sub> : Índice de flujo de agua
- SRF : Índice del estado de tensión del macizo rocoso (stress reduction factor)

Los tres grupos formados con este parámetro son:

- RQD/J<sub>n</sub> : Representa la estructura del macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de bloque

Jr/Ja : Representa la rugosidad y caracterización de fricciones de las paredes de una fractura o del material de relleno.

Jw/SRF : Representa la influencia del estado tensional.

El rango de variación de los parámetros es el siguiente:

RQD : 0 - 100

Jn : 0,5 - 20

Jr : 0,5 - 4

Ja : 0,75 - 20

Jw : 0,05 - 1

SRF : 0,5 - 20.

**Tabla II - 09:** Valorización de la roca según la clasificación de Barton.

Clasificación con el Sistema Q	
Q (Calidad de Macizo Rocoso)	Valoración
0,001 – 0,01	Excepcionalmente mala
0,01 – 0,1	Extremadamente mala
0,1 – 1,0	Muy mala
1,0 – 4	Mala
4 - 10	Regular
10 - 40	Buena
40 - 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1000	Excepcionalmente buena

**Fuente:** Konya, C.(1988). Diseño de voladuras. España

Tabla II - 10: Meteorización de las juntas J<sub>a</sub>

DESCRIPCIÓN	J <sub>a</sub>	φ <sub>r</sub>
* Contacto entre dos caras de la junta.	J <sub>a</sub>	φ <sub>r</sub>
- Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0.75	
- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25 - 30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	23 - 30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20 - 25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm.	4	8 - 16
* Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.	J <sub>a</sub>	φ <sub>r</sub>
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25 - 30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16 - 24
- Sobreconsolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm. de espesor.	8	12 - 16
- Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J <sub>a</sub> depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	6 - 12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J <sub>a</sub>	φ <sub>r</sub>
- Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6 - 8 8 - 12	6 - 24 ""
- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento.	5	6 - 24
- Milonitos arcillosos gruesos.	10 - 13 13 - 20	6 - 24 ""

Fuente: Konya, C.(1988). Diseño de voladuras. España.

**Tabla II - 11:** Rugosidad de las juntas  $J_r$ 

DESCRIPCIÓN	$J_r$
* Contacto entre dos caras de la junta mediante un desplazamiento constante de menos de 10 cm	$J_r$
- Juntas discontinuas	4
- Junta rugosa o irregular ondulada	3
- Suave ondulada	2
- Espejo de falla, ondulada	1,5
- Rugosa o irregular, plana	1,5
- Suave plana	1
- Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	$J_r$
- Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta.	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1
<b>NOTA:</b> Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3m hay que aumentar el $J_r$ en unidad. Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si estas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0,5$ .	

**Fuente:** Konya, C.(1988). Diseño de voladuras. España.

**Tabla II - 12:** Agua en juntas  $J_w$ 

DESCRIPCIÓN	$J_w$	Presión agua kg/cm <sup>2</sup>
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. Menos de 5 l/min localmente.	1	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1 - 2,5
- Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33*	2,5 - 10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegadas decayendo con el tiempo.	0,1 - 0,2*	>10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas sin disminución.	0,05 - 0,1*	>10
Los valores presentados con el signo* son sólo valores estimativos. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar $J_w$ . Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.		

**Fuente:** Konya, C.(1988). Diseño de voladuras. España.

Tabla II - 13: Tensiones en la excavación S.R.F.

DESCRIPCIÓN				
<b>1</b>	Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques según avanza la misma.			<b>SRF</b>
<b>A</b>	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).			10
<b>B</b>	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).			5
<b>C</b>	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).			2,5
<b>D</b>	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).			7,5
<b>E</b>	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).			5
<b>F</b>	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de mayor de 50 m).			2,5
<b>G</b>	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad)			5
<b>2</b>	Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas	$\sigma_r/\sigma_1$	$\sigma_r/\sigma_1$	SFR
<b>H</b>	Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	> 200	>13	2,5
<b>J</b>	Tensiones medias.	200 - 10	13 - 0,66	1,0
<b>K</b>	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10 - 5	0,66 - 0,33	0,5 - 2,0
<b>L</b>	Explosión de roca suave (roca masiva).	5 - 2,5	0,33 - 0,16	5 - 10
<b>M</b>	Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16	10 - 20
$\sigma_r$ y $\sigma_1$ Son las resistencias a compresión y tracción respectivamente, de la roca; es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.				
<b>3</b>	Roca fluente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de las altas presiones litostáticas.			SFR
<b>N</b>	Presión de flujo suave.			5 - 10
<b>O</b>	Presión de flujo intensa.			10 - 20
<b>4</b>	Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.			SFR
<b>P</b>	Presión de expansión suave.			5 - 10
<b>R</b>	Presión de expansión intensa.			10 - 20
-	Observaciones al SRF.			
i	Reducir los valores del SFR en un 25 - 50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no intersectan a la excavación.			
ii	En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SFR de 2,5 a 5 (ver H).			
iii	Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 < \sigma_r/\sigma_1 < 10$ reducir $\sigma_r$ y $\sigma_1$ a $0,8 \sigma_r$ y $0,8 \sigma_1$ ; cuando $\sigma_r/\sigma_1 > 10$ , reducir $\sigma_r$ y $\sigma_1$ a $0,2$ y $0,6 \sigma_r$ , donde $\sigma_r$ es tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

Fuente: Konya, C.(1988). Diseño de voladuras. España.

El índice Q tiene un alto grado de fiabilidad, ya que está basado en un elevado número de casos que comprenden muy diversos tamaños de túneles, tipos de excavación, profundidades y calidades de macizos rocosos. Por la propia definición del índice Q, no se presenta el problema de falta de sensibilidad a los parámetros considerados individualmente, ya que éstos aparecen como multiplicadores o divisores. Por ello, y debido también al amplio rango de los parámetros en esta clasificación, los casos extremos quedan bien reflejados.

#### **2.4.5. Clasificación del GSI**






La clasificación GSI se basa en una observación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura del mismo y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidades existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo rocoso en afloramientos y sondeos. El GSI combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos, es decir: su fracturación, o sea, el tamaño y la forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades.

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos). El Índice de Resistencia Geológica GSI considera dos parámetros: la condición de la estructural de la masa rocosa y la condición superficial de la misma.

- a) La estructura del macizo rocoso considera el grado de fracturamiento o la cantidad de contactos por metro lineal.
  - Roca masiva o levemente fracturada (LF).
  - Roca moderadamente fracturada (F).
  - Roca muy fracturada (MF).
  - Roca intensamente fracturada (IF).
  - Roca triturada o brechada (T).
- b) La condición superficial del macizo rocoso, tal como la resistencia de la roca intacta y las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración.

- Roca muy buena (MB).
- Roca buena (B).
- Roca regular (R).
- Roca mala (M).
- Roca muy mala (MM).

Tabla II – 14: Geomecánica para clasificación del macizo rocoso

TABLA GEOMECÁNICA SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)				
<p>Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación y/o resistencias de estas. Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinarse el número de fracturas por metro línea en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras contadas (Resistencia). Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta con 10 fracturas/metro y la condición de estas fracturas se indenta superficialmente, entonces, esta intersección clasificará al macizo rocoso como Moderadamente Fracturada/ Mala (F/M) y el valor del RMR=40 - 50 (Color amarillo).</p>		SOLO SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA (15) MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESIST. FRESCA) (MB)	SE ROMPE CON 30 MAS GOLPES DE PICOTA (12) BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (B)	SE ROMPE CON 1-3 GOLPES DE PICOTA (7) REGULAR (MOD. RESIST. LEVE MOD. ALTERA.) (R)	SE INDENTA SUPERFICIALMENTE (4) MAL/BLANDA MUY ALTERADA (M)	SE INDENTA MAS DE 6 mm (0-2) MUY MALA (MUY BLANDA EXT. ALTA.) (MM)
ESTRUCTURA						
	<b>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</b> (2-6 Fract./metro) Tres a menos familias de discontinuidad muy espaciadas entre sí.	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM
	<b>MOD. FRACTURADA (F)</b> (7-12 Fract./metro) Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales.	F/MB	F/B	F/R	F/M	F/MM
	<b>MUY FRACTURADA (MF)</b> (13-20 Fract./metro) Moderadamente trabada. Parcialmente disturbada, formados por 4 ó mas familias de discontinuidades.	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM
	<b>MTY. FRACTURADA (IF)</b> (mas de 20 Frac./metro) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interseptadas formando bloques angulosos e irregulares.	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM
	<b>TRITURADA O BRECHADA (T)</b> Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmento fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.	T/MB	T/B	T/R	T/M	T/MM

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

## 2.5. Aplicación de sistemas de clasificación para la estabilidad de excavaciones.

### 2.5.1. Máxima abertura de las excavaciones

Es una forma para evaluación de la estabilidad de la excavación subterránea, mediante el índice de roca relacionando con los valores determinado por Barton, se toma el valor de acuerdo al tipo de excavación que se realizara:

- ESR = 1,6 ( labores permanentes: rampas, cruceros)
- ESR = 3,0 ( labores temporales: tajeos, sub niveles, galerías)
- ESR = 2,0 (labores verticales: pique, chimenea, echadero de mineral).

$$\text{Máxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 (\text{ESR}) Q^{0,4}$$

$$\text{Ancho máximo sin sostenimiento} = \text{ESR} \times e^{(\text{RMR}-25)/22}$$

$$\text{RMR (sin sostenimiento)} = 22 \ln DE + 25.$$

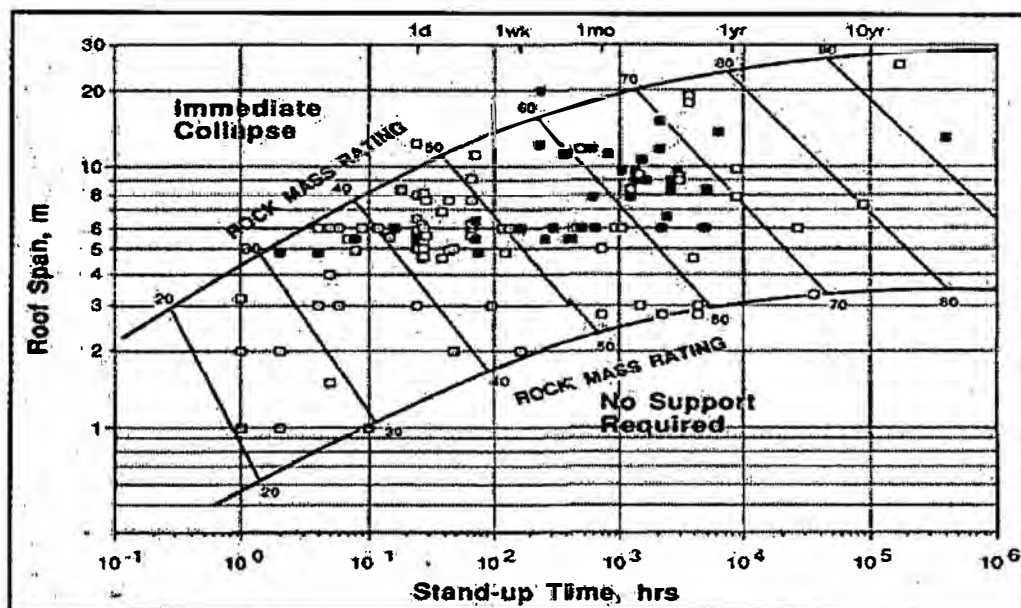
#### Dónde:

DE : Dimensión equivalente.

ESR : Factor de reducción de excavación.

### 2.5.2. Tiempo de auto sostenimiento

Es el tiempo en el cual la excavación se mantiene estable (no se aprecia deformaciones del macizo rocoso). Depende de la calidad del macizo rocoso y la abertura de la excavación. Este se calcula aplicando la tabla de autoaporte versus abertura, propuesta por Bieniawski. Para su aplicación se necesita conocer el índice Q o RMR de la abertura de la labor.



**Gráfico II - 04:** Cartilla para determinar el tiempo de auto sostenimiento

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Tabla de geomecánica de rocas, Parcoy.

### 2.5.3. Estabilidad del macizo rocoso

Desde el punto de vista geotécnico se refiere al grado de seguridad o estabilidad que se exige de la roca que circunda a una abertura subterránea.

- Inestabilidad ocasionada por la geología estructural.
- Inestabilidad debido a los esfuerzos exagerados.
- Inestabilidad ocasionada por la meteorización.
- Inestabilidad debido a presiones de flujos excesivos de agua.
- El nivel de diseño en el factor de seguridad ( $F_s$ ) antes de aplicar el sostenimiento deberá ser mayor a la unidad (depende de la variación del proyecto) para considerarlo en condiciones de estabilidad.

### 2.6. Caracterización geomecánica de la veta valeria

El estudio geomecánico del macizo rocoso de la zona Valeria Nv. 2770, el Rock Mass Rating (RMR), se determinó mediante mapeos geomecánico a cada tramo de avance por voladura en una longitud aproximada de 100m, donde se consideran 6 parámetros y simultáneamente se utiliza la cartilla geomecánica por celdas.

El tipo de roca que predomina en la galería es la granodiorita, diorita, granito y tonalita donde presenta alteraciones con presencia de fallas la sección típica de la galería es 3,00m x 3,00m y una pendiente de 12%.

Los parámetros hallados en el mapeo geomecánico:

**a) Resistencia a la compresión.**

La identificación de la resistencia a la compresión de la roca se determinó con la martillo de geólogo: La muestra se rompe con (1) un golpe de martillo de geólogo.

**Resistencia Compresión:** 80 – 270mPa

**Valorización 15**, se obtiene del anexo 1 de masa rocosa RMR según Bienawski.

En una longitud de 100m lineales se identificaron 800 discontinuidades.

$$\lambda = 800 / 100 = 8 \text{ disc/m}$$

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times e^{-0,1 \times 8} \times (0,1 \times 8 + 1) = 80,87\%$$

**Valorización: 17**, se obtiene del anexo 1 de masa rocosa RMR según Bienawski.

**b) Espaciamiento de las discontinuidades.**

El espaciamiento entre discontinuidades presentan un promedio: 0,6 – 2,0m

**Valorización: 20**, se obtiene del anexo 1 de masa rocosa RMR según Bienawski.

**c) Condiciones de las discontinuidades**

- Persistencia
- Apertura
- Rugosidad, ligeramente rugoso
- Relleno duro mayor a 6mm
- Intemperismo, muy intemperizada

**Valorización:**  $6 + 4 + 1 + 8 + 1 = 20$ , se obtiene del anexo I de masa rocosa RMR según Bienawski.

**d) Orientación de fracturas.**

Roca masiva.

**Valorización: 6**, se obtiene del anexo 1 de masa rocosa RMR según Bienawski.

**e) Agua subterránea.**

Excavaciones secas.

**Valorización: 5**, se obtiene del anexo I de masa rocosa RMR según Bienawski.

Como resultado del mapeo geomecánico realizado en la galería Valeria I. Profundización arroja una valorización del RMR de 83 (sumando todas las valorizaciones anteriores), el cual indica que el tipo de macizo rocoso es II –Buena.

## 2.7. Labores mineras

### Labores mineras de desarrollo

Las labores de desarrollo se preparan en zona estéril y es paralelo a los cuerpos mineralizados en rumbo para su fácil acceso.

- Las rampas principales cumplen el propósito para el traslado de equipos, personal, instalación de servicios auxiliares, futuras exploraciones, etc. El crucero principal se está desarrollando con el fin de llegar al yacimiento Patrick, Chilcas, este crucero tendrá una longitud de 3 kilómetros y tiene una gradiente positiva de -15%. Estas labores son permanentes por lo cual el sostenimiento también debe ser adecuado.
- Rampas: Son de sección 4,50m x 3,80m, con una gradiente positiva de 15%.
- Crucero: Es de sección 5,00m x 4,00m, con una gradiente positiva de 10%.

### Labores mineras de preparación

Las labores de preparación se realizan desde las labores de desarrollo, rampas principales y/o crucero según el requerimiento de la producción; estas labores pueden ser inclinadas y horizontales dentro de las especificaciones técnicas.

- Subniveles: Son de sección 4,00m x 3,00m, con una gradiente positiva de 1%
- Rampas auxiliares: Son de sección 4,50m x 3,80m, con una gradiente de 15% (puede ser positiva o negativa).

También se construyen chimeneas con el propósito de emplearlos como coladores de mineral, relleno o ventilación (también se pueden usar como chimenea de servicios). Estas chimeneas se construyen con Raise Boring de un diámetro de 1,5m y Convencionalmente con máquinas perforadoras convenciones.

La longitud de las chimeneas varía de acuerdo a la necesidad y por lo cual puede alcanzar longitudes aproximadas de 380m.

Nomenclatura de las chimeneas son:

- WR: Chimenea de desmonte
- VR: Chimenea de ventilación
- OR: Chimenea de mineral.

### **Labores mineras de explotación**

Estas labores se realizan tajeos en breasting para extraer blocks de mineral. También se realiza acceso a la veta, ya sea a los extremos o por medio del cuerpo mineralizado, con una gradiente de negativa de 15% para una vez accesado al mineral rebatirlo. En las labores de explotación el sostenimiento es sistemático y temporal.

- Accesos: Son de sección 3,2m x 3,2m con una gradiente negativa de 15%.
- Tajeos: Son de sección 4,00m x3,50m con cara libre de 0,50 m

### **Longitud de perforacion**

La perforación es parte principal del ciclo de minado, siendo el inicio de la operación unitaria, se realiza con los Jumbos Boomer electrohídricos con una longitud de perforación 3,2m y con un diámetro de taladro de 45m.

### **Perforación en avance**

En la perforación en avance los taladros son paralelos a la inclinación que tenga el avance con una profundidad de 3,2m, con un diámetro de 45mm de 7 botones, para esta tarea se tiene establecida plantillas (malla de perforación) para perforación en los cuales en número de taladros variara de acuerdo al tipo de roca y a la sección con la que se avanza.

### **2.8. Minado y producción**

El método de explotación, que se aplica es el de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, es decir, mediante el uso de equipos carga, acarreo y descarga (LHD).

En las labores de tajo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y manuales. Para la limpieza del mineral se utilizan cabestrantes (winches) eléctricos con rastras, mientras que el sostenimiento en los tajos se realiza con Tablas de madera y shotcrete.

Los bloques mecanizados son delimitados en longitudes de 100m de largo por 25m de alto, para lo cual se construye un rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente.

El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

### **Minado**

- Ventilación

- Regado
- Desatado
- Sostenimiento
- Limpieza
- Perforación
- Voladura.

## 2.9. Perforación actual de la veta Valeria

López C. & López E. (2003), dice que las voladuras en frentes subterráneos son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido a que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3000m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión empujan el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado.
- Tiempo disponible para la ejecución
- Tipo de roca
- Tipo de sostenimiento
- Sistema de ventilación

Debido a que cada día las minas se mecanizan más, se emplea equipos sofisticados en lo que es la perforación (jumbos), y para ello perforar en ángulo sería algo complejo, por tanto la perforación con taladros paralelos es lo más adecuado, además de ser mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de la labor como en el caso de los arranques en ángulo.

La forma del tajeo puede variar según el método de explotación diseñado, en todos los casos el avance se mide mediante el volumen fracturado (in - situ). Actualmente se tiene como métodos de explotación:

- Método de corte y relleno ascendente.
- Método de cámaras y pilares.
- Método de explotación selectivo circado.

El nivel de producción del mineral es de 1 500tms/día, con ley promedio de 11gr/tm Au, siendo el Cut-off operacional en 6.64gr/tm.

#### a) Corte y relleno ascendente.

Durante el avance ascendente de la producción, se deja pilares de 3m x 5m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3m x 20m paralela a la galería.

#### Geometría del yacimiento

Forma	: Irregular
Potencia	: variable; >0,50m
Buzamiento	: 30° - 40°
Altura litostática	: 200m - 600m.

#### Parámetros geométricos del método

Dimensiones del sub block (m)	: 20 x 30
Número de cortes horizontales	: 5
Longitud de cortes horizontales (m)	: 14
Ancho de cortes horizontales (m)	: 5
Altura de cortes horizontales (m)	: 1,20m
Dimensión de los Pilares temporales (m)	: 3 x 5 y 3 x 20

#### Eficiencias

Rendimiento	: 2,50 m <sup>3</sup> /tarea (con winche).
	: 1,25 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza. manual)
Factor de carga (L.F)	: 0,88kg/ m <sup>3</sup> .

Factor de perforación	: 3,57m/ m <sup>3</sup> .
Tonelaje/taladro	: 1,22tm/taladro.
<b>Costo del método C &amp; R.</b>	: US \$ 32,06/tm.

### b) Cámaras y pilares.

Definido el block rectangular de mineral por chimeneas y galerías, a partir de un subnivel base, se divide el tajeo en cámaras alternadas por pilares rectangulares de 3m, de ancho. Las cámaras tienen la dirección del buzamiento y altura que depende de la potencia de la veta. Una vez que la cámara llega al nivel superior, se retorna desquinchando y sosteniendo los hastiales para completar el ancho de diseño.

### Geometría del yacimiento

Forma	: Tabular e irregular
Potencia	: Variable; 0,30cm a 2,5m
Buzamiento	: Sub horizontales; 10° a 30°
Altura litostática	: 200m - 700m.

### Parámetros geométricos del método

Dimensiones del sub block (m)	: 20x30
Número de cortes verticales	: 4
Ancho de cortes verticales (m)	: 3
Ancho de cámara (m)	: 14
Número de Pilares	: 3
Dimensiones de los pilares temporales (m)	: 3 x 30, 3 x 20

### Eficiencias

Rendimiento	: 2,00 m <sup>3</sup> /tarea (con winche ) : 1,11 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)
Factor de carga (L. F)	: 1,22kg/ m <sup>3</sup> .
Factor de Perforación	:4,61 m/ m <sup>3</sup> .
Producción por taladro	:0.94 tm / taladro.

Costo de método C&P :US \$37,51/tm.

c) **Método selectivo circado.** Se aplica este método para zonas mineralizadas con potencia de veta angosta (< 0,30cm) y altos valores de mineral. En una primera etapa se arranca el mineral y luego el desmonte pudiendo invertir esta secuencia de acuerdo a las condiciones de dureza del mineral y el desmonte.

#### **Geometría del yacimiento.**

Forma : irregular  
 Potencia : variable; <0.50m.  
 Buzamiento : variable  
 Altura litostática :200 m - 600m.

#### **Parámetros geométricos del método.**

Dimensiones del sub block (m) : 20 x 30  
 Ancho de cámara (m) : 14  
 Ancho de cortes horizontales (m) : 10 - 27  
 Altura de cortes horizontales (m) :1.2  
 Dimensiones de los pilares temporales (m) : 3 x 10.

#### **Eficiencias.**

Rendimiento : 1,11 m<sup>3</sup>/tarea (con winche)  
 : 0,83 m<sup>3</sup>/tarea (limpieza manual)  
 Factor de carga (L.F) : 1,43kg./ m<sup>3</sup>.  
 Factor de Perforación : 5,85m/ m<sup>3</sup>. Tonelaje / taladro  
 : 0,75tm/ taladro.  
 Costo del método circado : US \$ 59,97/tm.

#### **Proceso de Extracción de mineral.**

La actividad minera, comprende varios procesos desde la búsqueda del mineral hasta la obtención del metal en su forma industrial.

Uno de estos procesos es la extracción del mineral, desde el interior de la mina hasta superficie, para cumplir con este objetivo, se realizan una serie de trabajos que se pueden resumir en las siguientes fases:

**Fase 1: Exploración;** Cuyo objetivo es la búsqueda del mineral.

**Fase 2: Desarrollo;** Una vez encontrado el mineral, se reconoce en sus tres dimensiones.

**Fase 3: Preparación;** Geometría elegida para una Mena ó cubicación económica. Antes de iniciar la explotación se realizan labores adicionales según diseño del método de explotación.

**Fase 4: Operación mina;** Fase que comprende el desarrollo de labores que servirán como infraestructura para uno o más niveles de una sección ó también para varias secciones.

Esta es la última fase que comprende también la extracción del mineral cubicado en blockes.

#### **Labores de desarrollo, exploración y preparación**

Todas estas labores se realizan por medio de labores de avance lineal (m), también se les llama labores lineales, en 3 dimensiones. Se caracteriza por avanzar en forma lineal, por la geometría y dimensión (sección) que se realiza este trabajo, se han diferenciado en las siguientes labores: Frentes, chimeneas verticales, chimeneas inclinadas, chimeneas pilotos, subniveles y estocadas.

- a) **Frentes:** Dentro de este grupo podemos tener diferenciado varias labores, básicamente el trabajo es el mismo pero diferencian por el objetivo que cumplen cada labor:

**Cortada;** Labor que empieza desde superficie hasta interceptar una estructura mineralizada.

**Cruceros;** Labor que cumple la función de avanzar hasta interceptar algún objetivo como: estructura mineralizada, otra labor, etc. (son generalmente de veta a veta).

**Galería;** Labor que se avanza a lo largo de la estructura mineralizada.

**By Pass;** Labor que comunica dos labores, específicamente labores lineales (frentes); generalmente para dar más eficiencia al servicio.

**Especificaciones técnicas de los Frentes:**

Sección standard : 10' x 10' (3x3m).

Sobre excavación : +10% máximo.

Gradiente : 5/1000.

**b) Chimeneas Verticales:** Labor que se realiza en forma ascendente, la limpieza del material roto es por caída libre; caen a la tolva o Chute instalada en el punto de inicio (de un frente).

**Especificaciones técnicas:**

Objetivo : Echaderos de mineral o desmonte, ventilación, Servicios, etc.

Sección Standard : 4' x 4' (1,20x1,20m), rectangular.

Inclinación : Según proyecto.

Puntal de avance : Cada 1,0m.

**c) Chimeneas piloto;** Labor que generalmente se inicia en un tajo, sub nivel y/o chimenea inclinada, la limpieza se realiza empleando mano de obra, cuyo objetivo es interceptar estructura al techo de la labor.

**Especificaciones técnicas:**

objetivo : Exploración al techo de la labor.

Sección Standard : 4' x 4' (1,20x1,20m), rectangular.

Inclinación : Según proyecto.

Puntal de avance : Cada 1,0m.

Longitud maxima : 10m.

**d) Chimeneas inclinadas:** Labor que se realiza en forma ascendente sobre estructura, la limpieza del material roto se realiza empleando mano de obra.

**Especificaciones técnicas:**

Objetivo : Exploración, desarrollo y/o preparación.

Sección Standard : 5' x 5' (1,50 x 1,50m), rectangular.

Inclinación : Buzamiento de la veta, sobre estructura.

- e) **Subniveles;** Labor que se realiza en forma horizontal siguiendo el rumbo de la veta, la limpieza del material roto se realiza empleando mano de obra.

Especificaciones técnicas:

Objetivo : Preparaciones y exploraciones.

Sección Standard : 4' x 6' (1,20 x 1,80m).

Dirección : Siguiendo el rumbo de la veta.

Las zonas de operación de la empresa MARSA comprenden:

**Tabla II – 15:** Distribución de zonas MARSA.

ITEM	ZONA
1	Huacrachuco
2	Intermedio
3	Nivel cinco
4	La española
5	La españolita
6	Cabana
7	La virtud
8	San vicente
9	Las chilcas
10	Chilcas bajo
11	Valeria i,ii y iii
12	Minado superficie

Se trabaja con una malla de taladros paralelos (corte quemado), en que se utilizaba barras de 3,6m de longitud de brocade 45mm para la perforación, para los taladros de alivio se

utiliza rimadora de 102mm. La cantidad de cartuchos esta en función a la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros. Los cartuchos tienen una distancia de 25cm en los taladros de corona para realizar una voladura controlada, se utiliza tacos inertes de 20cm, después de cargar los explosivos en los taladros.

### 2.9.1. Métodos de corte o arranque.

Según EXSA<sup>11</sup>, corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos:

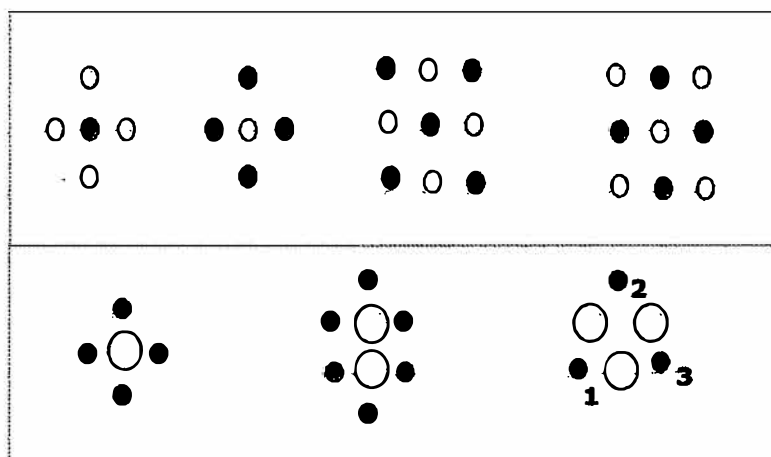
#### a. Cortes en diagonal

- Corte en pirámide o diamante (Center cut)
- Corte en cuña o en "V" (wedge cut)
- Corte en cuña de arrastre (draw o draw cut)
- Corte en abanico (fan cut).

#### b. Corte en paralelo

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado
- Corte cilindro con taladros de alivio
- Corte escalonado por tajadas horizontales.



**Gráfico II - 05:** Diseño de tipo de corte quemado.

**Fuente:** EXSA (2010), Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

<sup>11</sup> EXSA (2010) Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

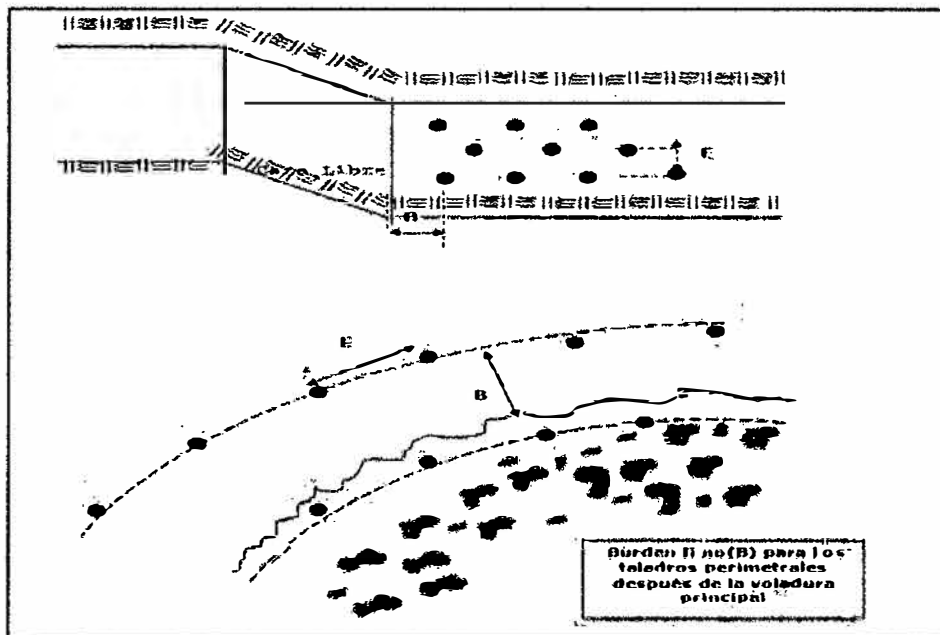


Gráfico II - 06: Diseño de espaciamiento y burden.

Fuente: EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición, Lima

**Detonación:** Proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y formación de gases a elevadas temperaturas, que adquieren una fuerza expansiva.

#### Fases de la reacción química de los explosivos

- Explosivo sin reaccionar.
- Detonación: Onda de Choque a alta presión se mueve a través de la zona de reacción.
- Explosión; Los ingredientes explosivos se descomponen y cambian a gases.
- Expansión; Los gases a alta presión comienzan a expandirse, ejerciendo fuerzas a través de la roca, las cuales causan el rompimiento de ella.

#### Energías generadas por la reacción de un explosivo.

##### 1. Energía de trabajo.

- **Energía de choque (energía de tensión):** Es el resultado de la presión ejercida por la onda de detonación que se propaga a través de la columna del explosivo. Es una forma de energía cinética.

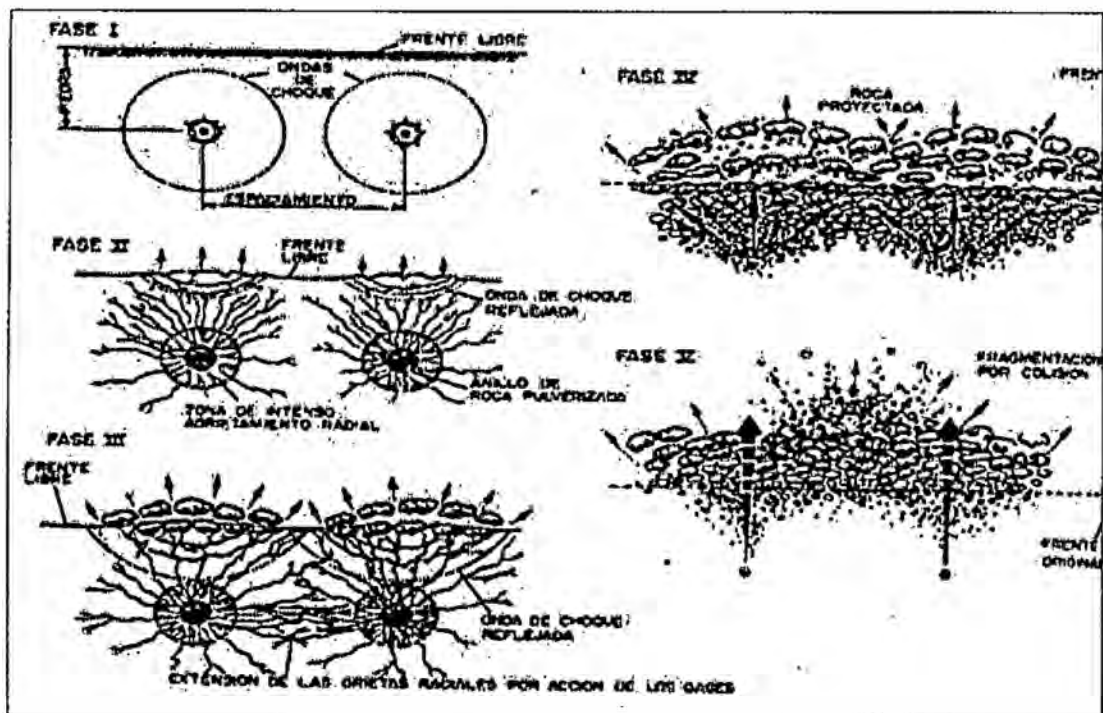
- **Energía de gas: (energía de burbuja):** Es la presión que se ejerce sobre los barrenos debido a la expansión de gases después de que la reacción química ha sido completada.

## 2. Energía de desperdicio.

- Energía de calor
- Energía de luz
- Energía de sonido
- Energía sísmica
- Vibratorio

### Proceso de rompimiento

- El explosivo detona y rápidamente se expande en el barreno creando altas presiones de gas en el barreno y altas concentraciones de tensión en la roca (stress).
- La roca inmediatamente alrededor del barreno es comprimida y triturada por la alta presión del barreno.
- Fisuras existentes son extendidas y se forman nuevas en la masa rocosa por tensiones generadas.
- La alta presión de gas actúa como cuña y expande todas las fisuras.
- La roca es desplazada hacia el paso de menor resistencia.
- Gas del explosivo se libera a la atmósfera, la roca explotada cae por gravedad y forma el perfil de voladura.



**Gráfico II - 07:** Teoría de rompimiento de roca

**Fuente:** EXSA (2010), Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

Claves para un resultado óptimo de voladura:

- Hacer una adecuada distribución de energía.
- Obtener el nivel de energía necesario para realizar el trabajo.
- Confinar adecuadamente la energía.

#### Variables controlables de las voladuras

Las variables que son controlables en el cálculo y diseño de las voladuras las clasificamos en tres grupos:

- Geométricas o de diseño (diámetro, longitud de carga, piedra, espaciamento, etc.)
- Químico – Físicas o del explosivo (Tipos de explosivo, potencia, energía, sistemas de cebado, etc.)
- De tiempo (tiempos de retardo y secuencia de iniciación).

#### Variables de diseño

- D = Diámetro del barreno
- L = Longitud del barreno
- d = Diámetro de la carga
- B = Piedra o burden nominal

- S = Espaciamiento nominal
- LV = Longitud de la voladura
- AV = Ancho de la Voladura
- B<sub>e</sub> = Piedra o burden efectivo
- S<sub>e</sub> = Espaciamiento Efectivo
- T = Retacado
- I = Longitud de carga
- T<sub>r</sub> = Tiempo de retardo.

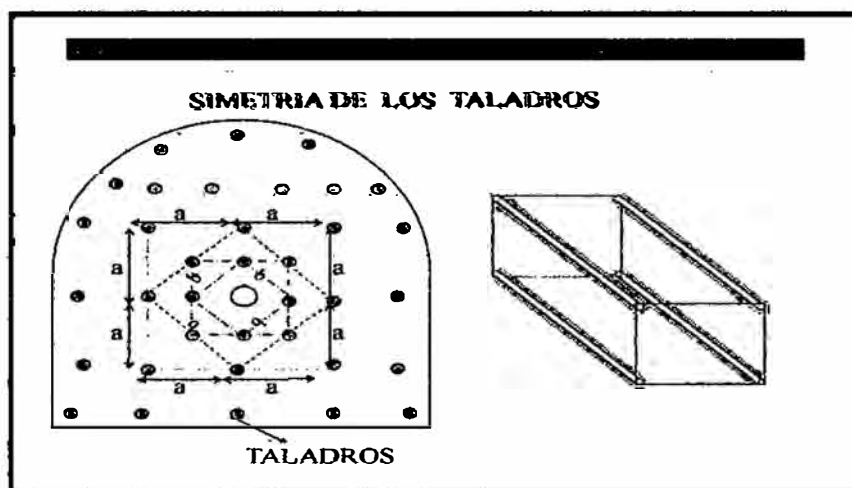
**a. Diámetro de los barrenos**

**Depende de los siguientes aspectos:**

- Características del macizo rocoso.
- Grado de fragmentación requerido.
- Economía del proceso de perforación y voladura.
- Dimensiones del equipo de carga. Diámetro de los barrenos.

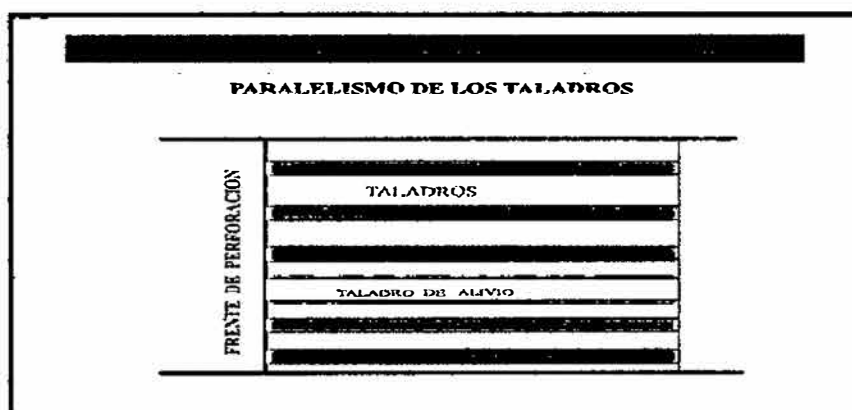
**Condiciones para obtener buena voladura**

- Simetría de los taladros (malla de perforación).- Los taladros poseen un diámetro y longitud con dimensiones iguales en toda la malla de perforación a diferencia del taladro de alivo su diámetro es mayor.
- Paralelismo de taladros.El paralelismo se realiza con los guidores para obtener un buen aprovechamiento del explosivo si no se cumplen esta condición obtendremos un tiro cortado, tiro soplado.



**Gráfico II - 08:** Simetría de taladros.

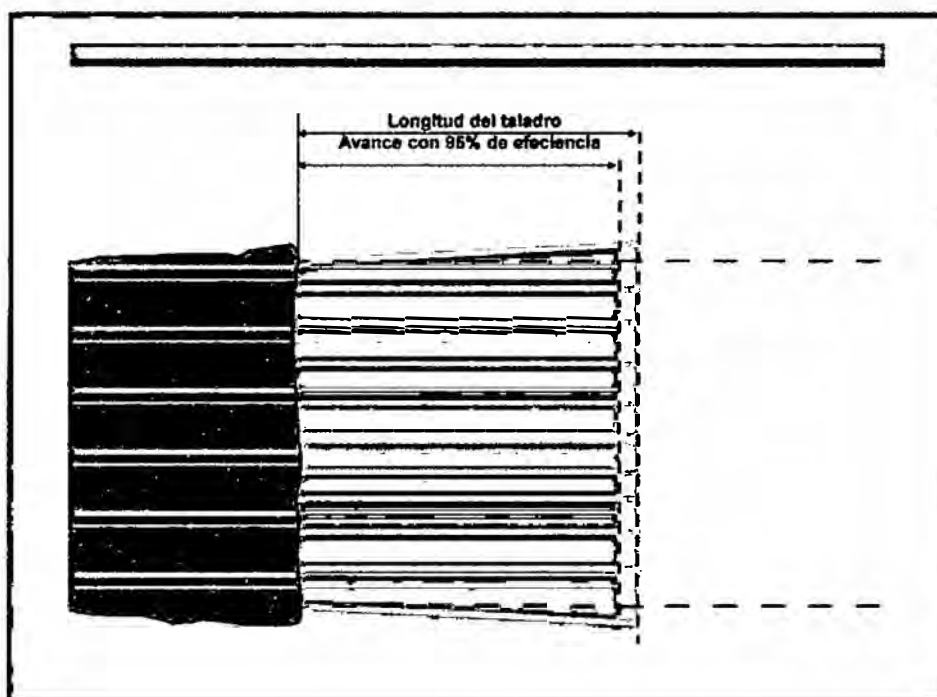
**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.



**Gráfico II - 09:** Paralelismo de taladros.

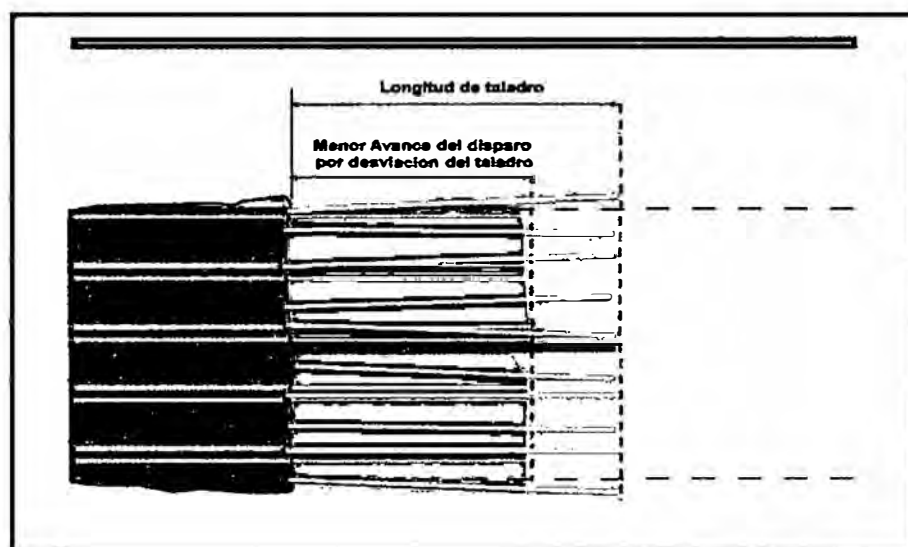
**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

El paralelismo se controla con el uso de guidores de madera (2 – 3 guidores por frente), de taladro a taladro según avanza la perforación. Se evita utilizando guidores y barrenos de la misma longitud.



**Gráfico II - 10:** Longitud de taladros.

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.



**Gráfico II - 11:** Desviación de taladros.

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

## Características de los materiales consumibles.

### a. Semexsa – 65

Los explosivos son Dinamitas semi gelatinosa, encartuchadas en envoltura de papel parafinado, tienen muy buena resistencia al agua. Posee alta velocidad, presión de detonación, densidad media, prestando un elevado nivel de energía para su uso en túneles y minería subterránea. Con un adecuado atacado, permite un acoplamiento excelente. Se observa en el Tabla II - 16: Especificaciones técnicas SEMEXSA – E 65

También se usa en voladuras de superficie para obras viales, canteras y excavaciones de zanjas.

### Ventajas

- Excelente resistencia al agua.
- Alta potencia con buen poder rompedor para semi dura, roca dura.
- Excelente comportamiento en labores como galerías, rampas, profundización de piques.
- Poseen alta velocidad y presión de detonación. Mayor a 5000m/seg.

### Desventaja

- Menor tiempo de vida útil, normalmente 12 meses.

### b. Emulex 80

Los explosivos EMULEX son Emulsiones en lámina plástica. EMULEX tiene excelente resistencia al agua, lo que permite su aplicación en taladros totalmente inundados. Poseen alta velocidad y presión de detonación, lo que les proporciona un elevado nivel de energía para uso en túneles y minería subterránea, tanto en galerías, desarrollos, rampas o profundización de piques, así como en tajeos de producción.

Con un adecuado atacado permiten un excelente acoplamiento, lo que garantiza su óptimo rendimiento.

### Ventajas

- Excelente resistencia al agua
- Alta potencia con buen poder rompedor para roca dura.
- Excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques.

Tabla II - 16: Especificaciones técnicas SEMEXSA – E 65

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS		
UNIDAD	VALOR	TOLERANCIA
Densidad	gr/cm <sup>3</sup>	1,12 ±3 %
Velocidad de detonación *	m/s	4200
Velocidad de detonación **	m/s	5000
Presión de detonación	kbar	70
Energía	kcal/kg	950
Volumen normal de gases	l/kg	932
Potencia relativa por peso (Anfo =100)	%	104
Potencia relativa por volumen (Anfo =100)	%	144
Resistencia al agua (según norma técnica peruana)	hora	72
Categoría de humos		1
Vida útil	meses	12
*Sin confirmar		
**Confinado en tubo de 1 1/2" de diámetro		
<b>DIMENSIONES (Ø X I)</b>		
22 x 180mm. (7/8" x 7")	22 x 200mm. (1 1/8" x 8")	
22 x 200mm. (7/8" x 8")	32 x 200mm. (1 1/4" x 8")	
25 x 180mm. (1" x 7")	38 x 200mm. (1 1/2" x 8")	
25 x 200 mm. (1" x 8")	38 x 300mm. (1 1/2" x 12")	
25 x 180 mm. (1 1/8" x 7")	50 x 200mm. (2" x 8")	

Fuente: EXSA (2010).Manual práctico de voladura. Cuarta edición. Lima.

- Poseen alta velocidad y presión de detonación. mayor a 5000m/seg.
- Son más seguros frente a estímulos como son el golpe, choque, fricción, fuego.

### Desventajas

- Menor tiempo de vida útil, normalmente 12 meses.
- En lo que respecta a su simpatía son más susceptibles a fallas que en las dinamitas especialmente cuando hay detritus en el taladro.

**Tabla II - 17:** Especificaciones técnicas Emulex 80

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNIDADES	SEMEXSA – 80
Densidad	gr/cm <sup>3</sup>	1,14 ±3 %
Velocidad de detonación *	m/s	5000
Velocidad de detonación **	m/s	5500
Presión de detonación	kbar	87
Energía	kcal/kg	1200
Volumen normal de gases	l/kg	830
Potencia relativa por peso (Anfo =100)	%	132
Potencia relativa por volumen (Anfo =100)	%	185
Resistencia al agua (según norma técnica peruana)	hora	72
Categoría de humos		1
Vida Util	meses	12
*Sin confirmar		
**Confinado en tubo de 1 1/2" de diametro		
<b>DIMENSIONES (Ø X L)</b>		
Ø22 (7/8") o mayor ,en largo de 180 mm (7")		
200 mm (8") 300 mm (12") ó 400 (16")		

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Cuarta edición.Lima.

### c. Accesorios de voladura:

#### **Carmex:**

Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, que esta compuesto de accesorios, y su engargolado que se realiza con maquinas fijadoras neumáticas de precisión, garantizando con ello la preparación de herméticos, ensambles de fulminantes/mecha de seguridad/conector, que permitirán minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”.

De otro lado, el carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación de columnas explosivas sensibles al fulminante común, que sirve para efectuar voladuras convencionales.

Consta de los siguientes componentes:

- Un fulminante común N°8
- Un tramo de mecha de seguridad
- Un conector para mecha rápida.
- Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar asegurar la mecha rápida al conector

#### **Mecha rápida**

El uso de la mecha rápida en conexión con el conector para mecha rápida tiene como objetivo principal eliminar el encendido o “chispeo” individual de las “armadas” o “primas”, evitar la exposición del operador a labores con presencia de humos y permitir la evaluación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro.

Para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la mecha rápida se inserta a través de la ranura del conector para mecha rápida y su base se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o “torniquete” o utilizando el “block de sujeción”, que lo proveemos adicionalmente.

La combustión de la mecha rápida produce una llama de fuego con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad.

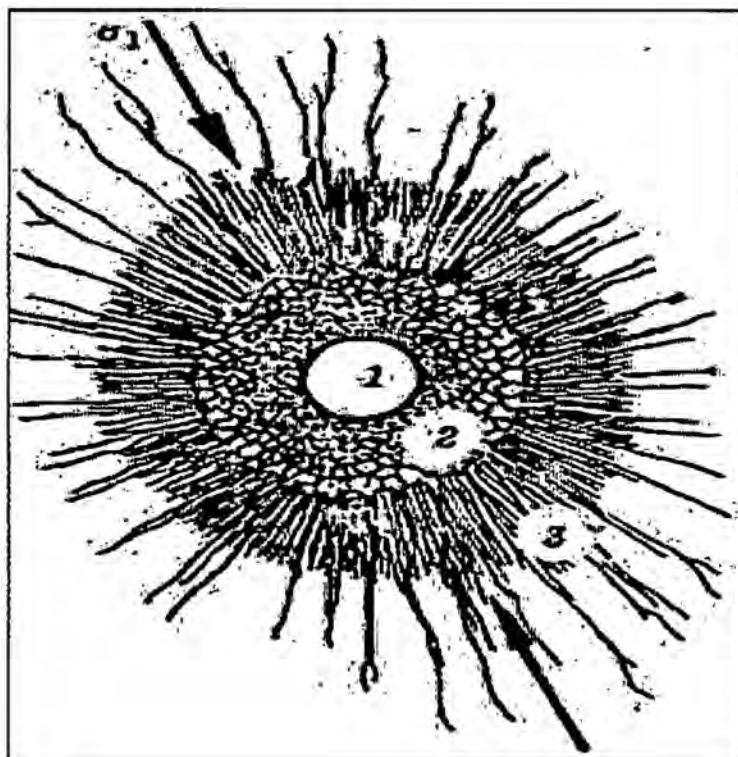
## Malla de perforacion

Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse.

Se trabaja con una malla de taladros paralelos (corte quemado), en que se utilizaba barras de 3,6 m de longitud con broca de 45mm para la perforación, para los taladros de alivio se utiliza rimadora de 102mm, La cantidad de cartuchos está en función a la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros.

Los cartuchos tienen una distancia de 25cm en los taladros de corona para realizar una voladura controlada, se utiliza tacos inertes de 20cm, después de cargar los explosivos en los taladros.

La teoría de la malla de perforación nace de la siguiente figura.



**Gráfico II - 12:** Área de influencia de un taladro después de la voladura

**Fuente:** Hoek. E. / Brown e.T., (1985) Excavaciones subterráneas en roca. 1<sup>era</sup> edición, Mexico.

En donde la zona 1; es el diámetro del taladro, la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.

### 2.9.2. Corte escalonado

La desviación de los taladros se evita controlando la posición de la máquina perforadora y utilizando los guidores de acuerdo a la sección marcada en el frente. El corte escalonado se basa en el paralelismo de taladros y una cara libre de manera ascendente.

#### Teoría del corte escalonado (staggeret cut)

Cuando se tiene un taladro cargado con explosivos y se le hace detonar, puede apreciarse la generación de un lugar geométrico limitado por planos que forman un ángulo de  $45^\circ$  con respecto al plano de la cara libre.

El corte escalonado aprovecha como “plano de debilidad” al plano que hace  $45^\circ$  con el plano de la cara libre, para la generación de una “cuña” (arranque) que actuara como la segunda cara libre del frente de galería, para el accionar de los demás taladros del frente lo que derivará en un adecuado fracturamiento y desplazamiento de la roca.

Los taladros del arranque (primarios), que generarán la cuña, tienen profundidades escalonadas que determinan un plano de  $45^\circ$  compatible con el “plano de debilidad”. El resto de los taladros del frente (secundarios) van perforados en toda la longitud de avance.

La perforación se realizará en dos etapas:

1. Perforación del arranque. Cuidando las profundidades escalonadas y el paralelismo vertical y horizontal.
2. Perforación de los taladros secundarios. Controlando el paralelismo de los taladros.

Una vez comprendida la teoría de este corte, las modificaciones para una plantilla específica de perforación serán mínimas y dependen básicamente de las:

- Características geométricas de la galería.
- Características de dureza de la roca.
- Características del equip o de perforación.

#### Beneficios

- Buena fragmentación, reduce costos de carguío, transporte y chancado, no lograda con otros cortes.
- Menor longitud total de perforación con taladros de un mismo diámetro. Esto implica un ahorro en la perforación (barrenos, brocas y en el equipo de perforación)
- Buen avance por disparo, reduce el costo por metro o toneladas rota excelente perfil de la labor.

- Menor carga concentrada en el arranque.
- Demanda un menor consumo de explosivo comparativo

#### **Factores que intervienen en el cálculo de costos de perforación y voladura**

- Consumo específico de taladro, en  $m/m^3$ .
- Longitud promedio de taladro, en m.
- Modalidad de carguío del explosivo

El costo de una voladura en general está íntimamente ligado con el tipo de excavación, características de la roca, tamaño de la fragmentación, diámetro de taladro, malla de perforación, tipo de explosivos y accesorios, factor de carga, perforación específica y restricciones ambientales.

#### **Parámetros económicos**

- Costo de Perforación
- Costo de explosivo
- Dilución
- Costo de Mineral

#### **Longitud de parámetros técnicos**

- Perforación
- Explosivos.

#### **2.10. Sostenimiento**

La masa rocosa ha sido utilizando el Sistema GSI – Hoek y Brown y el índice RMR BIENAWSKI, los tipos de roca determinados son: II-A, II-B, III-A, III-B, IV-A, IV-B, V-A.

Se utiliza la cartilla de geomecanica.

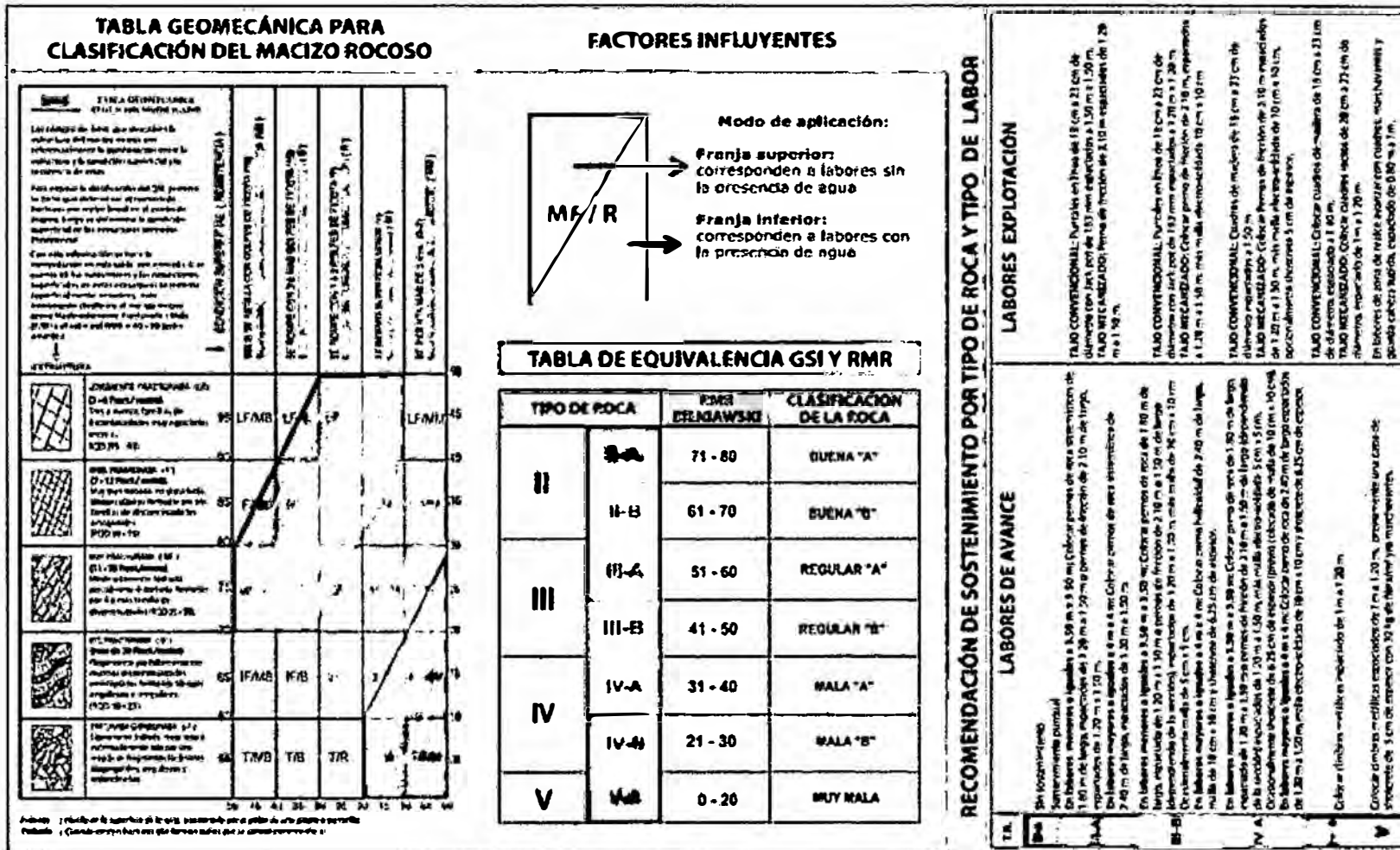
Tabla II - 18: Tabla geomecánica Minera Aurifera Retamas S.A.

CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO			TIEMPO DE AUTO SOPORTE USANDO LA CLASIFICACIÓN DE RMR		TABLA GEOMECÁNICA - MINERA AURIFERA RETAMAS S.A. USANDO EL SISTEMA "GSI" Y SISTEMA "RMR"
ELEMENTO DE SOSTENIMIENTO	CAPACIDAD	CONSIDERACIONES	<p>SPAN (M): Longitud máxima expuesta en sostenimiento, considere la máxima longitud entre el ancho y el largo de la excavación.</p>		
Perno Helicoidal (Perno de roca)	≥ 6.6 t/m				
Perno Hidráulico (Perno de fricción)	29 t	Capacidad en toda su extensión.			
Perno Split Set (Perno de fricción)	≥ 3.3 t/m	Diámetro de perforación -38 mm.			
Cimbras Viga 4H13 4" x 6" x 1/4"	10.5 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.70 m x 2.70 m.			
Cimbras Omega Ω-N21	12 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m.			
Cimbras Omega Ω-N21	7 t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m.			
Cimbras Omega Ω-N29	14 t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m.			
Cadros de madera	≥ 10 t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m.			
Arriado (Wood Crib)	22 t/m <sup>2</sup>	Altura máxima 3 veces el ancho de la base.			
Puntal de 20 cm x 1.50 m	30.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>			
Puntal de 15 cm x 1.50 m	16.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm <sup>2</sup>			
Par de Puntal 20 cm x 2.50 m	56 t	Cuando la altura es mayor a 2 m.			
Shotcrete	≥ 200 kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 14 días.			
Malla electrosoldada	1000 - 1300 kg/cm <sup>2</sup>	En cuatro pases de ancha.			

mm: Milímetros cm: Centímetros m: Metros  
kg: kilogramos t: toneladas

Ver: 2





Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.(2011).Tabla geomecánica, área de geomecánica. Parcoyo.

Las propiedades físicas y de resistencia de la roca han sido estimadas a partir de ensayos de laboratorio y del índice de resistencia geológico GSI. El criterio de falla empleado es el de Hoek-Brown.

El sostenimiento usado en la unidad minera Retamas S.A, es:

- Puntales de madera,
- Pernos helicodales de 6',7' y 8'.
- Pernos Spilt Set 3',5' y 7,.
- Mallas electrosoldadas.
- Tablas de madera como: Tablas cojos, Tablas rectos, Tablas cónicos.
- Pernos hydrabolt 3',5' y 7'.
- Lanzado de Shotrette
- Cimbras de meta forma H
- Cimbras Noruegas.
- Puntales de Madera

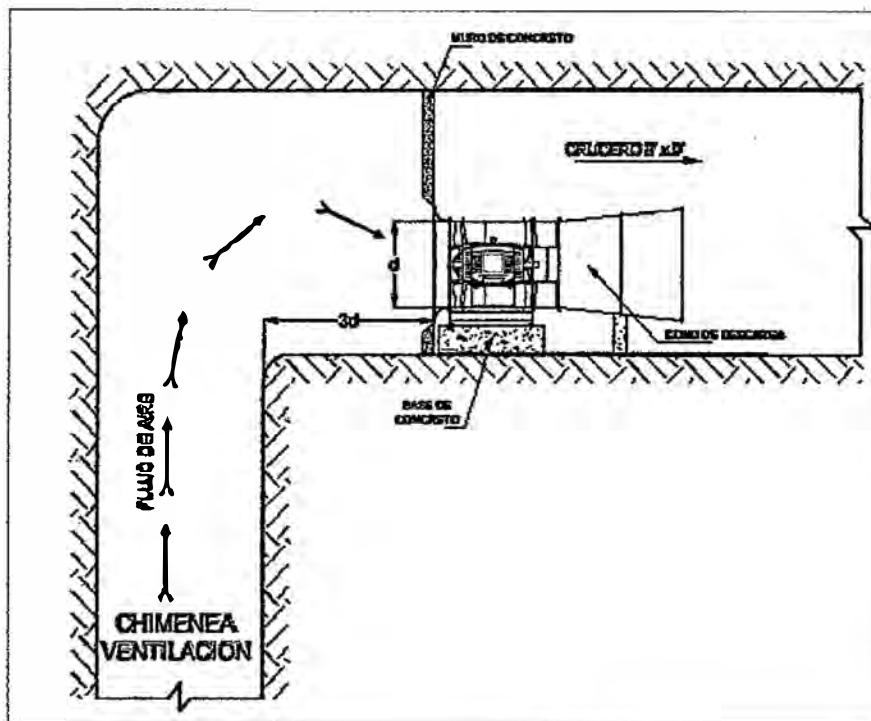
### 2.11. Ventilación

El circuito de ventilación que se da para las labores de Valeria II funciona de la siguiente manera: el flujo de aire limpio se da por la bocamina Patrick e ingresa a las chimeneas de ventilación, la extracción de aire viciado se hace con los ventiladores de 110 000cfm ubicados en el nivel 2950 del Xc. FW. Con este circuito se tiene velocidades de aire desde 250-964pies/min., dentro de la rampa. Para los tajos se instala ventiladores en las chimeneas de ingreso de aire limpio, se utiliza ventiladores de 5000cfm. En el Gráfico II – 13 se observa la Instalacion del ventilador y en el Tabla II – 19: se observa el Tabla de consumo de requerimiento de aire personal y equipo

### 2.12. Dilución

La dilución en MARSÁ es la disminución de la ley del mineral por incremento de desmonte de las cajas, en caso de labores de producción.

La galería que se presenta es de avance, el cual no tiene mineral en dilución,tengamos presente que esta mina MARSÁ tiene dos casos de dilución una que se da con los trabajos realizados de manera convencional y mecanizada



**Gráfico II - 13:** Instalacion del ventilador

**Fuente:** MARSA(2012), Instalacion de ventiladores, Departamento de Planeamiento, Parcoy.

### 2.13. Acarreo y transporte

El mineral es transportado desde las tolvas principales hacia la planta de San Andres mediante Volquetes modelo 440 y 420.

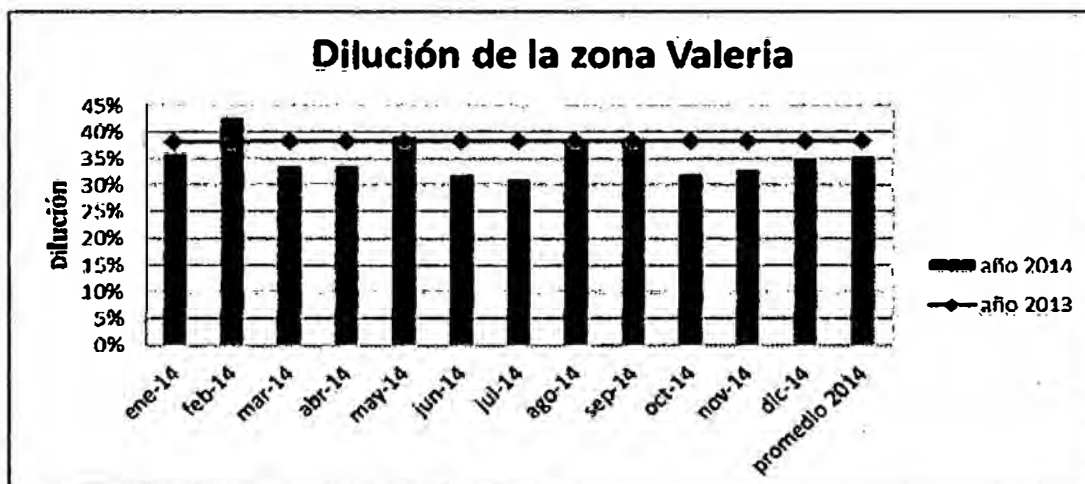
En tajos la limpieza se realiza con winches de arrastre de dos tamboras de motor eléctrico de 15hp, que permiten un mejor rendimiento en el ciclo de minado, en algunos casos la limpieza es en forma manual con carretillas y carros mineros hasta depositar en las tolvas de extracción

En frentes la limpieza se realiza con palas neumáticas Eimco 12B, y 21 de capacidades  $0,155\text{m}^3$  –  $0,198\text{m}^3$  respectivamente. La extracción de desmonte o mineral de interior mina hasta las bocaminas lugar donde están las tolvas principales, Se realiza con locomotoras a batería de 1,5 y 3 toneladas que jalan 12 a 20 carros mineros (U34).

**Tabla II – 19:** Tabla de consumo de requerimiento de aire personal y equipo.

REQUERIMIENTO DE AIRE							
Requerimiento Personal ( $m^3/min$ )		42		Maestro perforista			
# Personas		5		Ayudante Perforista			
Consumo por Persona a 4500 ( $m^3/min$ )		6		Operador Scoop			
				Capataz			
				Jefe de Guardia			
Requerimiento Equipos Diesel ( $m^3/min$ )	4201,2	HP	FS	HP Nominal	consumo de aire por HP ( $m^3/min$ )		
		Scoop 2,2 y $d^3$	234	1		468	3
		2 Volquetes	440	1		880	
Requerimiento Para Dilución de Contaminantes ( $m^3/min$ )	551,25	Agente de voladura: dinamita (mvs)		Velocidad Mínima de aire	Sección Promedio (3,5 x 3,5m)	Numero de Niveles	
				25	11,025	2	
RESULTADO			Factor a cfm				
Total de aire requerido ( $m^3/min$ )	4794,45		35,315				
Total de aire requerido cfm	169314,40						
Total de ingreso de aire ( $m^3/min$ )							
Total de ingreso de aire cfm	1,196,814,055						
Balance de aire	-49633,00						

**Tabla II - 20:** Dilución de la zona Valeria 2013 vs 2014.



Fuente: MARS(2014), Informe de Produccion Marsa 2014. Departamento de Planeamiento. Parcoy.

El transporte de las tolvas principales (bocaminas) a la tolva de gruesos (planta de tratamiento) se realiza con volquetes de 20 toneladas de capacidad.

El material fragmentado se extrae por medio de las galerías, cruceros y los by-pass. Todo este material es acarreado hacia los puntos de carguío, de estos puntos se le traspa a los volquetes de bajo perfil o dumpers.

Los equipos utilizados para la extracción y acarreo, desde las galerías de recepción son:

- Scooptrams de 2yd<sup>3</sup>, 2,5 yd<sup>3</sup>, 3,5 yd<sup>3</sup> y 6 Yd<sup>3</sup> de capacidad.
- Dumpers de 12tn, 13tn, 15tn y 17tn de capacidad.
- Carros Gramby G-80 (transporte sobre rieles).

El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

#### **2.14. Relleno hidráulico**

El Relleno Hidráulico es una alternativa para rellenar los tajos explotados por el método de Corte y Relleno; el primer relleno hidráulico consistió en la obtención de una porción de relaves de la concentradora que habían sido depositadas en la superficie; estos fueron cicloneados para remover los finos (fracción limosa) de tal forma que el agua se decanta. Este relleno fue transportado como un lodo, de allí viene el término de “relleno hidráulico”. Inicialmente, el relleno hidráulico fue enviado al subsuelo con 55% de sólidos, este es el típico underflow de un espesador y la densidad de una pulpa normalmente usada para las líneas de relaves.

**En esta forma se emplea para el método de corte y relleno ascendente.**

El relleno hidráulico, que es más eficiente que el relleno neumático, el relleno hidroneumático y el recientemente introducido Relleno en Pasta, fue el que en muchos casos reemplazó al relleno detrítico o relleno sólido transportado en carros mineros o en camiones, desde las canteras hasta los tajeos y a un costo mucho más elevado que los otros métodos de relleno que se efectúan transportando los sólidos en medios fluidos por tubería e impulsados por bombas.

**Los fines de este método es:**

- 1.- El primero es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral.
- 2.- El segundo es servir de sostenimiento para que la mina no colapse debido al incremento de áreas abiertas.

**Preparación del relleno hidráulico:**

La preparación para relleno y el relleno son parte de las etapas de minado, dentro del ciclo de explotación por el método de Corte y Relleno, ya sea ascendente o descendente. Estas actividades de preparación para relleno y el relleno ocupan del 30% al 40% de tiempo empleado dentro del ciclo.

Debido a la premura con que se deben ejecutar las actividades del ciclo de minado, el relleno debe cumplir ciertos requisitos de granulometría y velocidad de percolación o índice de permeabilidad.

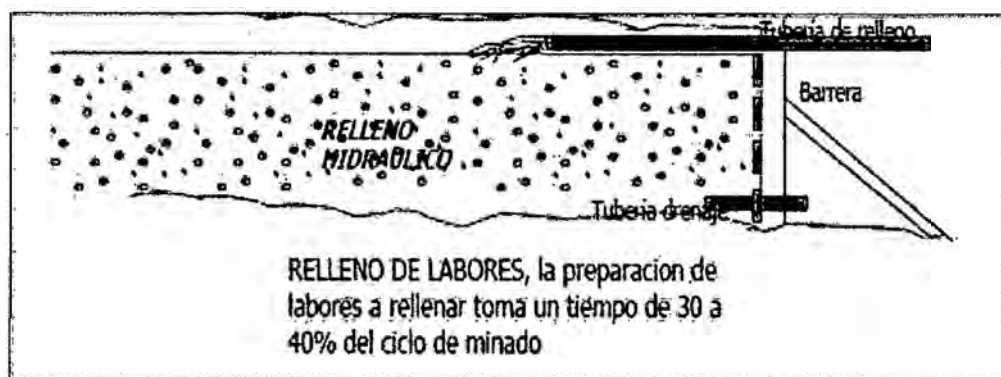
El relleno hidráulico podría ser parte del relave desechado por la concentradora o cualquier material rocoso, aluvial o coluvial, sometido al proceso de chancado, tamizado, molienda y cicloneo.

Generalmente, se utiliza el relave desechado por la planta concentradora para ciclonear, a fin de pasar las arenillas del relave (superiores a la malla 200), las que caen a un tanque de agua donde es mezclado mediante un agitador. Esta mezcla de la arenilla del relave con el agua es el relleno hidráulico, el que es lanzado por una bomba de lodo reciprocante, a fin de ser transportado mediante una tubería de alta presión de doble capa, con la pared interior de acero de alta aleación, templado a 600 brinell de dureza. La potencia de la bomba y el diámetro de la tubería son calculados en función de las condiciones y requerimientos que se presenten particularmente en cada mina; asimismo, los costos de inversión y de operación obedecerán a parámetros particulares de cada caso.

**1.- Característica del relave para el relleno hidráulico**

Si la molienda en la planta concentradora es muy fina, es mejor emplear arena aluvial en vez de relaves. Las partículas de arenas aluviales son redondeadas naturalmente lo que permite que sean bombeadas con un alto contenido de sólidos. Debido a que la densidad del relleno hidráulico es solo casi la mitad del mineral, al menos la mitad de

los relaves pueden ser recuperados para encontrar los requerimientos de la gradación. El relave debe cumplir ciertos requisitos de granulometría y velocidad de percolación (permeabilidad) para que se consolide y permita continuar con el ciclo de minado, ya



**Gráfico II - 14:** Características y propiedades que debe poseer el relleno hidráulico:

**Fuente:** MARSÁ (2011), Sostenimiento mina MARSÁ, área de geomecánica, Parcoy.

que el ingeniero de minas encargado de la explotación estará apremiado por continuar produciendo. El relave es cicloneado, se toma los gruesos que pasan a un tanque agitador donde se mezcla con agua, luego se lanza con una bomba reciprocante y se transporta por una tubería de alta presión. Los finos del relave son enviados a la cancha de relaves.

También se tiene:

- Permeabilidad
- Tamaño de las partículas
- Densidad in situ o densidad relativa del relleno de poros real.

**Tipos de relleno hidráulico:**

#### **A.- Relleno hidráulico cementado**

Al relleno hidráulico se le agrega cemento Portland para obtener el relleno hidráulico cementado, que tiene una mayor resistencia. Posteriormente, se ha encontrado económico reemplazar una porción de cemento con cenizas (puzzolana) y ocasionalmente con escorias, calizas o anhidritas. El relleno hidráulico cementado es empleado en muchas minas del mundo para los métodos de corte y relleno

**tanto ascendente como descendente es el caso de MARSÁ.** El relleno hidráulico en una proporción de 1:30 proveerá un mejor soporte a los pilares y a las paredes de la roca. Si se enriquece a una mezcla de 1:10 proveerá una mejor superficie que facilita la remoción del mineral roto; permitiendo un minado más selectivo.

El relave debe cumplir ciertos requisitos de granulometría y velocidad de percolación (permeabilidad) para que se consolide y permita continuar con el ciclo de minado. El relave es cicloneado, se toma los gruesos que pasan a un tanque agitador donde se mezcla con agua, luego se lanza con una bomba reciprocante y se transporta por una tubería de alta presión. Los finos del relave son enviados a la cancha de relaves.

Relleno hidráulico se le agrega cemento Pórtland para obtener el relleno hidráulico cementado, que tiene una mayor resistencia. Posteriormente, se ha encontrado económico reemplazar una porción de cemento con cenizas (puzzolana) y ocasionalmente con escorias, calizas o anhidritas.

Uno de los principales problemas del relleno hidráulico cementado es la decantación del exceso de agua del tajeo rellenado. El agua decantada fluye con gruesos y lamas que se van por los sumideros de la mina; estos pueden contener partículas de cemento fresco (no hidratado), y causa atoros en los ore passes. Por estas razones, se presta atención tener un relleno con menos contenido de agua (sólidos a 65-75% y más de esto tendremos el “relleno de alta densidad”). Además se han hecho amplias investigaciones para tratar de eliminar el agua: aplicar aditivos que reaccionan para producir un silicato o silicahigroscópica.

#### **B.-Relleno hidraulico rico en cemento**

El relleno hidráulico rico en cemento (1:2 Cemento: Sólidos 1:3) es usado donde hay pobres condiciones del terreno, que propician **un minado de corte y relleno descendente**. Desde que el mayor componente de costo del relleno es el cemento, este relleno es muy costoso y no es económico muchas veces. Para hacer menos costoso los materiales, debe hacerse una mezcla de concreto rápido con 10 a 12% de cemento (3000psi). En algunos casos, la mezcla se completa encima de mezclas pobres de concreto.

### C.- Relleno en pasta

Desarrollado en la mina Grund (Alemania). La mezcla de concreto requerida para un minado de corte y relleno descendente fue reemplazada con un relleno cementado usando relaves que no requerían cicloneo (“relaves totales”). Los primeros rellenos en pasta contenían una fracción gruesa (producto de las celdas de flotación), similar a una mezcla regular de concreto, que permitió el transporte con muy altos contenidos de sólidos ( $\pm 88\%$ ) y resultó con altas resistencia con respecto a la cantidad de cemento. El cemento se adicionó en el ingreso del tajeo.

Hoy, el relleno en pasta es usado para reemplazar el relleno hidráulico sin la ventaja de la fracción de agregado grueso y con cemento mezclado antes que se transporte al subsuelo. La diferencia con un relleno de alta densidad es que este tiene las propiedades de un fluido, mientras que un relleno en pasta tiene las propiedades físicas de un semi-sólido. Hoy, el relleno en pasta es deseable para muchos métodos mineros y es la elección por omisión en nuevos proyectos mineros y, en muchos lugares reemplaza al sistema existente.

Solo casi el 60% de los relaves pueden ser usados para el relleno en pasta, debido a que el volumen se incrementa, que ocurre como un resultado de la rotura y conminución del mineral. La experiencia indica que solo el 46% de los relaves producidos pueden ser usados para relleno en pasta. Un control muy preciso de la densidad de la pulpa se requiere para el flujo gravimétrico del relleno en pasta. Un pequeño incremento (1-2%) en la densidad de la pulpa puede hacer duplicar la presión en la tubería (y la resistencia al flujo).

### Relleno hidráulico en tajeos

Concluido con los cortes horizontales, se procede al barrido de finos y lavado de la labor. Los finos recuperados son llenados en sacos de rafia para su muestreo y posterior envío a planta. La labor es entregada al área de servicios generales para la construcción de las barreras o tabiques (6 a 7 tabiques) que se culminan en 6 guardias con 3 parejas por guardia quedando listo para rellenar dicha labor.

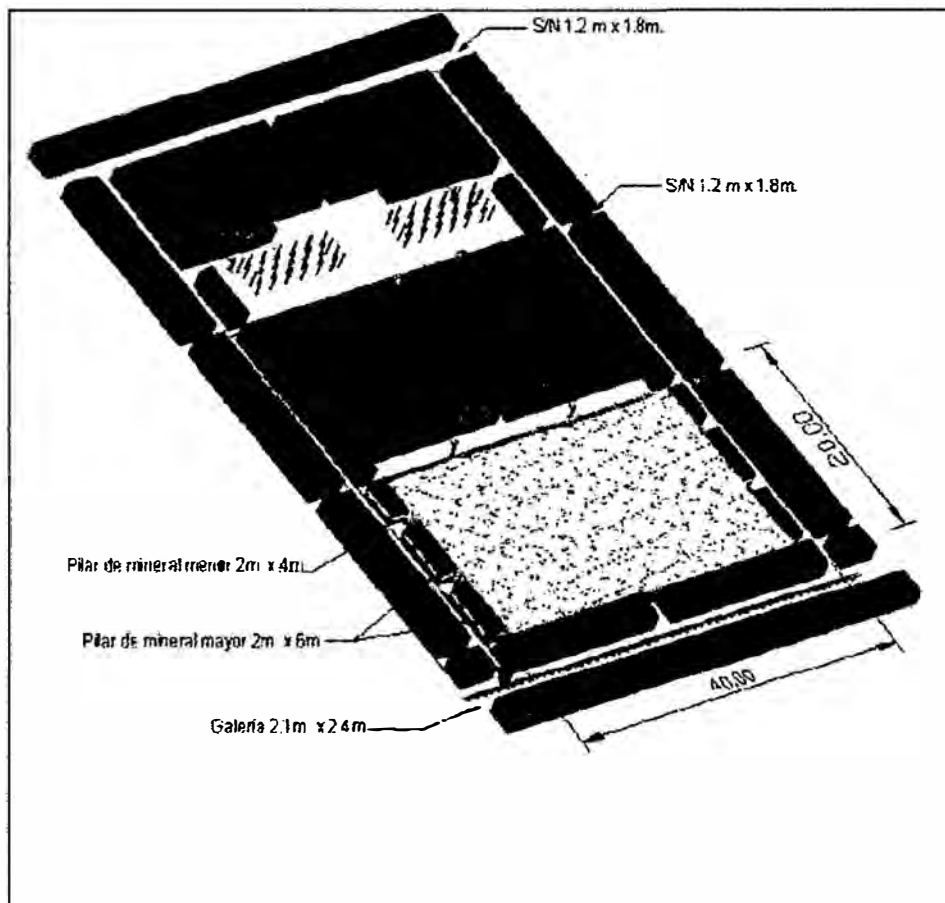
Los tajos son rellenos de 3 a 4 guardias con un volumen aproximado de  $800\text{m}^3$  -  $1000\text{m}^3$ , dependiendo del ancho de minado que se tenga en cada paneleo y con 1 990

gr/lit de densidad promedio. El tiempo estimado para recuperar los puentes y pilares del block es de 4 a 6 días.

## 2.15. Maquinaria minera

### Jumbo tamrock pantofore

Este equipo es el que mantiene autonomía en su brazo neumático-hidráulico (boom) de perforación y de alto rendimiento; con esta maquinaria se logra mayor eficacia



**Gráfico II - 15:** Aplicación del relleno hidráulico para un bloque de 40m x20m.

**Fuente:** Minera Aurifera Retamas S.A.(2012), Manual de relleno en MARSA,Parcoy.

Que con la utilización de un martillo manual. Este equipo se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyo efecto de golpe produce el astillamiento

y trituración de la roca; para en lo posterior con la ayuda del explosivo quebrar la roca.

Para la perforación en la rampa se utiliza el jumbo Tamrock Pantofore el que posee un brazo de perforación con el cual se logra un mayor rendimiento en el trabajo del que se efectúan en los distintos frentes.

Este equipo se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca; para en lo posterior con la ayuda del explosivo quebrar la roca. El equipo de perforación del jumbo está compuesto por un martillo perforador montado sobre un brazo articulado de accionamiento hidráulico para la ejecución de los trabajos de perforación en el frente. La sarta de perforación está constituida generalmente por los siguientes elementos: culata, adaptadores de culata, barra y broca. Para la perforación se utiliza barras de 3m de longitud y brocas de 45mm de diámetro para los barrenos de producción y de 64mm para los barrenos de alivio.

**Tabla II - 21:** Características técnicas del jumbo Tamrock Pantofore

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL JUMBO TAMROCK PANTOFORE</b>	
Marca	Tamrock
Modelo	Pantofore
Potencia	19hp
Accionamiento	Hidráulico (diesel)
<b>Dimensiones principales</b>	
Longitud	9 200 mm
Ancho	2 000 mm
Alto	1 500 mm
Superficie que abarca	7-25 m <sup>2</sup>

Dimensiones principales	
Recorrido de trabajo	2 500 mm

**Fuente:** Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición.

### **Jumbo atlas copco boomer**

Este jumbo de perforación cuenta con dos brazos articulados que prometen un perfecto direccionamiento en la perforación, evitando las desviaciones, con la utilización de esta maquinaria se reducirá los tiempos de operaciones. Sus características técnicas se presentan en la siguiente Tabla:



**Fotografía II - 01:** Perforación de la labores con Jumbo

**Fuente:** ECM Los Andes SAC (2014). Área de producción. Parcoy.

**Tabla II – 22:** Características técnicas del jumbo Atlas Copco Boomer 282.

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL JUMBO ATLAS COPCO BOOMER 282</b>	
Serie	AVO 06A 070
Perforadoras	2 x COP 1838 ME-07
Correderas	2 x BMH 2843-2843-25
Brazos	2 x BUT 28
Sistema de perforación	RCS
Peso	18 000kg
<b>Dimensiones principales</b>	
Longitud	11,830mm
Anchura	1,990mm
Altura	3,050mm
Radio de giro	3 000 – 5 500mm

**Fuente:** Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición. Bélgica.

**Fotografía II - 02:** Jumbo Atlas Copco Boomer 282

**Fuente:** ECM Los Andes SAC (2014), área de Producción, Parcoy.

### Pala cargadora KOMATSU WA-250

Este equipo marca KOMATSU WA-250 es el encargado para el desalajo en interior mina, realizando un eficaz trabajo al optimizar volqueta por su capacidad.

En otras ocasiones se utiliza para tareas de apoyo (servicios).

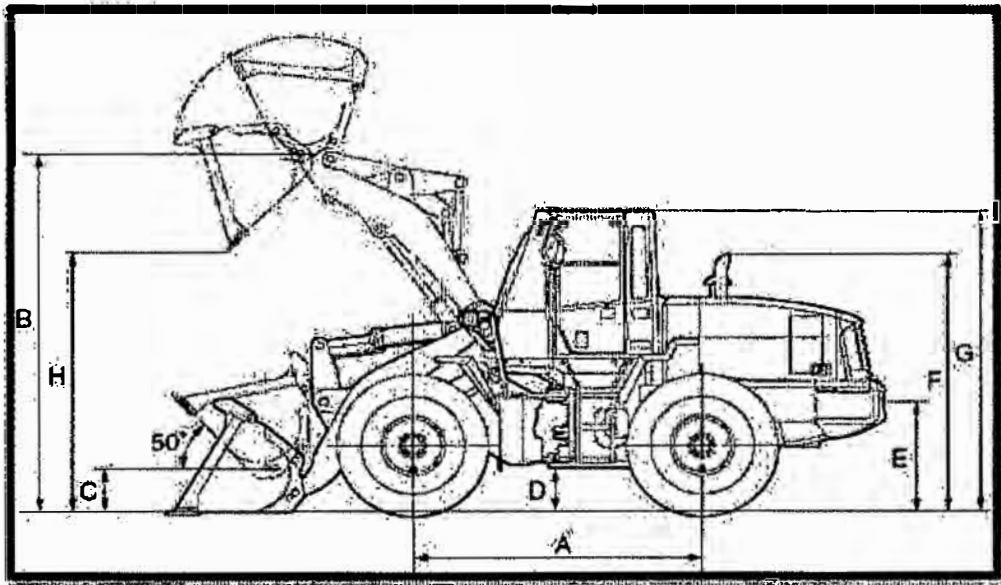


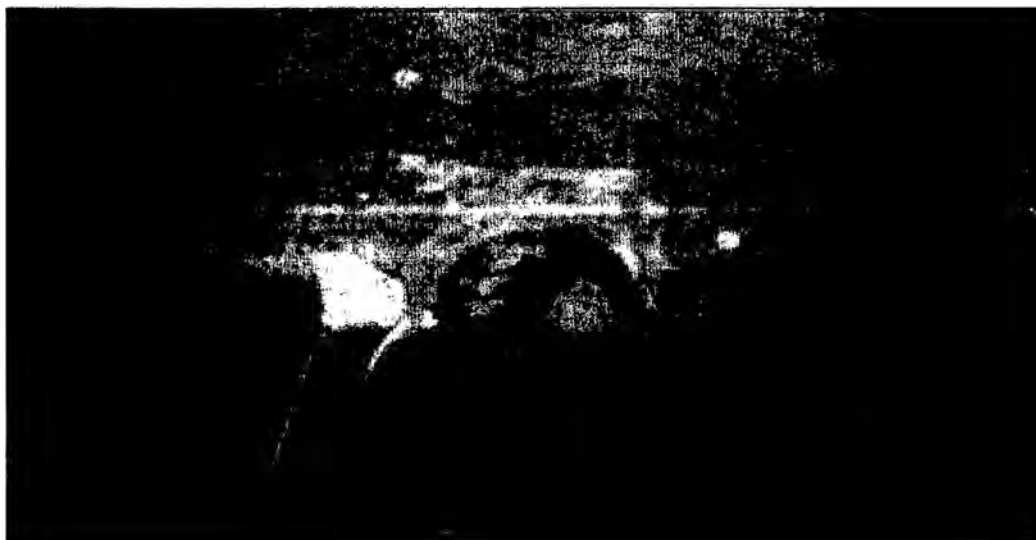
Gráfico II – 16: Partes de la Pala Cargadora Komatsu WA – 250.

Fuente: Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición. Bélgica.

**Tabla II - 23:** Dimensiones de la pala cargadora KOMATSU WA-250

DESCRIPCIÓN DE KOMATSU WA-250		
Pasos		1 930mm
Ancho sobre las llantas		2 375mm
<b>A</b>	Distancia entre ruedas	2 900mm
<b>B</b>	Altura de la bisagra del cucharón a la altura máxima.	3 725mm
<b>C</b>	Altura de la bisagra del cucharón en posición de desplazamiento	3 75mm
<b>D</b>	Altura del suelo	395mm
<b>E</b>	Altura de Guardachoques	880mm
<b>F</b>	Altura hasta el escape	2665mm
<b>G</b>	Altura d la cabina	3060mm
<b>H</b>	Altura del cucharón (hacia abajo) máxima con respecto al piso.	2885mm

**Fuente:** Atlas Copco (2008). Manual Atlas copco. Segunda edición. Bélgica.



**Fotografía II – 03:** Pala Cargadora KOMATSU WA-250

**Fuente:** ECM Los Andes SAC (2014). Area de producción, Parcoy.

**Tabla II – 24:** Características técnicas de la pala cagadora Komatsu – WA – 250.

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA PALA CARGADORA</b>	
<b>KOMATSU WA-250</b>	
Marca	KOMATSU
Modelo	WA-250
Motor	135hp
Capacidad de cucharón	2,3

**Fuente:** Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición. Bélgica.

#### **Scoopstram Telehandler Lift King-630**

El Scooptram Telehandler, es una maquinaria importante en el proyecto, está diseñado para trabajar a grandes alturas, como carguío de taladros (barrenos de techo, destroza superiores); a esta maquinaria también se lo conoce como un montacargas telescópico o manipulador telescópico.

**Tabla II - 25:** Características técnicas del Telehandler Lift King-630

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL SCOOPS</b>	
<b>DEL TELEHANDLER LIFT KING-630</b>	
Marca	Lift King
Modelo	LK-630
Motor	Perkins, Turbo, 110cv
Capacidad Nominal	2 721kg
<b>Dimensiones principales</b>	
Longitud	5 900mm
Ancho	2 400 mm

<b>Dimensiones de trabajo</b>	
Altura máxima de elevación	9 100mm
Altura del tejadillo protector	2 400mm
Max. Alcance hacia delante	5 000mm

**Fuente:** Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición. Bélgica.

### **Volquetes HINO 400-420**

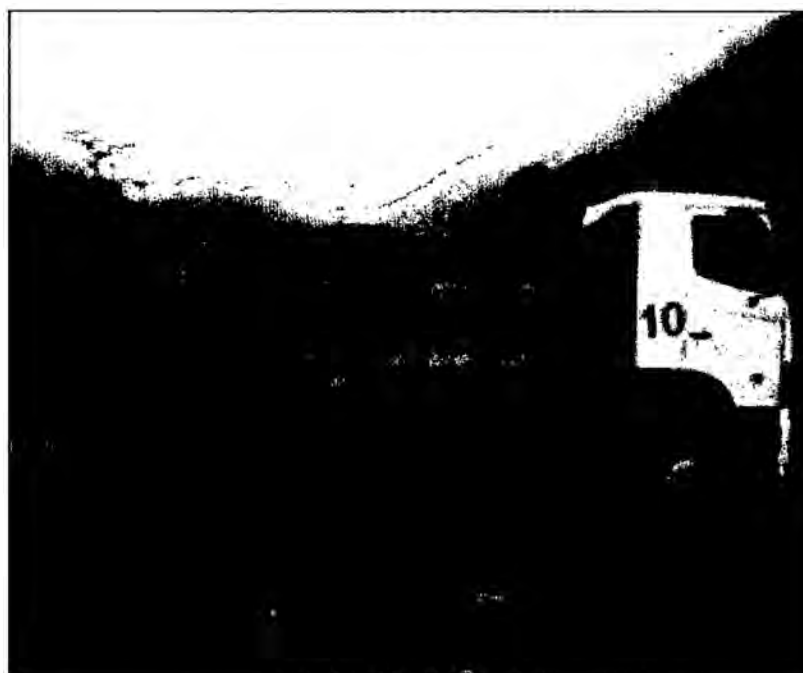
Son las encargadas de transportar la roca de caja desde hasta la superficie para posteriormente depositar el frente avance material en la escombrera. Las volquetas HINO 400 - 420, son utilizadas en el proyecto.

**Tabla II - 26:** Características técnicas de la volqueta Hino700-2841.

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LA VOLQUETA HINO700-2841</b>	
Marca	Hino serie 700
Modelo	2 841 (fs1elvd)
<b>Dimensiones Principales</b>	
Largo total	7 625mm
Ancho chasis	850mm
Ancho de cabina	2 490mm
Capacidad de carga	28,3ton
Carga útil	12(17.43ton)
Peso chasis	8 670kg

<b>Motor</b>	
Cilindraje	12913cc
Potencia máxima	410 hp a 1 800rpm
Torque máximo	1 903Nm a 1 100rpm
Norma de emisiones	Euro 3
Sistema de admisión	Turbo geometría variable - intercooler

**Fuente:** Manual de Atlas Copco (2008), Manual Atlas copco, Segunda edición. Bélgica.



**Fotografía II - 04:** Volquetas Hino700-2841

### **Bombas**

Las actividades de drenaje en el ayance de la rampa para evacuar toda la cantidad de agua subterránea en la perforación son de vital importancia para poder realizar las operaciones sin contratiempos, estas bombas están ubicadas en lugares estratégicos e indicados, las bombas a utilizarse son de tipo eléctricas, Grindex.

**Tabla II - 27:** Características técnicas de las bombas

<b>CATERÍSTICAS TÉCNICAS DE LAS BOMBAS</b>	
Altura de elevación máxima	70m
Caudal máx.	18L/m
Conexión de descarga	4
Altura	642mm
Ancho	280mm
Peso	60kg
Corriente nominal a 400v	16A
Salida nominal	8kw
Consumo máx. energía	10kw

**Fuente:** Minera Aurifera Retamas S.A.(2010), boletín de bombas sumergibles,Parcoy.

**Fotografía II - 05:** Bombas Grindex.

### Ventiladores

En el proyecto se usa dos ventiladores uno que funciona como principal y el otro para la extracción.

**Tabla II - 28:** Características técnicas del ventilador principal.

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL VENTILADOR PRINCIPAL</b>	
Serie	1003139621-10-8
Potencia	50hp
Ta ( C)	20
Voltaje	220/380/449
Hz	60
Rpm	3 600
Presión	10,3ch - 20tp
Vol (cfm)	20 000

**Fuente:** Minera Aurifera Retamas S.A.(2010), boletín de Ventiladores MARSA,Parcoy.

Características principales del extractor utilizado para la evacuación de aire viciado.

**Tabla II - 29:** Características técnicas del extractor principal

<b>CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DELEXTRACTOR PRINCIPAL</b>	
Serie	1003139619-10-8
Potencia	50hp
Ta (oC)	20
Voltaje	220/380/440
Hz	60
Rpm	3 600
Presión	9,0 – 8,87
Vol (cfm)	20 000

**Fuente:** Minera Aurifera Retamas S.A. (2010). Boletín de ventiladores . Parcoy.

### Compresor Ingersoll Rand 900-Wcu

El compresor utilizado en el proyecto es el Ingersoll Rand 900-WCU; el aire comprimido es indispensable para los trabajos de perforación, desagüe, etc. Su función es aumentar la presión y desplazar cierto tipo de fluidos llamados compresibles, tal como lo son los gases y los vapores. Los compresores están ubicados estratégicamente en superficie junto a portal de la galería. Se observa en la Fotografía II - 06: el Compresor IR 900-WCU

**Tabla II - 30:** Características técnicas del compresor INGERSOLL RAND 900-WCU.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL COMPRESOR INGERSOLL RAND 900-WCU	
Modelo	XP900WCV
Capacidad	900cfm
Presión de Operación	125psi
Máxima Presión de descarga	128psi
Máxima Presión de modulaje	250psi
Potencia del motor	300hp
Potencia del ventilador	10,5hp
Amperios Package	270
Voltios	480
Fase/Hz	3 – 60
Control de voltaje	150

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A.(2010), boletín compresores MARSA, Parcoy.

#### 2.16. Sustancia explosiva

El término “explosivo” alcanza un rango muy amplio de químicos. Un explosivo es un compuesto químico o una mezcla de compuestos químicos a los cuales cuando se

les da un estímulo correcto ( o incorrecto) ellos sufren una reacción química violenta exotérmica.



**Fotografía II - 06:** Compresor IR 900-WCU

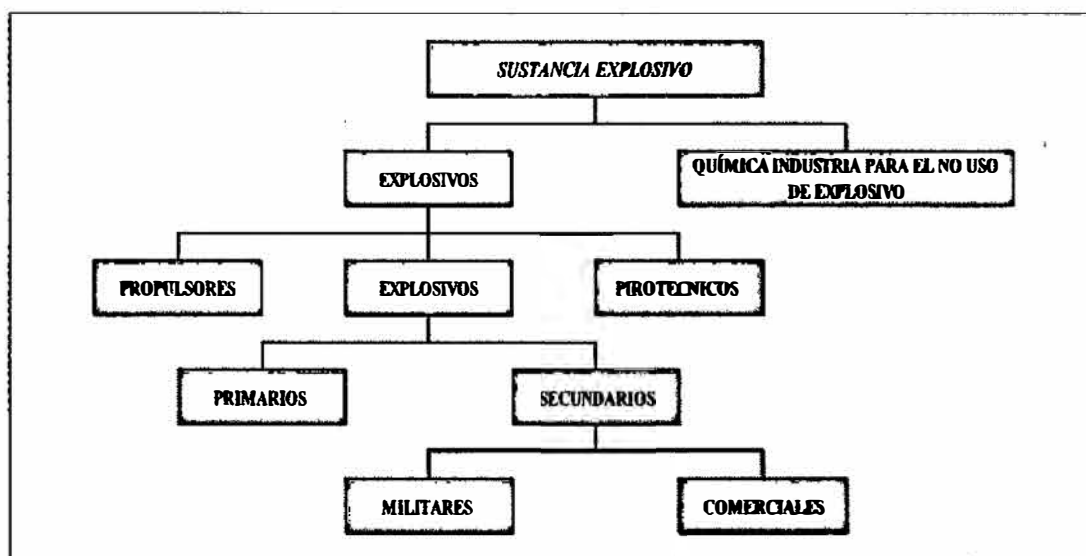
La definición anterior abarca los explosivos tradicionales (tales como TNT, RDX, anfo), también como químicos industriales. las propiedades explosivas del nitrato de amonio son muy bien demostradas en una serie de explosivos catastróficos. Hay una variedad de clasificaciones de las sustancias explosivas.

Un explosivo puede quemar o detonar de acuerdo al método de iniciación o la cantidad del material involucrado. De acuerdo a Taylor si la masa de explosivo es pequeña, la iniciación térmica usualmente lleva quemado. Sin embargo si la masa excede un valor crítico es posible que el quemado alcance a ser tan rápido que la onda de choque se propaga y la detonación ocurre. La masa crítica depende del tipo de explosivo. Se observa en el Gráfico II - 17: los tipos de sustancias explosivas.

### **Tipos de explosivos industriales**

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad su onda de choque.

Explosivos rápidos y detonantes. Con velocidad entre 2000 y 7000m/s, y explosivos lentos y deflagrantes. Con menos de 200m/s. Los deflagrantes comprenden a las



**Gráfico II - 17:** Tipos de sustancias explosivas

**Fuente:** Victor Ames Lara (2010), Tecnología de explosivos, tercera edición, Huancayo.

Polvoras, compuestos de pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetaría.

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación. Los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean, se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios. Entre ellos podemos mencionar a los compuestos usados como detonadores y multiplicadores. Los secundarios son los que se aplican al arranque de rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil, estos compuestos son mezclas sustancias explosivas o no, cuya razón de ser estriba en el menor precio de fabricación, en el menor balance de oxígeno obtenido, y las características y propiedades, que confieren los integrantes a la mezcla en lo relativo a la sensibilidad, densidad, potencia resistencia al agua, etc.<sup>12</sup>

### **Explosivos rápidos y detonantes**

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación; los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios; estos son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil. Estos explosivos tienen velocidades entre 2000 y 7000m/s.

<sup>12</sup> Ames Lara, Victor (2010). Tecnología de Explosivos. Perú.

### **Explosivos lentos y deflagrantes**

Los explosivos deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería Civil; es importante mencionar que el único uso es la pólvora que es utilizada para el núcleo de la mecha de seguridad. Estos explosivos tienen velocidades menores a 2000m/s<sup>13</sup>.

### **Características ambientales de los explosivos**

Los parámetros para la elección del explosivo son dos:

- Debe ser capaz de funcionar segura y confiablemente en las condiciones ambientales donde se va a usar.
- Debe ser el más económico pero produciendo los resultados finales deseados<sup>14</sup>.

Las características ambientales que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

#### **Flamabilidad**

Es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Existen explosivos que explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan. La flamabilidad es muy importante desde el punto de vista de seguridad minera para el almacenamiento, transportación y uso<sup>15</sup>.

#### **Humos**

La detonación de todo explosivo produce vapor de agua, nitrógeno, dióxido de carbono, y eventualmente, sólidos y líquidos. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son los gases principales que se consideran en la catalogación de gases tóxicos. Al conjunto de todos esos productos resultantes se los designa como humos<sup>16</sup>.

<sup>13</sup> Ames Lara, Víctor (2010). Tecnología de Explosivos. Perú.

<sup>14</sup> Ames Lara, Víctor (2010). Tecnología de Explosivos. Perú.

<sup>15</sup> Jiménez, E& García, P (2010). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid.

<sup>16</sup> Jiménez, E& García, P (2010). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid.

### Resistencia al agua

Es la propiedad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa<sup>17</sup>.

- **Interna:** Es la Resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo. Como ejemplo algunas emulsiones e hidrogeles pueden ser bombeados directamente al barreno lleno de agua; estos desplazan el agua hacia arriba pero no se mezclan y no muestran deterioro si se disparan dentro de un tiempo razonable.
- **Externa:** Es la resistencia que se da por el empaque o cartucho dentro del que se coloca el material. Como ejemplo se puede mencionar al ANFO, no tiene resistencia al agua interna, sin embargo si se coloca dentro de una manga de plástico o un cartucho en el barreno, puede mantenerse seco y se desempeñará sin problema.

Se concluye que es la capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua.

**Tabla II - 31:** Resistencia de Agua

Tipo de explosivo	Densidad	Resistencia al agua
Gelatina 75	1,38	Buena moderada
Semexsa 65	1,12	Baja
Semexsa 45	1,08	Pobre
Exadit 65	1.04	Muy pobre
Exadit 45	1.00	

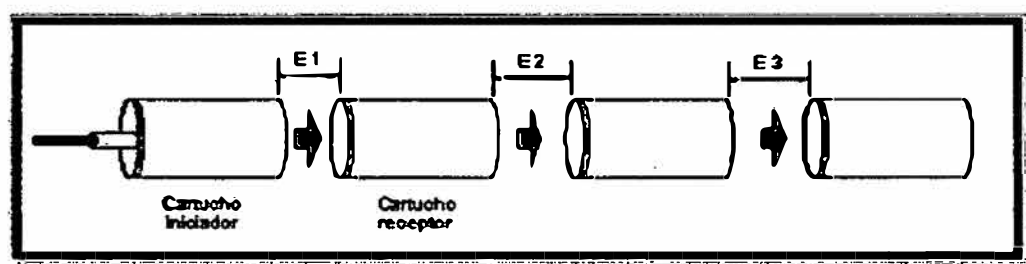
**Fuente:** Ames Lara, Victor (2010), tecnología de explosivos," Perú.

<sup>17</sup> Jimeno, E& Garcia, P (2010), Manual de perforación y voladura de rocas, Madrid.

Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8, necesita detonador (booster).

Por otro lado la sensibilidad también puede ser definida como una medida de la habilidad del explosivo para propagar la reacción de cartucho a cartucho, asumiendo que el diámetro es superior al crítico.

Se puede expresar cómo la distancia máxima de separación (en centímetros) entre un cartucho cebado (iniciador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá.



**Gráfico II - 18:** Sensibilidad entre cartuchos

**Fuente:** Explocen C.A.(2009) “seguridad, calidad y servicio al cliente”, Ecuador.

### Resistencia a la temperatura

El desempeño de los explosivos puede ser afectado si se almacena bajo temperaturas extremas, arriba de los 32,2°C muchos compuestos se descomponen lentamente con desprendimientos de gases, aumentando poco a poco hasta que se produce una deflagración; mientras que con una temperatura inferior a 8°C los explosivos que contienen nitroglicerina tienen a congelarse<sup>18</sup>.

### Sensibilidad

Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido, variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente: las dinamitas es sensible a la cápsula detonadora de potencia N° 8 o a cordón detonante<sup>19</sup>.

<sup>18</sup> Jimeno, E & Garcia, P (2010). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid.

<sup>19</sup> Jimeno, E & Garcia, P (2010). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid.

### Características de desempeño de los explosivos

Estas características están en función de las condiciones ambientales en el que se desarrolle el proyecto ya que en su dependencia se pueden eliminar el uso de ciertos tipos de explosivos.

Las características de desempeño que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

#### Cohesividad

Es la propiedad de un explosivo a mantener su forma original, hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente.

Cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada se debe utilizar un explosivo que no fluya hacia las grietas para que no se produzca una sobrecarga.

#### Densidad

Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo.

Explosivos utilizados en MARSA:

**Tabla II - 32:** Densidad del explosivo a usar.

Tipo de explosivo	Densidad	Observaciones
Gelatina 75	1,38	Para roca muy dura
Semexsa 65	1,12	Para roca dura
Semexsa 45	1,08	Para roca semi dura
Exadit 65	1,04	Para roca suave
Exadit 45	1,00	Para roca muy suave

**Fuente:** E.T.S. Minas – UPM (2009) Manual de perforación y voladura de roca. Puno.

**Potencia** Este término se refiere a la energía contenida en un explosivo, la cual es una medida de la fuerza que puede desarrollar para hacer trabajo útil. Es medida en base al

peso y/o en base al volumen por algunos fabricantes de explosiva comparándola con la potencia teórica relativa del Semexsa (pri=100) usada satisfactoriamente para propósitos de diseño de voladuras.

Teóricamente la energía liberada en el barreno no representa el trabajo desarrollado, esta energía liberada varía de un tipo de explosivo a otro y para un mismo explosivo cambia en diámetros de barrenos diferentes. En general, los rangos de potencia son una guía, no se puede comparar acertadamente la eficiencia de fragmentación de la roca con distintos explosivos y se puede decir, que los rangos de potencia son solamente una herramienta usada para identificar los resultados finales asociados a ellos un producto específico<sup>20</sup>.

### Presión de detonación

Es la presión que existe en el plano "CJ" detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad y su valor se expresa en kilobares(Kbar)<sup>21</sup>.

Es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo y puede ser determinada con la siguiente ecuación:

$$PD = \frac{\rho_e * (VOD)^2 * 10^{-5}}{4}$$

PD : Presión de detonación (kbar).

$\rho_e$  : Densidad del explosivo (gr/cc).

VOD : Velocidad de detonación (m/s).

Dentro de la teoría termohidrodinámica, la ecuación es totalmente teórica por lo que no se conoce la velocidad real del explosivo dentro de un taladro, para ello hoy en día haciendo el uso de la tecnología se puede determinar la velocidad y por consiguiente la presión real del explosivo cuando este es detonado dentro de un taladro.

### Sensitividad

Es la cantidad de energía mínima necesaria para la iniciación. Es llamada como el requerimiento mínimo de cebo y es expresada en potencia al fulminante número 6.

<sup>20</sup> Ames V. (2010). Tecnología de explosivos. Perú.

<sup>21</sup> Konya. C. (1988). Manual de voladura, México.

Muchos factores afectan y disminuyen la sensibilidad como el agua en el barreno, diámetro inadecuado de carga, temperaturas bajas, etc.

### **Velocidad de detonación**

Es la velocidad a la cual la onda de detonación viaja a través de la columna del explosivo, debe ser una consideración importante para aplicaciones de explosivos no confinados; como en plasteos y corte de miembros estructurales.

Además, es una variable muy significativa en el uso de explosivos en barrenos para determinar la presión de detonación en los mismos, usualmente es medida en kbar ( $k_b=14,454\text{psi}$ ).

Esta presión es importante ya que está relacionada con el nivel de esfuerzo del material de la voladura, es un factor que influye en la fragmentación y también en el cebado para una iniciación efectiva y confiable.

### **Sistema de iniciación y cebado**

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios comunes de voladura”, que comprenden a los fulminantes eléctricos o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, sistemas no eléctricos, cables, explosores e instrumentos de control como ohmímetros y otros.

La utilización de estos accesorios debidamente seleccionados y combinados para cada caso, da lugar a los procedimientos empleados para iniciar la detonación de una voladura, conocidos como métodos de iniciación o de encendido de explosivos, que usualmente se agrupan en:

- **Métodos para voladura subterránea**

Rampas y galerías se resumen a la preparación de cebos de dinamita, de explosivo hidrogel o emulsión de pequeño diámetro (22 hasta 75mm) con:

- Fulminante simple y mecha de seguridad; o fulminante simple y mecha deflagrante, más mecha rápida y conectadores (en ambos casos se enciende con llama).
- Detonadores no eléctricos tipo Nonel o similares, con empalmes de mangueras transmisoras. Encendido con un fulminante simple.

- Cordón detonante simple, que actúa directamente como detonador, con retardos exteriores de microsegundo para dar secuencias de salida. Encendido con fulminante simple.
- **Sistema elemental o convencional de mecha lenta fulminante –común.**  
Mejorado recientemente hasta cierto punto con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante la mecha rápida (*igniter cord*) y cápsulas conectadoras<sup>22</sup>.
- **Sistema eléctrico convencional**  
Con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia a corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos. El cual se vio a un inicio probar; pero por varios motivos operacionales se dejó.
- **Sistemas no eléctricos**

Del tipo Nonel y retardadores similares y los cordones detonantes regulados por:

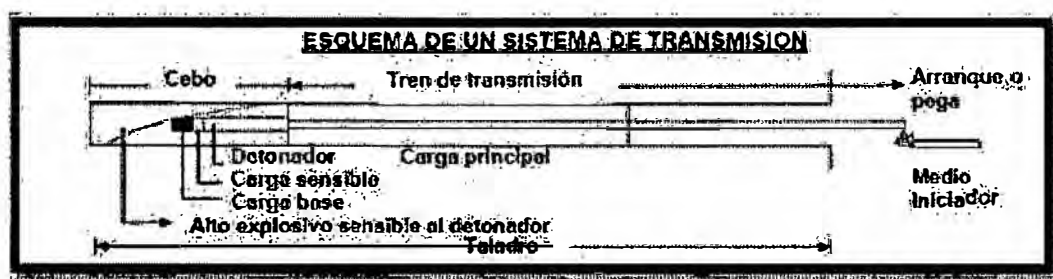


Gráfico II - 19: Esquema de un sistema de transmisión

Fuente: EXSA (2010), manual Práctico de EXSA, Lima.

## 2.17. Criterios de selección del explosivo

La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura y, por consiguiente, de los resultados a obtener.

### Atmósferas explosivas

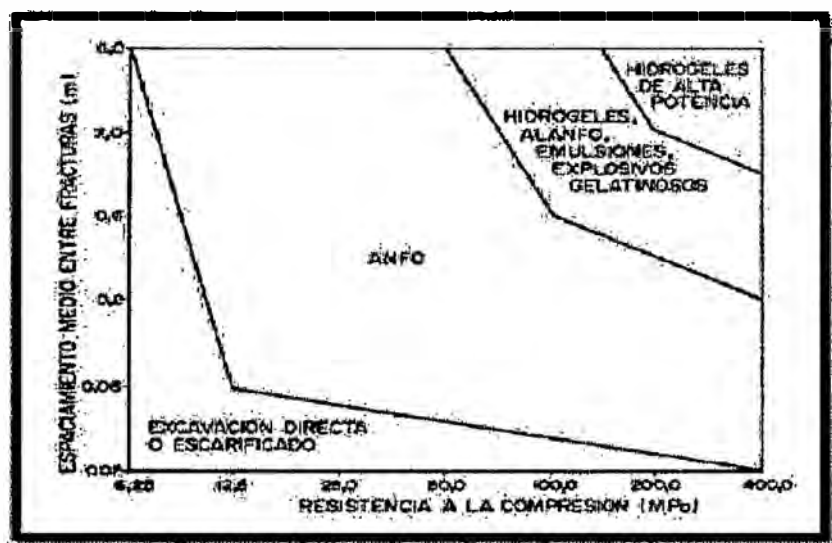
En grandes proyectos es necesario realizar un estudio de la atmósfera que está exenta de gas grisú, excesiva cantidad de polvo, el entorno próximo a la voladura para

<sup>22</sup> Exsa (2010), Manual práctico de Exsa, Lima.

tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado.

### Características de la roca

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son el grupo de variables más importante, no sólo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino por su interrelación con otras variables de diseño.



**Gráfico II - 20:** Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos.

**Fuente:** Brady y Brown (1986), Mecánica de rocas, Tercera edición, México.

### Condiciones atmosféricas

Las bajas temperaturas influyen en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8°C. Las altas temperaturas también generan inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la exudación.

Las emulsiones no son afectados por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos se necesita controlar la evaporación del combustible líquido.

### Diámetro de carga

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía con el diámetro, hay que tomar en cuenta que con barrenos de diámetro inferior a 45mm

es preferible, a precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas .pesar del mayor.

### **Humos**

Muchos explosivos están preparados para tener un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, pero es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO.

Los humos intervienen como criterio de elección en los trabajos subterráneos y el problema no es propio del explosivo si no que en muchas ocasiones suele ser un problema de insuficiencia en la ventilación.

Se designa como humos al conjunto de los productos resultantes de una explosión, entre los que se encuentran gases, vapor de agua, polvo en suspensión, etc. Estos humos contienen gases nocivos como el óxido de carbono, vapores nitrosos, etc., y si bien su presencia no tiene importancia en voladuras a cielo abierto, si la tiene en voladuras en minas subterráneas y sobre todo si se realizan en lugares con poca ventilación. En este caso pueden ocasionar molestias e intoxicaciones muy graves a las personas que vayan a inspeccionar la voladura.

Para los trabajos subterráneos la composición del explosivo debe tener una proporción suficiente de O<sub>2</sub> capaz de asegurar la combustión completa<sup>23</sup>.

### **Precio del explosivo**

Hay que elegir el explosivo más adecuado con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

No hay que olvidar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo, la perforación en rocas duras es una operación muy costosa se puede llegar a compensar con la utilización de explosivos de costos mínimos, pero más potentes, o cargas selectivas formadas por un explosivo denso y de alta energía en el fondo y otro menos denso y de energía media en la columna.

---

<sup>23</sup> Ames, V. (2010). Tecnología de explosivos. Perú.

### Presencia de agua

Esta es la capacidad de un explosivo de mantenerse en el agua sin perder su sensibilidad y eficiencia. De acuerdo a la resistencia al agua, los explosivos pueden clasificarse de la siguiente manera<sup>24</sup>:

**Tabla II - 33** Tiempo de exposición al agua de los explosivos.

CLASE	HORAS
1	Indefinido
2	32-71
3	16-31
4	8-15
5	4-7
6	1-3
7	Menos de 1

**Fuente:** Ames V. (2010) Tecnología de explosivos. Perú.

Las rocas porosas y los macizos rocosos intensamente fracturados saturados de agua presentan habitualmente algunos problemas:

- Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua.
- Producen la pérdida de taladros por hundimientos internos.
- Dificultan la perforación inclinada.

### Problemas de entorno

Las principales perturbaciones son las vibraciones y onda aérea, las que inciden sobre el área próxima a las voladuras. Los explosivos que presentan una elevada Energía de Tensión son los que generan un mayor nivel de vibraciones; por esto será mejor utilizar dinamita Semexa 65%.

<sup>24</sup> Ames, V(2010), Tecnología de explosivos, Perú..

### **Problemas de suministro**

Hay que tener en cuenta las posibilidades de suministro en función de la localización de la Minera Aurífera Retamas S.A. y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios.

### **Rocas masivas resistentes**

En este caso las fracturas y planos de debilidad existentes son muy escasos, por lo que es necesario que el explosivo cree un mayor número de superficies nuevas basándose en su energía de tensión.

Los explosivos idóneos son aquellos con una elevada densidad y Velocidad de detonación: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

### **Volúmen de roca a volar**

Los volúmenes de excavación y ritmos de trabajo marcan el consumo de explosivos dentro de las operaciones de arranque.

En proyectos de mayor volumen las cantidades de explosivo se pueden llegar a aconsejar su utilización, con esto posibilitan la carga mecanizada y así se reducen los costos de mano de obra.

### **2.18. Instalaciones y equipos de explotación**

En la empresa Minera Aurífera Retamas S.A., para realizar los trabajos ya sea solos sostenimiento, limpieza, o voladura, etc, se tiene que instalar agua, aire, energía si fuera el caso dependiendo del trabajo a realizar (las instalaciones eléctricas solamente lo realiza personal especializado en este caso la empresa SKANKA), los materiales que se utilizan por guardia, previo lo hace pedido a almacén el jefe de turno/ jefe de sección.

El traslado de explosivos lo realiza un equipo (camioneta) autorizada, y el personal que tenga su SUCAMEC.

Los equipos entre los ya mencionados anteriormente se tienen los Robot lanzador de shocrette, los mixer, camiones grúa.

Para lo cual haremos uso de procedimientos para el proceso cada tarea para el uso de aire comprimido usaremos el *Anexo 02: EST – instalación de compresoras diesel, de igual forma tenemos el Anexo 03: PETS – instalación y desinstalación de mangas de*

*ventilación. Para depurar el aire que se genera en interior mina y sus procedimientos usamos el Anexo 04: PETS – instalación de pulmón para aire comprimido*

### **2.19. Servicios auxiliares**

Son las instalaciones temporales de las líneas principales de servicios que abastecen a las labores de trabajo asignadas. Todas las instalaciones deben estar instaladas en sus respectivos cáncamos, de acuerdo a los estándares.

#### **Línea de Agua:**

Son instalaciones de tuberías de polietileno que abastecen agua a las diferentes labores en operación de la mina, las cuales captan el agua de los diferentes tanques de abastecimiento.

MARSA entregará el punto de la línea de agua, punto de inicio de obra, a partir del cual es responsabilidad de la E.E. hasta sus labores asignadas.

Del punto de entrega hacia atrás es responsabilidad del Jefe de Servicios Auxiliares MARSA entregar el agua para perforación.

#### **Línea de Aire Comprimido**

Son instalaciones de tuberías de fierro y polietileno de diferentes diámetros para abastecer aire comprimido a los equipos neumáticos.

MARSA entregará un punto de suministro de aire comprimido en coordinación con el Jefe de sección de CMA y el Residente de la EE, con un a presión no menor de 65 Lbs. a partir del cual es responsabilidad de la E.E. las instalaciones hasta sus labores asignadas.

#### **Línea de energía:**

Es la línea de alimentación de energía eléctrica distribuida a los diferentes transformadores ubicados en los niveles de operación, que luego alimenta a los equipos ubicados en las diferentes labores.

MARSA proporcionará un punto de suministro la energía eléctrica (de 440V) para los equipos eléctricos, cables, instalaciones, sistemas de protección, etc., la instalación adecuada, mantenimiento y reparación de estos componentes que se deterioren con el uso operativo.

### **Línea de relleno hidráulico**

Es la línea de distribución del relave enviado por medio de tuberías de polietileno, impulsado con bombas instaladas en la planta concentradora e interior mina a las labores de la mina.

Para la instalación y desinstalación de las tuberías el jefe de servicios auxiliares o quien lo reemplace coordinara en el reparto de guardia con el ingeniero de guardia de la E.E. empresas especializadas par el apoyo de su personal de servicios.

Antes de la construcción de las barreras para el relleno hidráulico de la labor supervisión de MARSA y EE evaluaran la labor que no queden trabajos pendientes de rotura, desquinche, plasteo de bancos de mineral u otro trabajo para efectuar el relleno de la labor.

La construcción adecuada de las barreas de contención (material detrítico) es responsabilidad del ingeniero de guardia de la E.E. quien verificara con el responsable del relleno hidráulico para la conformidad o adecuarlo según el requerimiento.

El manteado de la barrera de contención para el drenaje del agua es responsabilidad deL área de servicios auxiliares de MARSA.

### **Circuito de ventilación**

Es el ingreso de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a la necesidad del personal y equipo para evacuar los gases, humos y polvo suspendido en el ambiente.

El costo de los ventiladores y mangas de ventilación se están considerando dentro de los precios unitarios.

El equipo completo esta compuesto por el ventilador y su respectivo arrancador, considerado en el análisis de precios unitarios y son de las siguientes características: ventilador de 75hp, 10” deH<sub>2</sub>O y 32 000cfm.-

El lugar de ubicación del ventilador estará cerca del acceso del aire fresco (rampa, pique, crucero...) y será definido en coordinación del Jefe de Ventilación de MARSA y el residente de la E.E.

Labores en las cuales, por motivo de ventilación se requiera instalar mas de un ventilador, el pago se realizara por su costo horario según el análisis de los precios unitarios. Donde usaremos procedimientos *Anexo 05: PETS – Instalación de tubería*

*y accesorios con equipo de termofusión y soplete a gas propano, Anexo 06: PETS – Instalación y desinstalación de ventiladores y Anexo 07: PETS – Instalación de tolvas metálicas.*

## **2.20. Planta de beneficio**

MARSA dispone de una planta de beneficio de 1 500tn/día de capacidad instalada, en la cual, el mineral ingresa a la tolva de gruesos donde se extrae con un tamaño máximo de 7Pulg. Para iniciar el chancado y reducirlo finalmente por trituración hasta 100% a -1/2Pulg., La capacidad de trituración va de 90 a 100tn por hora; almacenándose el mineral en las tolvas de finos. El molino primario recibe el mineral a -1/2Pulg. mediante una faja alimentadora en la cual se tiene instalada una balanza electrónica dosificadora de pesaje continuo, se dosifican hasta 50tn de mineral húmedo por hora y el producto de la molienda llega a 55% a la malla -200. Los valores de oro son concentrados por dos métodos metalúrgicos: mediante la gravimetría a base de concentrados jigs, instalados en la descarga de los molinos; y por flotación, mediante celdas circulares las cuales tienen agitación por aire empleando Spargers y celdas convencionales de agitación mecánica que reciben la pulpa de mineral proveniente del overflow de los ciclones. Los concentrados de flotación y gravimetría, después de eliminar el agua, son remolidos con solución cianurada en un circuito cerrado de molienda y clasificación, logrando una liberación del mineral que supera el 90% la malla -400, en esta etapa se adicionan los reactivos para la lixiviación como el cianuro de sodio. Luego se reciclan las soluciones, las que previo a su envío a la cancha de relaves, son utilizadas para repulpar los sólidos pobres provenientes del espesador y poder así recuperar con carbón activado algunos valores que pudieran quedar en el circuito. Posteriormente, los valores de oro contenidos en el carbón precipitado de este circuito son recuperados por desorción y electrodeposición, luego el carbón ya pobre se reactiva para su uso nuevamente en planta.

La solución rica conteniendo al oro disuelto es enviada a la planta de cianuración. Para iniciar la precipitación del oro disuelto se utiliza polvo de zinc, el cual es administrado por un equipo Merrill-Crowe totalmente automatizado con el cual se vienen tratando 350gpm de solución rica. Para el correcto almacenamiento de los relaves de la planta de concentración y de los sólidos lixiviados, se cuenta con depósitos apropiados para cada caso, ubicados a escasos 500m de la planta y deseados para cubrir las

necesidades de almacenamiento de relaves para los próximos 15 años a los actuales niveles de operación.

Va de flotación está diseñado para un crecimiento de tipo "eje central", con un talud de gradiente de 4 a 1 construido con la fracción gruesa de los relaves. Los depósitos para los relaves de cianuración están constituidos por varios módulos revestidos interiormente con geomembranas de polietileno de 1.5mm de espesor. El 100% de solución colectada de estas relaveras es reciclada a la planta de cianuración mediante bombeo en forma permanente. Para minimizar el ingreso de agua de escorrenta de las dos cunetas que rodean a estos depósitos, se ha construido un canal de derivación de 2km con una capacidad de evacuación de 12m<sup>3</sup>/seg.

### **2.21. Sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional**

El sistema de gestión de seguridad y salud ocupacional se asegura que el sistema de gestión es establecido, implementado y mantenido con los requisitos de la norma, asegurar que los reportes de desempeño sean presentados a la alta gerencia para revisión y uso como base del mejoramiento, identidad disponible a todos los trabajadores, demostrar compromiso al mejoramiento continuo del desempeño del sistema. Para cual la empresa MARSA se tiene el *anexo 08: Política de gestión integrada de seguridad, salud ocupacional, medio ambiente y calidad.*

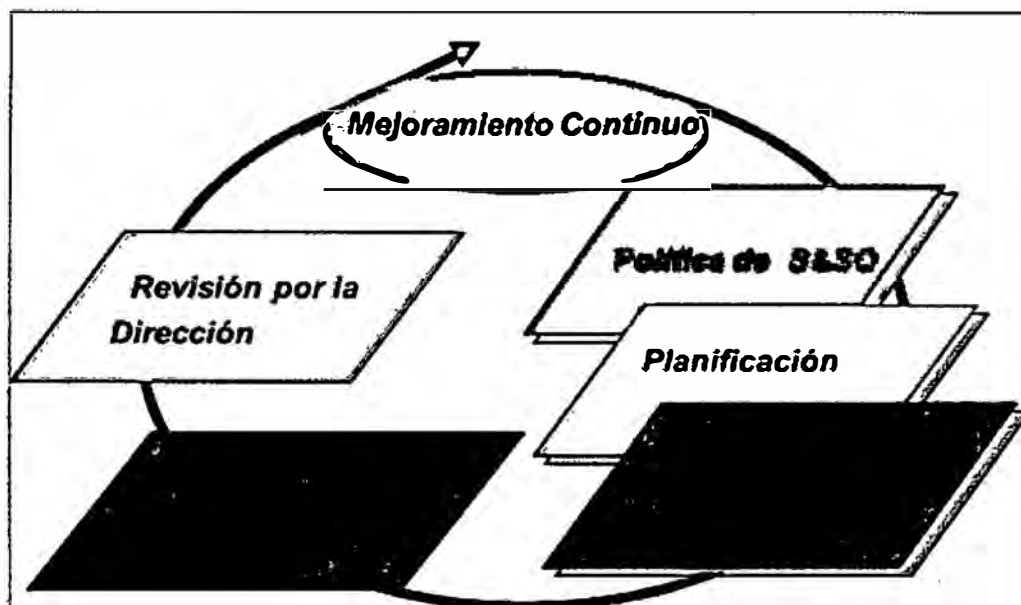
#### **Sistema de gestión integrado**

Sistema de gestión que aprovecha los elementos o herramientas comunes presentes en las normas OSHAS 18001, ISOS 14001, ISOS 9001, para aplicarlas en un solo Sistema de Gestión.

El sistema de la unidad de Minera Aurifera Retamas S.A, es SISSOMAC (sistema integrado de seguridad ocupacional, medio ambiente y calidad), el que tiene el propósito el gestionar y manejar los temas de seguridad, salud ocupacional, medio ambiente y calidad en forma ordenada, sistemática y objetiva, sobre la base de:

- Documentar específica y clara
- Responsabilidades definidas a todo nivel
- Objetivos de desempeño medibles.

Esto permitirá lograr óptimos resultados en las operaciones, cuidando el bienestar de los trabajadores y protegiendo el ambiente.



**Gráfico II – 21:** Elementos del sistema de gestión exitosa

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A (2011). Boletín SISSOMAC. Parcoy.

### **Normas OHSAS e ISOS**

Son normas internacionales de gestión que permiten asegurar a las organizaciones un correcto manejo de los temas seguridad y salud ocupacional (OSHAS 18001), medio ambiente (ISO 14001) y calidad (ISO 9001). Estas normas establecen requisitos generales respecto a que elementos debe tener la organización para una buena gestión de temas involucrados, pero no establecen ¿cómo?, esto quiere decir, que la empresa que las implementa define como se cumplen estos requisitos.

Esta tri norma es certificable, esto significa que la organización ejecutora puede solicitar a un ente externo realizar una auditoría, para comprobar o demostrar que los requisitos correspondientes son debidamente cumplidos.

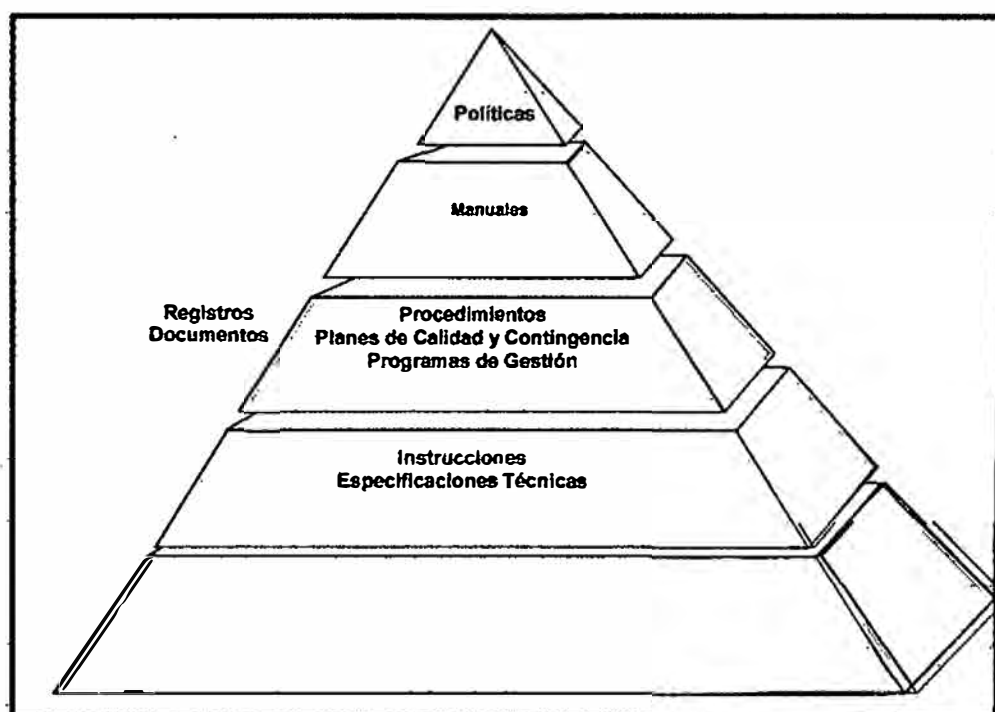
### **OHSAS 18001 (seguridad y salud ocupacional)**

Esta norma de la serie para la evaluación de la seguridad y salud ocupacional (OHSAS) establece los requisitos de un sistema de gestión de la seguridad y salud Ocupacional (SSO), para permitir a una organización controlar sus riesgos SSO y mejorar su comportamiento.

No establece criterios específicos de comportamiento, ni proporciona especificaciones detalladas para el diseño del sistema de gestión.

Todos los requisitos de esta Norma OHSAS están pensados para ser incorporados en cualquier sistema de gestión de SSO. La extensión de su aplicación dependerá de factores tales como la política SSO de la organización, la naturaleza de sus actividades y los riesgos y la complejidad de sus operaciones.

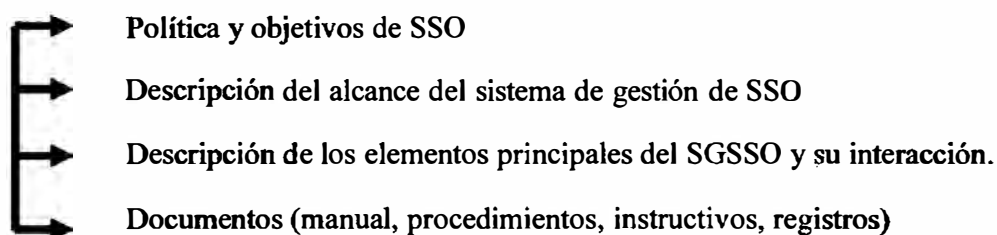
Esta Norma OHSAS está pensada para la seguridad y la salud ocupacional y no está dirigida a la seguridad de los productos y servicios. Para lo tenemos en cuenta el *Anexo - 09: Pirámide de funciones y responsabilidades del SSISOMAC.*



**Gráfico II – 22:** Pirámide de procesos del sistema integrado de gestión.

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2011) Boletín SSISSOMAC. Parcoy.

### El Sistema de Gestión de SSO debe incluir:



De esta forma se ve lo que el sistema de gestión MARSAs, implica, y claro ejemplo es el *Anexo 10: Plan Anual de Seguridad 2014 – ECM Los Andes SAC*, y también conlleva el *Anexo 11: IPERC – MARSAs 2014*.

### Ambiente (ISO 14001) y Calidad (ISO 9001)

#### Ambiente (ISO 14001)

La adopción e implementación de un conjunto de técnicas de gestión ambiental de una manera sistemática contribuye a que se alcancen resultados óptimos para todas las partes interesadas, donde se trata los siguientes puntos: medio ambiente, aspecto ambiental, impacto ambiental, prevención de la contaminación.

**Tabla II – 34:** Lista de aspectos ambientales – MARSAs.

CÓDIGO	ASPECTO AMBIENTAL	CÓDIGO	ASPECTO AMBIENTAL
<b>100</b>	<b>EFLUENTES Y/O VERTIMIENTOS</b>	<b>500</b>	<b>CONSUMO DE RECURSOS</b>
101	Aguas residuales domésticas	501	Agua
102	Aguas residuales industriales	502	Energía
103	Lixiviados	503	Combustibles
		504	Madera
<b>200</b>	<b>EMISIONES</b>	<b>600</b>	<b>BIODIVERSIDAD</b>
201	Emisiones	601	Cobertura vegetal y/o forestal
202	Ruidos		
<b>300</b>	<b>RESIDUOS PELIGROSOS</b>	<b>700</b>	<b>PAISAJE</b>
301	Tóxicos	701	Movimiento de tierras
302	Inflamables		
303	Reactivos	<b>800</b>	<b>SOCIO ECONÓMICO CULTURAL</b>
304	Corrosivos	801	Generación de empleo
305	Patógenos	802	Educación ambiental
306	Explosivos		
<b>400</b>	<b>RESIDUOS NO PELIGROSOS</b>		
401	Orgánico		
402	Inorgánico		

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2011). Boletín SISSOMAC. Parcoy.

**Tabla II – 35:** Lista de impactos ambientales – MARSA.

<b>IMPACTOS AMBIENTALES</b>
<b>BIODIVERSIDAD</b>
Afectación y/o pérdida de la flora y/o fauna
<b>AGUA</b>
Contaminación de cuerpos de agua subterránea
Contaminación de cuerpos de agua superficial
<b>AIRE</b>
Contaminación del aire
Contaminación Sonora
Efecto invernadero
Afectación de la calidad del suelo
Erosión del suelo
Conservación de suelo
<b>RECURSOS NATURALES</b>
Agotamiento de recursos naturales no renovables.
Agotamiento de recursos naturales renovables.
<b>PAISAJE</b>
Impacto visual
Alteración del paisaje natural
<b>SOCIO CULTURAL</b>
Mejora de la cultura ambiental
Avance en la economía local
Afectación del patrimonio arqueológico.

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A.(2011),Boletín SISSOMAC, Parcoy.

### Calidad (ISO 9001)

Esta gestión de calidad del producto hacia el mercado donde se trata lo siguiente: cliente, proveedor, producto, proceso, calidad, requisito de calidad, satisfacción del cliente, ambiente de trabajo.

### 2.22. Marco referencial

#### Generalidades.

La historia de Minera Aurífera Retamas S.A. es un típico ejemplo de cómo el esfuerzo decidido de un empresario peruano puede ser la llave para alcanzar el éxito en el desarrollo de un yacimiento minero en el que muchos otros habían fracasado anteriormente, lo singular en este caso es haberlo logrado en la década de los 80, aquella en que gran número de minas tuvieron que ser paralizadas al haber dejado de ser rentables como consecuencia de la gran crisis que entonces soportó la minería

nacional y el país en general. Las primeras noticias que se tienen de esta mina se remontan a Antonio Raimondi quien hace expresa mención del cerro el “Gigante” y de la labor “Huacrachuco” de donde el sabio señala se extraía abundante oro (1860).

Posteriormente la mina es trabajada alrededor del año 1905 por la familia Tarnawiecki que al parecer la abandono ante los continuos derrumbes que se producían y al bajo precio del oro en esta época que no hacia rentable su explotación con las tecnologías conocidas en ese entonces.

Asi mismo indicado en el marco teorico de la adquisición de denuncia y constitución de la Minera Aurifera Retamas S.A. Como el estudio del Gigante, Huacrachuco, y puesto en operación de lixiviación decidido por el presidente Dr. Andres Marsano P.

### 2.23. Marco conceptual

- **Perforación**

La perforación es la primera actividad que se realiza en la preparación para una voladura, el propósito es abrir en el frente huecos cilíndricos (taladros arranque), para que sirvan de cara libre para los demás taladros del frente, para conseguir una voladura eficiente, la perforación es tan importante como la selección de los explosivos, el orden de chispeo por lo que este trabajo debe de efectuarse con buen criterio y buena distribución de las guías y la secuencia del encendido<sup>25</sup>.

- **Voladura de rocas**

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos energía de choque y energía de gas: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables,

<sup>25</sup> López .C. (2003) Manual de perforación y voladura de rocas. Edit. Graficas Arias Montano.

por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca.

- **Costo**

Es el valor sacrificado o esfuerzo económico que se realiza para adquirir bienes, Toda empresa a la hora de producir su producto o servicio debe asumir ciertos costos que le tomará llevarlo a cabo.

Normalmente estos costos dependerán de la materia prima que se utilice, la mano de obra que se necesite, el alquiler del local, el pago de impuestos y servicios como agua, electricidad, teléfono, entre otros. Ejm: sueldos, materiales, etc. Es básicamente un concepto económico, que influye en el resultado de la empresa. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera.2009).

- **Precio**

Costo total más utilidad, es el valor monetario que se le asigna a algo. Todos los productos y servicios que se ofrecen en el mercado tienen un precio, que es el dinero que el comprador o cliente debe abonar para concretar la operación, El precio de cada producto también consiste en la cantidad de riqueza necesaria para compensar los gastos hechos en su formación y retribuir al productor con el beneficio que le corresponde. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera. 2009).

Para Philip Kotler y Gary Armstrong, autores del libro “Fundamentos de Marketing”, el precio es “(en el sentido más estricto) la cantidad de dinero que se cobra por un producto o servicio. En términos más amplios, el precio es la suma de los valores que los consumidores dan a cambio de los beneficios de tener o usar el producto o servicio" (Prado Fernández, Evelio. Evaluación y Sistematización de Experiencias de Proyectos de Cooperación al Desarrollo. Santiago Cuba, 2005).

- **Pérdida**

La evaluación de las pérdidas debe tener presentes también ciertos factores (sistemas de producción, tiempo y métodos de trabajo, infraestructuras, modelos de organización, mecanismos de crédito, etc.) Si no se logra el

objetivo deseado tenemos una pérdida; La mala planificación de tiempos en perforación y voladura representa una pérdida al no cumplir con el ciclo de operación. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera.2009).

- **Depreciación**

Consiste en reconocer de una manera racional y ordenada el valor de los bienes a lo largo de su vida útil estimada con anterioridad con el fin de obtener los recursos necesarios para la reposición de los bienes, de manera que se conserve la capacidad operativa o productiva del ente público.

La distribución de dicho valor a lo largo de la vida, se establece mediante el estudio de la productividad y del tiempo mediante diferentes métodos, en la empresa contratista contamos con dos equipos scoop y máquinas perforadoras. A estos bienes se les aplica la “depreciación”, que está relacionado con su vida útil, desgaste, obsolescencia, etc. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera.2009).

- **Según la función que cumplen**

- a) **Costo de producción**

Es el valor del conjunto de bienes y esfuerzos en que se incurren para obtener el recurso económicamente rentable. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera. 2009).

- b) **Costo de administración.**

Los costos de administración son los gastos que incurren al administrar una empresa de un determinado rubro. (Osorio, Oscar: La capacidad de producción y los costos, Ediciones Macchi, 2da. Edición, Buenos Aires, Argentina, 1991).

- **Según su comportamiento**

- a) **Costo unitario.**

Es el costo en el que incurres para producir una unidad de un bien. Es decir, sumas todos los costos (fijos y variables) como mano de obra, habitación, teléfono, sueldos administrativos, compra de materiales, capacitación, etc. y eso lo divides entre las unidades producidas y el resultado es tu costo unitario.

(Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera. 2009).

**b) Costo total.**

Es el costo total que se incurren para obtener el producto final como los barras de oro. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera. 2009).

- **Minado subterráneo.**

Explotación de recursos mineros que se desarrolla por debajo de la superficie del terreno. Para la selección de este método se deben de considerar varios factores como resistencia del mineral y de la roca encajonante; tamaño, forma, profundidad, ángulo de buzamiento y posición del depósito; continuidad de la mineralización, etc.

- **Eficiencia en perforación.**

La capacidad de disponer del equipo de perforación para conseguir la longitud de perforación.

- **Producción.**

La capacidad de un factor productivo para crear determinados bienes en un periodo de tiempo determinado.

- **Dilución.**

Es la reducción en ley por la cantidad de material por debajo de la ley mínima de corte, o estéril que se mezcla con el mineral económico.

- **Costo de minado.**

Las estructuras de los costos en minería es muy variada y presenta cierta complejidad, ya que los procesos productivos se complican por la diversidad de operaciones. Se dividen en:

- **Costos de inversión o de capital**

Los costos de inversión son necesarios para la adquisición de los activos necesarios para poner en producción a un proyecto, estos tienen dos componentes: Capital fijo y capital circulante.

Los costos de capital fijo sirven para:

- Adquisición de terrenos.
- Estudios e investigaciones.
- Desarrollo de pre- producción (ejm: desmonte previo).
- Estudios ambientales y permisos.
- Equipos mineros, instalaciones y servicios.
- Infraestructura (accesos, comunicaciones, energía eléctrica, agua, etc.)
- Diseño e ingeniería
- Construcción y montaje.
- Contingencias e imprevistos.

- **Costos de operación.**

Debido a la gran cantidad de factores que intervienen en la operación como son: geología del yacimiento, tipo y número de equipos utilizados, personal involucrado, condiciones ambientales, localización geográfica, organización empresarial, etc., su estima es más compleja. Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación, pudiéndose subdividir en tres categorías: costos directos, indirectos y generales.

- **Estándar:** Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo.
- **Costos operativos o de producción mina:** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el

funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

- **Costos directos:** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.
- **Costos indirectos:** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.
- **Rendimiento:** En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.
- **Perforación en breasting:** Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.
- **Velocidad de detonación:** La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.
- **Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- **Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Cara libre o taladro de alivio:** Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Tajo:** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.

- **Labores permanentes:** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.
- **Labores temporales:** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas.
- **Relleno hidráulico:** Tiene con objetivo rellenar los tajos que han sido explotados, y tiene dos funciones básicas, la primera es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral, y el segundo es como sostenimiento para que la mina no colapse debido al incremento de áreas abiertas. El relleno hidráulico es por lo general el relave desechado por la concentradora el cual debe cumplir ciertas características de granulometría.
- **Grado de ocurrencia:** Es la probabilidad de que pueda ocurrir un evento en particular, basándose en la frecuencia histórica.
- **Geomecánica:** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores:
- **Resistencia de la roca,** grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- **Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- **Discontinuidades:** Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa.
- **Macizo rocoso:** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.
- **Perno Split set:** Es un tipo de perno que trabaja a fricción, consiste en un tubo de acero con una ranura longitudinal, de diámetro algo mayor que la perforación donde se introducirá. Su diámetro disminuye al introducirlo al barreno, generando presiones de fijación por efecto elástico.

- **Shotcrete:** Es hormigón proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería.
- **Yacimiento:** Concentración u ocurrencia natural de uno o más minerales.
- **Dolomita:** Mineral formado por carbonato de calcio y magnesio.
- **Calcita:** Mineral blanco de carbonato cálcico cristalizado, principal componente de la roca caliza.
- **Diagénesis - Diagenético:** Proceso de formación de una roca a partir de sedimentos sueltos que sufren un proceso de consolidación.
- **Emulsión explosiva:** Son del tipo inversado “agua en aceite”,componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.
- **El Factor de Potencia y/o Factor de carga:** Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m<sup>3</sup>.
- **Disparo soplado:** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono.
- **Paralelismo:** En perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección.
- **La perforación tipo breasting:** Es una perforación con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación en breasting. Es una perforación de producción en mineral.
- **Tiros cortados y soplados:** Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explosiono.

- **La Distribución de la carga explosiva:** Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se reparten del polvorín a las diferentes labores de trabajo previo una generación del vale de salida de explosivos.
- **Dispersión:** Hace referencia a que debido a la delicada fabricación y propia constitución de los elementos de retardo, se producen diferencias de tiempo entre detonadores individuales de las misma seria, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como dispersión del valor real con respecto al valor nominal. Por ejemplo un retardo con tiempo nominal de 20m, puede salir con 22m.
- **Corte quemado:** Es un tipo de arranque que consiste en perforar 3 o más taladros paralelos entre si y paralelos al eje de la galería. Este tipo de arranque se usa generalmente en terreno duro, dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre, logrando su expulsión, los taladros del corte deben ser los más profundos.
- **Corte escalonado:** Es una malla de perforación que consta de aprovechar el plano de debilidad al plano que hace 45° con el plano de cara libre, para la generación de una cuña (arranque), que actuara como la segunda cara libre del frente de la galería.

## CAPÍTULO III

### DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN

#### 3.1.- Perforación

Se trabaja con una malla de taladros paralelos (corte quemado), en que se utilizaba barras de 3,6m de longitud con broca de 45mm para la perforación, para los taladros de alivio se utiliza rimadora de 102mm, La cantidad de cartuchos está en función a la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros. Los cartuchos tienen una distancia de 25cm en los taladros de corona para realizar una voladura controlada, se utiliza tacos inertes de 20cm, después de cargar los explosivos en los taladros, como se muestra en el grafico III – 01. Malla de perforación mecanizada de sección 3m x 3m, para tipo de Roca Buena

Se calcula el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente formula empírica:

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = 10 \times \sqrt{A * H} \quad (1)$$

A : Ancho de frente.

H : Altura de frente.

Este criterio es de forma general, el cual no usamos, lo que usamos es una formula de acuerdo a varios factores como la dureza de la roca, y su coeficiente. El cual desarrollaremos mas adelante.

La formula a usar es precisa con la relación:

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = (P/dt) + (C \times S) \quad (2)$$

**Donde:**

P= Circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{A} \times 4. \quad (3)$$

C= Coeficiente o factor de roca, usualmente de:

dt= Distancia entre los taladros de la circunferencia

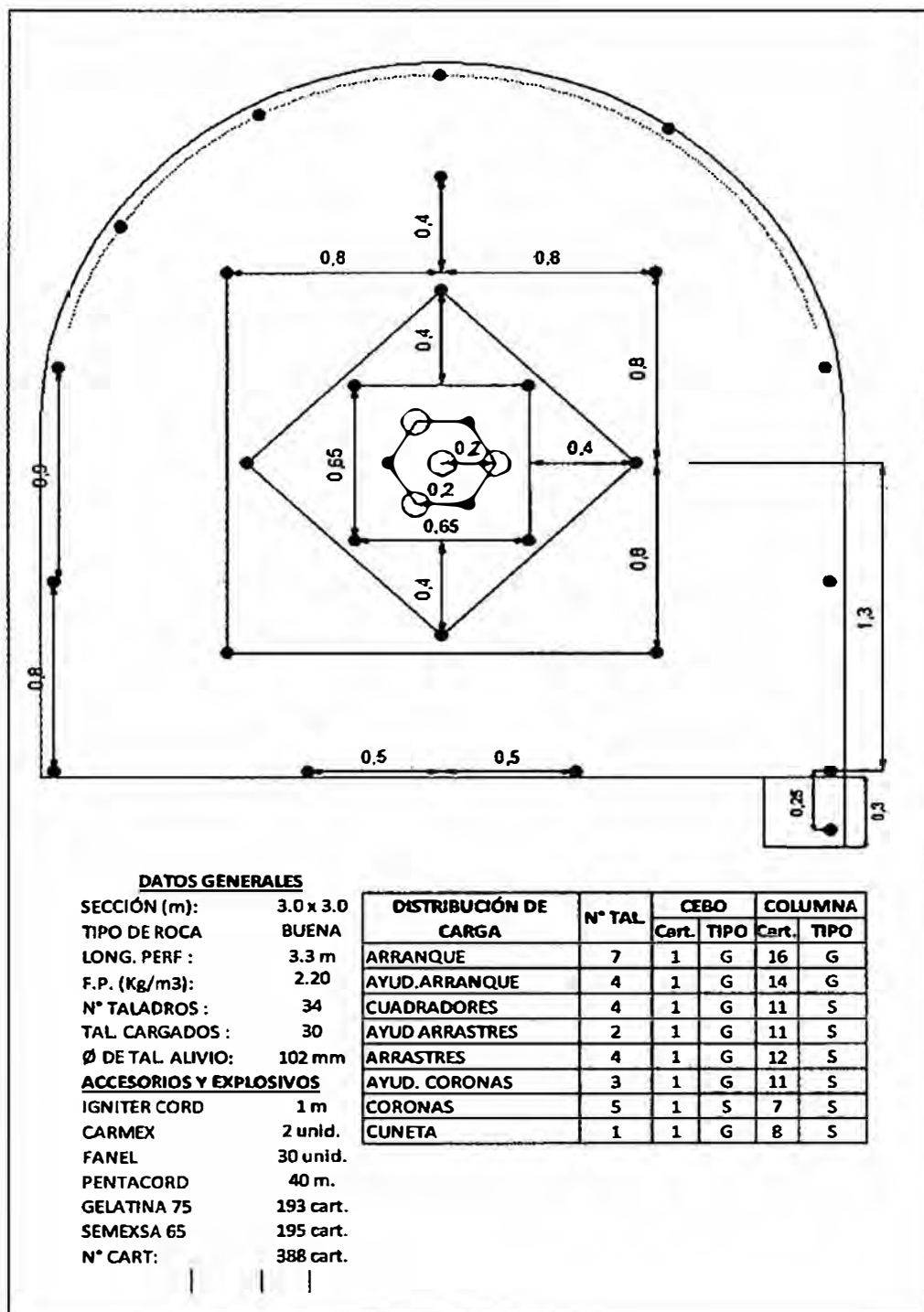


Gráfico III - 01: Malla de perforación mecanizada de sección 3m x 3m, para tipo de Roca Buena

**Tabla III - 01:** Distancia de Taladros en (m) de acuerdo a la dureza de roca.

Dureza de la Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Fiable	0,70 a 0,75

**Fuente:** EXSA. (2010). Manual de Voladura, Cuarta edición. Lima.

**Tabla III - 02:** Coeficiente de la roca en (m) de acuerdo a la dureza de roca.

Dureza de la Roca	Coeficiente de la roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Fiable	1,00

**Fuente:** EXSA (2010) Manual de Voladura, Cuarta edición. Lima.

S= Dimensión de la sección del túnel en (cara libre).

Realizamos los cálculos para el tipo de malla Tradicional Corte quemado:

### 1.- Numero de taladros, remplazando en la ecuación (1)

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = 10 \times \sqrt{A * H}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = 30 \text{ Tal.}$$

O en forma más precisa con la relación:

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = (P/dt) + (C \times S) \quad (2)$$

Donde:

$$P = \sqrt{A} \times 4. \quad (3)$$

$$P = 12m.$$

$$dt = 0,60 - 0,65$$

$$C = 1,50$$

$$S = 9 \text{ m}^2$$

Reemplazando en (2)

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = (12/0.60) + (1.5 \times 9)$$

Nº Tal. = 33,5 = 34 Tal.

**Tabla III - 03:** Distancia de taladros en (m) de acuerdo a la dureza de roca.

Dureza de la Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Fiable	0,70 a 0,75

**Fuente:** EXSA (2010). Manual de Voladura, Cuarta edición. Lima.

**Tabla III - 04:** Coeficiente de la roca en (m) de acuerdo a la dureza de roca.

Dureza de la Roca	Coeficiente de la roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Fiable	1,00

**Fuente:** EXSA (2010). Manual de Voladura, Cuarta edición. Lima.

La excavación mediante perforación y voladura es el sistema más utilizado para la excavación de túneles en roca. Las partes o trabajos elementales de que consta el ciclo de trabajo característico de estos siguientes: sistema son la proyectada a utilizarse.

Realizar el ciclo de minado para la perforación en esta labor de avance se requiere la operación del Jumbo Tamrock, el que mantiene autonomía en su brazo neumático-hidráulico (boom) de perforación y de alto rendimiento; con esta maquinaria se logra mayor eficacia que con la utilización de un martillo manual.

Este equipo se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyo efecto de golpe produce el astillamiento y trituración de la roca; para en lo posterior con la ayuda del explosivo quebrar la roca; para el bombeo de agua en el frente de perforación se tiene bombas neumática o eléctrica de 7.5kw; éstas bombean el agua hasta un punto muy cerca de la intersección con la veta Valeria II en este

lugar se construyó una poza de 60m<sup>3</sup> y una pendiente negativa de 8%, donde llega el agua bombeada de la zona de perforación.

En el momento en que se realiza el cargado de los barrenos el frente a volar se encuentra completamente libre de agua, por este únicamente emulsiones y dinamitas.



**Fotografía III - 01:** Perforación de las labores con Jumbo.

**Fuente:** ECM Los Andes (2014). Área de producción galería 10447. Parcoy.

En el momento en que se realiza el cargado de los barrenos el frente de voladura se encuentra completamente libre de agua, por este únicamente dinamita y no emulsión.

### **3.2.Herramientas de perforación**

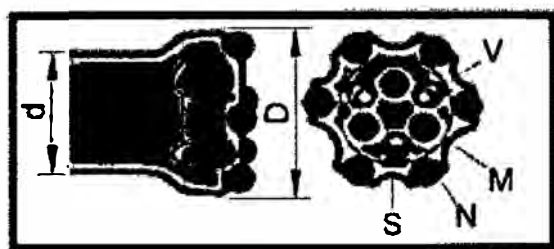
Debido a los insumos de perforación que utiliza el Jumbo Tamrock el estudio se limita a barras integrales, brocas y escariadores.

**Brocas:** La broca de perforación es la herramienta de corte generalmente el inserto es de metal endurecido (carburo de tungsteno) que estará en contacto con el macizo rocoso a perforar. La elección del tipo de broca como del diámetro depende del tipo de maquinaria de perforación, de las características de la roca y del diámetro de los cartuchos del explosivo a introducir.

En función a los parámetros anteriores, para los trabajos de perforación se utilizan brocas de botones con diámetro (D) de 45mm acopladas a la barrena por emboquille,

el diámetro del acople de la broca denominado como diámetro de faldón ( $d$ ) es de 30mm. La broca posee nueve botones los que son los instrumentos de corte, seis botones periféricos (N), y tres botones internos (M). Los agujeros (V) son cavidades por las que el agua fluye a su paso, enfría la barrena junto con la broca y a su vez ayuda para el barrido de detritos.

Las ranuras (S) son espacios por donde los detritos de perforación pueden fluir para su evacuación.



**Gráfico III - 02:** Dimensiones y especificaciones de una broca

**Fuente:** AtlasCopco (2010), Manual de brocas. AtlasCopco. Suecia.



**Fotografía III - 02:** Broca de 45mm

### **Barras**

Las barras de perforación son barras de acero con un conducto interior para el paso del agua de refrigeración y barrido de detritos; en el extremo posee una rosca donde se acopla a las brocas. Para el trabajo de perforación el Jumbo Tamrock utiliza barrenas hexagonales de 3m de longitud.

### **Escariadores**

Para el escariado se emplea una broca de botones de carburo de tungsteno, con un diámetro de 64mm, este escariador va acoplado de forma roscada a la barra de

perforación del brazo del jumbo. La función de los barrenos ensanchados es servir como una superficie libre para el desfogue en las voladuras.



**Fotografía III - 03:** Broca de 64 mm.

### **Número de barrenos**

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, de la sección de la galería, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y con esto aumentar o disminuir el número de taladros.

El número total de barrenos que se perfora en el avance de la rampa son mínimo 35, esta cantidad esta en dependencia de la ubicación del avance, ya que en partes donde la roca es más competente se añaden de 3 a 4 barrenos a la malla de perforación.

### **3.3. Diagrama de perforación**

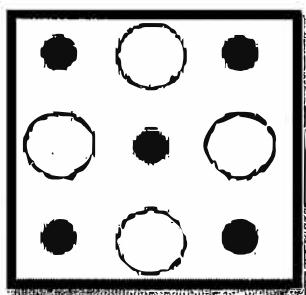
El diagrama de distribución de barrenos y de la secuencia de salida de los mismos presenta diferentes alternativas, en función a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, en la mina MARSÁ tienen un diagrama empírico dado por los perforistas y su extensa experiencia en trabajos con jumbos perforadores en túneles, así el diseño de la malla de perforación se acopla a los requerimientos del macizo rocoso.

Como guía para el diagrama de perforación en el diseño de la rampa y galerías, toman como arranque inicial el cuele quemado de cuadrados y rombos inscritos, el cuele utilizado en el diseño consta de 4 barrenos de alivio los que servirán como una superficie libre.

**Tabla III - 05:** Trazos de arranque para túneles (Quemado)

Barreno cargado o de producción	●
Barreno de alivio sin carga explosiva	○

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura.Lima.

**Gráfico III – 03:** Arranque corte quemado.

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura.Lima.

### 3.4. Consumo de sustancia explosiva

En este proyecto se emplea el método denominado Sistema Nonel GT que es un sistema de encendido no eléctrico, cuyo objetivo es completar la técnica de “voladura controlada”, con esto se añade más seguridad y eficacia al proceso, por lo que es más fácil adiestrar al personal en el encendido, ya que no se necesita control ni cálculo de las resistencias y pérdidas a tierra. Con el sistema Nonel GT se elimina prácticamente la posibilidad de que se efectúen conexiones incorrectas, y el porcentaje de encendido queda reducido a un nivel inferior al del encendido eléctrico; lo cual es también una ventaja importante.

#### a. Cantidad de carga de los barrenos del cuele

Estos barrenos son los que van a expandir la cara libre por esta razón van cargados con cebo como carga primaria y 3 gelatinas junto con semexsa conforman la carga secundaria.

#### b. Cantidad de carga de los barrenos de piso

Estos barrenos son los que mayor carga explosiva necesitan ya que son los últimos en romper en la voladura; su carga está conformada por el cebo con el cordón detonante número 8 y a continuación introducen 1 gelatina y 12 semexasas.

### 3.5. Voladura

El amarre final para ejecutar la voladura se realiza con cordón detonante de 5gr junto con 1,5m de mecha lenta para dar seguridad al proceso.

**Tabla III - 06:** Cantidad de faneles necesarios en la voladura

NÚMERO DE CORDÓN DETONANTE	CANTIDAD	DESCRIPCIÓN DEL BARRENO
Fanel # 1	1	Cuele
Fanel # 2	1	
Fanel # 3	1	
Fanel # 4	4	
Fanel # 5	4	Contracuele
Fanel # 6	4	Cuadradores
Fanel # 7	5	Hastiales
Fanel # 8	5	Corona
Fanel # 9	5	Arrastre
	<b>30</b>	

### 3.6. Tiempos en operaciones

Para la determinación del tiempo en operaciones se toma en cuenta todas las actividades que se involucran en los procesos de perforación y voladura, para el caso de la perforación de barrenos de alivio y producción se ha realizado un promedio para establecer un valor más aproximado.

Tabla III – 07: Tiempos en la perforación de los taladros

NÚMERO DEL TALADRO	TIEMPO DE PERFORACIÓN (min)
Tal # 1 y Rimadora	6,0
Tal # 2 y Rimadora	5,5
Tal # 3 y Rimadora	6,0
Tal # 4	3,0
Tal # 5	3,5
Tal # 6	3,0
Tal # 7	3,3
Tal # 8	3,0
Tal # 9	3,5
Tal # 10	3,5
Tal # 11	3,3
Tal # 12	3,0
Tal # 13	3,3
Tal # 14	3,2
Tal # 15	3,3
Tal # 16	3,1
Tal # 17	3,3
Tal # 18	3,5
Tal # 19	3,4
Tal # 20	3,1
Tal # 21	3,2
Tal # 22	3,1
Tal # 23	3,3
Tal # 24	3,6

NÚMERO DEL TALADRO	TIEMPO DE PERFORACIÓN (min)
Tal # 25	3,7
Tal # 26	3,8
Tal # 27	3,1
Tal # 28	3,2
Tal # 29	3,3
Tal # 30	3,3
Tal # 31	3,4
Tal # 32	3,8
Tal # 33	3,7
Tal # 34	4,5
Tiempos muertos(estacionamiento, fallas mecánicas,cambio de barra,llenado de las herramientas de gestión,cambio de broca de perforación)	62.5
	3,3 hr

Tabla III - 08: Tiempo total en el proceso de perforación y voladura.

TIEMPO TOTAL EN EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	
ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
Replanteo en el frente del esquema de tiro	20
Armar el equipo	14,3
Perforación	218,78
Limpieza de barrenos	14,5
Cargado de explosivos	45

ACTIVIDAD	TIEMPO (min)	
Amarrado	13	
<b>TOTAL</b>	325,58	<b>5,43hr</b>

El tiempo total en la realización de todas las actividades involucrada en la perforación y voladura en el avance de la rampa es de 5,43horas; aquí no se toma en cuenta el tiempo necesario para el retacado de los barrenos, puesto que en el proyecto no realizan esta actividad.

### 3.7. Costos

Costo de producción expresa la magnitud de los recursos materiales, laborales y monetarios necesarios para alcanzar al volumen de producción fijado por la empresa.

El costo de producción está constituido por el conjunto de gastos relacionados con la utilización de los activos fijos tangibles, la materia prima y materiales, combustible, energía y la fuerza de trabajo en el proceso de producción, así como otros gastos relacionados con el proceso de fabricación, expresados todos en términos monetarios.

Toda empresa al producir incurre en costos, por ello estos costos de producción están en el centro de las decisiones empresariales puesto que un incremento significa una disminución de los beneficios para la empresa.

Para la obtención de oro es necesaria la extracción del mineral, para la cual se requiere de varias labores o actividades para concretar dicho objetivo. Las actividades requeridas son:

- Limpieza
- Desalajo del mineral (uso de la pala cargadora)
- Transporte ( uso de las volquetes)
- Topografía
- Perforación
- Carga de la sustancia explosiva
- Ventilación instalaciones de energía eléctrica y agua

- Desagüe.

Se ha realizado un análisis de costos unitarios tomando en cuenta la mano de obra, el equipo utilizado, los materiales y los gastos administrativos para estos procesos; para ello se tomó en cuenta el trabajo y tiempo que se emplea en la perforación con una barra de 3,0m, siendo el rendimiento en el avance de la perforación del 90% llegando a tener una perforación de 2,85m.

Para la determinación del costo de mano de obra se toma en cuenta a todo el personal que está involucrado directamente con las actividades mencionadas; para el jefe de mina y topógrafo se toma en función al porcentaje de tiempo que dedican a cada proceso.

**Tabla III - 09:** Cálculo del costo de mano de obra.

<b>JORNALES DE LA EE. LOS ANDES 2014</b>			
<b>BBSS Obrero</b>		<b>1.3797</b>	
<b>COLABORADORES</b>	<b>Jornal 2014 Sin Horas Extras (Soles)</b>	<b>Jornal + BB.SS (Soles)</b>	<b>Jornal + BBSS Sin Horas Extras (US\$)</b>
Operador de jumbo	81.25	193.4	68.59
Ayudante operador de jumbo	57.75	137.4	48.75
Operador de scoop	71.75	170.7	60.57
Cargador - Disparador	61.50	146.4	51.92
Operario servicios mina	51.75	123.1	43.69

Fuente: ECM Los Andes (2014). Informe de Equipos, área de producción. Parcoy.

**Tabla III - 10:** Costos de equipos

Jumbo Tamrock Pantofore		250 000	4 años
Accesorios para el jumbo	Barreno	270	3,5 días (1 300m perf.)
	Broca	30	2,5 días (800m perf.)
Bomba eléctrica GREENDEX 7,2kw		12 000	5 años
Camioneta D'Max		18 000	5 años
Brujula azimutal		500	15 años

**Fuente:** ECM Los Andes (2014). Informe de Equipos, área de producción. Parcoy.

El proyecto también tiene maquinaria alquilada la cual se muestra el Tabla.

**Tabla III - 11:** Costo de equipos alquilado.

EQUIPO	COSTO	
	\$/mes	\$/h
Volqueta HINO	10 000	13,44
Cargadora frontal KOMATSU	9 000	12,1
<b>TOTAL</b>		<b>25,54</b>

**Fuente:** ECM Los Andes (2014), Informe de Equipos, área de producción, Parcoy.

Dentro de los costos se incluyen los costos relacionados con el EPP, para el cálculo se toma el costo unitario de los elementos y en función de su vida útil el costo diario.

Tabla III - 12: Costos de los elementos del equipo de protección personal EPP

DESCRIPCION	CANT.	P.U. (S/.)	VIDA UTIL (Tareas)	% Uso	COSTO x TAREA (S/.)
Casco	1	37,25	360	100%	0,1030
Barbiquejo de elastico	1	4,32	90	100%	0,0480
Tafilete	1	14,28	180	100%	0,0790
Guantes de cuero	1	8,0	20	50%	0,2000
Correa portalámpara	1	9,7	180	100%	0,0540
Botas de jebe	1	44,87	90	100%	0,4990
Mameluco	1	46,27	180	100%	0,2570
Respirador contra Gases	1	71,67	180	100%	0,3980
Cartuchos contra Gases	1	15,21	25	100%	0,6080
Lampara unipersonal	1	140,00	300	100%	0,4670
Lentes de seguridad	1	16,22	180	100%	0,0900
<b>Implementos de Seguridad</b>					<b>3,122</b>

**Fuente:** ECM Los Andes (2014), Informe de equipos de protección personal, área de producción – Parcoy.

Para realizar la voladura con un sistema no eléctrico se utiliza generalmente los siguientes insumos:

Gelatina Especial 75% DE 1 7/8" X 8".

Dinamita Semexa al 65% DE 1 7/8" X 7".

Dinamita Semexa al 45% DE 7/8" X 7".

Mecha Rapida - Ingniter Cord 1m

Carmex 8' 2 unid.

Fanel 30 unid.

Cordon detonante 40m.

El proveedor de explosivos actualmente es EXSA.

El cordón detonante se usa únicamente para unir las extensiones de los microretardos (faneles o detonadores no eléctricos) en la cara externa del frente. Por lo general se usan 40m de cordón detonante en cada voladura. La mecha lenta se utiliza en una longitud de 1,5m por voladura, solo se usa para la iniciación junto con el fulminante número 8, este procedimiento da el tiempo de salida del personal hacia sitios seguros.

El consumo de explosivos junto con el gasto total especificada de gelatina, dinamita, y faneles, se detalla en el Tabla.

**Tabla III - 13:** Costo total de explosivos en una voladura

DESCRIPCIÓN	Unid.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp (US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>4.- EXPLOSIVOS:</b>						<b>101,295</b>	<b>101,295</b>
Gelatina 75% 1 1/8 x 8	kg.	54,80	17,205	4,2	72,260		
Semexa 65% 1 1/8 x 8	kg.	19,00	5,965	3,28	19,566		
Exadit 45% 1 1/8 x 8	kg.	1,90	0,597	4,28	2,553		
Cordon Detonante	mt	40,00	12,558	0,28	3,516		
Fanel	pza	30,00	0,419	1,69	15,918		
Mecha rápida de ignición	mt	1,00	0,510	0,51	0,260		
Carmex	Unid	2,00	0,628	0,82	0,515		

**Fuente:** ECM Los Andes (2014). Informe de equipos, área de producción. Parcoy.

En el cálculo del costo unitario, para cada una de las labores analizadas, se presenta en tablas en las cuales se indican todos los parámetros utilizados.

En el cálculo del costo unitario, para cada una de las labores analizadas, se presenta en tablas en las cuales se indican todos los parámetros utilizados. Los cuales reflejan los costos unitarios en cada tarea.

Como se puede observar en el Tabla anterior se realizó el cálculo de precios a las tareas de limpieza, implementos de seguridad, herramientas, equipo, perforación,

cargado, como en un solo formato tenemos el *Anexo 14: Costos de unitarios de galería de 3m x 3m*

### **3.8. Seguridad en los procesos**

Para el proceso de la perforación se cuenta con personal de alta experiencia, los que cuentan con el EPP adecuado para evitar cualquier lesión sin embargo se cuenta con la señalización pertinente de información antes de empezar los trabajos.

Los perforistas antes de iniciar el trabajo examinan el frente para descubrir la presencia de restos de cualquier explosivo sin detonar en los taladros del tiro anterior. Diariamente se ingresa material explosivo para realizar las labores de voladura. Estos materiales son colocados en el interior de la mina en un polvorín temporal con un área de 100m<sup>2</sup> donde se ha construido estanterías de madera; cuenta con la ventilación necesaria y está exento de humedad; es decir cumple con los parámetros básicos para tener polvorines dentro de mina.

El personal que manipula los explosivos han recibido charlas de capacitación para un correcto uso, por ello, el cebo es preparado en el frente de trabajo, el transporte de la sustancia explosiva hasta el lugar en donde se realizará la voladura se lo hace con las normas de seguridad establecidas.

Cabe mencionar que el amarre final para la voladura se utiliza 1.5m de mecha lenta lo que les da el tiempo necesario para abandonar el lugar, para su manipulación cortan con una cuchilla bien afilada y lo hacen sobre una base de madera; en el caso que haya sobrantes de sustancia explosiva, esta polvorín es regresada al Como consecuencia de que en la mina existen más frentes de trabajo y cierta cantidad de personal no conoce la actividad a realizarse, a una distancia prudente del área de peligro se coloca señalización para advertir el riesgo. Como herramienta de gestión usamos el *Anexo 12: PETS –Preparación y despacho de explosivos y accesorios, y de igual forma para la perforación el Anexo 13: PETS – Perforación con jumbo.*

### **3.9. Diseño y selección de la malla de perforación en corte escalonado**

#### **Corte escalonado**

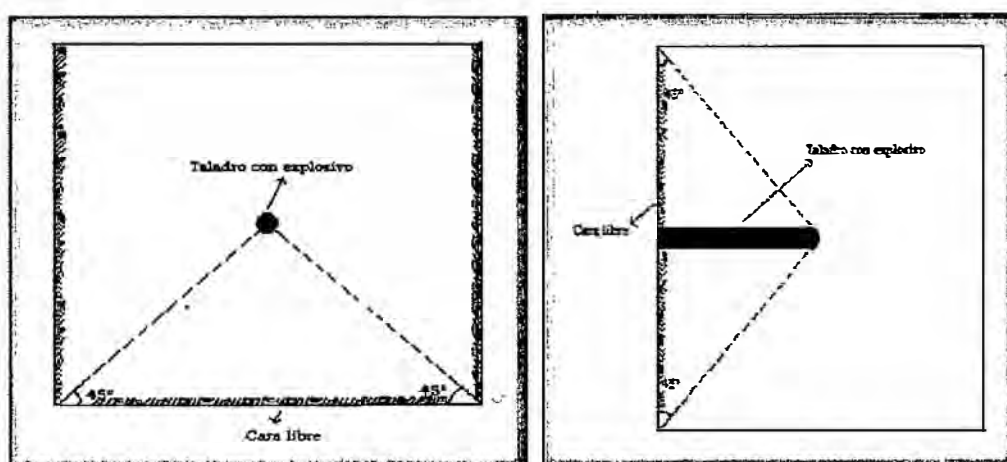
Actualmente la minería mundial se caracteriza por una permanente búsqueda de los puntos y sus operaciones unitarias, además esta sabido que la actividad económica, y

en particular la minería, requiere considerar varios criterios para obtener siempre la mayor los mayores beneficios. Dentro de estos conceptos, rescatamos dos de ellos que hacen que la minería sea competitiva y sobre todo rentable. Dichos conceptos que se relacionan directamente, son: desarrollo tecnológico y económico.

El Perú, como país típicamente minero, debe reconocer que la columna vertebral de las soluciones a los problemas socioeconómicos por los que atraviesa esta directamente comprometida con la industria minera. Es en ese sentido que el objetivo principal de esta alternativa para la reducción de costos en perforación y voladura, es proporcionar nuevas herramientas tecnológicas a toda la minería peruana, de tal forma que se puedan obtener iguales o mejores niveles de desarrollo y producción que los actuales, pero a un menor costo. El logro de este objetivo se verá plasmado en mayor rentabilidad, mejores estándares de trabajo y de vida.

Corte escalonado llamado también STAGGERED CUT, cuando se tiene cargado con explosivo y se hace detonar, puede apreciarse la generación de un lugar geométrico limitado por planos que forman un ángulo de  $45^\circ$  con respecto al plano de la cara libre. Figura IV - 01.

El corte escalonado aprovecha como “plano de debilidad” al plano que hace  $45^\circ$  con el plano de la cara libre, para la generación de una “cuña” (arranque) que actuara como la segunda cara libre del frente de galería, para accionar de los demás taladros del frente lo que derivara en un adecuado fracturamiento y desplazamiento de la roca.



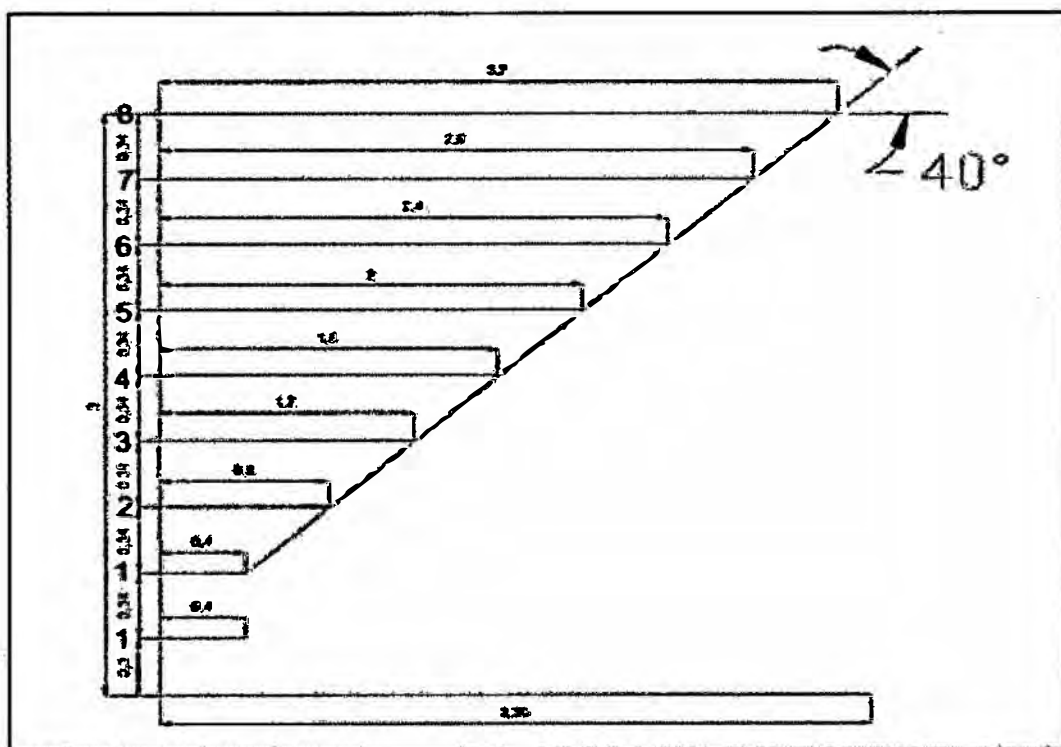
**Gráfico III - 04:** Planos generados por el accionar del explosivo confinado

**Fuente:** M.Peña, W.Rosenstock (2009), Técnicas de Perforación ,primera edición,Ecuador.

Los taladros del arranque (primarios), que generan la cuña, tienen profundidades escalonadas que determinan un ángulo de  $45^\circ$  compatible con el “plano de debilidad”. El resto de los taladros del frente (secundarios) van perforados en toda la longitud de avance.

La particularidad de esta malla de perforación es la reducción de pies perforados en las 2 filas centrales de taladros (nuestro arranque), los cuales después de ser volados, serán nuestra cara libre para los siguientes taladros, los cuales si están completamente perforados (11 pies).

En el siguiente gráfico, en una vista perfil del frente, se aprecia las longitudes de las 2 filas de taladros en el centro del frente las cuales varían de 0,4m a 3,2m y los taladros de arrastre con sus 3,35m perforados.



**Gráfico III - 05:** Plano de perfil del corte escalonado.

**Fuente:** Peña M. & Rosenstock W. (2009). Técnicas de perforación. Ecuador.

### Nueva teoría para calcular el arranque

Para establecer nuestro arranque tomamos en cuenta la presión de detonación de nuestro explosivo (gelatina 75%), para ver el área de influencia que tiene por explosivo, en otras palabras el poder rompedor, siendo nuestra roca semi buena, esta

área de influencia que genera el explosivo determina la distancia entre taladros (taladros primarios – arranque), formando un ángulo de 45°, así estos dos taladros de 0,40m, generan una cuña y finalmente una cara libre.

Para el cálculo tenemos que tener en cuenta las especificaciones técnicas.

**Tabla III - 14:** Características técnicas del explosivo gelatina 75% 1 7/8" x 8".

EXSA - CARACTERÍSTICAS DE GELATINA DE 75%		
CARACTERÍSTICAS	UNIDAD	CANTIDAD
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1,38 + 3%
VOD	m/s	5 500 – 6 000
Presión de	kbar	125
Presión de energía	kcal/kg	1 050
Vol. Emitido gases	l/kg	878
Potencia relativa	%	115 - 196
Resistencia agua	hora	6
Categoría de humos		1
Vida util	meses	18

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura. Lima.

**Calculamos:**

Con el modelo matemático de áreas de influencia<sup>26</sup>.

$$Bn = \emptyset * \left( \frac{Po * Fc * Ac}{Fs * \sigma * RQD} + 1 \right) \dots\dots\dots (I)$$

<sup>26</sup> Ojeda. R. (2009). Diseño de mallas de perforación y voladura subterráneo con el modelo matemático de áreas de influencia, Huancayo.

**Donde:**

- Bn = Burden nominal
- $\sigma$  = Resistencia a la compresión de la roca ( $\text{kg}/\text{cm}^2$ )
- $\emptyset$  = Diámetro del taladro (m)
- Po = Presión de detonación del explosivo ( $\text{kg}/\text{cm}^2$ )
- RQD = Indice de la calidad de macizo rocoso.
- Fc = Factor de carga ( $\text{kg}/\text{cm}^3$ )
- Fs = Factor de seguridad
- Ae = Acoplamiento de explosivo

**Datos requeridos:**

- Diámetro del taladro( $\varphi$ ) = 45mm = 0,045m
- Presión de detonación del explosivo (Po) = 125kbar = 12567kg/cm<sup>2</sup>  
(Gelatina 75%)
- Resistencia a la compresión de la roca ( $\sigma$ ) = 2650 Kg/ cm<sup>2</sup> (granodiorita)
- RQD = 90%
- Ltal = 0.40 m = 1.31 pies
- Eficiencia de perforación = 95%
- Ancho de la galería = 3m
- Alto de la galería = 3.m.
- Factor de seguridad =2 (usamos el Tabla de factor de seguridad que se encuentra en el Tabla III-15).

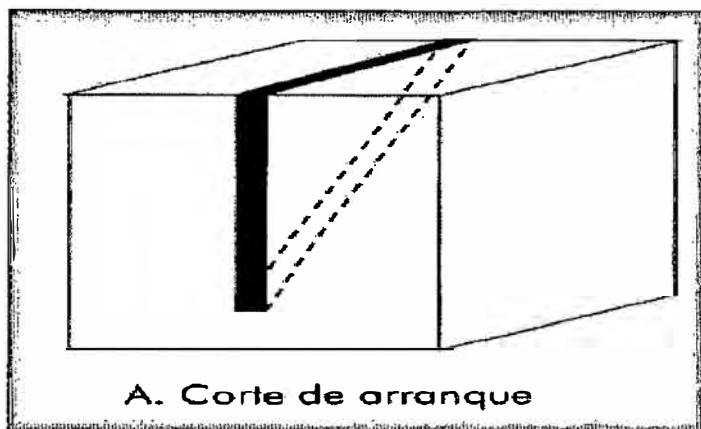
Reemplazamos en la ecuación (1)

$$Bn = \emptyset * \left( \frac{Po * Fc * Ae}{Fs * \sigma * RQD} + 1 \right)$$

$$Bn = 0,045 * \left( \frac{12567 * 1,9 * 1}{2 * 2650 * 0,9} + 1 \right).$$

$$Bn = 0,3 \text{ m.}$$

Finalmente nuestro arranque tendrá el siguiente esquema:



**Gráfico III - 06:** Arranque del corte escalonado.

**Fuente:** EXSA (2010). Manual práctico de voladura, Lima.

### 3.10. Determinación de las variables independientes

#### Parámetros técnicos

Se ira desarrollando de manera progresiva.

- Longitud de Perforación
- Selección de explosivo
- Diseño de malla de perforación

#### Parámetros de voladura

- **Diámetro del taladro**

El diámetro de taladro depende de la broca, que puede seleccionarse desde 45mm a 102mm según su aplicación.

En Minera Aurifera Retamas S.A, se perfora 3m, por lo tanto la broca deberá ser de 45mm.

Para los cálculos se realizó con las dimensiones de la disposición de brocas existentes que es de 45mm.

- **Presión de detonación del explosivo**

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, esta puede asumir valores desde los 30kbar a 125kbar.El libro de Manual de Perforación y Voladura de EXSA señala la siguiente

expresión matemática para establecer el valor de la presión de detonación del explosivo:

$$PD = \frac{\rho_e \cdot (VOD)^2 \cdot 10^{-5}}{4} \dots\dots\dots(II)$$

**Donde:**

PD = Presión de detonación

$\rho_e$  = Densidad del explosivo

$V_{OD}$  = velocidad de detonación.

Teniendo en cuenta que:

Para gelatina 75% su VOD = 6000m/s

Su  $\rho_e$  = 1,38g/cm<sup>3</sup>

Reemplazamos en la ecuación (II)

PD= 124,2kbar.

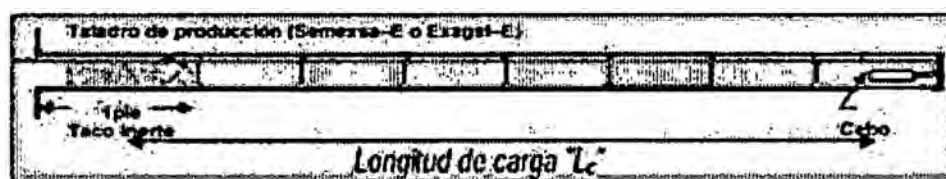
- **Factor de carguío (Fc)**

El factor de carguío está en función de volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro.

El llenado de la longitud del taladro sin dejar espacios vacios, y pueda estar compactado el explosivo va a dar como resultado la densidad de carguio a 1, como es el caso.

**Donde:**

$F_c \leq 1$



**Gráfico III – 07:** Taladro cargado con explosivo

**Fuente:** EXSA. (2010). Manual Práctico de voladura. Lima.

- **presión de taladro o de trabajo**

Es la presión que ejercen los gases sobre las paredes de taladro antes de iniciarse la deformación de la roca.

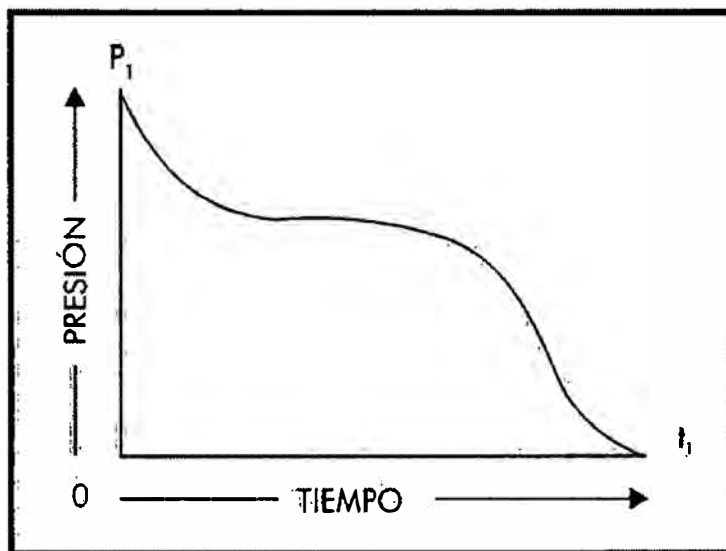
$$PT = Pe * dc^{2,5} \dots\dots(*)$$

**Donde:**

dc= densidad de carguío

Reemplazamos en la ecuación (\*)

PT=121,12kbar.



**Gráfico III - 08:** Diagrama de punto de quiebre de presión vs el tiempo

**Fuente:** EXSA. (2010). Manual práctico de voladura. Lima.

- **Acoplamiento del explosivo (Ae)**

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo “e” y diámetro del taladro “tal”.

**Donde:**

Ae = Acoplamiento del explosivo.

$Ae \leq 1$  del tal



**Gráfico III - 09:** Taladro cargado para voladura controlada

**Fuente:** EXSA (2010), Manual del explosivista EXSA. Lima.

El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento.

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

El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento.

Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” o presión de muerte (*dead pressing*).

- **Espaciamiento**

$$E = 64 * ((PT + \text{tracción del macizo rocoso}) / \text{tracción del macizo rocoso}).$$

Reemplazamos en la ecuación (\*\*)

$$E = 64 * ((124.2 + 17.2) / 17.2)$$

$$E = 526,13 \text{ mm} = 0,5 \text{ m}.$$

- **Longitud del taladro**

Este parámetro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno  $L_b$  y la eficiencia de perforación  $E_p$ .

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

$$L_{tal} = 32 \text{ m} * 0,95 = 3,04 \text{ m}.$$

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

**Donde:**

$A_s$  = área de la sección del frente

$$L_{tal} = \sqrt{A_s}$$

$$L_{tal} = \sqrt{3 * 3} = 3m.$$

### **Índice de calidad de la roca (RQD)**

Se basa en la recuperación modificada de un testigo (el porcentaje de la recuperación del testigo de un sondeo).

Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso; para establecer su valor se cuenta solamente fragmentos iguales o superiores a 100mm de longitud, se tiene el RQD de 90%.

### **Resistencia a la comprensión simple de la roca**

Es el esfuerzo máximo que puede soportar un material bajo una carga de aplastamiento. La resistencia a la compresión de un material que falla debido al fracturamiento se puede definir en límites bastante ajustados, como una propiedad independiente.

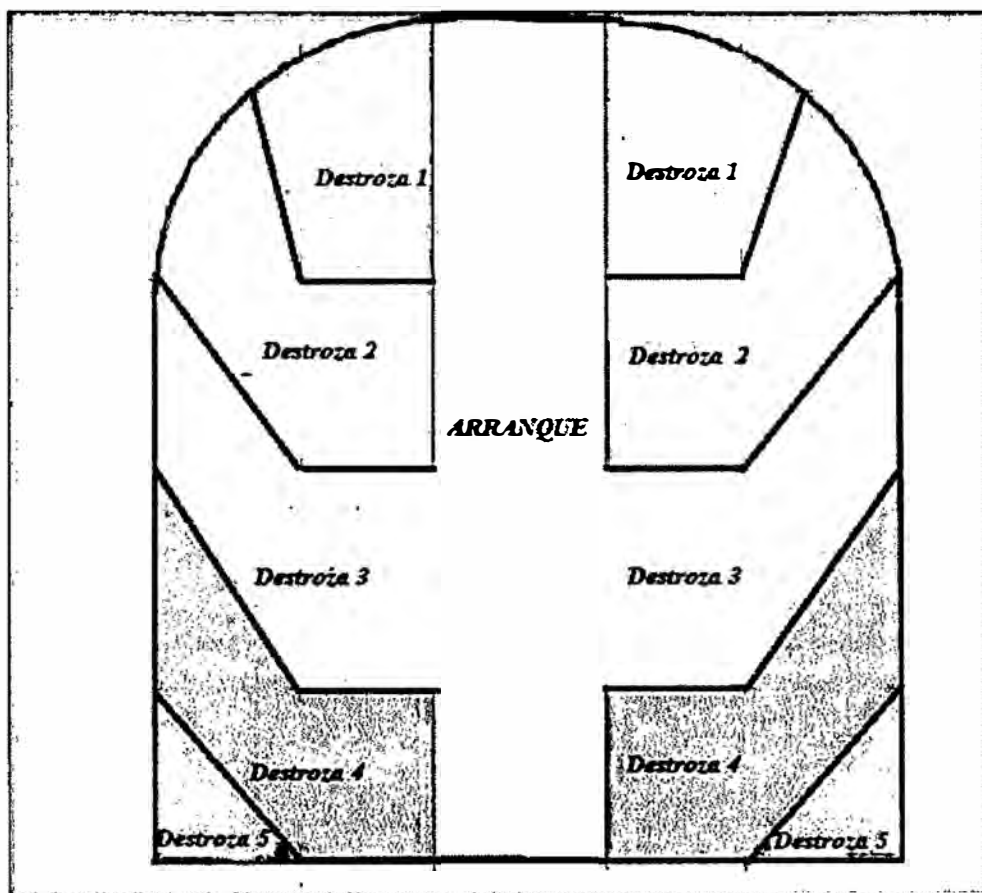
La resistencia se calcula dividiendo la carga máxima por el área transversal original de una probeta en un ensayo de compresión.

- **Factor de seguridad**

Para determinar las constantes del factor de seguridad se debe realizar pruebas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea; en este caso solo nos centraremos en determinar el factor de seguridad en voladura subterránea.

### **Determinación del factor de seguridad en voladura subterránea**

Para la determinación de este factor es importante conocer los diferentes burden que se deben establecer en una malla de perforación.



**Gráfico III - 10:** Zonas de una voladura corte escalonado

De la malla de perforación se tiene:

- Barrenos de arranque
- Burden de destroza 01
- Burden de destroza 02
- Burden de destroza 03
- Burden de destroza 04
- Burden de destroza 05.

Para toda malla de perforación el burden de arranque es el más crítico, porque es la base de la voladura subterránea.

Los burden de subayuda, destroza, piso y contorno se exponen en el siguiente Tabla:

**Tabla III - 15:** Factor de seguridad

FS	APLICACION
2	Contorno (techo y hastiales)
3	Piso
3	Destroza
4	Subayuda

Diagrama de flujo de seguridad: Una flecha hacia abajo etiquetada 'DECRESIENTE' apunta a la tabla, y una flecha hacia arriba etiquetada 'CRESIENTE' apunta desde la tabla.

**Fuente:** IV CONEINGEMMET, 2003, Nueva teoría para calcular el burden, Huancayo

- **Factores que influyen en la desviación de taladros**

Las desviaciones afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación y el avance del disparo. La eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

- **Factores originados fuera del taladro:**

- Error de posicionamiento del equipo
- Error en la selección y lectura de ángulos
- Error en la fijación de viga de avance

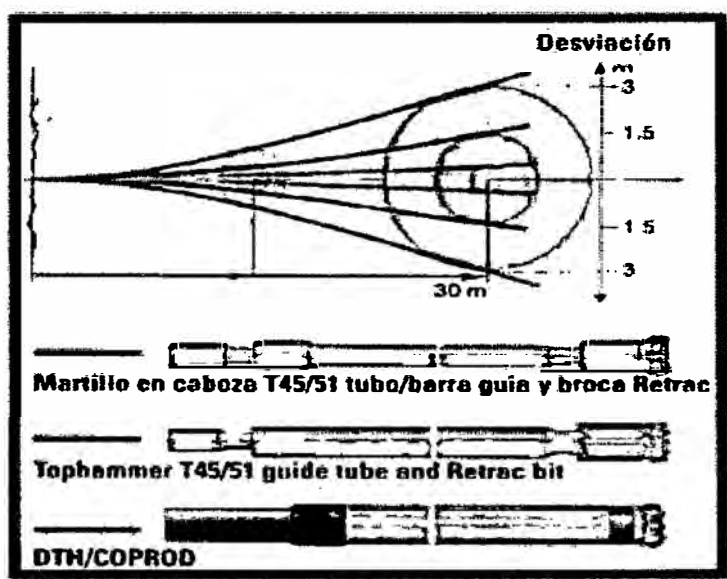
- **Factores relacionados durante la perforación:**

- Fuerza de avance
- Rotación
- Barrido de detritus
- Percusión

- **Factores dentro del taladro:**

- Tipo de roca
- Tamaño de grano
- Fracturamiento

- Plegamiento
- **Factores relacionados con el equipo:**
  - Condición mecánica de la perforadora
  - Regulación de la perforadora
  - Selección adecuada del varillaje de perforación
  - Afilado correcto y oportuno de las brocas



**Gráfico III - 11:** Desviación de taladros según herramientas de perforación

**Fuente:** Atlas Copco (2005). Manual de taladros largos. Simposium. Arequipa.

En el Gráfico III-11: se representa como afecta el tipo de herramienta a utilizar en la desviación de perforación, donde a una profundidad de 30m, la máxima desviación la tiene cuando se perfora con barras, y la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.Ŧ.H. (martillos de fondo). Para realizar un análisis de desviaciones en la perforación se utilizara esta mismo gráfico para perforación.

- **longitud de perforación**

Es necesario la aplicación de geomecánica de rocas para el cálculo de las aberturas permisibles, tipo de auto-soporte y elección del método de explotación; de igual forma se ve con mucha importancia la perforación, de cada taladro, usando barras de 14pies, cada jumbo que se dispone a perforar cuenta con 2 barras, una se tiene de reserva, y la otra que es la usada para perforar, las longitudes de perforación se realizan de acuerdo a la malla de perforación predispuesta en este caso la de corte escalonado.

La perforación de taladros de longitudes, que van de 0,4m hasta 3,2m se realizan con el cálculo y experiencia del jumbiero, y su ayudante que esta alerta midiendo con un flexometro para que la perforación sea correcta y pueda tener esa longitud.

Se tiene en cuenta la precisión de la perforación, y el tiempo en realizar cada taladro.

- **Desviación de perforación con barra**

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con barra se interpolará la figura anterior, y se determinara la siguiente ecuación para calcular la desviación a una distinta profundidad.

$$\text{Desv. Barra} = 0.0031 L_{\text{perf}}.^2 + 0.0063 L_{\text{perf}} + 0.007$$

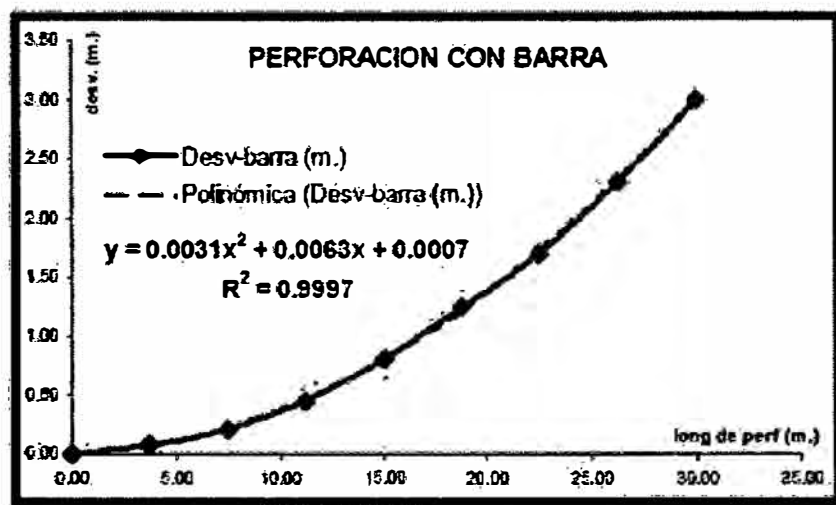
**Donde:**

**Desv barra:** Desviación de perforación con barra

**$L_{\text{perf}}$ :** Longitud de perforación

### 3.11. Resumen de criterios para la elección de la sustancia explosiva.

El siguiente Tabla muestra un resumen de todos los criterios para la selección de la sustancia explosiva en función a las características físico – mecánicas del macizo rocoso de la mina MARSA, que atraviesa la galería. Se observa en el Tabla III - 16: Criterios para la elección de la sustancia explosiva



**Gráfico III - 12:** Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación

**Fuente:** Atlas Copco (2005).Manual de taladros largos. Simposioun. Arequipa.

**Tabla III - 16:** Criterios para la elección de la sustancia explosiva

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN
Precio del explosivo	Este criterio será analizado en función de las propiedades del explosivo.
Diámetro de carga	Diámetro de los barrenos de producción 45mm
Características de la roca	Calificación de SEMI BUENA en función al RQD
Volumen de roca a volar	28,71m <sup>3</sup>
Condiciones atmosféricas	La humedad relativa en el avance de la rampa es de 30-40% en las zonas donde se encuentra el polvorín temporal la humedad no sobrepasa el 10%. Dentro de la mina la temperatura es de 20-33°C razón por la cual no existen problemas en el almacenamiento de explosivos y en su desempeño dentro de la atmósfera minera.

CRITERIOS	DESCRIPCION
<b>Presencia de agua</b>	Previo a la carga de los barrenos se bombea toda la acumulación de agua generada por la perforación.
<b>Atmósferas explosivas</b>	No se tiene suspensión de polvo ya que el jumbo de perforación dispone de tuberías por las que fluye el agua para realizar la perforación.
<b>Humos</b>	Será determinado en función a la sustancia explosiva.
<b>Problemas de suministro</b>	El distribuidor se elegirá tomando en cuenta que la disponibilidad de explosivos sea el adecuado para los trabajos previstos

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A(2009),Manual de perforación y voladura MARSA,Parcoy.

Por las condiciones en las que se realiza el trabajo la sustancia explosiva a elegir no difiere de la que actualmente utilizan, Gelatina 75% para la carga de fondo y para la carga de columna se utilizará SEMEXSA 65%.

#### **Costos en metodo tradicional**

El costo de este método se ve realizando el cálculo de cada actividad:

#### **Datos Adicionales:**

Numero de Taladros	= 34
Alivio	= 4
Rendimiento (m/disp.)	= $10 * 0,3048 * 0,95 = 3,19$
Vol/ disp. (m <sup>3</sup> )	= $3 * 3 * 3.19 = 28,71$
Factor de Carga (kg/m <sup>3</sup> )	= 2,23
Factor de Potencia (kg/tn)	= 0,91

## 1. Costo mano de obra

**Tabla III- 17:** Mano de obra en método tradicional.

DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>1.- MANO DE OBRA</b>						<b>2,524</b>	<b>2,524</b>
Operador de jumbo	hh	0,60	0,020	68,59	1,372		
Ayudante operador de jumbo	hh	0,60	0,020	48,75	0,975		
Operador de scoop	hh	0,60	0,020	60,57	1,211		
Mecánico	hh	0,60	0,020	27,68	0,554		
Electricista	hh	0,60	0,020	27,68	0,554		
Almacenero	hh	0,60	0,020	40,00	0,800		
Capataz	hh	0,60	0,020	85,00	1,700		
Bombero	hh	0,60	0,020	43,69	0,874		

El costo de mano de obra se tiene 2,524\$/m.

## 2. Costo Materiales

En el método tradicional se tiene los siguientes datos:

**Tabla III - 18:** Materiales en el método tradicional

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total(US \$/m)
<b>2.- MATERIALES:</b>							<b>76,702</b>
<b>Aceros de perforación</b>						<b>20,164</b>	<b>20,164</b>
Barra extension de 10 pies	m	129	0,187	265	17,093		
Broca de 45 mm	m	117	0,831	79	20,540		
Shank adapter	m	129	0,125	265	11,395		
Adaptador piloto	m	12	0,374	220	2,640		
Broca rimadora de 3.1/2"	m	12	0,374	189	2,268		
Afiladora de brocas	m	117	0,011	1 350	4,786		
Acople T38/R38	m	129	0,249	64	5,504		

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd	Incid.	Precio (US \$)	Costo porDisp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total(US \$/m)
<b>Accesorios de perforación</b>						<b>51,159</b>	<b>51,159</b>
Mangueras de lona de 1" 100 psi	m	60,00	2,493	2,69	126,343		
Mangueras de lona de 1/2"	m	60,00	2,493	1,23	57,770		
Mangueras de lona de 1"	pza	60,00	2,493	1,80	84,542		
Abrazadera de 1"	pza	1,00	12,46	1,30	5,088		
Valvula de 1"	pza	1,00	12,46	1,85	7,225		
Copas de afilado	pza	3,00	0,374	2,50	0,881		
Aceite de perforación torcula 150	Gln	0,30	24,93	3,17	7,444		
<b>Accesorios de ventilación</b>						<b>1,622</b>	<b>1,622</b>
Manga de ventilacion 36"	m	3,00	1,000	4,00	4,144		
Accesorios de manga ventilación	und	2,00	1,000	0,80	0,553		
<b>Herramientas manuales</b>						<b>3,180</b>	<b>3,180</b>
Barretilla	und	5,00	1,889	82,81	4,345		
Comba de 12 lb	und	1,00	3,778	33,30	1,398		
LLave francesa # 14	und	1,00	0,630	10,00	0,012		
LLave francesa # 18	und	1,00	0,630	12,00	0,014		
Llave stilson de # 14	und	1,00	0,630	15,00	0,017		
Llave stilson # 18	und	1,00	0,630	15,00	0,017		
Lampa minera tipo cuchara	und	1,00	3,778	22,77	0,956		
Pico de acero de dos puntas	und	1,00	3,778	19,81	0,832		
Atacador	und	1,00	5,667	10,50	0,992		
Cucharilla	und	1,00	1,700	7,00	0,060		
Flexometro metálicos de 3m	und	1,00	5,667	5,36	0,506		
Sacabarreno	und	1,00	1,700	7,00	0,060		
<b>Implementos de seguridad</b>						<b>1,038</b>	<b>1,038</b>
Casco	Und.	1,00	0,029	13,30	0,131		

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd	Incid.	Precio (US \$)	Costo porDisp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total(US \$/m)
Barbiquejo de elástico	Und.	1,00	0,114	1,54	0,061		
Tafilete	Und.	1,00	0,114	5,09	0,201		
Guantes de cuero	Und.	1,00	0,171	2,86	0,169		
Guante de nitrilo de 10"	Und.	1,00	0,514	1,79	0,318		
Correa portalámpara	Und.	1,00	0,026	3,46	0,031		
Botas de jebe	Und.	1,00	0,029	16,03	0,158		
Mameluco	Und.	1,00	0,029	16,52	0,163		
Respirador contra gases	Und.	1,00	0,057	25,60	0,505		
Cartuchos contra gases	Und.	1,00	0,411	5,43	0,771		
Protector auditivo tipo tapon	Und.	1,00	0,343	0,74	0,088		
Lampara unipersonal	Und.	1,00	0,017	50,00	0,296		
Lentes de seguridad	Und.	1,00	0,057	5,79	0,114		

El costo de materiales en el método tradicional se tiene 76,702 \$/m.

### 3. Costo Equipos

Tabla III - 19: Costo equipos en método tradicional

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp (US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>3.- EQUIPOS:</b>						<b>26,943</b>	<b>26,943</b>
Jumbo 1 brazo	hm	3,00	0,186	120,96	22,535		
Scoop 3.5 y	hm	2,00	0,233	80,75	18,805		
Ventilador 32,000 cfm	gdia.	1,00	0,043	15,52	0,660		

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd.	Incid.	Precio (Us \$)	Costo por Disp. (US \$/m)	Sub Total. (US \$/m)	Total (US \$/m)
Bomba sumergible	gdia.	1,00	0,113	14,40	1,632		
Camión Utilitario	hm	1,00	2,267	8,50	19,267		

El costo de equipos para el método tradicional es 26,943\$/m.

#### 4. Costo Explosivos

**Tabla III - 20: Costo explosivos método tradicional**

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp (US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>4.- EXPLOSIVOS:</b>						<b>101,295</b>	<b>101,295</b>
Gelatina 75% 1 7/8 x 8	kg.	54,80	17,205	4,20	72,260		
Semexa 65% 1 1/8 x 7	kg.	19,00	5,965	3,28	19,566		
Exadit 45% 1 1/8 x 7	kg.	1,90	0,597	4,28	2,553		
Cordon Detonante	M	40,00	12,558	0,28	3,516		
Fanel	Pza	30,00	9,419	1,69	15,918		
Mecha rápida de ignición	M	1,00	0,510	0,51	0,260		
Carmex	Unid	2,00	0,628	0,82	0,515		

El costo de explosivo por el método tradicional es de 101,295\$/m.

#### 5. Otros Costos

**Tabla III - 21: Otros Costos**

DESCRIPCIÓN		Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>TOTAL COSTO DIRECTO</b>	<b>(M.O+M+E)</b>		<b>106,169</b>
<b>GASTOS GENERALES:</b>	10%	10.617	10,617

Obteniéndose un Costo Total:

Costo total = Costo directo + costo de explosivo + Gastos generales

Costo total = 106,169 + 101,295 + 10,617

Costo total = 218,081\$/m.

Obteniéndose así 218,081\$/m, y por m<sup>3</sup> se tiene un 7,596\$./

### Costo corte escalonado

El costo de este método se ve realizando el cálculo de cada actividad:

#### Datos Adicionales:

Numero de taladros = 35

Alivio = 0

Rendimiento (m/disp.) =  $11 * 0,3048 * 0,95 = 3,19$

Vol/ disp. (m<sup>3</sup>) =  $3 * 3 * 3,19 = 28,71$

Factor de Carga (kg/m<sup>3</sup>) = 1,90

Factor de potencia (kg/ton) = 0.68

### 1. Costo Mano de Obra

Tabla III - 22: Mano de obra método corte escalonado

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp (US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>1.- MANO DE OBRA</b>						<b>1,927</b>	<b>1,927</b>
Operador de jumbo	hh	0,50	0,015	68,59	1,047		
Ayudante operador de jumbo	hh	0,50	0,015	48,75	0,744		
Operador de scoop	hh	0,50	0,015	60,57	0,925		
Mecánico	hh	0,50	0,015	27,68	0,423		
Electricista	hh	0,50	0,015	27,68	0,423		
Almacenero	hh	0,50	0,015	40,00	0,611		
Capataz	hh	0,50	0,015	85,00	1,298		
Bombero	hh	0,50	0,015	43,69	0,667		

El costo de materiales en el método corte escalonado se tiene 1,927\$/m.

## 2. Costo Materiales

Tabla III - 23: Costos de materiales método corte escalonado.

DESCRIPCIÓN	Und.	Cant	Incid	Precio (US \$)	Costo por Disp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>2.- MATERIALES:</b>							<b>70,189</b>
<b>Aceros de perforación</b>						<b>13,099</b>	<b>13,099</b>
Barra Extension de 10 pies	m	87	0,193	265	11,494		
Broca de 45mm	m	87	0,856	79	15,273		
Shank adapter	m	87	0,128	265	7,685		
Afiladora de brocas	m	87	0,012	1,350	3,559		
Acople T38/R38	m	87	0,257	64	3,712		
<b>Accesorios de Perforación</b>						<b>51,159</b>	<b>51,159</b>
Mangueras de lona de 1/2"	m	60,0	2,493	1,23	57,770		
Mangueras de lona de 1"	m	60,0	2,493	1,80	84,542		
Abrazadera de 1"	m	1,00	12,467	1,30	5,088		
Valvula de 1"	pza	1,00	12,467	1,85	7,225		
Copas de afilado	pza	3,00	0,374	2,50	0,881		
Aceite de perforación Torcula 150	pza	0,30	24,933	3,17	7,444		
<b>Accesorios de Ventilación</b>						<b>1,341</b>	<b>1,341</b>
Manga de ventilacion 36"	m	3,00	1,000	4,00	3,767		
Accesorios de manga vent.	und	2,00	1,000	0,80	0,502		
<b>Herramientas Manuales</b>						<b>3,178</b>	<b>3,178</b>
Barretilla	und	5,00	2,078	82,81	4,780		
Comba de 12 lb	und	1,00	4,156	33,30	1,538		
LLave francesa # 14	und	1,00	0,693	10,00	0,013		
Llave stilson de # 14	und	1,00	0,693	15,00	0,019		

DESCRIPCIÓN	Und.	Cant	Incid	Precio (US \$)	Costo por Disp(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
Lampa minera tipo cuchara	und	1,00	4,156	22,77	1,051		
Pico de acero de dos puntas	und	1,00	4,156	19,81	0,942		
Atacador	und	1,00	6,233	10,50	1,091		
Cucharilla	und	1,00	1,870	7,00	0,065		
Flexometro metálicos de 3m	und	1,00	6,233	5,36	0,557		
Sacabarreno	und	1,00	1,870	7,00	0,065		
<b>Implementos de seguridad</b>						<b>0,858</b>	<b>0,858</b>
Casco	und	1,00	0,029	13,30	0,119		
Barbiquejo de Elástico	und	1,00	0,114	1,54	0,055		
Taflete	und	1,00	0,114	5,09	0,183		
Guantes de cuero	und	1,00	0,171	2,86	0,154		
Guante de nitrilo de 10"	und	1,00	0,514	1,79	0,289		
Correa portalámpara	und	1,00	0,026	3,46	0,028		
Botas de jebe	und	1,00	0,029	16,03	0,144		
Mameluco	und	1,00	0,029	16,52	0,148		
Respirador contra gases	und	1,00	0,057	25,60	0,459		
Cartuchos contra gases	und	1,00	0,411	5,43	0,701		
Protector auditivo - tapon	und	1,00	0,343	0,74	0,080		
Lampara unipersonal	und	1,00	0,017	50,00	0,269		
Lentes de Seguridad	und	1,00	0,057	5,79	0,104		

El costo de materiales en el método corte escalonado se tiene 70,189\$/m.

### 3. Costo equipos

Tabla III - 24: Costo equipos método corte escalonado.

DESCRIPCIÓN	Und.	Cantd.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp.(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total(US \$/m)
<b>3.- EQUIPOS:</b>						<b>26,400</b>	<b>26,400</b>
Jumbo 1 brazo	hm	3,00	0,211	100,80	21,265		
Scoop 3,5	hm	2,00	0,264	80,75	21,294		
Ventilador 32 000 cfm	gdia.	1,00	0,048	15,52	0,747		
Bomba sumergible	gdia.	1,00	0,128	14,40	1,848		
Aguzadora	gdia.	0,30	2,567	6,67	17,120		
<b>3.- EQUIPOS:</b>						<b>26,400</b>	<b>26,400</b>
Camión utilitario	hm	1,00	2,567	8,50	21,817		

El costo de materiales en el método corte escalonado se tiene 26,400\$/m.

### 4. Costo Explosivos

Tabla III - 25: Costo explosivos método corte escalonado

DESCRIPCIÓN	Und.	Cant.	Incid.	Precio (US \$)	Costo por Disp.(US \$/m)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>4.- EXPLOSIVOS:</b>						<b>90,382</b>	<b>90,382</b>
Gelatina 75% 1 1/8 x 8	kg.	40,80	12,809	4,20	53,799		
Semexa 65% 1 1/8 x 8	kg.	15,90	4,992	3,28	16,373		
Cordon detonante	mt	40,00	12,558	0,28	3,516		
Fanel	pza	30,00	9,419	1,69	15,918		
Mecha rápida de ignición	mt	1,00	0,510	0,51	0,260		
Carmex	unid	2,00	0,628	0,82	0,515		

## 5. Otros Costos

**Tabla III - 26:** Otros costos método corte escalonado

DESCRIPCIÓN		Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>TOTAL COSTO DIRECTO</b>	<b>(M.O+M+E)</b>		<b>98,516</b>
<b>GASTOS GENERALES:</b>	10%	9.851	<b>9,851</b>

Obteniéndose un Costo Total:

Costo total = Costo directo + costo de explosivo + Gastos generales

Costo total = 98,516 + 90,382 + 9,851

Costo total = 198,749\$/m.

Obteniéndose así 198,749\$/m, y por m<sup>3</sup> se tiene un 6,922\$/.

### 3.12. Recolección de datos

La información se recolectó en campo y fue extraída de fuentes bibliográficas primarias y secundarias, así como también de investigaciones y tesis publicadas sobre el tema investigado; datos de manuales y catálogos fueron de mucha ayuda. Para la recolección de datos se diseñó un plan de muestreo in-situ, la toma de datos consistió en registrar información litológica-estructural del macizo rocoso, mediante las observaciones de campo; así también se obtuvo datos actuales que presenta la mina en los procesos de perforación y voladura.

#### Recolección de datos para la determinación de perforación

##### a. Tiempos operativos

Se recolectaron datos insitu, los cuales se ve en el siguiente Tabla:

Tabla III - 27: Tabla de tiempos de perforación por taladro

Distribución de Carga	Pies Perforados	Und.	# Tal	tiempo
				Perforación (min)
<b>Arranque</b>	<b>26,40</b>	<b>m</b>	<b>17</b>	
1	0,40	m	4	0,47
2	0,80	m	2	0,93
3	1,20	m	2	1,40
4	1,60	m	2	1,87
5	2,00	m	2	2,33
6	2,40	m	2	2,80
7	2,80	m	2	3,27
8	3,20	m	1	3,73
<b>Producción</b>	<b>3,35</b>	<b>m</b>	<b>6</b>	<b>3,80</b>
<b>Cuadradores</b>	<b>3,35</b>	<b>m</b>	<b>4</b>	<b>3,90</b>
<b>Corona</b>	<b>3,35</b>	<b>m</b>	<b>4</b>	<b>3,85</b>
<b>Arrastre</b>	<b>3,35</b>	<b>m</b>	<b>4</b>	<b>3,80</b>
<b>Total</b>	<b>86,75</b>	<b>m</b>	<b>35</b>	<b>2 h 0,7 min</b>

Los tiempos de perforación con Jumbo se determinaron según el tipo de malla, la distribución de taladros y el uso del tipo de arranque.

#### b. Consumo de aceros

Se realizó el cálculo de pies perforados de cada taladro de la malla de corte escalonado.

Tabla III - 28: Consumo de aceros.

Distribución de Carga	Pies Perforados	Und.	Número de taladros	Consumo de acero (pp)
Arranque	26,4	m	17	
1	0,4	m	4	44
2	0,8	m	2	22
3	1,2	m	2	22
4	1,6	m	2	22
5	2	m	2	22
6	2,4	m	2	22
7	2,8	m	2	22
8	3,2	m	1	11
Producción	3,35	m	6	66
Cuadradores	3,35	m	4	44
Corona	3,35	m	4	44
Arrastre	3,35	m	4	44
<b>Total</b>	<b>86,75</b>	<b>m</b>	<b>35</b>	<b>385</b>

#### c. Recolección de datos para la determinación del RQD

Para la determinación del RQD se ha realizado por dos métodos, el primero es tomando como objeto de medida los testigos de los sondajes realizados y el método dos se trata de contar el número de fracturas en una línea de muestreo de un metro en el macizo rocoso.

#### d. método n°1: testigos de perforación

La empresa cuenta con 11 sondeos que cubren una longitud total de perforación de 3 052,5m; para determinar el índice de calidad de la roca (RQD) se ha tomado como referencia de medida parte de los sondajes.

### 3.13. Análisis e interpretación de información

Los datos obtenidos en el estudio realizado, han sido sometidos a una comparación en costos y tiempos en operación con los datos que se obtuvieron de los procesos que se realizó en la mina, la determinación de datos finales se realizó en Excel.

La elaboración de mapas topográficos se realizó en AUTOCAD, así como también el nuevo diseño de la malla de perforación propuesta.

Para la determinación de las propiedades físico – mecánicas del macizo rocoso se realizaron en el laboratorio de Mecánica de Rocas de Minera Aurífera Retamas S.A.

Para la prestación de los resultados se utilizó tablas, Tablas, planos y la evidencia fotográfica.

### 3.14. Diseño de la nueva sección de la galería (veta valeria)

Con una nueva sección de la rampa se quiere lograr mayor estabilidad; a pesar de que la calidad de la roca fue calificada como semi buena , hay que tomar en cuenta que a medida de que aumenta la profundidad en los trabajos las características físico mecánicas de la roca pueden variar y la presión rocosa puede tender a aumentar. La magnitud de la presión de las rocas depende, también del método de arranque y de su velocidad de avance y forma de la rampa. La presión de las rocas decrece Sosa. H, 1978.

El objetivo de esta investigación es reducir los costos de avance utilizando la malla de perforación corte escalonado en la zona Valeria Retamas 2014.

#### Dimensiones de la sección

Un empleo seguro de las galerías con un mínimo de gastos en reparaciones se logra dándole la forma más estable.

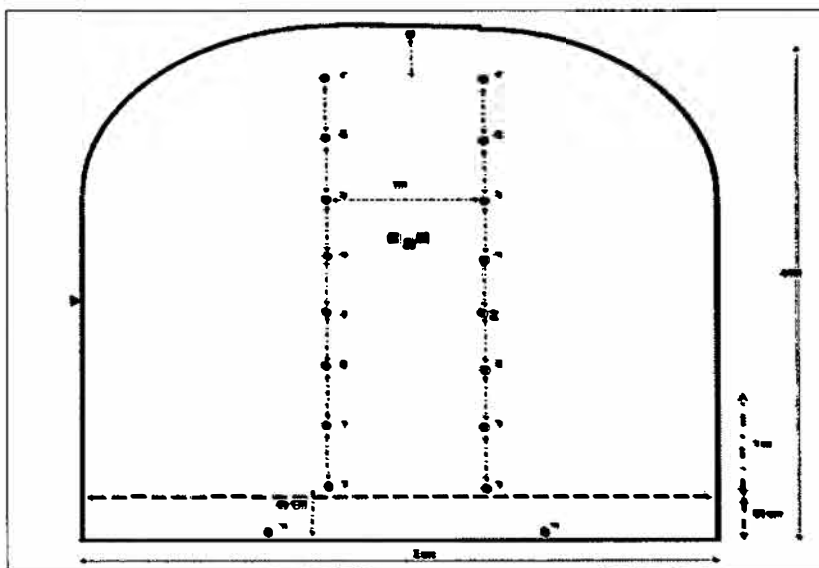
El techo de las galerías cuando tienen forma abovedada, las tensiones de tracción son controladas por lo que este tipo de galerías son estables y en rocas sólidas y sin fisuramiento que es el caso del macizo rocoso de la mina MARSA; estas galerías sin fortificaciones pueden conservarse decenas de años Sosa. H, 1978.

Las dimensiones de una galería por lo regular se determinan en base a las condiciones de que ella permita instalar el transporte u otro tipo de maquinaria que, presenta seguridad para el movimiento de las personas y tenga buena ventilación.

Para la selección de la forma de la sección será considerado el servicio que va a dar, tipo de galería y transporte a desplazarse en ella.

#### **Diseño del nuevo arranque en la veta valeria**

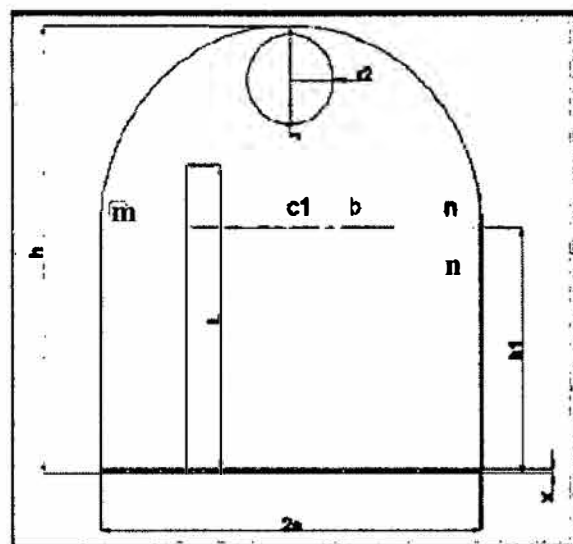
Teniendo en cuenta los tipos de arranque existentes, siendo el preliminar de nuestro arranque es el arranque paralelo, siendo esa la base, en este caso tomamos longitudes que van desde 0,4 a 3,2m, generando así en perfil un escalón, y dando en frente un corte vertical, generando así una abertura central dando lugar una cara libre en ambos lados.



**Gráfico III – 13: Modelo de arranque corte escalonado**

#### **Cálculo de las secciones de la labor**

Tenemos que ver las dimensiones de la nueva sección de la galería, para obtener las medidas, se tiene la siguiente figura:



**Gráfico III - 14:** Dimensiones de la nueva sección de la galería.

**Tabla III - 29:** Dimensiones de los parámetros de la galería.

PARÁMETRO	MAGNITUD (m)
H	3
h1	1,75
2a	3
X	0,035
m,n	1,01
B	1,50
L	2,5
R	1,5
r2	0,78

Para determinar las diferentes secciones se utiliza los datos obtenidos en la Tabla IV-16.

Calculamos las secciones de la galería, se obtiene las siguientes:

○ **Sección luz**

$$S. luz = (2a \times h1) + \pi r^2 / 2$$

$$S. luz = (3 \times 1,75) + \pi(1,5)^2 / 2$$

$$S. luz = 8,784 \text{ m}^2$$

○ **Sección óptima**

Para la determinación de la sección óptima se toma en cuenta las dimensiones de la fortificación a usar. El macizo rocoso en el proyecto es competente, razón por la cual no se necesita de fortificación, por esto la sección óptima será igual a la sección luz.

$$S. luz = S. opt$$

$$S. opt = 8,784 \text{ m}^2$$

○ **Sección de explosión**

Para la determinación de la sección de explosión se toma en cuenta la sección optima.

$$S. exp = 1,05 S. opt$$

$$S. exp = 1,05 \times 8.784 \text{ m}^2$$

$$S. exp = 9,223 \text{ m}^2.$$

### 3.15. Cálculo de la sustancia explosiva

Para el cálculo de la sustancia explosiva se tomará como teoría los cálculos expuestos en el libro titulado: Técnica sueca de voladuras de Rune Gustafsson; indicado anteriormente.

Se calculó la cantidad de sustancia explosiva para  $1\text{m}^3$  de roca y 1m de barreno, para esto se utilizarán los datos del siguiente Tabla:

Tabla III - 30: Recopilación de datos.

DATOS	DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDADES
F	Coefficiente de dureza	10.2	---
F'	Coefficiente de consistencia de la roca	1.3 - 2.0	---
E	Capacidad de trabajo del explosivo	1	---
	Densidad de la sustancia explosiva	1.38	g/cm <sup>3</sup>
A	Coefficiente de llenura del barreno	85	%
D	Diámetro del barreno	45	mm

**Cálculo de la cantidad de carga para volar 1m<sup>3</sup> de roca (q1)**

$$q1 = 0,1 * f$$

$$q1 = 0,1 * (10,2)$$

$$q1 = 1,02\text{kg}$$

**Cálculo de la superficie de la sección del barreno (w)**

$$W = \left(\frac{d}{2}\right)^2 * \pi$$

$$W = \left(\frac{45}{2}\right)^2 * \pi$$

$$W = 1590,43 \text{ mm}^2 = 15,90 \text{ cm}^2$$

**Cálculo de sustancia explosiva para 1m<sup>3</sup> de roca (q)**

$$q = q1 * f * V * e \dots\dots(*)$$

**Calculamos (V):** cálculo del coeficiente que toma en cuenta la sección de la galería a volarse

$$V = \frac{6,5}{\sqrt{S. opt}}$$

$$V = \frac{6,5}{\sqrt{8.784}}$$

$$V = 2,193\text{m.}$$

Reemplazamos en (\*)

$$q = 1,02 * 1,3 * 2,193 * 1$$

$$q = 2,9 \text{ kgSE}/\text{m}^3.$$

#### Cálculo de sustancia explosiva para un metro de barreno (j)

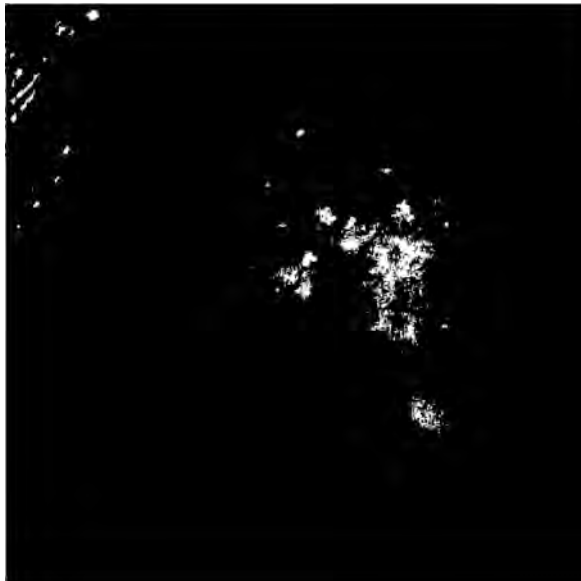
$$j = \delta * w * a * k * 100$$

$$j = 1,38 * 15,90 * 0,85 * 1 * 100$$

$$j = 1865,07 \text{ grSE} = 1.86507\text{kgSE}.$$

#### 3.16. Cálculo de la malla de perforación en corte escalonado

Para el diseño de mallas de perforación y voladura, se utiliza el modelo matemático de áreas de influencia, para calcular el burden, que consiste que el arranque inicie con el valor rompedor, la perforación se realizó con equipo jumbo Tamrock Pantofore.



**Fotografía III - 04:** Perforación con jumbo la malla de corte escalonado.

#### Aplicación en el avance de la galería

En la ejecución de perforación en la galería se utilizó el jumbo antes mencionado de funcionamiento neumático hidráulico de 1 brazo, la voladura se realizó con faneles de periodo corto usados para una sección de 3m x 3m y un avance máximo de 3,2m por disparo.

Los datos de campo usados son:

**Tabla III - 31:** Datos de campo utilizados en los cálculos

DATOS	
Diámetro de broca	45mm
Longitud de barra	3,3m
Eficiencia de perforación	95%
Eficiencia de voladura	95%
Tipo de roca	Granodiorita
R.Q.D	90%
Resistencia de la roca	1020.24kg/cm <sup>2</sup>
Densidad de roca	2,63gr/cm <sup>3</sup>

**Fuente:** Minera Aurífera Retamas S.A. (2012). Precios unitarios Marsa. Departamento de costos. Parcoy.

Para los siguientes cálculos se utilizaron las características de los explosivos de EXSA.

- Explosivos: Gelatina 75% de 1 7/8" x 8", utilizado como carga de fondo.
- Explosivos: Semexsa 65% de 1 7/8" x 7", utilizado como carga de columna para todos los taladros.
- Faneles de 4,2m de longitud.
- Cordón detonante para realizar los amarres con los faneles y fulminante.
- Mecha lenta 1,5m de longitud
- Fulminante No. 8.

#### **Aplicación del modelo matemático**

Se procede a calcular los resultados teóricos para diseñar la malla de perforación, como paso inicial se calcula el burden de las destrozadas, ya que el burden y espaciamiento del arranque ya fueron calculados anteriormente; en la siguiente tabla se muestra los datos de campo y resultados para el diseño.

Tabla III - 32: Barrenos del arranque

<i>Parámetros del explosivo - carga de fondo</i>	
Tipo	Gelatina 75%
Densidad del explosivo CF	1,38gr/cm <sup>3</sup>
Presión de detonación CF	124,20625kbar
Diámetro del explosivo CF	47,6mm
Longitud del explosivo CF	203,2mm
Nº. De cartuchos/taladro CF	1
% de acoplamiento	80,44%
% de acoplamiento mínimo	80,44%
<i>Carga de columna</i>	
Tipo	Gelatina 75 %
Densidad del explosivo CC	1,38gr/cm <sup>3</sup>
Presión de detonación CC	124,20625kbar
Diámetro del explosivo CC	47,6mm
Longitud del explosivo CC	203,2mm
No. De cartuchos/taladro CC	2
% de acoplamiento	97,78%
% de acoplamiento mínimo	99,78%
<i>Parámetros de la roca</i>	
Tipo	Granodiorita
Resistencia a la compresión	1020,24kg/cm <sup>2</sup>
RQD	90%
Factor de seguridad	<u>4</u>

<b>Resultados</b>	
Nº. de taladros con carga	16
Presión de detonación del taladro	124,02kbar
Longitud del taladro	0,4-0,8-1,2-1,6-2-2,4-2,8-3,2m
Longitud de carga	0,4-0,8-1,2-1,6-2-2,4-2,8-3,2m
Avance por pega	0,65-0,9-1,42-1,8-2,4-2,8-3-3,2m
Peso del explosivo/taladro	2,5kg
Desviación del taladro	0,010m

**Tabla III - 33:** Barrenos de destroza 1=2=3=4=5.

<b>Datos</b>	
Ancho de la labor	3m
Alto de la labor	3m
<b>Datos De Campo Parámetro De Perforación</b>	
Diámetro del taladro	45mm
Longitud del barren	3,3m
Eficiencia de perforación	95,00%
Eficiencia de voladura	95,00%
Ángulo de perforación	$\underline{5}$

<b><i>Parámetros de explosivo - Carga de fondo taladros interiores</i></b>	
Tipo	Gelatina 75%
Densidad del explosivo CF	1,38gr/cm <sup>2</sup>
Presión de detonación CF	124,0265kbar
Diámetro del explosivo CF	47,625mm
Longitud del explosivo CF	203,2mm
No. De cartuchos/taladro CF	1
% de acoplamiento	80,44%
% de acoplamiento mínimo	80,44%
<b><i>Carga de columna</i></b>	
Tipo	Gelatina 75%
Densidad del explosivo CC	1.38gr/cm <sup>2</sup>
Presión de detonación CC	124,2kbar
Diámetro del explosivo CC	47,625mm
Longitud del explosivo CC	203,2mm
No. De cartuchos/taladro CC	12
% de acoplamiento	97,78%
% de acoplamiento mínimo	99,78%
<b><i>Parámetro de la roca</i></b>	
Tipo	Granodiorita
Densidad de la roca	2,63gr/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	1020,24kg/cm <sup>2</sup>
RQD	90%
Factor de seguridad	<u>2</u>

<b>Parámetros de explosivo - Carga de fondo taladros exteriores</b>	
Tipo	Gelatina 75%
Densidad del explosivo CF	1,38gr/cm <sup>3</sup>
Presión de detonación CF	124,2kbar
Diámetro del explosivo CF	47,625mm
Longitud del explosivo CF	203,2mm
No. De cartuchos/taladro CF	1
% de acoplamiento	80,44%
% de acoplamiento mínimo	80,44%
<b>Carga de columna</b>	
Tipo	Semexsa 65%
Densidad del explosivo CC	1,2gr/cm <sup>3</sup>
Presión de detonación CC	80kbar
Diámetro del explosivo CC	47,625mm
Longitud del explosivo CC	177,8mm
No. De cartuchos/taladro CC	12
% de acoplamiento	97,78%
% de acoplamiento mínimo	99,78%
<b>Parámetro de la roca</b>	
Tipo	Granodiorita
Densidad de la roca	2,63gr/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	1020,24kg/cm <sup>2</sup>
RQD	90%
Factor de seguridad	<u>2</u>

<b>Resultados</b>	
No. de taladros con carga	19
Presión de detonación del taladro	124,2 y 80kbar
Longitud del taladro	3,2m
Longitud de carga	3,2 m
Avance por pega	3,25m
Peso del explosivo/taladro	2,5kg
Desviación del taladro	0,059m

Un resumen de los burden, factor de seguridad y número de taladros para cada clase de barrenos lo encontramos en el siguiente Tabla:

**Tabla III - 34:** Resumen de magnitud de burden, factor de seguridad y número de barrenos

<b>BARRENO</b>	<b>BURDEN</b>	<b>FACTOR DE SEGURIDAD</b>	<b>NÚMERO DE BARRENOS</b>
Arranque	0,30	4	17
Destroza 1	0,70	3	4
Destroza 2	0,73	3	4
Destroza 3	0,70	3	4
Destroza 4	0,70	3	4
Destroza 5	0,73	3	2
		<b>TOTAL</b>	<b>35</b>

Los burden del arranque y contra arranque se lo cálculo previamente en la elección del arranque a utilizar en la voladura.

Con los cálculos ya realizados el número total de taladros a perforar es de 35 para volar una sección de 28,71m<sup>3</sup>.

### Comparación del burden con el uso de diferentes explosivos

Los datos de los explosivos necesarios para el burden, son los siguientes:

**Tabla III - 35:** Magnitudes de las características de los explosivos.

Explosivos	CARACTERÍSTICAS			
	Dimensiones de la gelatina (diámetro x longitud)	Velocidad de gelatina (dinamita)	Densidad de la dinamita	Velocidad de detonación (semexsa)
	Plg	m/s	gr/cm <sup>3</sup>	m/s
EXSA	1 7/8 x 8	5700	1,45	3000
FAMESA	1 7/8 x 7	5400	1,14	3100

Al realizar los cálculos de los burden con los parámetros de los diferentes explosivos se obtuvieron los siguientes resultados:

**Tabla III - 36:** Dimensión del burden con diferentes explosivos

	EXSA	FAMESA
<b>BARRENO</b>	<b>BURDEN (m)</b>	
ARRANQUE	0,3	0,2
DESTROZA 1	0,7	0,8
DESTROZA 2	0,73	0,9
DESTROZA 3	0,7	0,8
DESTROZA 4	0,7	0,7
DESTROZA 5	0,73	0,7

Recordando la fórmula que se aplicó para el cálculo del burden es la siguiente:

$$Bn = \emptyset * \left( \frac{Po * Fc * Ae}{Fs * \sigma * RQD} + 1 \right)$$

**Donde:**

- Bn = Burden nominal
- $\sigma$  = Resistencia a la compresión de la roca (kg/cm<sup>2</sup>)
- $\emptyset$  = Diámetro del taladro (m)
- Po = Presión de detonación del explosivo (kg/cm<sup>2</sup>)
- RQD = Índice de la calidad de macizo rocoso.
- Fc = Factor de carga (kg/cm<sup>3</sup>)
- Fs = Factor de seguridad
- Ae = Acoplamiento de explosivo

En donde las variables que son estables para los tres casos de explosivos son:

- Diámetro del barreno
- Resistencia a la compresión simple
- RQD
- Factor de seguridad (está en dependencia del barreno)

Después de realizar los cálculos se puede concluir que la velocidad de detonación del Semexsa como de la gelatina (variable que difiere en los tres casos) factor de gran importancia para el cálculo del burden; con este dato se establece la presión de detonación de la carga de fondo y la de columna que posteriormente junto con el factor de carguío se determina la presión de detonación del taladro.

El burden de los taladros cambian en función de la velocidad de detonación; cuanto mayor es la velocidad de detonación el burden aumenta. Para EXSA y FAMESA los burden son casi similares.

La ejecución de la malla propuesta se realizó con todo lo que actualmente utilizan; los tiempos en la operación fueron los siguientes:

**Tabla III - 37:** Tiempos de perforación con la malla propuesta

PERFORACION		
Nº	tiempo/barreno ( min)	
PERFORACION BARRENOS t1 t2 t3 t4 t5	3,35	
	3,3	
	3,26	
	3,29	
	3,37	
	3,314	
Promedio	141,13	
Total (35 barrenos)	2,35hr	
TIEMPOS MUERTOS	Posicionamiento jumbo	15 min
	tiempo de cambio de pluma a taladro	5,8
Total tiempo de perforación = 3 horas		

**Tabla III - 38:** Tiempo total en el proceso de perforación y voladura con la malla propuesta.

TIEMPO TOTAL EN EL PROCESO DE PERFORACION Y VOLADURA CON LA MALLA PROPUESTA	
ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
Replanteo en el frente del esquema de tiro	20
Armar el equipo	15
Perforación	141,32

ACTIVIDAD	TIEMPO (min)
Limpieza de barrenos	10,45
cargado de explosivo	33,15
Retacado	11,29
Amarrado	10
<b>TOTAL</b>	<b>4,02h</b>



**Fotografía III - 05:** Tipo de amarre de la malla corte escalonado

El tiempo total de perforación es de aproximadamente tres horas, menor al tiempo que actualmente ocupan en la perforación.

El tamaño aproximado de los bloques en la voladura anterior es de 20- 30cm, al revisar el resultado de la voladura se evidenció el incremento en los bloques de 27- 40cm, pero no se los puede definir como bloques de tamaño no condicionado ya que la pala cargadora frontal KOMATSU continuo con su trabajo de carguío normalmente, es decir desalojó en el tiempo programado sin alterar el periodo del ciclo minero.

El consumo de explosivos junto con el gasto total de dinamita y accesorios de voladura se detallan en el siguiente Tabla:

**Tabla III - 39:** Costo total de explosivos con la malla propuesta.

EXPLOSIVOS:	Unid	Cant.	valor (\$)
Gelatina 75% 1 7/8 x 8"	kg.	40,80	53,799
Semexa 65% 1 7/8 x 7"	kg.	15,90	16,373
Cordon Detonante	m	40,00	3,516
Fanel	pza	30,00	15,918
Mecha rápida de ignición	m	1,00	0,260
Carmex	unid	2,00	0,515
Total			90,382

El costo del explosivo se reduce en un 10,913\$/m con lo que respecta a la malla tradicional, y en 8.7kg de explosivo utilizado en frente de 3m x 3m.

### 3.17. Comparación de la malla utilizada con la propuesta optimizada.

A continuación en la tabla se muestra las diferencias entre las dos mallas de perforación, verificando que los resultados obtenidos generaron una optimización en los procesos de perforación y voladura.

**Tabla III - 40:** Comparación de aspectos significativos de la malla actual con la propuesta.

DATOS	ACTUAL MALLA DE PERFORACIÓN	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA
Nº de taladros	34	35	1
Nº de taladros de alivio	4	0	4
Uso de rimadora	Si	No	No
Tipo de arranque	Quemado	Escalonado	Diferente
Metros perforados	105	86	19
Tiempo operaciones en	3,6hr	3hr	0,6hr

DATOS	ACTUAL MALLA DE PERFORACIÓN	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA
Costo en consumo de explosivos	101,295	90,382	10,913\$/m
Factor de carga	2,2	1,9	0,33kg/m
Costo del material de retacado	4\$	4\$	0\$
Dimensión promedio de los bloques	20-15cm	20-15cm	Igual
Pies perforados	117,35	86,75	30,6pp

**Tabla III - 41:** Comparación de costos de materiales de perforación de la malla actual con la propuesta.

DATOS	ACTUAL MALLA DE PERFORACIÓN	MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA
Barra extension de 10 pies	17,093	11,494
Broca de 45 mm	20,54	15,273
Shank adapter	11,395	7,685
Adaptador piloto	2,64	0
Broca rimadora de 3 1/2"	2,268	0
Afiladora de brocas	4,786	3,559
Acople T38/R38	5,504	3,712

La granulometría obtenida es de 10 a 15cm, con un factor de carga de  $1,9\text{kg/m}^3$ , la cantidad de explosivo apoya que la fragmentación sea uniforme, facilite el transporte. La Granulometría de la voladura con el método de corte escalonado se observa en la Fotografía III – 06.



**Fotografía III - 06:** Granulometría de la voladura con el método de corte escalonado.

### 3.18. Esquema comparativo de las propiedades y costos de los explosivos.

El siguiente Tabla nos resumirá las características junto con los precios de las dinamitas, agentes y accesorios para voladura. Para su elaboración se ha tomado ver a más detalle criterios importantes en el proyecto.

Actualmente EXSA es el que provee de explosivos a la empresa, el objetivo es realizar una comparación en función a las características y costos, para así optimizar económicamente el proceso de perforación y voladura.

Con el cálculo de los burden anteriormente se puede establecer que la mejor opción para la elección de la dinamita es la que tenga mayor velocidad de detonación, como las que vemos en el Tabla siguiente:

**Tabla III - 42:** Características de los explosivos.

<b>EXPLOSIVOS</b>			
<b>PARÁMETROS</b>	<b>UNIDADES</b>	<b>GELATINA</b>	<b>SEMEXSA</b>
Dimensión	Pulgadas	7 x 8	8 x 7
Peso por cartucho	gr	88	81

PARAMETROS	UNIDADES	GELATINA	SEMEXSA
Resistencia al agua	horas	Buena	1,12 + 3%
Densidad	gr/cm <sup>3</sup>	1,13 + 3%	
Volumen de gases	l/kg	922	932
Presion de detonación	kbar	157	70
Velocidad de detonación	m/s	6000	4200
Categoria de humos		1	1
Costo unitario	\$	0,56	0,088

**Tabla III – 43:** Peso y medida de los explosivos utilizados (Gelatina 75% y SEMEXSA 65%).

EXPLOSIVO	DIMENSIONES EN PULGADAS	PESO POR UNIDAD Gr.	Nº DE CARTUCHOS POR CAJA
GELATINA ESP. 75%	7/8 X 7	88	284
	7/8 X 8	101	248
SEMEXSA 65%	7/8 X 7	81	308
	7/8 X 8	93	268

**Fuente:** Exsa (2010), Guía del Explosivista, primera edición, Lima.

#### Accesorios de voladura:

Se tiene las siguientes características:

- **Fulminante N°8**

Cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (PET-azida de plomo) que estalla instantánea-mente con la llama trans-mitida por la guía o mecha de pólvora, N° 08; se emplea para iniciar y detonar a la gelatina y otros explosivos.

- **Mecha de seguridad** También llamada mecha lenta; es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora negra recubierto por fibras de algodón,

brea y un forro de plástico. Este nos permite darnos tiempo para poder evacuar de la zona de explosión, que consta de 51 a 52 segundos/pie en promedio. Transmite una llama al fulminante simple para hacerlo detonar.

- **Mecha rapida de ignición**

Cordón delgado y flexible que contiene una masa pirotécnica y dos alambres, cubiertos con un forro plástico que se quema con llama abierta a mayor velocidad entre 10 y 60 segundos/metro, lo empleamos para encender las guías de los taladros mediante cápsulas conectadoras, en forma secuencial.

- **Cordon detonante**

Cordón explosivo resistente y flexible; con núcleo blanco de Pentrita, que explota práctica-mente en forma instantánea en toda su longitud (7 000 m/s), se usa principalmente para trans-mitir la detonación a todos los taladros de una voladura e iniciarlos. Arranca con fulminante.

**Tabla III - 44:** Tiempo de retardo de los faneles.

NUMERO	SERIE UNICA DE EXSANEL
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125
6	150
7	175
8	200
10	250
12	300
14	350
16	400

NUMERO	SERIE UNICA DE EXSANEL
18	450
20	500
24	600
28	700
32	800
36	900
40	1000
48	1200
56	1400
72	1800
120	2400
140	3800
180	4600
220	5500
240	6400
288	7400
340	8500
400	9600

EXSANEL	
<i>Longitud de manguera</i>	<i>Cantidad de piezas</i>
Exsanel 2,1m	300
Exsanel 2,4m	200
Exsanel 3,0m	200
Exsanel 4,2m	200
Exsanel 4,8m	200
Exsanel 6,5m	100
Exsanel 10,2m	100
Exsanel 18,0m	50
Exsanel 21,6m	50

**Fuente:** Exsa (2010), Guía del Exposivista - Exsa, Lima.

Por las características que se necesitan para el cálculo adecuado de burden y por las mejores características, y buena resistencia al agua toma como mejor opción la marca de EXSA, marca peruana que podrá abastecer a tiempo y las cantidades necesarias al proyecto.

### 3.19. Costos de operación

Este costo de producción expresa la magnitud de los recursos materiales, laborales y monetarios necesarios para alcanzar al volumen de producción fijado por la empresa. El costo de producción está constituido por el conjunto de gastos relacionados con la utilización de los activos fijos tangibles, la materia prima y materiales, combustible, energía y la fuerza de trabajo en el proceso de producción, así como otros gastos relacionados con el proceso de fabricación, expresados todos en términos monetarios.

Toda empresa al producir incurre en costos, por ello estos costos de producción están en el centro de las decisiones empresariales puesto que un incremento significa una disminución de los beneficios para la empresa.

Para la obtención de oro es necesaria la extracción del mineral, para la cual se requiere de varias labores o actividades para concretar dicho objetivo.

Lo más importante también es llevar un buen control de los materiales e insumos que se tiene utilizados en cada turno como es el caso de los explosivos, es por ello que la Empresa Minera MARSA, se implementó un macro – Excel, llamado auxiliar de vales explosivo, teniendo por objetivo minimizar el factor de carga, consumo de aceros (consumo de pies perforados), y labores que presentan una incidencia de mayor consumo.

**Tabla III – 45:** Macro auxiliar de vale de explosivos para datos

<b>REPORTE DE VALE DE EXPLOSIVOS MARSA</b>	
<b>N° Vales</b>	
<b>Fecha</b>	
<b>Guardia</b>	
<b>Código Labor</b>	
<b>LABOR</b>	
Semexa 45% 7/8" x 7"	
Semexa 65% 7/8" x 7"	
Fulminante Común N° 8	
Pentacord	
Guia de Seguridad	
Conectores	
Ignitecord	
Exadit 45% 7/8" x 7"	
Gelatina 75% 7/8" x 7"	
Gelatina 75% 1 1/8" x 8"	
Semexa 65% 1 1/8" x 7"	
Fanel Blanco 4.2 mts	
<b>TOTAL CARTUCHOS</b>	
<b>COSTO</b>	
<b>Cantidad de Taladros</b>	
<b>Pies Perforados</b>	
<b>N° de Máquina</b>	
<b>Acero</b>	

Mediante este programa de excel (macro) se introduce los datos iniciales relacionados al explosivo como se observa en el Tabla III-45:Macro auxiliar de vale de explosivos para datos.

Tabla III – 46: Macro auxiliar de vale de explosivos

AUXILIAR DE VALES EXPLOSIVO (Modo de compatibilidad) - Microsoft Excel																												
Archivo Inicio Insertar Diseño de página Fórmulas Datos Revisar Vista																												
Cortar Copiar Pegar Copiar formato Fuente Alineación Número Estilos Celdas																												
AD46																												
D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q	R	S	T	U	V	W	X	Y	Z	AA	AB	AC	AD	AE	
CODIGO	LABOR	ZORA	TIPO LABO R	Cartruchos 45% 7/8" x 7"	Cartruchos 65% 7/8" x 7"	Cartruchos Conchón N° 8	Cartruchos 45% 7/8" x 7"	Cartruchos 65% 7/8" x 7"	Cartruchos 75% 7/8" x 7"	Cartruchos 75% 1 1/8" x 8"	Cartruchos 65% 1 1/8" x 7"	Cartruchos 9888	Cartruchos Blanco 4.3 mts	TOTAL CARTUCHOS	VALORES	PIES PERFORADOS	MAQUINA	BARRERO	COSTO	KG	Cartruchos 45% 7/8" x 7"	Cartruchos 65% 7/8" x 7"	Cartruchos 45% 7/8" x 7"					
2	20151 S/N 2877-S (CHI 10291-8R)(GAL)	VALERIA I	P	70					8	19	20	60		140	22	142	Y-090	RBROCA	77.20	11.59	0.079	0.081	0.076					
3	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	110					16	33	20	100		230	38	207	AE-062	RBROCA	129.83	19.23								
5	18 EST 5 (XC 10304-SW)	VALERIA I	O	45					8	8	20			85	8	48	AG-038	RBROCA	32.21	6.165								
6	18 EST 5 (XC 10304-SW)	VALERIA I	O	232					25	38	20	100		352	41	317	AH-023	RBROCA	191.83	29.112								
10	20151 S/N 2877-S (CHI 10291-8R)(GAL)	VALERIA I	P	30					4	10	30			60						34.63	5.07							
13	20151 S/N 2877-S (CHI 10291-8R)(GAL)	VALERIA I	P	70					8	20	20	50		140	23	132	Y-090	RBROCA	77.20	11.69								
14	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	110					12	34	20	100		230	37	136	Z-024	RBROCA	129.83	19.23								
18	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	128					15	31	20	71		219	34	195	Z-024	RBROCA	120.28	18.136								
18	20151 S/N 2877-S (CHI 10291-8R)(GAL)	VALERIA I	P	76					6	19	20	40		135	22	120	Y-090	RBROCA	73.29	11.115								
19	18 EST 5 (XC 10304-SW)	VALERIA I	O	35					6	13	38			65	13	61	08F-68	RBROCA	31.77	5.115								
21	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	145					14	35		100		245	38	218	Z-024	RBROCA	158.34	20.645								
25	20149 S/N 2877-N ( CHI 10291-8S)	VALERIA I	P	50					8	16	30	40		120	19	109	MHN-010429	RBROCA	65.27	9.85								
26	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	16					4	8	20			35	6	42	Z-024	RBROCA	16.94	2.735								
29	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	145					14	35		100		245	38	228	Z-024	RBROCA	158.34	20.645								
30	20149 S/N 2877-N ( CHI 10291-8S)	VALERIA I	P	50					8	16	25	21		96	19	95	B10 -T- 118	RBROCA	60.63	7.798								
32	20307 EST 5 (XC 10304-SW)	VALERIA I	O	260					30	47	40	120		420	50	287	AD-098	RBROCA	220.39	34.66								
34	20149 S/N 2877-N ( CHI 10291-8S)	VALERIA I	P	50					8	18	20	30		100	19	109	MHN-010429	RBROCA	54.11	8.21								
39	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	100					14	33	35	100		236	36	216	Z-024	RBROCA	131.72	19.56								
40	20149 S/N 2877-N ( CHI 10291-8S)	VALERIA I	P	50					8	18	25	50		128	21	120	MHN-010429	RBROCA	69.81	10.420								
42	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	100					18	35	38	100		230	38	210	Z-024	RBROCA	129.39	19.18								
45	20149 S/N 2877-N ( CHI 10291-8S)	VALERIA I	P						3	5	20			20	5	27	MHN-010429	RBROCA	8.30	1.52								
46	17487 XC 10304-SW (XC 10348-S)	VALERIA I	S						2	3	15			15	8	40	B10 -T- 118	RBROCA	6.98	1.14								
49	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	110					14	33	21	100		231	38	218	Z-024	RBROCA	130.29	19.306								
52	20139 GAL 10679-R (XC 10481-SE (GAL)	VALERIA I	E	110					12	33	20	100		230	36	207	Y-028	RBROCA	129.83	19.23								
53	20229 IEST 2 (GAL 10291-8)	VALERIA I	E	80					12	30	50	60		190	33	189	AG-038	RBROCA	102.70	15.66								



Tabla III – 47: Distribución de explosivos por labor.

AUXILIAR DE VALORES EXPLOSIVO [Formato de compatibilidad] Excel Herramientas de tabla dinámica

Archivo Inicio Insertar Diseño de página Fórmulas Datos Revisar Vista Analizar Diseño

Cortar Copiar Copiar formato Fuente Alineación Número Estilos Celdas

Normal 5 2 Normal 6 Normal Bueno

K24 61

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N
1	<b>CONTROL DE PIES PERFORADOS POR LABORES</b>													
2	ZONA	(Todas)												
3														
4	Suma de PIES PERFORADOS	FECHA												
5	LABOR	01/04/2014	02/04/2014	03/04/2014	04/04/2014	05/04/2014	06/04/2014	07/04/2014	08/04/2014	09/04/2014	10/04/2014	11/04/2014	12/04/2014	13/04/2014
6	GAL 11042-S (EST 2(XC 11044-N)	421.2	216.45	432.9	415.35	204.75	228	214	432.9	222.3	415.35	438.75	222.3	444.6
7	TJ 1906-A (VTN 1(S/N 3152AS)		47			18	24							
8	TJ 613 (S/N 3165-N(CHI1S)	30	15	12										
9	CHI 11045-15N (CHP 1(XC 11045NE)													
10	TJ 203 (S/N 3155-S(EST 1)			105.3										
11	TJ 611 (S/N 3174-S(CHI 7N)									31	50	15	50	
12	CHI 9420-1S (XC 9420-SE )	25												
13	EST 2 (XC 11045-NE(XC)			280.3	222.3	228.15	216.45	442.3	438.75	222.3	47			
14	XC 9066-SE (EST 9(XC 9420-SE)	380.25	187.2	386.1	205.05	193.05	420.45	438.75	415.35	216.45	444.6	450.45	462.15	245.7
15	S/N 3143-N (CHI 11045-15N)	140.4	134.55							222.3			263.25	263.25
16	TJ 720 (S/N 3195-N(CHI7N)				45									
17	CHI 11042-7S (GAL 11042-S (EST)	298.35												
18	TJ 720 (EST 2 (CHI - 8N)	128.7												
19	TJ 722 (S/N 3195-N(CHI7N)	50		172.2	70.2	146.45	123	159.3	65	75.5			16	
20	TJ 503-A (CHI 3153-6S (S/N)									-87.75	33.5			
21	S/N 3137-S (CHI 9950-3N)													
22	S/N 3137-N (CHI 9950-3N)													
23	GAL 11045-S (XC 11044-N)	269.1	193.05	391.95	316.25	397.8	210	418.75	204.75	391.95	356.95	198.9		
24	TJ 203 (CHI 9906-6S (SN)				47		5	42	61.5		61	58.2	19	53
25	EST 3 (EST 2(XC 11045NE)	248.1	48								204.75			
26	TJ 501-A-CABANA 2-G	48	97	111.55	79	45		72.75			67.9	20	126.3	

Tabla III – 48: Control de pies perforados por jumbo y/o máquina.

AUXILIAR DE VALES EXPLOSIVO [Modo de compatibilidad] - Excel Herramientas de tabla dinámica

Archivo Inicio Insertar Diseño de página Fórmulas Datos Revisar Vista Analizar Diseño ¿Que desea hacer?

Cortar Copiar Copiar formato Pegar Ajustar texto Combinar y centrar General Formato condicional Dar formato como tabla Normal 5 2 Normal 6 Normal Bueno Insertar Eliminar Form

Portapapeles Fuente Alineación Número Estilos Celdas

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N
1		<b>CONTROL DE PIES PERFORADOS DE MAQUINAS(DIA) -</b>												
2	ZONA	(Todas)												
3														
4	Suma de PIES PERFORADOS	FECHA												
5	MAQUINA	01/04/2014	02/04/2014	03/04/2014	04/04/2014	05/04/2014	06/04/2014	07/04/2014	08/04/2014	09/04/2014	10/04/2014	11/04/2014	12/04/2014	13/04/2014
6	BE-95													
7	MHN-000937	128.7		35	45	117.3	75	70	20	79	99.35	15	50	
8	MHN-011076				105.3		92.3	98	97	38.5	46	128.7	16	
9	Z-053			99.45		99.45	264.45							
10	MHN-010425				47		5	42	61.5		61	58.2	19	53
11	B10 -T- 116							222.3	122.85					
12	Z-024	140.4	134.55	134.55	58	47	171.85	225.85	111.15	345.15	210.6	339.3	101.85	128.7
13	Y-090		102.75	117.75	251.55	123.2	126	214		204.75	356.95		263.25	134.55
14	MHN-010431	30	15	84.75	70.2	47		159.3	65	95.5		18	138.85	122.85
15	08F-60	35	97		39	45		72.75					87.3	
16	AC-046	298.35						442.3	216.45	222.3	204.75		222.3	
17	MHN-011362	50	47			18	24			70.2	15	141.15	12	49
18	Z-036	248.1	48	280.3	222.3	228.15		432.9		186.4				140.4
19	AB-088	204.75	216.45			204.75		360.25	146.35	122.85	187.2	88	87.75	122.75
20	AB-025	216.45		432.9	415.35		228				204.75	222.3	222.3	222.3
21	AB-034	269.1	193.05	391.95		204.75		204.75			47	216.45		198.9
22	MHN-010424	48		136.55	90		117			87.75	116.4	20	111.75	15
23	W-003			316.25	193.05				204.75	187.2		198.9		222.3
24	09M T 10	25												
25	AC-068										234	450.45		245.7
26	08F-68	181.35					210							

Este programa de Excel (macro) nos permite controlar diariamente el consumo de explosivos, minimizar pérdidas en insumos primordiales en la fase de perforación por labores, a partir de los datos introducidos en el Tabla III-45: Macro auxiliar de vale de explosivos para datos se obtiene las Tablas III-46, Tablas III-47, Tablas III-48. que nos permite calcular el avance, las toneladas métricas, factor de potencia, factor de carga.

Actualmente el jumbo viene trabajando en la zona de Valeria I, el cual presenta los indicadores en su avance y su carguío promedio para sus frentes perforados en una roca regular se observa en el Tabla III-48: Control de pies perforados por jumbo y/o máquina.

### 3.20. Eficiencia de perforación y producción.

Para la eficiencia de perforación se debe tener en cuenta el comportamiento de las máquinas por su propio diseño cuya longitud de perforación es de 3,2m (longitud aparente) y la longitud de perforación en el campo es de 3,0m y 3,1m esta variación de perforación es debido a la goma que tiene una medida mínima que repercute en la perforación y la maniobrabilidad del jumblero a la hora de realizar la perforación, por lo que la eficiencia de perforación es de 95% en promedio.

Calcularemos con la siguiente fórmula:

$$Eff. Perf. = \frac{Long. perf. real}{Long. perf. apar.} * 100$$

#### Donde:

Eff.Perf. (%) = Eficiencia de perforación.

Long. perf. real (m) = Longitud de perforación real

Long. perf. apar. (m) = Longitud de perforación aparente.

#### Reemplazamos en la ecuación

#### Con los siguientes datos:

Long. perf. real (m) = 3,0m

Long. perf. apar. (m) = 3,2m

$$Eff. Perf. = \frac{3,0m}{3,2m} * 100$$

$$Eff. Perf. = 0,9375 = 93,75\%$$

$$Long. perf. real (m) = 3,1m$$

$$Long. perf. apar. (m) = 3,2m$$

$$Eff. Perf. = \frac{3,1m}{3,2m} * 100$$

$$Eff. Perf. = 0,9687 = 96,87\%$$

**Promediando:**

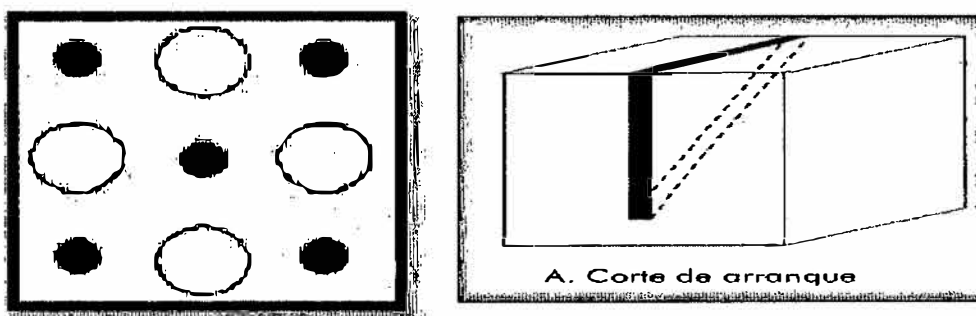
$$Se\ tiene = (93,75\% + 96,87\%) / 2 = 95,31\% = 95\%$$

En cuanto a la producción la compañía minera Marsa cuenta con empresas contratistas como son: CANCER, ALFA,TAURO, COMILUZ, LOS ANDES, MINCOTRALL, empresas que trabajan en producción, labores de desarrollo (exploración) y labores de preparación (operación) como, chimeneas, bypass, cruceros, galerías y tajos (bloques de mineral) tiene una producción diaria de 1800 TMSD de mineral, los cuales son extraídos de las 31 cámaras de extracción, utilizando métodos convencionales a mecanizados en este último con equipos de perforación (jumbos) de un brazo y con un Scooptram por métodos convencionales con Winches de arrastre y carretillas. Los principales métodos de explotación son Cámaras y Pilares Mecanizados, Corte y Relleno Ascendente y el Long Wall (convencional), en perforación se utiliza perforadoras tipo jackleg, para la limpieza winches eléctricos de arrastre de 10 HP a 15 HP en las labores convencionales y Scoop en los tajos mecanizados, para restablecer el macizo rocoso se usa el relleno hidráulico de alta densidad, palas neumáticas. En todas las labores se emplea los ventiladores auxiliares para expulsar el aire viciado hasta los tres circuitos principales de ventilación que está conformado por cruceros y chimeneas RaiseBoring de 6' y 8' de diámetro, en los extremos de los circuitos se tienen instalados extractores que suman 420,000 cfm.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

- En la malla tradicional se usa la formula empírica de  $N^{\circ}tal = (P/dt) + (C * S)$ , en los Tablas III – 01 y III – 02, que comprende de distancia de taladros en (m) de acuerdo a la dureza de roca y coeficiente de la roca en (m) de acuerdo de la dureza de roca, dan con una presicion el mismo resultados de 35 taladros.
- En la malla tradicional se ve los tiempos de perforación en el Tabla III – 07 de 3,3hr, sumando un total del proceso de perforación y voladura de 5, 43hr, y el Tabla de III – 37 tiempo de perforación del corte escalonado de 2h,07 min y un total de proceso de perforación y voladura de 5,00hr.
- Se nota la diferencia en el arranque, como se muestra figura:

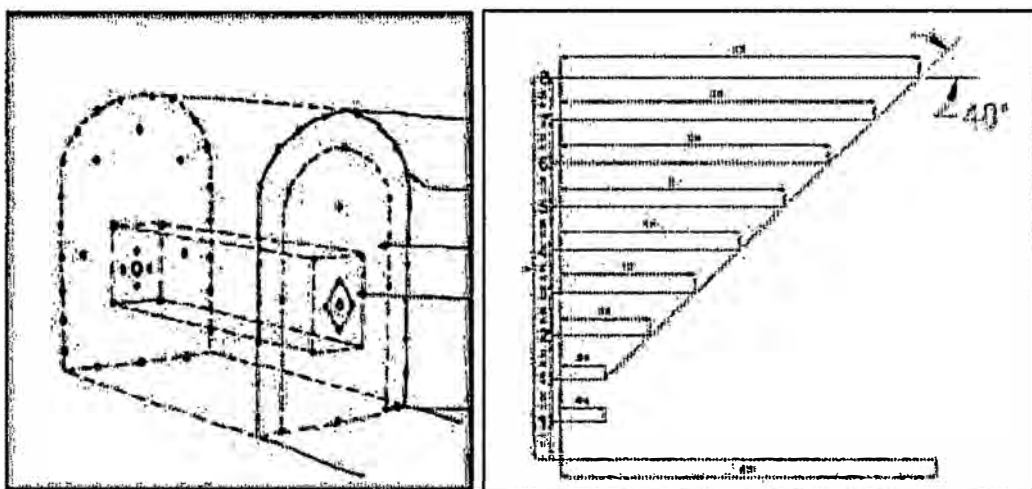


**Gráfica IV – 01:** Arranques de malla de perforación.

**Fuente :** EXSA (2010), Manual del explosivista, Lima.

En nuestro nuevo arranque no usamos rimadora, sino se sube de longitudes pequeñas hasta obtener la longitud de 11 pies. Dando facilidad de cara libre.

En la gráfica de perfil se ve con mucha más claridad la perforación de taladros del arranque.



**Grafica IV – 02:** Longitud de perforación en perfil de ambas malla

**Fuente :** EXSA (2010), Manual del explosivista, Lima.

- En el uso de explosivos en esta malla tradicional se tiene el Tabla III - 20 que muestra el consumo de 101,295\$/m de explosivo para 30 taladros.
- Teniendo el Tabla III – 14 de las características del explosivo de mayor poder rompedor que es el mismo que prima para que pueda salir nuestro arranque de manera eficiente.
- El factor de carga bajo de 2,23kg/m<sup>3</sup> a 1,90 kg/m<sup>3</sup>, obteniendo una reducción de 0,33kg/m<sup>3</sup>, siendo favorable el tipo de malla propuesto.
- Los costos de explosivos de método tradicional y corte escalonado es de 101,295\$/m y 90,382\$/m, obteniéndose en explosivos una reducción de 10,913\$/m.
- Realizando el contraste de Tablas de costos tanto de ambas mallas de perforación y voladura se tiene 218,081\$/m a 198,749\$/m, obteniéndose una diferencia de 19,332\$/m y en m<sup>3</sup> de 0,673\$/m<sup>3</sup>.
- Se ve claramente que el método tradicional se tiene en pies perforados un 117,35pp, reduciendo con el corte escalonado a 86,75pp llevando una diferencia de 30,6pp.
- Es buena el resultado en el consumo de aceros de 385pp a 284,43pp.

Actualmente el jumbo viene trabajando en la zona de Valeria I, el cual presenta los siguientes indicadores en su avance y su carguío promedio para sus frentes perforados en una roca regular:

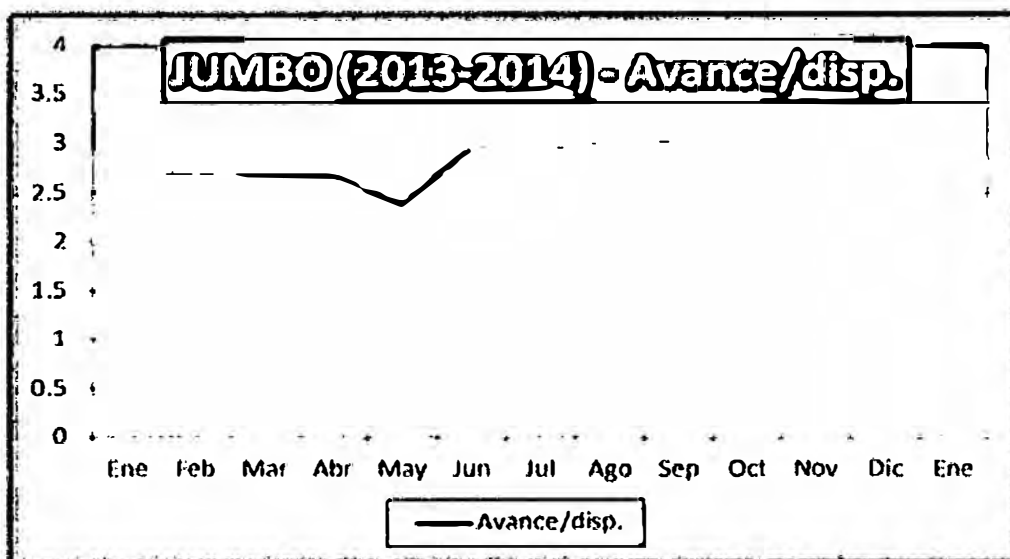


Gráfico IV – 01: avance por disparo del jumbo.

Se tiene el Tabla de costos de accesorios de perforación:

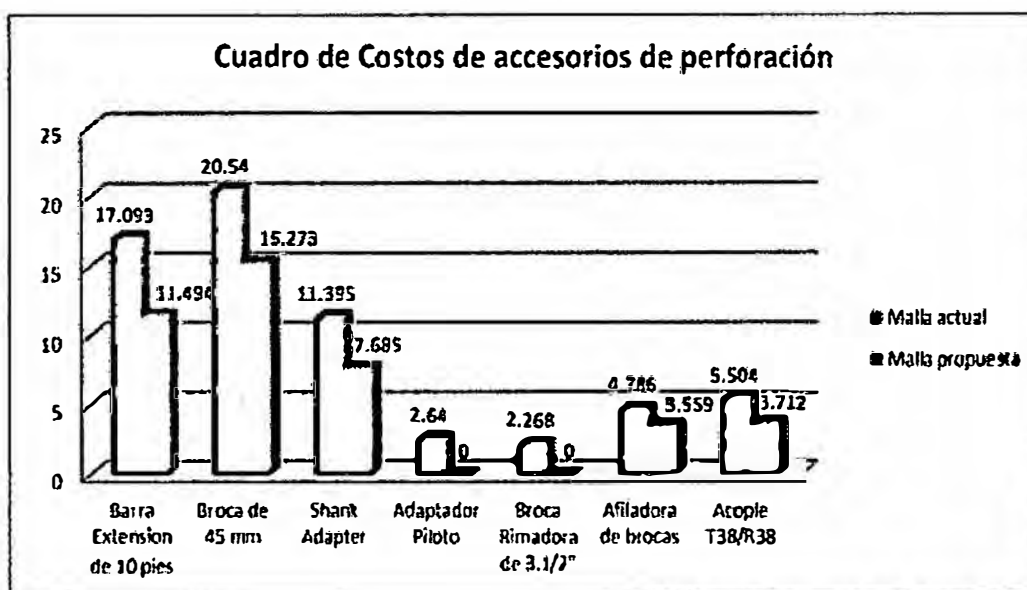
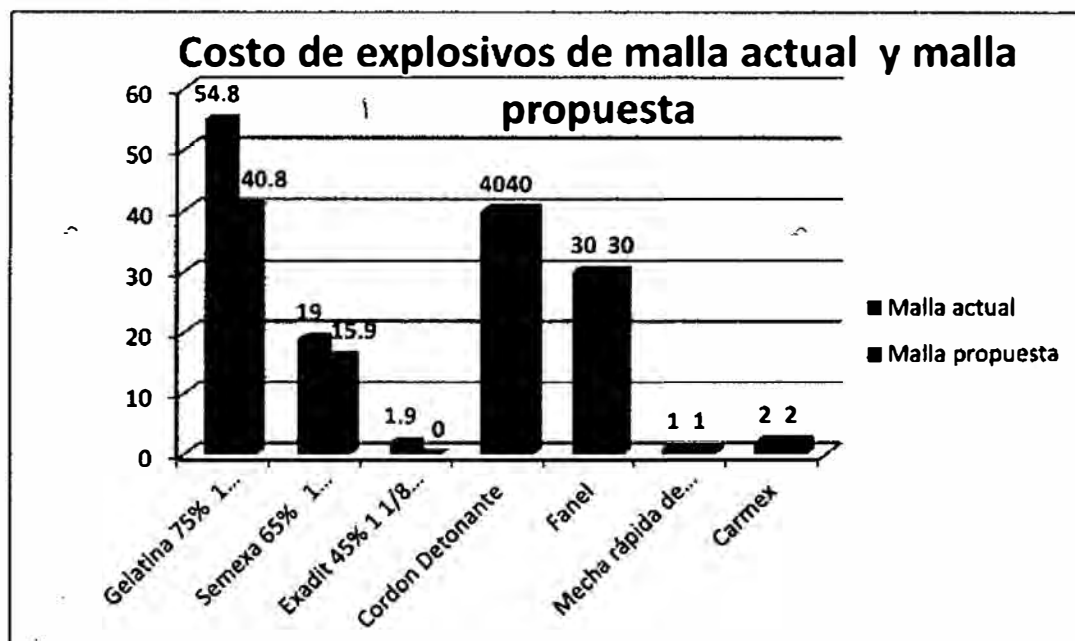


Gráfico IV – 02: comparación de costos de accesorios de perforación.

Como se observa los costos del método de perforación actual tiene mayor costo en accesorios de perforación.

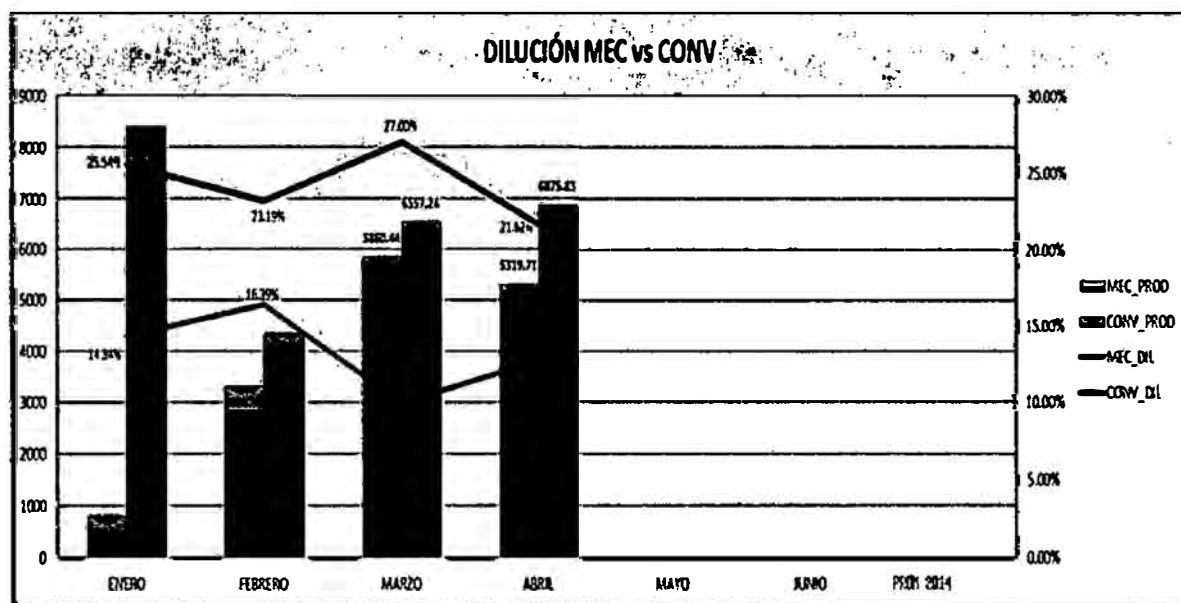
Se tiene el Tabla de costos de explosivos:



**Gráfico IV – 03:** Comparacion de costo de malla actual y malla propuesta.

Como se observa los costos del método de perforación actual y la malla propuesta se tiene una variación de costo en consumo de explosivos.

Veremos en el siguiente Tabla la dilución mecanizado vs convencional, y se tiene:



**Gráfico IV – 04:** Dilucion mecanizada vs convencional

A manera de referencia vemos el Tabla anterior que se tiene una dilución en la producción convencional es mayor que la mecanizada este en los cuatro primeros meses del año 2014.

*Anexo 15: Fotografica de equipo de trabajo del proyecto corte escalonado.*

## CONCLUSIONES

- Entre el método tradicional y el corte escalonado se ha obtenido una reducción en 10,913\$/m, dicho resultado se dio debido a la reducción de consumos como de aceros en 30,6pp, explosivos en 8,7kg, tiempos en 40min aprox., buena distribución de malla de perforación siendo lo mas peculiar el arranque de forma escalonada, esta misma que genera dos caras libres para que pueda salir de manera eficiente el disparo, como se muestra en la tabla III-40.
- El rendimiento en las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos, en las labores de avance en la zona Valeria, Minera Aurífera Retamas S.A es de 0,674\$/m<sup>3</sup>, la eficiencia de perforación con un 95%, con una buena voladura obteniéndose una granulometría que va de 15 a 20 cm, generando así una limpieza de carga sin complicaciones.
- La selección adecuada de la malla de perforación influye en la voladura de labores de avance de la zona Valeria, en la Minera Aurífera Retamas S.A, en el aprovechamiento del plano de debilidad que hace 45° con el plano libre, para la generación de una cuña (arranque) que actuará como la segunda cara libre del frente de galería, para el accionar de los demás taladros del frente lo que derivará en un adecuado fracturamiento y desplazamiento de la roca.
- El contraste del rendimiento en ambas mallas de perforación nos da como resultado que para nuestro terreno es fiable y de buen resultado la malla propuesta, reduciendo el costo, que es el punto de más interés para la empresa y es eficiente. El consumo de explosivos entre el método tradicional y el método de corte escalonado es menor en 8,7kg de explosivo, significa que la malla propuesta se puede realizar de manera concurrente en las labores de avance de la zona Valeria Minera Aurífera Retamas S.A. para mejorar así nuestra producción y costos.

## RECOMENDACIONES

- Se recomienda implementar la perforación y voladura en corte escalonado en otras zonas, ya que se demostró que económicamente es rentable.
- Evaluar la posibilidad de realizar estudios en otras unidades mineras, para la implementación de la perforación y voladura corte escalonado.
- Para este nuevo método de perforación, se requiere tener un buen paralelismo de perforación, y debe de contar con una barra de perforación de reserva para cualquier emergencia debido a los atascos que siempre ocurren y dificultan en la perforación programada.
- En el carguio con explosivos es necesario utilizar una escalera telescópica, y usar el atacador para confinar de mejor forma el explosivo en el arranque y cuadradores.
- Respecto a la voladura, para evitar cierta dispersión del material fragmentado, principalmente del material del arranque, se puede solucionar con mayores tiempos de retardo.
- Para su mejor implementación de esta nueva propuesta se recomienda una capacitación y entrenamiento al personal y una estricta supervisión tanto en la ejecución de la perforación como en el carguío y conexión.

## BIBLIOGRAFÍA

- Agreda, T. (1992). Introducción a la tecnología de explosivos. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima.
- Agreda, T. (1993). Curso de modelización matemática de la voladura de rocas”, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Ames, V (2010). Tecnología de explosivos, Universidad Nacional del centro del Perú, Perú.
- Bieniawski, Zt. (1989) Clasificación Geomecánica RMR, España.
- Enríquez .A. et al (2007). Sistema de Gestión de la Seguridad y Salud en el Trabajo OHSAS 18001:2007 Adaptado a 18002:2008. Madrid-España.
- Cámara minera del Perú & Agreda, T. (2012), Diplomado Perforación y voladura en minería superficial. Lima.
- Cámara minera del Perú & Agreda, T.(2012).Curso de Voladura Controlada en minería superficial. Lima, 2012.
- Cárdenas, C. (2009). Tesis Estudio geomecánico aplicado al túnel vial de Karkatera - Occopata Apurímac. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco.Cusco.
- Carnero, C.(1995). Mecánica de rochas aplicada ao dimensionamento do sistema de atirantamento em minas subterráneas. Disertacao de mestrado, Departamento de engenharia de minas da Escola Politécnica da Universidade de Sao Paulo.Brasil.
- Carnero, C.(1999).Modelo de estudio geotécnicos aplicado en proyectos de excavación subterránea. Mina Fazenda Brasileiro-CVRD, Brasil. Ayacucho.
- Castañeda, M. (2011). Tesis Estudio comparativo de sostenimiento entre el perno cementado y el perno hydrabolt en la rampa 690s de Consorcio Minero Horizonte. Abancay.
- Cedrón, M. (2003). Ciencia y tecnología. Argentina.
- Contreras, P.(1999). Tesis Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones. Lima.
- Exsa,(2010). Manual práctico de voladura. Edición Especial, Lima.



- Hoek. E & Brown. T. (1986). Excavaciones subterráneas en roca. México.
- Huanachea, J. (2007). Tesis Aplicación de la voladura controlada en la excavación de labores subterráneas en consorcio minero Horizonte S.A. Ayacucho.
- Instituto de ingenieros de minas del Perú, (1993). Minería peruana siglo XXI convención de ingenieros de minas del Perú. Imprenta Cano SRL. Perú.
- Konya, C. (1988).Manual Konya. México, Cuicati.
- Letal, F. (1989). Costo operativo en labores de preparación. España.
- López, C. (2002).Manual de estabilización y revegetación de taludes.Madrid
- López, C. & López, E.(1998). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid, Instituto Tecnológico Geominero de España.España.
- López, C. & García, M.(2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid, Instituto Tecnológico Geominero de España.España.
- Minera Aurífera Retamas S.A. (2011) Boletín SISSOMAC,Parcoy.
- Minera Aurífera Retamas S.A. (2011) Boletín departamento de recursos humano,Parcoy.
- Persson & Holmberg (1994).Rock blasting and explosives engineering. New Mexico, USA.
- Ponce, F. (2009). Costos de perforacion y voladura de rocas.Instituto de capacitación minera, Perú.
- Langerfors U. & Kihltrom. B. (1976). Técnica moderna de voladura de rocas.España

# ANEXOS



## Anexo 01: Sistema de valoración de masa rocosa RMR según Bienawski.

Tabla 1.- Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bienawski, 1989).

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad testigo de perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%			
	Valoración	20	17	13	8	3			
3	Empazamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas No continuas Cerradas sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o Puzoso < 5 mm de espesor o Apertura de 1-5mm Juntas continuas	Puzoso suave > 5mm de espesor o Apertura > 5mm Juntas continuas			
		Valoración	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / $\sigma$ principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
		Valoración	15	10	7	4	0		
B AJUSTE DE LA VALORACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable			
Valoraciones	Túneles & minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50				
C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES									
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21				
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala				
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21				
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala				
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS									
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m	1 año span 10m	1 semana span 5m	10 hrs span 2.5m	30 minutos span 1m				
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100				
Ángulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°				
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud de discontinuidades- Persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m				
Valoración	6	4	2	1	0				
Separación ( apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1- 1 mm	1 - 5mm	> 5mm				
Valoración	6	5	4	1	0				
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla				
Valoración	6	5	3	1	0				
Relleno (puzoso)	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave < 5mm	Relleno suave > 5mm				
Valoración	6	4	2	1	0				
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA**									
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel					
Avance con el buzam. Buzam. 45-90°		Avance con el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°			
Muy favorable		Favorable		Muy desfavorable		Moderado			
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°		Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 0 - 20°, Independiente del rumbo					
Moderado		Desfavorable		Moderado					

\* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno esta presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del puzoso. En tales casos usar A.4 directamente.

\*\* Modificado por Wickham et al. (1972).

## Anexo 02: PETS – Instalación de Compresoras Diesel.

	<b>SIG - MARSAs</b>	<b>CODIGO: PETS-MAN-GAC-003</b>	
	<b>PETS Instalación de Compresoras Diesel ELEMENTO:300.18</b>	<b>VERSION: 00</b>	Página 1 de 3
		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	
<b>OBJETIVO:</b> Establecer los pasos y las condiciones de trabajo para la instalación de compresora diesel, minimizando los riesgos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.		<b>REFERENCIA:</b> D.S.046-2001-EM. Reglamento de Seguridad e higiene minera. Art.33° incisos b),c),d),h),i),j),k),l);Art.39° incisos a),c);Art.77° incisos a),b),c);Art.63°,64°,78°,79°,80°,82°,292°,295°,302°,314°,324°. Manual de operaciones de compresoras diesel.	
<b>ALCANCE:</b> Aplica desde la nivelación de la compresora hasta la prueba defuncionamiento de compresoras diesel desde 185cfm a 900cfm en la unidad minera.			
<b>EQUIPO, HERRAMIENTAS Y MATERIALES</b> * 01 Juego de llaves mixtas de 1/2" a 1" * 01 Gata hidráulico de 10tn * 01 Nivel de precisión de mano * 01 Llave cadena de 36" * 02 Llaves stillson de 24" * 04 Tacos de 8x8x50cm de longitud * 04 Tablas de 6x8x50cm de longitud * 02 Válvulas tipo bola 2" de 200 psi * 01 Válvulas tipo bola 3" de 200 psi * 02 Universal fierro negro de 2" de 200 psi * 02 Codos de fierro negro de 2"x45 grados de 300 psi * 01 T de fierro negro de 2" de 200 psi * 02 Uniones simples de fierro negro 2" de 200 psi * 01 Tubo flexible de 2" x 1,20m de 200 psi.		<b>EPP OBLIGATORIO:</b> * Según el estándar STDS-PSM-SEG-001: Uso de equipos de protección personal (epp) * Guantes de cuero * Resprador de media cara con filtros 6003 y prefiltro 5N11 con retenedores, 2091. * Arnés con línea de vida. * Protector auditivo tipo tapón * Protector auditivo tipo orejera	
<b>RESPONSABILIDAD:</b> <b>Jefe de área MARSAs:</b> Verificar y asegurar el cumplimiento del presente PETS <b>Supervisor de ECM:</b> Hacer cumplir el presente PETS, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM. <b>Mecánico de ECM:</b> Efectuar la instalación de compresora diesel cumpliendo el presente PETS			

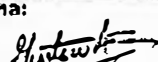
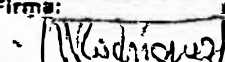






	<b>SIG - MARSIA</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-GAC-003</b>	
	<b>PETS Instalación de Compresoras Diesel ELEMENTO:300.18</b>		<b>VERSION: 00</b>	Página 1 de 3
			<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA: 04/05/2008</b>	

<b>N°</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>RIESGOS/IMPACTOS</b>	<b>MEDIDAS DE CONTROL</b>
<b>1</b>	<b>Condiciones del ambiente de trabajo</b>		
	<p><b>1.1.</b> Verificar que el área de trabajo se encuentre limpia y ordenada con espacio suficiente para realizar la maniobra.</p> <p><b>1.2.</b> Verificar y asegurar que el área donde se ubique la compresora nivelada.</p>	<b>1.1.</b> Caída del mismo nivel.	<b>1.1.</b> Aplicar técnicas y buenas prácticas de orden y limpieza ( retirar objetos o sustancias líquidas)
<b>2</b>	<b>Antes</b>		
	<p><b>2.1.</b> Verificar el freno de mano de la compresora este activado con las ruedas acufadas.</p> <p><b>2.2.</b> Verificar que se cuente con todos los repuestos, herramientas y materiales y que estén en buenas condiciones de operación.</p> <p><b>2.3.</b> Desconectar batería en borde negativo.</p> <p><b>2.4.</b> Colocar candados y tarjeta de seguridad a la compresora diesel.</p>		<b>2.2.</b> Controlar mensualmente en el inventario de estado de herramientas


<b>3</b>	<p><b>Durante</b></p> <p><b>3.1.</b> Levantar la compresora con el gato hidráulico a una altura de 5cm a 10cm.</p> <p><b>3.2.</b> Colocar los tacos de madera en os ejes.</p> <p><b>3.3.</b> Nivelar la compresora utilizando el nivel de precisión de mano.</p> <p><b>3.4.</b> Descender la compresora nivelada sobre los tacos de madera, asegurandose el gato de tornillo de la compresora quede apoyado en la superficie.</p> <p><b>3.5.</b> Coordinar con personal del taller de maestranza para que suelde la tubería de acuerdo al requerimiento de instalación.</p> <p><b>3.6.</b> Instalación de tubería de aire desde la salida de la compresora hasta la red de aire comprimido, con sus respectivos accesorios (válvulas, uniones, tubo flexible), utilizando las llaves stilson y llave cadena.</p> <p><b>3.7.</b> Coordinar con personal del taller de mantenimiento eléctrico, obras civiles y maestranza; la instalación de luz, agua y combustible respectivamente.</p> <p><b>3.8.</b> Verificar y/o abastecer los depósitos de agua, combustibles, aceite de motor y aceite de motor y aceite de elemento compresor hasta su nivel de operación.</p> <p><b>3.9.</b> Instalar el ducto de escape de gases.</p> <p><b>3.10.</b> Realizar prueba de funcionamiento de la compresora, verificando la hermeticidad de la línea de aire instalada.</p>	<p><b>3.1.</b> Atrapamiento</p> <p><b>3.2.</b> Atrapamiento</p> <p><b>3.3.</b> Atrapamiento</p> <p><b>3.4.</b> Atrapamiento</p> <p><b>3.6.</b> Golpedo por las herramientas.</p> <p><b>3.8.</b> Contaminación del suelo</p> <p><b>3.9.</b> Caída en distinto nivel.</p> <p><b>3.10.</b> Hipocasia</p>	<p><b>3.1.</b> Calzar correctamente el gato hidráulico.</p> <p><b>3.5.</b> Ampliar el PETS-MAN MAS-010: Operación de máquina de solar.</p> <p><b>3.6.</b> Utilizar obligatoriamente guantes de cuero.</p> <p><b>3.8.</b> Utilizar siempre badejas colectoras.</p> <p><b>3.9.</b> Utilizar obligatoriamente el arnés y línea de vida.</p> <p><b>3.10.</b> Utilizar obligatoriamente los protectores auditivos (tipo de tapón y orejera).</p>
----------	--	---	---

**FORMATO/REGISTRO**2.2. **Inventario y estado de herramientas**4.2. **Declaración de residuos sólidos**


<p><b>Elaborado por:</b> Ing. Manuel Sánchez Jefe de Generación de Aire Comprimido</p>	<p><b>Revisado por:</b> Ing. Felipe Aucahuasi Morales Superintendente de Mantenimiento General</p>	<p><b>Revisado por:</b> Ing. Felix Iglesias Arévalo Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera (I)</p>	<p><b>Revisado por:</b> Dr. Marcos Figueroa Alvarado Jefe del Hospital San Andrés</p>	<p><b>Revisado por:</b> Ing. José Ventocilla Canzio Jefe del PCSMA</p>	<p><b>Aprobado por:</b> Ing. Edgardo Arrescurrenaga Egoavil Superintendente General</p>
<p><b>Fecha:</b> 12/ 04/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 15/ 04/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 18/ 04/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 21/ 04/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 24/ 04/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 29/ 04/ 2008</p>
<p><b>Firma:</b> </p>	<p><b>Firma:</b> </p>	<p><b>Firma:</b> </p>	<p><b>Firma:</b> </p>	<p><b>Firma:</b> </p>	<p><b>Firma:</b> </p>




## Anexo 03: PETS – Instalación y desinstalación de mangas de ventilación

	<b>SIG - MARSA</b>	<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventilación</b>	<b>VERSION: 00</b>	Página 1 de 3
<b>ELEMENTO:300.11</b>		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	
<b>OBJETIVO:</b> Establecer los pasos y las condiciones de trabajo para la instalación de compresora diesel, minimizando los riesgos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.		<b>REFERENCIA:</b> D.S.046-2001-EM. Reglamento de Seguridad e higiene minera. Art.33°,Art.39° ;Art.204°.	
<b>ALCANCE:</b> Aplica desde el transporte de materiales hasta la instalación o desinstalación de las mangas de ventilación.			
<b>EQUIPO, HERRAMIENTAS Y MATERIALES</b> Barretillas, escalera tipo tijera, comba de 6 libras, tarugos, alambre #8 y #16, mangas de ventilación, accesorios de mangas, lámara minera, reloj pulsera y flexómetro.		<b>EPP OBLIGATORIO:</b> * Según el estándar STDS-PSM-SEG-001: Uso de equipos de protección personal (epp) * Arnés y línea de vida Cartucho 6003 (para gases)	
<b>RESPONSABILIDAD:</b> <b>Supervisores de la ECM:</b> Proveer los equipos, herramientas y materiales, hacer cumplir el PETS, supervisando todas las actividades desarrolladas. <b>Supervisores MARSA:</b> Verificar el cumplimiento del presente PETS y ejecutar todos los niveles de coordinación. <b>Ayudante 1:</b> Efectuar la instalación/desinstalación de las mangas de ventilación, cumpliendo lo establecido en el presente PETS. <b>Ayudante 2:</b> Apoyar en la instalación/desinstalación de las mangas de ventilación siguiendo las indicaciones del ayudante 1 y respetando lo establecido en el presente PETS.			
<b>N°</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>RIESGOS/IMPACTOS</b>	<b>MEDIDAS DE CONTROL</b>
<b>1</b>	Condiciones del ambiente de trabajo		
	<b>1.1.</b> Verificar la ventilación de la labor. <b>1.2.</b> Verificar la presencia de rocas fracturas y el estado de los elementos de sostenimiento existentes en los techos, hastiales, y el frente.	<b>1.1.</b> Expansión a gases y polvo. <b>1.2.</b> Desprendimiento de roca, golpeado por la roca.	<b>1.1.</b> Ingresar monitoreando las concentraciones de los gases (CO <sub>2</sub> , CO, CH <sub>4</sub> , N <sub>2</sub> , O <sub>2</sub> ) en el ambiente de trabajo.

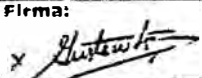
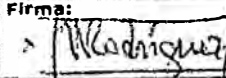
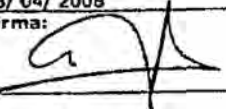
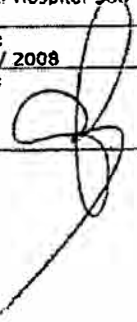

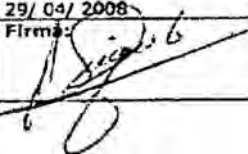


		SIG - MARSAM		CODIGO: PETS-MAN-VEN-002	
		PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventilación		VERSION: 00	Página 2 de 3
		ELEMENTO 300.11		FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA: 04/05/2008	
2	<p>Antes</p> <p>2.1. Verificar el estado de herramientas y materiales.</p> <p>2.2. Trasladar herramientas y materiales desde la bodega sobre la plataforma ( "burra") al área de trabajo.</p>	2.2. Golpeado por colisión.		2.1. Utilizar lista de verificación de labores, registrando observaciones.	2.2. Empleando el semáforo y cumplir con el PETS-MIN-026: Traslado de materiales con plataforma en interior mina
3	<p>Durante</p> <p><b>INSTALACIÓN:</b></p> <p>3.1. Marcar los puntos a perforar con una separación aproximada de 4 metros, con varilla de madera (atacador). En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.</p> <p>3.2. Coordinar con jefe de sección mina para que procedan con la perforación de los taladros.</p> <p>3.3. Verificar que la profundidad de los taladros no sea menor a 30 cm aproximadamente. En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.</p> <p>3.4. Instalar el alambre N°8 como guía, anclado en los taladros empleando tarugos de madera como cuñas. En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.</p> <p>3.5. Instalar tramos de 15 a 30 cm (aproximadamente) de alambre N°16 en cada hojal de la manga, dependiendo de la existencia de sostenimiento.</p> <p>3.6. Embonar la primera manga al ducto de salida asegurandola con 2 aros de alambre N°16, las siguientes mangas se embonan ("empatan") introduciendo el aro de la siguiente manga. En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.</p>	<p>3.1. Caída a distinto nivel.</p> <p>3.2. Caída a distinto nivel.</p> <p>3.4. Proyección de partículas, caída de distinto nivel, golpeado por la comba.</p> <p>3.6. Caída a distinto nivel.</p>		<p>3.1. Utilizar obligatoriamente el arnés con línea de vida en labores con altura superiores de 1.8m.</p> <p>3.3. Utilizar obligatoriamente el arnés con línea de vida en labores con altura superiores de 1.8m.</p> <p>3.4. Utilizar obligatoriamente lentes de seguridad, y arnés en labores con altura superiores a 1.8m, Nunca se debe utilizar el carro minero como andamio.</p> <p>3.6. Utilizar obligatoriamente el arnés con línea de vida en labores con altura</p>	

	<b>SIG - MARS</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventilación ELEMENTO:300.11</b>		<b>VERSION: 00</b>	Página 3 de 3
			<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	

<b>4</b>	<b>Después</b>		
	<b>4.1.</b> Guardar materiales y herramientas a la bodega. <b>4.2.</b> Disponer los residuos sólidos generados al lugar de almacén temporal (losa de concreto y/o tachos segregados).	<b>4.1.</b> Caída en el mismo nivel. <b>4.2.</b> Contaminación del suelo.	<b>4.2.</b> Aplicar el <b>PETS-PMA-COA-015: Segregación de residuos</b> y <b>PETS -PMA-COA-016: Transporte de residuos.</b>

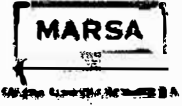
**FORMATO/REGISTRO****2.1. Lista de verificación de labores**


<b>Elaborado por:</b> Ing. Manuel Sánchez Jefe de Generación de Aire Comprimido	<b>Revisado por:</b> Ing. Felipe Aucahuasi Morales Superintendente de Mantenimiento General	<b>Revisado por:</b> Ing. Felix Iglesias Arévalo Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera (I)	<b>Revisado por:</b> Dr. Marcos Figueroa Alvarado Jefe del Hospital San Andrés	<b>Revisado por:</b> Ing. José Ventocilla Canzón Jefe del PCSMA	<b>Aprobado por:</b> Ing. Edgardo Arrescurrenaga Egoavil Superintendente General
<b>Fecha:</b> 12/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 15/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 18/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 21/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 24/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 29/ 04/ 2008
<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 

**Anexo 04: PETS – Instalación de pulmón para aire comprimido**

	<b>SIG - MARSAs</b>	<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación de pulmón para aire comprimido ELEMENTO:300.18</b>	<b>VERSION: 00</b>	Página 1 de 3
		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	
<b>OBJETIVO:</b> Establecer los pasos y las condiciones de trabajo para la instalación de compresora diesel, minimizando los riesgos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.		<b>REFERENCIA:</b> D.S.046-2001-EM. Reglamento de Seguridad e higiene minera. Art.33°,Art.39° ;Art.316° y 319°.	
<b>ALCANCE:</b> Aplica desde la construcción de la losa de concreto en la cámara hasta la instalación del pulmón en la red de aire comprimido.			
<b>EQUIPO, HERRAMIENTAS Y MATERIALES</b> Teclé, tilfor,estrobo de acero,cadena, soga,tabla, cemento,arena,plomada, cartucho cementado, juego de barretillas de 4",5",6" y 8", alambre N°8, Soga de 3/4", arco y hoja de sierra, corvina, comba de 6 y 12lbs,puntas, juego de llaves ,cachimbas,lampara minera,flexómetro,escalera,plataforma para el traslado del pulmón,escalera tijera,gancho metálico de 1.2m.		<b>EPP OBLIGATORIO:</b> * Según el estándar STDS-PSM-SEG-001: <b>Uso de equipos de protección personal (epp)</b>	
<b>RESPONSABILIDAD:</b> <b>Supervisores de la MARSAs:</b> Proveer los equipos, herramientas y materiales, hacer cumplir el PETS, y registrar la Lista de verificación de equipos y herramientas. <b>Supervisores ECM:</b> Hacer cumplir el presente PETS, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM. <b>Maestro tubero ECM:</b> Realizar la instalación del pulmón de aire comprimido según lo establecido en el presente PETS. <b>Ayudante tubero y peon mina ECM:</b> Apoyar en la instalación del pulmón aire comprimido siguiendo las indicaciones del maestro tubero y respetando lo establecido en el presente PETS.			

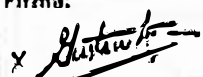




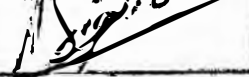


		<b>SIG - MARS</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
		<b>PETS Instalación de pulmón para aire comprimido</b> <b>ELEMENTO 300.18</b>		<b>VERSION: 00</b> <b>Página 2 de 3</b>	
				<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> <b>04/05/2008</b>	
<b>N°</b>	<b>DESCRIPCIÓN</b>	<b>RIESGOS/IMPACTOS</b>	<b>MEDIDAS DE CONTROL</b>		
<b>1</b>	<b>Condiciones del ambiente de trabajo</b>  <b>1.1.</b> Verificar la ventilación de la labor y acceso. <b>1.2.</b> Verificar la presencia de rocas fracturas y el estado de los elementos de sostenimiento existentes en los techos, hastiales, y el frente. <b>1.3.</b> Verificar y asegurar que la altura libre de la cámara sea como mínima 0.8m más alto que la altura del pulmón y su base, para permitir el izaje del pulmón; y que la altura libre de la vía de acceso sea como mínimo de 0.2m más lato que el diámetro del pulmón sobre su plataforma, para permitir el traslado del mismo.	<b>1.1.</b> Expasión a gases y polvo. <b>1.2.</b> Desprendimiento de roca, golpeado por la roca, ruptura o caída de estructura.	<b>1.1.</b> Acercar la manguera de aire Y/o encender el ventilador. <b>1.2.</b> Aplicar el PETS-MIN-001.- <b>DESATADO DE ROCAS.</b>		
<b>2</b>	<b>Antes</b>  <b>2.1.</b> Verificar el estado de herramientas y materiales. <b>2.2.</b> Colocar en la vía de acceso, a 10m de ambos lados de la cámara, señalización que indique: "HOMBRES TRABAJANDO, NO INGRESAR". <b>2.3.</b> Verificar los elementos del izaje( cadena,soga,estrobo). <b>2.4.</b> Inspeccionar el estado de la línea cauville.	<b>2.2.</b> Golpeado por colisión.	<b>2.1. y 2.2.</b> Utilizar la lista de verificación de equipos y herramientas.		

	<b>SIG - MARS</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación de pulmón para aire comprimido ELEMENTO 300.18</b>		<b>VERSION: 00</b>	Página 3 de 3
			<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	
N°	DESCRIPCIÓN	RIESGOS/IMPACTOS	MEDIDAS DE CONTROL	
3	Durante <b>INSTALACIÓN:</b> 3.1. Construcción de la losa de concreto 3.2. Colocación de pernos de anclaje 3.3. Traslado de pulmón para aire de la bocamina a la cámara. 3.4. Descarga de pulmón de arena a la cámara. 3.5. Instalación del pulmón a la cámara.	3.1. Golpeado por 3.2. Exposición a polvo. 3.4. Proyección de partículas, caída de distinto nivel, golpeado por la comba. 3.6. Caída a distinto nivel.	3.2. Utilizar obligatoriamente guantes de cuero. 3.3. Utilizar obligatoriamente el respirador 3.6. Utilizar escalera tipo tijera.	
4	Después 4.1. Abrir la válvula principal de aire, realizar prueba de presurización. En caso exista fuga, cerrar la válvula de aire, descargar el pulmón y reparar. 4.2. Dejar el área limpia y ordenada; retirar los preventivos. 4.3. Trasladar los sacos de polipropileno con residuos sólidos en el punto de acopio.	4.1. Fuga, golpeado por desempate de tubería o accesorio. 4.2. Contaminación del suelo, impacto visual.	4.1. Nunca abrir de golpe la válvula de aire. Retirar el personal del área de trabajo. 4.2. Aplicar el PETS-PMA-COA-015: Segregación de residuos.	


**FORMATO/REGISTRO**

2.1. **Lista de verificación de labores**

Elaborado por: Ing. Manuel Sánchez Jefe de Generación de Aire Comprimido	Revisado por: Ing. Felipe Aucuhvasi Morales Superintendente de Mantenimiento General	Revisado por: Ing. Felix Iglesias Arévalo Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera (I)	Revisado por: Dr. Marcos Figueroa Alvarado Jefe del Hospital San Andrés	Revisado por: Ing. José Ventocilla Canzio Jefe del PCSMA	Aprobado por: Ing. Edgardo Arrescurrénaga Egoavil Superintendente General
Fecha: 12/ 04/ 2008	Fecha: 15/ 04/ 2008	Fecha: 18/ 04/ 2008	Fecha: 21/ 04/ 2008	Fecha: 24/ 04/ 2008	Fecha: 29/ 04/ 2008
Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 



**Anexo 05: PETS – Instalación de tubería y accesorios con equipo de termofusión y soplete a gas propano.**

	<b>Minera Aurífera Retamas S.A.</b>	CODIGO: PETS-MIN-MIN-036
	<b>PETS Instalación de Tubería y accesorios con equipo de Termofusión y soplete a gas propano</b>	VERSION: 1   Página 234 de 256
		FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA: 01/11/2008

<b>OBJETIVO:</b> Establecer los pasos y las condiciones de trabajo para la instalación de tuberías con equipo termofusión y soplete a gas propano, minimizando los riesgos de seguridad, salud ocupacional y medio ambiente.		<b>REFERENCIA:</b> D.S. 046-2001-EM. Reglamento de Seguridad e Higiene Minera. Art. 33°, 39°, 316°.	
<b>ALCANCE:</b> Aplica desde el traslado de tubería hasta el acople de accesorios en la tubería empalmada de agua, aire comprimido o relleno hidráulico.			
<b>EQUIPO, HERRAMIENTAS Y MATERIALES:</b> Tubería de polietileno HDPE, Equipo de Termofusión y accesorios, soplete a gas propano, Transformador de 440V a 220V, Cable eléctrico endoprene con accesorios, Arco y hoja de sierra, alambre N° 8 y 16, desarmador, alicate, cinta aislante, "pela cable", lámpara minera, flexómetro.		<b>EPP OBLIGATORIO:</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>Según el Estándar STDS-PSM-SEG-001: <u>Uso de Equipo de Protección Personal (EPP).</u></li> <li>Cartucho 6003 (para gases)</li> </ul>	
<b>RESPONSABILIDAD:</b> <b>Supervisor ECM:</b> proveer equipo, verificar el cumplimiento del presente PETS. proveer las herramientas y materiales, hacer cumplir el presente PETS, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM. <b>Tubero de Servicios generales ECM:</b> realizar los empalmes de la tubería de polietileno con Equipo de Termofusión o soplete a gas propano según lo establecido en el presente PETS. <b>Ayudante enmaderador RH y Peón Mina ECM:</b> apoyar en la instalación de tubería siguiendo las indicaciones del Tubero de Servicios Generales y respetando lo establecido en el presente PETS.			
N°	DESCRIPCIÓN	RIESGOS/ IMPACTOS	MEDIDAS DE CONTROL
1.	Condiciones del ambiente de trabajo 1.1. Verificar la ventilación de la labor. 1.2. Verificar la presencia de rocas fracturas y el estado de los elementos de sostenimiento existentes en los techos, hastiales y el frente.	1.1. Exposición a gases y polvo. 1.2. Desprendimiento de roca, Golpeado por la roca, ruptura o caída de estructura.	Acercar la manguera de aire y/o encender el ventilador. Aplicar el <u>PETS-MIN-MIN-001: Desatado de Roca.</u>



<p>2.</p>	<p><b>Antes</b></p> <p>2.1. Verificar el estado de las herramientas, materiales, equipos, accesorios e instalaciones eléctricas.</p> <p>2.2. Cerrar las válvulas principales de agua y aire; y desacoplar la de relleno hidráulico, según la instalación a ejecutar, colocando candados y tarjetas de seguridad.</p> <p>2.3. Limpiar y ordenar el tramo de trabajo.</p> <p>2.4. Delimitar el área de operación del equipo termofusión con cintas y señalización que indique: "HOMBRES TRABAJANDO".</p>	<p>2.2. Golpeado por la tubería.</p>	<p>2.1. Utilizar la <u>Lista de Verificación de Equipos y Herramientas</u>.</p>
<p>3.</p>	<p><b>Durante</b></p> <p><b><u>Traslado de tubería</u></b></p> <p>3.1. Desenrollar la tubería de polietileno.</p> <p>3.2. Sujetar la tubería en cada extremo con soguilla de nylon para arrastrarlo al área de trabajo.</p> <p>3.3. En caso el tramo a trasladar exceda los 500m aprox., sujetar la tubería a la locomotora con un alambre a través del ojal.</p> <p><b><u>Habilitación de la tubería</u></b></p> <p>3.4. Presentar sobre la superficie, al costado de la cuneta, los tubos a empalmar y revisar que estén libres de objetos ajenos en su interior.</p> <p>3.5. Cortar con arco de sierra el extremo de la tubería donde se realizó el ojal para su transporte a interior mina.</p> <p>3.6. En caso se requiera, calentar los extremos de la tubería a empalmar para que queden alineados.</p> <p><b><u>Colocación de accesorios y empalme de tubería con equipo termofusión</u></b></p> <p>3.7. Desenergizar la caja de distribución de corriente eléctrica y colocar el transformador de 440V a 220V en una superficie seca.</p> <p>3.8. Instalar el equipo de termofusión en una base</p>	<p>3.1. Golpeado por.</p> <p>3.4. Caída en el mismo nivel.</p> <p>3.5. Contaminación del suelo</p> <p>3.6. Contacto con objetos a altas temperaturas.</p> <p>3.7. Descarga eléctrica</p> <p>3.8. Descarga eléctrica</p> <p>3.9. Atrapamiento, Contacto con la</p>	<p>3.5. Depositar los residuos en sacos de polipropileno.</p> <p>3.7. Utilizar obligatoriamente de guantes dieléctricos.</p>



- protegerlo de las filtraciones.
- 3.9. Colocar las Tuberías y/o accesorios de polietileno (tees, yees, reducciones y codos) a empalmar en la prensa del equipo de termofusión y ajustar las mordazas, escuadrar las caras de las tuberías.
- 3.10. Calentar los extremos de la tubería y/o accesorios ya escuadrada con el hierro calentador (450 °F), por un lapso de tiempo en función al diámetro de tubería y temperatura del ambiente de trabajo.

Ø Tubería	Temperatura	
	10°C - 15°C	20°C - 25°C
4"	1.5 min.	1 min.
6"	3 min.	2 min.

- 3.11. Retirar el hierro calentador y realizar el empalme con la prensa del equipo, dejar enfriar por 5min para tubería de 4" y 7min para Tubería de 6". manteniendo la presión ejercida por la prensa.
- 3.12. Retirar el tubo y/o accesorios ya empalmado, levantar la tubería sobre las alcayatas y asegurarlo provisionalmente con alambre N° 8. Al llegar a las intersecciones de las labores, la tubería empalmada debe levantarse lo más cerca posible al techo.
- 3.13. Mantener siempre en paralelo las tuberías de aire, agua y relleno hidráulico, posicionándolos en ese orden de forma tal que la de relleno este siempre en la parte inferior.
- 3.14. Trasladar el equipo termofusión al siguiente punto de empalme, repitiendo los pasos 3.8. al 3.13. hasta los 500m máximo de avance. Posterior a ello, repetir el paso 3.7 al 3.14. hasta culminar con el tramo de tubería...

escuadra, contaminación del suelo




- 3.10. Contacto con objeto a altas temperaturas.
- 3.11. Contacto con objetos a altas temperaturas.
- 3.12. Golpeado por la tubería.
- 3.15. Proyección de partículas, caída o ruptura de estructura, golpeado por.

oportuna. Nunca meter la mano cuando el equipo este escuadrando ni retirar la viruta. Depositar los residuos en sacos de polipropileno.

- 3.11. Siempre agarrar por el asa el hierro calentador y guardarlo en su canastilla de asbesto.
- 3.12. Comunicación eficaz y oportuna.
- 3.15. Fijar el extremo de la tubería para evitar




	<p>3.15. Abrir ligeramente las válvulas de aire o agua para evacuar los residuos que hubiesen en la tubería.</p> <p>3.16. En caso, el equipo termofusión no pueda acceder a los puntos de empalme se procede a utilizar la técnica con soplete o con acople vitaulic para polietileno.</p> <p><b><u>Colocación de accesorios y empalme de tubería con soplete a gas propano</u></b></p> <p>3.17. Calentar los accesorios (niples, tees, yeas y reducciones) para limpiarlo de óxidos y grasas y prepararlo para el empalme.</p>	<p>3.17. Contacto con objetos a altas temperaturas.</p> <p>3.18. Proyección de partículas calientes.</p> <p>3.19. Contacto con objetos a altas temperaturas.</p>	<p>que golpee por presión. No exponerse a la dirección de la proyección.</p> <p>3.18. Proteger la tubería de filtraciones de agua.</p>
4.	Después		
	<p>4.1. Dejar el área limpia y ordenada; retirar los avisos preventivos y abrir la válvula general de agua y de aire lentamente para evitar un posible desempate.</p> <p>4.2. Trasladar los sacos de polipropileno con residuos sólidos al Depósito de Residuos Industriales y entregar al área de Control Ambiental el Formato Reporte de Generación de Residuos sólidos.</p>	<p>4.1. Caída en el mismo nivel.</p> <p>4.2. Impacto visual</p>	<p>4.2. Según el Plan de Manejo de Residuos Sólidos de la Empresa Titular.</p>
<b>FORMATO/REGISTRO</b>			
2.3. Lista de Verificación de Labores			

<p><b>Elaborado por:</b> Ing. FORTUNATO SULLCA QUISPE INGENIERO RESIDENTE</p>	<p><b>Revisado por:</b> Ing. ROLANDO CARO ZARATE INGENIERO DE SEGURIDAD</p>	<p><b>Aprobado por:</b> Sra. AYDEE PAITAN QUISPE GERENTE GENERAL</p>
<p><b>Fecha:</b> 12/ 10/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 13/ 10/ 2008</p>	<p><b>Fecha:</b> 14/ 10/ 2008</p>
<p><b>Firma:</b></p> 	<p><b>Firma:</b></p> 	<p><b>Firma:</b></p> 




Anexo 06: PETS – Instalación y desinstalación de ventiladores

	<b>SIG - MARSA</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventiladores</b>		<b>VERSION: 00</b>	Página 1 de 3
<b>ELEMENTO 300.18</b>		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA: 04/05/2008</b>		
<b>OBJETIVO:</b> Establecer los pasos y las condiciones de trabajo para la instalación de compresora diesel, minimizando los riesgos de seguridad, salud ocupacional .		<b>REFERENCIA:</b> D.S.046-2001-EM. Reglamento de Seguridad e higiene minera. Art.33°,Art.39° ;Art.78°, Art.204°.		
<b>ALCANCE:</b> Aplica desde el transporte de materiales y equipos hasta la instalación o desinstalación de todos los ventiladores.				
<b>EQUIPO, HERRAMIENTAS Y MATERIALES</b> Barretillas, pernos de anclaje, cables de acero, tacleé, grapas, ventiladores, tempaldores, juego de llaves de 3/4,1/2,1/4,5/8,nivel,arnés, escalera tipo tijera,cemento,tubos de cimentación,comba de 6lbs,tarugos,alambra de #8,y #16,mangas de ventilación, accesorios de mangas,lámpara minera, reloj pusera y flexómetro.		<b>EPP OBLIGATORIO:</b> * Según el estándar <b>STDS-PSM-SEG-001: Uso de equipos de protección personal (epp)</b> * Guantes nitrilo.		
<b>RESPONSABILIDAD:</b> <b>Supervisores MARSA:</b> Verificar el cumplimiento del presente PETS y ejecutar todos los niveles de coordinación. <b>Supervisores de la ECM:</b> Proveer los equipos, herramientas y materiales, hacer cumplir el PETS, supervisando todas las actividades desarrolladas por el personal ECM. <b>Ayudante 1:</b> Efectuar la instalación del perno de anclaje e instalación/desinstalación del ventilador cumpliendo lo establecido en el presente PETS. <b>Ayudante 2:</b> Apoyar en la instalación del perno anclaje según las indicaciones del ayudante 1 y respetando lo establecido el PETS.				
N°	DESCRIPCIÓN	RIESGOS/IMPACTOS	MEDIDAS DE CONTROL	
1	Condiciones del ambiente de trabajo <b>1.1.</b> Verificar la ventilación de la labor. <b>1.2.</b> Verificar la presencia de rocas fracturas y el estado de los elementos de sostenimiento existentes en los techos, hastiales, y el frente.	<b>1.1.</b> Expasión a gases y polvo. <b>1.2.</b> Desprendimiento de roca, golpeado por la roca.	<b>1.1.</b> Ingresar monitoreando las concentraciones de los gases (CO2,CO,CH4,N02,O2) en el ambiente de trabajo. <b>1.2.</b> Aplicar el PETS-MIN-MIN-001:Desatado de	



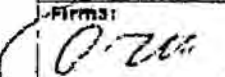
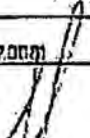
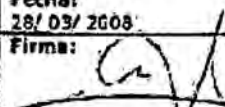
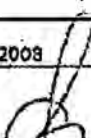


<b>MARSA</b>		<b>SIG - MARSA</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
<b>PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventiladores</b>		<b>VERSION: 00</b>		<b>Página 2 de 3</b>	
		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b>			
<b>ELEMENTO 300.18</b>					
<b>2</b>	<p style="text-align: center;"><b>Antes</b></p> <p><b>2.1.</b> Verificar el estado de herramientas, materiales y equipos  <b>2.2.</b> Trasladar herramientas y materiales desde la bodega sobre la plataforma ("burra") al área de trabajo.  <b>2.3.</b> Traslada el ventilador desde el taller de mantenimiento mecánico mina hasta la bocamina.  <b>2.4.</b> Verificar orden y limpieza del área de instalación/desinstalación</p>	<p><b>2.2.</b> Golpeado por colisión, caída al mismo nivel.  <b>2.3.</b> Aplastamiento, caída en el mismo nivel, golpeado por.  <b>2.4.</b> Caída en el mismo nivel.</p>	<p><b>2.1.</b> Utilizar lista de verificación de labores, registrando observaciones.  <b>2.2.</b> Empleando el semáforo y cumplir con el PETS-MIN-026: Traslado de materiales con plataforma en interior mina.  <b>2.3.</b> Mantenerse alejado de la carga suspendida y cumplir con el PETS-MIN-MIN-027: Traslado de materiales con camión grúa.</p>		
<b>3</b>	<p style="text-align: center;"><b>Durante</b></p> <p><b>INSTALACIÓN:</b>  <b>3.1.</b> Marcar los puntos a perforar con varilla de madera (atacador). En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.  <b>3.2.</b> Coordinar con jefe de sección mina para que procedan con la perforación de los taladros.  <b>3.3.</b> Verificar que la profundidad de los taladros no sea menor a 15 cm aproximadamente. En caso se requiera utilizar escalera tipo tijera.</p>	<p><b>3.1.</b> Caída a distinto nivel.  <b>3.3.</b> Caída a distinto nivel.  <b>3.5.</b> Contacto con la mezcla.  <b>3.6.</b> Golpeado por la comba, lumbalgia.</p>	<p><b>3.1.</b> Mantener la escalera sujeta en su base por un personal durante toda la maniobra.  <b>3.3.</b> Mantener la escalera sujeta en su base por un personal durante toda la maniobra.</p>		



 <small>MARCA REGISTRADA</small>	<b>SIG - MARS</b>		<b>CODIGO: PETS-MAN-VEN-002</b>	
	<b>PETS Instalación y desinstalación de mangas de ventiladores</b>		<b>VERSION: 00</b>	Página 3 de 3
	<b>ELEMENTO 300.18</b>		<b>FECHA DE ENTRADA EN VIGENCIA:</b> 04/05/2008	

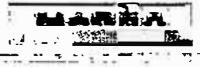

	<p>3.4. Prepara la mezcla de cimentación con cemento, arena fina, y agua hasta lograr una consistencia pastosa.</p> <p>3.5. Llenar la mezcla en el tubo e inyectado en el taladro.</p> <p>3.6. Meter el perno al taladro y golpear el perno con la comba.</p> <p>3.7. Dejar fraguar por 48 horas.</p>		<p>3.5. Utilizar obligatoriamente lentes de seguridad.</p> <p>3.6. Utilizar obligatoriamente los guantes de nitrilo y posicionarse de forma tal que el esfuerzo se haga siempre por debajo del nivel hombro.</p>
4 Después			
	<p>4.1. Retirar materiales, herramientas y equipos a la bodega.</p> <p>4.2. Disponer los residuos sólidos generados al lugar de almacén temporal (losa de concreto y /o tachos segregados).</p> <p>4.3. Encender el ventilador evaluando giro del ventilador.</p>	4.1. Caída en el mismo nivel.	4.2. Aplicar el PETS-PMA-COA-015: Segregación de residuos y PETS-PMA-COA-016: Transporte de residuos.

**FORMATO/REGISTRO****2.1. Lista de verificación de labores**

<b>Elaborado por:</b> Ing. Jorge Velezmore Espinoza Jefe de Ventilación	<b>Revisado por:</b> Ing. Sócrates Siles Suárez Superintendente de Mina	<b>Revisado por:</b> Ing. Félix Glosias Arévalo Jefe del Programa de Seguridad e Higiene Minera (I)	<b>Revisado por:</b> Dr. Marcos Figueras Alvarado Jefe del Hospital San Andrés	<b>Revisado por:</b> Ing. José Ventolina Canzio Jefe del PCMA	<b>Aprobado por:</b> Ing. Edgardo Arrecunranga Egcaivil Superintendente General
<b>Fecha:</b> 20/ 03/ 2008	<b>Fecha:</b> 25/ 03/ 2008	<b>Fecha:</b> 28/ 03/ 2008	<b>Fecha:</b> 31/ 03/ 2008	<b>Fecha:</b> 03/ 04/ 2008	<b>Fecha:</b> 08/ 04/ 2008
<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 	<b>Firma:</b> 



**Anexo 07: PETS – Instalación de tolvas metálicas**

	<b>INSTALACIÓN DE TOLVAS METÁLICAS</b>		
	Área: MINA	Versión.:02	
	Código: PETS MIN-18	Página: 1 de 3	

**1. Personal**

1.1 Supervisor jefe de guardia o de sección

**1 EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL**

1.1 Casco minero tipo sombrero con portalámparas y barbiquejo.

1.2 Lentes de seguridad.

1.3 Tapón auditivo

1.4 Respirador con filtros contra polvo.

1.5 Guantes de cuero y/o Neoprene.

1.6 Botas de jebe con punta de acero.

1.7 Correa portalámparas.

1.8 Mameluco con cinta reflectiva.

1.9 Arnés de seguridad

1.10 Línea de vida.

1.11 Lámpara minera.

1.12 Ropa de jebe (saco y Pantalón).

**2 EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES**

2.1 Lámpara minera

2.2 Flexómetro,

2.3 Corvina.

2.4 Azuela.

2.5 Caballete.

2.6 Cordel o plomada.

2.7 Nivel de carpintería.

2.8 Puntas.

2.9 Combas.

2.10 02 juegos de barretillas.

2.11 Tablas de 1 y "x 8"x 10".

2.12 Puntales de 6" diámetro.

2.13 Perforadora (accesorios de perforación)

2.14 Alambre N°8 y N°16.

2.15 Acelerante.

2.16 Arena.

2.17 Clavos de 6 y 8".

2.18 Cemento.

2.19 Máquina de soldar y accesorios.

2.20 Tecla

2.21 Estrobos

2.22 Pernos helicoidales

2.23 Rieles

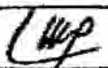
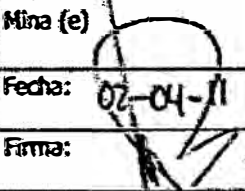
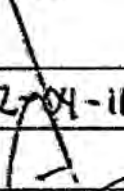

- 2.24 Tolvas metálicas y accesorios
- 2.25 Extintor
- 2.26 Señalizaciones (letreros de advertencia)

### 3 PROCEDIMIENTOS

- 3.1 Verificar y registrar en la inspección diaria de labores check list: la ventilación, herramientas, tiros cortados, sostenimiento, fracturamiento del techo, hastiales y el frente de la labor
- 3.2 Realizar orden y limpieza.
- 3.3 Realizar el desate de rocas siguiendo los pasos descritos en el PETS de desate de rocas.
- 3.4 El supervisor informara a los trabajadores sobre las condiciones de labor, en el lugar de trabajo.
- 3.5 Colocar dos avisos de advertencia PROHIBIDO EL INGRESO a 20m aproximadamente ambos extremos.
- 3.6 En el nivel superior de la chimenea se coloca un tapón y luego un guarda cabeza con puntales y tablas a una altura de 2m de la ceja inferior de la chimenea. En todo momento utilizar el arnés de seguridad.
- 3.7 El departamento de ingeniería se colocara el punto centro para ubicar la tolva.
- 3.8 Mantenimiento mecánico mineralizará el marcado de los puntos para realizar el taladro de anclaje y pastillas para las vigas de la tolva.
- 3.9 Para la instalación de tolvas para carros U35 armar una plataforma.

### 4 RESTRICCIONES

- 4.1 No realizar el trabajo si no se cuenta con el PETAR correspondiente.
- 4.2 No se debe iniciar la tarea si no se cuenta con el arnés de seguridad.
- 4.3 No se realizara el armado de la tolva si no se tiene el tapón y/o señalización de seguridad.
- 4.4 No se realizara el armado de tolva cuando la ventilación es deficiente por efecto de la soldadura.

Preparado por: Ing. Fernando Lachi Asistente de Superintendente Mina	Revisado por: Ing. Martín Felipe Superintendente de Mina (e)	Revisado por: Ing. Alberto Ccahuana Gerente del PSSO	Aprobado por: Ing. Carlos Ortiz Gerente Corporativo de Desarrollo y Operaciones
Fecha: 01-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 04-04-11
Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 

**Anexo 08:** Política de gestión integrada de Seguridad Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad.



**POLÍTICA DE GESTIÓN INTEGRADA SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL, MEDIO AMBIENTE Y CALIDAD**

Minera Aurífera Retamas S.A. – MARS A, dedicada a la actividad minera subterránea, se compromete a gestionar los procesos, productos y servicios salvaguardando la seguridad y salud de los trabajadores y previniendo la contaminación ambientales toda la organización.

Adicionalmente, se especifica el compromiso de gestionarla calidad de los procesos, productos y servicios en laboratorio químico para satisfacción de sus clientes.

En este sentido, se señalan los siguientes compromisos:

1. Elaborar, implementar y mantener procedimientos, prácticas y controles utilizando la tecnología adecuada acorde a las necesidades de la organización, bajo un enfoque preventivo.
2. Establecer las estrategias de sensibilización, motivación, capacitación y entrenamiento al personal, preparándolos para un desempeño consciente y responsable.
3. Cumplir satisfactoriamente y permanentemente los acuerdos normales legales aplicables y otros que suscriba la organización.
4. Cumplir satisfactoriamente y permanentemente los requisitos del cliente y mejora eficaz del sistema de calidad.
5. Revisar y actualizar periódicamente el desempeño del sistema integrado, asegurando un mejoramiento continuo.
6. Mantener informados a los trabajadores y partes interesadas de la política de gestión integrada de seguridad, salud ocupacional, medio ambiente y calidad, siendo de libre acceso.

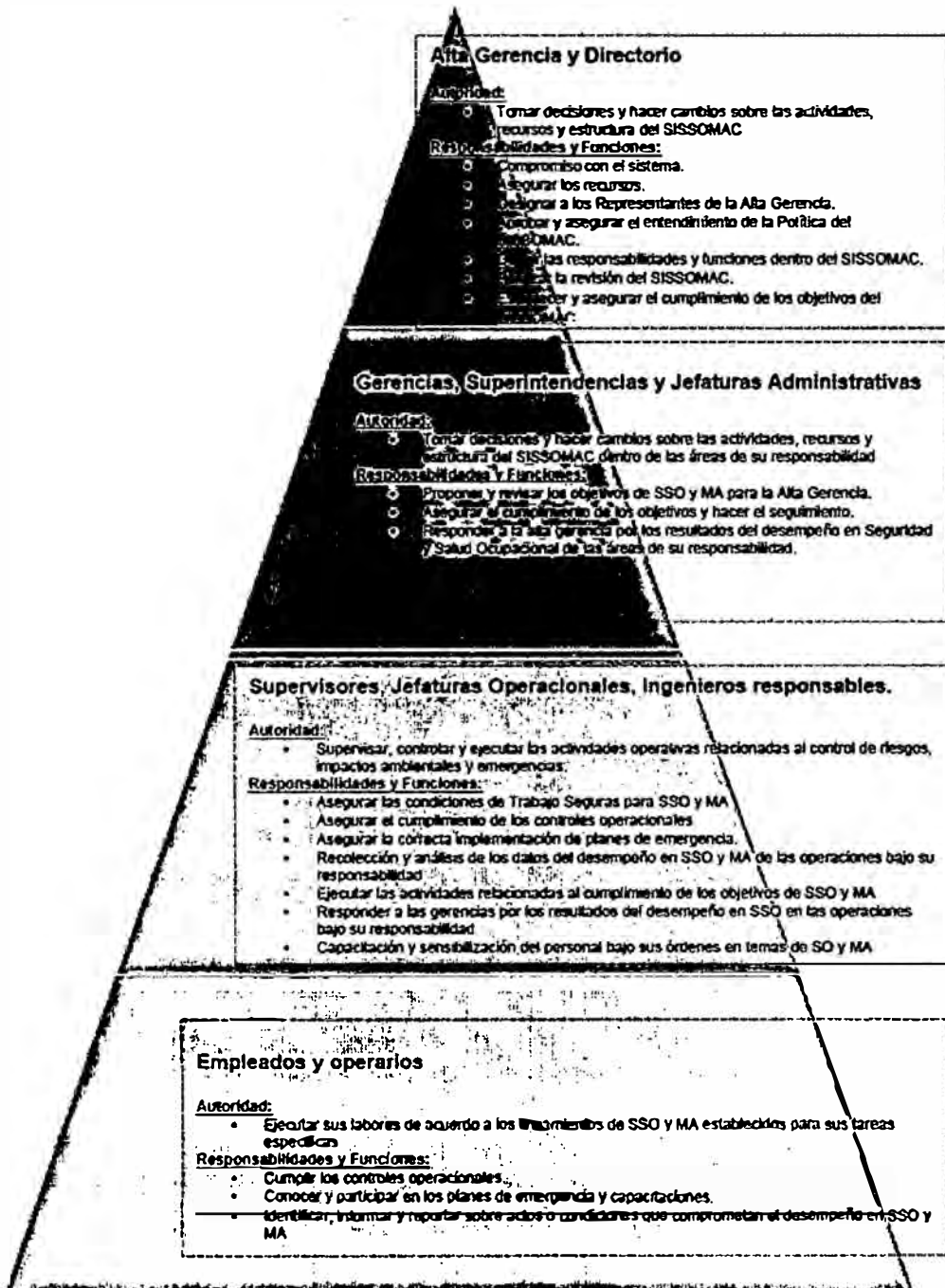
El cumplimiento de esta política es responsabilidad de todos los miembros de la organización y de los colaboradores directos.

  
 Juan Gonzalez Vitor Flores  
 Gerente General Adjunto  
 Lima, 13 de Agosto del 2007

Versión 00

Anexo 09: Pirámide de Funciones y Responsabilidades del SSISSOMAC.

	<b>Pirámide de Funciones y Responsabilidades del SSISSOMAC</b>	<b>SSISSOMAC</b>	
		Cód.: M-GI-2-A2	
		Ver.: 1	Pág.: 2 de 2



La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada".

**Anexo 10:** Plan Anual de Seguridad 2014 – ECM Los Andes SAC.

## **CONTENIDO**

### **PRESENTACION**

#### **1. PLANIFICACIÓN DE LA PREVENCIÓN**

- 1.1 Tabla resumen de accidentes 2013
- 1.2 Evaluación de Resultados Año 2013
- 1.3 Objetivos y Metas del Programa Anual 2014

#### **2. ORGANIZACIÓN DE LA PREVENCIÓN**

- 2.1 Modelo de Prevención de Riesgos
- 2.2 Requerimientos Legales y otros

#### **3. PROGRAMA ANUAL DE ACTIVIDADES DE PREVENCIÓN - 2014**

- 3.1 Carta Gantt de actividades

#### **4. RECURSOS PARA EL DESARROLLO DEL PROGRAMA ANUAL - 2014**

- 4.1 Requerimientos del Personal – Organigrama  
Anexo 1
- 4.2 Recursos Económicos  
Anexo 2, 3
- 4.3 Recursos Materiales  
Anexo 4,5,6,7

#### **5. MISCELANEOS**

- 5.1 Certificado de Habilidad  
Anexo 8
- 5.2 Mapa de Riesgos – Valeria III  
Anexo 9

## PRESENTACIÓN

La Prevención de Riesgos en la zona de trabajo consiste en realizar una serie de actividades con la finalidad de hallar en forma anticipada estos riesgos y poder controlarlos, sustituirlos o eliminarlos.

Esta anticipación permite que se puedan planificar y adoptar una serie de medidas preventivas que evitarán lesiones o daños a nuestros trabajadores.

Constructores Mineros Los Andes SAC en forma coordinada con Minera Aurífera Retamas S.A. asumen el compromiso a todo nivel y en especial de su supervisión colegiada y de primera línea y la responsabilidad de aplicar los Principios de Prevención de Riesgos en las Zonas de Trabajo y que estos deben ser parte de nuestro laboreo diario y de nuestras actividades futuras.

La aplicación de los principios de prevención nos permitirá conseguir una mejor calidad de vida y mejores condiciones de trabajo y así evitar que la seguridad y salud de las personas que laboran en nuestra empresa sean afectadas por situaciones de riesgo.

La prevención no se reduce al cumplimiento de obligaciones de la legislación básica reglamentaria en materia de Seguridad y Salud en el Trabajo, se requiere acciones orientadas a la mejora continua de la cultura preventiva de la ECM.

La gestión de los Riesgos durante el año 2014, logrará ser efectiva siempre y cuando se cumpla con las estrategias, objetivos y metas de Seguridad y Salud en el Trabajo de Constructores Mineros Los Andes S.A.C.

Ing. Christian Alexander Chávez Alejo  
C.I.P. N° 124960  
Ing. de Seguridad C.M. Los Andes S.A.C.



Anexo 11: IPERC – Marsa – 2014.

MARSÁ		IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS, EVALUACIÓN DE RIESGOS LABORALES Y MEDIDAS DE CONTROL																
ESTADISTICA		Área: Mina										Revisión: 6						
Cód: F-044-A		Vers: 3										Pag: 05 de 24						
Nº	Proceso	Actividad	Tarea	Código del peligro	Peligro declarado	Riesgo de Seguridad	Riesgo de Salud Ocupacional	Carga de personas que realiza la actividad/tarea	Pruebaabilidad						Magnitud del Riesgo Laboral (MRL)	Índice de Severidad (IS)	F	
									Indice de Exposición (IE)	Indice de Probabilidad de Ocurrencia (IPO)	Indice de Consecuencia (IC)	Indice de Frecuencia (IF)	Indice de Probabilidad (IP)	Indice de Severidad (IS)				
CONTROL																		
FUENTE								MEDIO								RECEPTOR		
1	Perforación	Movimiento Geomecánico	Mapeo Geomecánico interior mina	112	Proyección de partículas	Contacto con partículas	Tanto en medicina de mas	1	3	4	11	2	23	NO	NO	Aplicar el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	
2	Perforación	Movimiento Geomecánico	Mapeo Geomecánico interior mina	214	Trabajo en desnivel	Cabo de sobrito nivel	Tanto en medicina de mas	1	3	4	11	2	23	NO	NO	Aplicar el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	
3	Perforación	Movimiento Geomecánico	reclamo para determinar la firma de los constructores	208	Superficie irregular nivel	Cabo en el mismo nivel	Tanto en medicina de mas	1	3	4	11	2	23	NO	NO	Aplicar el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-37 Mapeo Geomecánico	
4	Perforación	Perforación	Desatado de Roca antes, durante y después de la perforación.	112	Proyección de partículas	Contacto con partículas	Maestro 1 Operación Mina - Perforista, Maestro 3 Operación Mina - Embarcadero, Ayudante 1 Mina de Perforista, Ayudante 1 Mina de Embarcadero, Ayudante 2 Mina de perforista	4	2	3	4	13	3	26	NO	NO	Aplicar el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de Roca.	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de Roca.
5	Perforación	Perforación	Desatado de Roca antes, durante y después de la perforación.	205	Roca fracturada	Desplazamiento de bloques	Maestro 1 Operación Mina - Perforista, Maestro 2 Operación Mina - Perforista, Ayudante 1 Mina de Perforista, Ayudante 2 Mina de perforista	4	2	3	4	13	4	52	SI	SI	Aplicar el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de Roca.	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de Roca.
6	Perforación	Perforación	Desatado de Roca antes, durante y después de la perforación.	102	Gases (CO, CO2, NO2)	Exposición a gases	Maestro 1 Operación Mina - Perforista, Maestro 2 Operación Mina - Perforista, Ayudante 1 Mina de Perforista, Ayudante 2 Mina de perforista	4	2	2	4	12	4	48	SI	SI	Aplicar el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de roca	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-1 Desatado de roca
7	Perforación	Perforación	Preparación de mézclas: trasladar la mézclas a un mero nivel de trabajo.	208	Superficie irregular	Cabo de persona a un mismo nivel	Maestro 1 Operación Mina - Perforista, Maestro 2 Operación Mina - Perforista, Ayudante 1 Mina de Perforista, Ayudante 2 Mina de perforista	4	3	2	4	13	2	26	NO	NO	Aplicar PETS-MIN-MIN-13 Perforación Labores Mineras	Capacitar en el PETS-MIN-MIN-13 Perforación Labores Mineras

**Anexo 12: PETS – Preparación y despacho de explosivos y accesorios de explosivos.**

	<b>PREPARACIÓN Y DESPACHO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>		
	Área: MINA Código: PETS MIN-31	Versión.:02 Página: 1 de 3	

**1. Personal**

1.1. Supervisor jefe de guardia o de sección

**2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL**

- 2.1. Casco minero tipo sombrero con portalámparas y barbiquejo.
- 2.2. Lentes de seguridad.
- 2.3. Tapón auditivo
- 2.4. Respirador con filtros contra polvo.
- 2.5. Guantes de cuero y/o Neoprene.
- 2.6. Botas de jebe con punta de acero.
- 2.7. Correa portalámparas.
- 2.8. Mameluco con cinta reflectiva.
- 2.9. Arnés de seguridad
- 2.10. Línea de vida.
- 2.11. Lámpara minera.
- 2.12. Ropa de jebe (saco y Pantalón).

**3. EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES**

- 3.1. Lámpara minera
- 3.2. Calibrador de pie de rey.
- 3.3. Máquina fijadora.
- 3.4. Aceite o petróleo.
- 3.5. Trapo industrial.
- 3.6. Llave 7/16.
- 3.7. Hexagonales.
- 3.8. Lija #0.
- 3.9. Templador.
- 3.10. Porta carretes de guías.
- 3.11. Calculadora
- 3.12. Cuaderno.
- 3.13. Lapicero.
- 3.14. Cuchilla.
- 3.15. Flexómetro.
- 3.16. Parihuela.



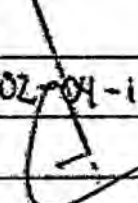

**4. PROCEDIMIENTOS**

- 4.1. Verificar las condiciones de seguridad en el exterior e interior de los polvorines de accesorios y explosivos: ventilación, iluminación, condiciones de puertas, candados, extintores, barra antiestática y línea de teléfono.

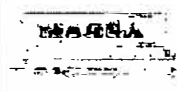

- 4.2. Verificar que la mesa de preparación de guías sea tratado con pintura ignífuga.
- 4.3. El personal debe descargar la energía estática en la barra de cobre que se encuentra instalada delante de la puerta de la sala de accesorios y explosivos.
- 4.4. Seleccionar el material que se va a preparar para el día, de preferencia con fecha de fabricación más antigua y en estado óptimo para su uso.
- 4.5. Posicionarse correctamente delante de la maquinaria fijadora, de tal manera no se dificulte la iluminación para ejecutar el trabajo. Cambiar cuchilla cada 10000 cortes y las pinzas de engargolado cada 200000 fijadas.
- 4.6. La mecha de seguridad debe cortarse perpendicularmente a su eje, el nivel de carga explosiva del fulminante debe estar limpio y libre de cualquier partícula dentro de ella.
- 4.7. La carga explosiva del fulminante y el extremo recién cortado de la mecha se colocara en contacto cuidando de no dejar espacios vacíos, evitando la caída del núcleo de pólvora de la mecha por demoras en el encapsulado.
- 4.8. Los cuellos de fijados deben ejercer una posición adecuada a la mecha con la finalidad de no permitir desajustes entre el castillo y la mecha en los puntos de presión. Mantenimiento el diámetro entre 4.9 y 5.1mm.
- 4.9. Al finalizar el trabajo, dejar limpia y ordenada la maquina fijadora.
- 4.10. Ventilar el polvorín para evitar el dolor de cabeza, náuseas o descenso de presión.
- 4.11. En caso de ingestión del explosivo (residuos), inducir al vómito, darle inmediata atención médica.

## 5. RESTRICCIONES

- 5.1. No realizar la preparación y despacho cuando la ventilación es deficiente en el área de trabajo.
- 5.2. No se realiza el despacho de explosivos y accesorios si el personal no cuenta con su DISCAMEC.
- 5.3. No despachar explosivos y accesorios en caso las mochilas estén en las malas condiciones.

Preparado por: Ing. Fernando Lachi Asistente de Superintendente Mina	Revisado por: Ing. Martín Felipe Superintendente de Mina (e)	Revisado por: Ing. Alberto Ccahuana Gerente del PSSO	Aprobado por: Ing. Carlos Ortiz Gerente Corporativo de Desarrollo y Operaciones
Fecha: 01-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 04-04-11
Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 

### Anexo 13: PETS – Perforación con jumbo.

	<b>PERFORACIÓN CON JUMBO</b>		
	Área: MINA	Versión.: 02	
	Código: PETS MIN-20	Página: 1 de 2	

#### 1. Supervisor.

- 1.1. Supervisor jefe de guardia o de sección

#### 2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 2.1. Casco minero tipo sombrero con portalámparas y barbiquejo.
- 2.2. Lentes de seguridad.
- 2.3. Tapón auditivo
- 2.4. Respirador con filtros contra polvo.
- 2.5. Guantes de cuero y/o Neoprene.
- 2.6. Botas de jebe con punta de acero.
- 2.7. Correa portalámparas.
- 2.8. Mameluco con cinta reflectiva.
- 2.9. Arnés de seguridad
- 2.10. Línea de vida.
- 2.11. Lámpara minera.

#### 3. EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- 3.1. Lámpara minera
- 3.2. Jumbo y accesorios de perforación.
- 3.3. Dos juegos de barretillas.
- 3.4. Conos de seguridad.
- 3.5. Señalizaciones (letreros)
- 3.6. Guiadores de madera.
- 3.7. Pintura.
- 3.8. Flexómetro.
- 3.9. Bomba sumergible.
- 3.10. Mangueras.


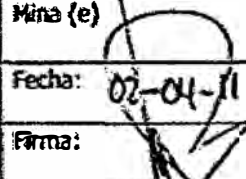
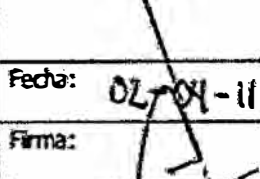

#### 4. PROCEDIMIENTOS

- 4.1. Revisar el cuaderno de ocurrencias de la guardia anterior.
- 4.2. Verificar y registrar en Ckeck List de jumbo el estado del equipo.
- 4.3. Realizar orden y limpieza.
- 4.4. Realizar desate de rocas siguiendo los pasos descritos en el PETS de desatado de rocas.
- 4.5. Marcar con pintura el punto de dirección, gradiente y la malla de perforación. Para evitar el derrame de pintura.
- 4.6. Posicionar el jumbo en el frente de perforación.
- 4.7. Accionar las gatas de estacionamiento de jumbo.
- 4.8. Desenrollar el cable eléctrico de la tambora y conectar a los conectores unipolares "chupon macho". Levantar la cuchilla de la caja "break", verificando la existencia de inducción eléctrica.
- 4.9. Delimitar la zona con cinta prohibitiva de seguridad, desde la salida del tablero eléctrico.

- 4.10. Conectar la manguera de agua a la gamarrilla del jumbo para elevar la presión del agua jumbo.
- 4.11. Arrancar el motor eléctrico, reflectores y posicionar la guardacabeza de acuerdo a la altura de la labor.
- 4.12. Colocar la barra con la broca al brazo del jumbo de acuerdo a la longitud de perforación.
- 4.13. Bombear agua en rampa negativa por efecto de la perforación de jumbo.
- 4.14. Perforación:
- Desplazar los brazos del jumbo en forma horizontal con inclinación de gradiente de la rampa hasta ubicar el punto de perfección, manteniendo la dirección del avance.
  - Abrir la válvula de agua.
  - Accionar la palanca de percusión, rotación y avance (en ese orden), verificando la presión de percusión, rotación y avance.
  - La perforación del frente se inicia por los taladros del piso.
  - Culminado la perforación de los taladros de piso, colocar un tapón en cada taladro (pudiendo usar como tapón roca ó manguera de lona doblada), para evitar la obstrucción del taladro.
  - Al término de la perforación, verificar la existencia de taladros obstruidos. Utilizar a cucharilla para la limpieza del taladro; o el repaso del taladro.
- 4.15. Retirar la señalización.
- 4.16. Desenergizar los tableros eléctrico, bajando el "switch" a posición "off" " " y desconectar los chupones eléctricos.
- 4.17. Lavar la viga del jumbo con presión de agua.
- 4.18. Desconectar y enrollar la manguera de agua.
- 4.19. Trasladar el jumbo hacia una zona segura. (en refugio o en taller de mantenimiento en interior mina).
- 4.20. Reportar en el cuaderno de ocurrencias los incidentes, desperfectos mecánicos y eléctricos, asimismo informar a su supervisor inmediato y PSSO.

## 5. RESTRICCIONES

- 5.1. No se realiza la perforación con jumbo si el frente de perforación no está sostenido hasta el tope.
- 5.2. No realizar la perforación con jumbo si existe tiros cortado en el frente de perforación.
- 5.3. No se realiza la perforación cuando el equipo este con inducción eléctrica.
- 5.4. No operar el equipo si no cuenta con autorización.
- 5.5. El cable eléctrico no debe de tener más de dos empalmes.
- 5.6. El equipo no debe operar si no cuenta con línea a tierra.

Preparado por: Ing. Fernando Lachi Asistente de Superintendente Mina	Revisado por: Ing. Martín Felipe Superintendente de Mina (e)	Revisado por: Ing. Alberto Ccahuana Gerente del PSSO	Aprobado por: Ing. Carlos Ortiz Gerente Corporativo de Desarrollo y Operaciones
Fecha: 01-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 02-04-11	Fecha: 04-04-11
Firma: 	Firma: 	Firma: 	Firma: 

Anexo 14: Costos de unitarios de galería de 3m x 3m.

PRECIOS UNITARIOS GALERIA							
(Sección 3.0 m x 3.0 m)							
Número Tadradas Perforadas en	24	Tad Alivio	4	Vp/Dirp (m <sup>2</sup> )	21.67		
Resistencia (kg/diapers)	\$ 19	HRL/gda (Pir)	1021	T. Reca	Flansa		
Limpieza con sump hasta (m)	200	Long. Electric (Pies)	11	HRL.53	137.97%		
Factor de carga (Kg/Tp)	2.67						
Actividades	Ventilación, limpieza, repaso, perforación, voladura y limpieza de fondo				US \$/m.	247.034	
Equipos	Juntas/Señal/Veredales						
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantid.	Incid.	Precio (US \$)	Corre por Dirp (US)	Sub Total (US \$/m)	Total (US \$/m)
<b>1.- MANO DE OBRA</b>						2.313	2.313
Operador de Juntas	HRL	0.60	0.01R	68.59	1.257		
Ayudante operador de Juntas	HRL	0.60	0.01R	48.73	0.893		
Operador de peon	HRL	0.60	0.01R	60.57	1.170		
Mecánicos	HRL	0.60	0.01R	27.68	0.507		
Electricista	HRL	0.60	0.01R	27.68	0.507		
Almacenero	HRL	0.60	0.01R	40.00	0.733		
Carpas	HRL	0.60	0.01R	25.00	1.458		
Bombas	HRL	0.60	0.01R	43.69	0.801		
<b>2.- MATERIALES:</b>							76.702
Aceros de perforación						20.164	
Barras Foradas de 10 pms	mts	129	0.187	263	17.093		
Proca de 45 mts	mts	117	0.231	79	20.640		
Shank Adaptor	mts	129	0.123	263	11.223		
Adaptador Fibra	mts	12	0.374	220	2.640		
Proca Kinnada de 1.1/2"	mts	12	0.374	179	2.292		
Alfileres de bronce	mts	117	0.011	1.350	4.785		
Acople 123/123	mts	129	0.249	61	5.904		
Accesorios de Perforación						11.844	51.159
Mangueras de lana de 1" 100 PSI	mts	60.00	2.493	2.69	126.343		
Mangueras de lana de 1/2"	mts	60.00	2.493	1.73	57.770		
Mangueras de lana de 1"	mts	60.00	2.493	1.80	54.540		
Abrazadera de 1"	mts	1.00	12.467	1.30	5.088		
Valvula de 1"	mts	1.00	12.467	1.83	7.223		
Copos de alfiler	mts	3.00	0.374	2.50	0.881		
Acido de perforación Torco 150	mts	0.30	24.933	3.17	7.444		
Accesorios de Ventilación						1.341	1.341
Manpa de ventilación 16"	mts	3.00	1.000	4.00	3.767		
Accesorios de manpa de Ventilación	Unid	2.00	1.000	0.80	0.502		
Herramientas Manuales						240.550	3.180
Barretilla	Unid	5.00	2.078	82.81	4.779		
Cuerda de 12.5m	Unid	1.00	4.156	33.30	1.578		
Llave Francesa # 14	Unid	1.00	0.693	10.00	0.073		
Llave Francesa # 18	Unid	1.00	0.693	12.00	0.075		
Llave Silicon de # 14	Unid	1.00	0.693	15.00	0.079		
Llave Silicon de # 18	Unid	1.00	0.693	15.00	0.079		
Lampa Minera Tipo Cochera	Unid	1.00	4.156	22.77	1.051		
Pico de acero de dos puntas	Unid	1.00	4.156	19.81	0.915		
Atascador	Unid	1.00	6.733	10.50	1.091		
Cuchara	Unid	1.00	1.870	7.00	0.063		
Reguero Metálico de 3m	Unid	1.00	6.733	5.36	0.527		
Sacabarro	Unid	1.00	1.870	7.00	0.063		
Implementos de seguridad						148.150	0.858
Casco	Unid	1.00	0.029	13.30	0.119		
Barbijillo de Plástico	Unid	1.00	0.114	1.54	0.055		
Tafete	Unid	1.00	0.114	5.09	0.183		
Gloves de cuero	Unid	1.00	0.171	2.86	0.154		
Cinta de Nylon de 11"	Unid	1.00	0.514	1.79	0.289		
Correa portalampara	Unid	1.00	0.026	3.46	0.028		
Botas de jeta	Unid	1.00	0.029	16.03	0.144		
Manteca	Unid	1.00	0.029	16.52	0.148		
Respirador Contra Gases	Unid	1.00	0.057	25.60	0.459		
Cuchucha Contra Gases	Unid	1.00	0.411	5.43	0.701		
Protector Auditivo tipo Tapon	Unid	1.00	0.343	0.74	0.080		
Lampara Unipersonal	Unid	1.00	0.017	50.00	0.269		
Lintas de Seguridad	Unid	1.00	0.057	5.79	0.108		

**Anexo 15:** Equipo de trabajo del proyecto corte escalonado – Mina MARSA.

