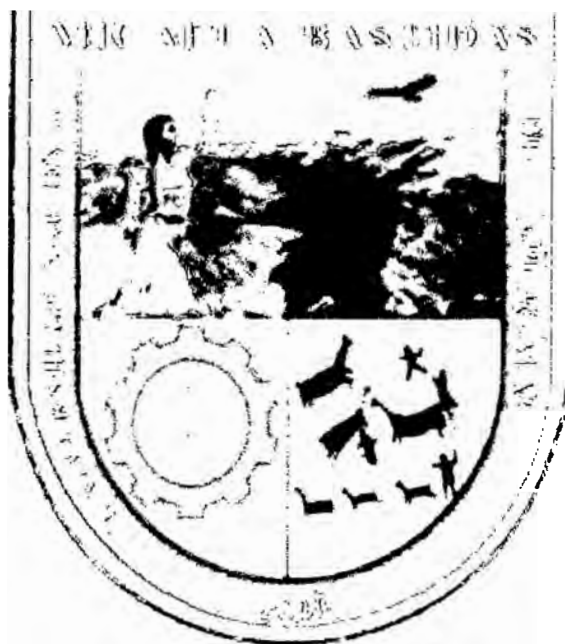


**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE  
APURÍMAC**

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“LA OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS  
DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, MEJORA EL  
RENDIMIENTO ECONÓMICO EN LA UNIDAD MINERA  
SAN ANDRÉS – MARSA 2014”.**

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

**CARLOS ALBERTO CARRASCO LEÓN**

**Abancay, Julio del 2016**

**PERÚ**



**“LA OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, MEJORA EL RENDIMIENTO ECONÓMICO EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS – MARSA 2014”.**

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS  
APERTURADO  
  
Ing. Edgar C. Huacac Farfán  
DOCENTE

ASESOR : .....


Ing. Edgar Crispin, Huacac Farfán



**“LA OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, MEJORA EL RENDIMIENTO ECONÓMICO EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRÉS – MARSA 2014”.**

**JURADO CALIFICADOR INTEGRADO POR:**


**PRESIDENTE**

  
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC  
Ing. Franklin Aguirre Huilcas  
PRESIDENTE


**PRIMER JURADO**

  
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC  
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL  
INGENIERÍA DE MINAS  
Ing. Hilario Carrasco Kolque  
DOCENTE

**SEGUNDO JURADO**

  
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC  
FACULTAD DE INGENIERÍA  
ING. DARWIN D. LOAYZA ENCALADA  
DOCENTE

**ASESOR DE LA TESIS**

  
UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS  
APURIMAC  
Ing. Edgar Crispin, Huacac Farfán  
DOCENTE

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA  
DE MINAS**



**TÍTULO DE LA TESIS**

**“LA OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS  
DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, MEJORA EL  
RENDIMIENTO ECONÓMICO EN LA UNIDAD MINERA  
SAN ANDRÉS – MARSA 2014”.**

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

**PRESENTADO POR: CARLOS ALBERTO CARRASCO LEÓN**

**Abancay, Julio del 2016**

**PERÚ**



## **DEDICATORIA**

A mis padres Fortunato Carrasco e Isabel león, en gratitud a su esfuerzo, a mis hermanos que confiaron en mí. A mis compañeros de trabajo y docentes que compartieron sus conocimientos y compañeros de la universidad.



## **AGRADECIMIENTOS**

A mi Alma Mater La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, forjador de profesionales con mística minera.

A la Unidad Minera MARSA.

Docentes y estudiantes.

Al Ing. Edgar Crespín Huacac Farfán por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo en la elaboración de mi proyecto.



## ÍNDICE

RESUMEN.....	01
INTRODUCCIÓN.....	05

## CAPÍTULO I

### PROBLEMAS Y OBJETIVOS

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	07
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA. ....	09
1.2.1. Problema General.....	09
1.2.2. Problemas Específicos.....	09
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	09
1.3.1. Objetivo General. ....	09
1.3.2. Objetivos Específicos. ....	09
1.4. HIPÓTESIS.....	10
1.4.1. Hipótesis General.....	10
1.4.2. Hipótesis Específico.....	10
1.5. JUSTIFICACIÓN.....	10
1.6. METODOLOGÍA DE TRABAJO.....	11

## CAPÍTULO II

### GENERALIDADES

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	14
2.2. UBICACIÓN Y ACCESO.....	15
2.3. TOPOGRAFÍA Y FISIAGRÁFICA.....	19
2.3.1. Topografía.....	19



2.3.2. Fisiografía.....	20
2.4. POLÍTICA DE LA EMPRESA.....	20
2.4.1. Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.....	20
2.4.2. Gestión Ambiental.....	21
2.5. MINA.....	23
2.5.1. ASPECTOS GEOLÓGICOS.....	23
2.5.2. MINERALOGÍA.....	37
2.6. ACTIVIDADES MINERAS.....	39
2.6.1. GEOLOGÍA Y EXPLORACIONES.....	39
2.6.2. DESARROLLO.....	40
2.6.3. EXPLOTACIÓN.....	43
2.6.4. BENEFICIO.....	47
2.6.5. CIERRE DE MINA.....	51
2.6.6. COMERCIALIZACIÓN.....	52

### CAPÍTULO III

#### MARCO TEÓRICO

3.1. PERFORACIÓN DE ROCAS.....	54
3.1.1. Perforación con martillo en cabeza.....	54
3.1.2. Perforación con martillo en fondo.....	55
3.1.3. Accesorios de perforación.....	55
3.1.4. Estándar de perforación en frentes de avance.....	55
3.1.5. Condiciones de perforación.....	62
3.1.6. Avance lineal.....	64
3.1.7. Perforación secundaria.....	65



3.1.8. Perforación de arranque.....	65
3.1.9. Perforación en malla marcada.....	72
3.1.10. Errores y defectos en la perforación.....	75
<b>3.2. VOLADURA DE ROCAS.....</b>	<b>77</b>
3.2.1. Condiciones para una voladura de rocas.....	78
3.2.2. Evaluación de la voladura.....	83
3.2.3. Voladura controlada.....	84
3.2.4. Voladura de precorte.....	89
3.2.5. Voladura de recorte.....	89
3.2.6. Voladura amortiguada.....	89
3.2.7. Cálculo de factor de carga.....	90
<b>3.3. MECÁNICA DE ROCAS.....</b>	<b>82</b>
3.3.1. Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.....	92
3.3.2. Propiedades mecánicas de las rocas.....	92
3.3.3. Determinación de tensiones naturales de la corteza.....	92
3.3.4. Clasificaciones geomecánicas.....	93
3.3.5. Valoración del macizo rocoso (RMR).....	93
3.3.6. Estabilidad del macizo rocoso.....	94
3.3.7. Campo de aplicación de la resistencia a la compresión simple.....	94
3.3.8. Especificaciones del estándar.....	98
3.3.9. Metodología de aplicación.....	99
<b>3.4. PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO DE LOS PERNOS.....</b>	<b>102</b>
3.4.1. Consideraciones para realizar el realizar el sostenimiento con pernos....	94
3.4.2. Sostenimiento con pernos split set.....	107
<b>3.5. INCENTIVOS Y MOTIVACIÓN LABORAL.....</b>	<b>108</b>



<b>3.6. SCOOP ELÉCTRICO.....</b>	<b>111</b>
<b>3.6.1. Consideraciones medioambientales durante el mantenimiento del equipo.....</b>	<b>112</b>
<b>3.6.2. Ángulos de inclinación.....</b>	<b>113</b>

## **CAPÍTULO IV**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

<b>4.1. ÁMBITO DE ESTUDIO.....</b>	<b>114</b>
<b>4.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>114</b>
<b>4.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>114</b>
<b>4.4. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>114</b>
<b>4.4.1. Método General.....</b>	<b>114</b>
<b>4.4.2. Método Específico.....</b>	<b>115</b>
<b>4.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>115</b>
<b>4.6. POBLACIÓN, MUESTRA Y MUESTREO.....</b>	<b>115</b>
<b>4.6.1. La Población.....</b>	<b>115</b>
<b>4.6.2. Muestra.....</b>	<b>116</b>
<b>4.7. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>116</b>
<b>4.7.1. Técnicas.....</b>	<b>116</b>
<b>4.7.2. Los instrumentos.....</b>	<b>116</b>
<b>4.8. PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>117</b>
<b>4.9. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....</b>	<b>117</b>
<b>4.10. PRUEBA DE HIPÓTESIS.....</b>	<b>117</b>
<b>4.10.1. Formulación de la Hipótesis.....</b>	<b>118</b>
<b>4.10.2. Determinación de la Región Crítica.....</b>	<b>119</b>



<b>4.10.3. Decisión Estadística.....</b>	<b>120</b>
<b>4.10.4. Conclusión Estadística.....</b>	<b>120</b>

## **CAPÍTULO V**

### **RESULTADOS**

<b>5.1. CÁLCULO DE INCENTIVOS PARA EL PERSONAL DE OPERACIÓN</b>	
<b>MINA.....</b>	<b>121</b>
<b>5.2. PARÁMETROS TÉCNICOS Y DATOS REALIZADOS EN CAMPO.....</b>	<b>121</b>
<b>5.2.1. Rendimientos del Scoop.....</b>	<b>122</b>
<b>5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....</b>	<b>129</b>
<b>5.3.1. Indicadores de Perforación.....</b>	<b>129</b>
<b>5.3.2. Indicadores de Voladura.....</b>	<b>132</b>
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>135</b>
<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>137</b>
<b>GLOSARIO DE TÉRMINOS MINEROS Y GEOLÓGICOS.....</b>	<b>138</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>141</b>
<b>ANEXO.....</b>	<b>142</b>

### **ÍNDICE DE FIGURAS**

Figura 1.1. Secuencia de Optimización de los estándares de Perforación y Voladura para obtener una Reducción en los costos operativos en Mina.....	13
Figura N° 2.1. Plano de ubicación Local de la Unidad Minera Marsa.....	16
Figura N° 2.2. Plano de ubicación Regional de la Unidad Minera Marsa.....	17
Figura N° 2.3. Plano de ubicación Nacional de la Unidad Minera Marsa.....	18



Figura N° 2.4. Columna estratigráfica de la Unidad Minera Retamas-Marsa.....	28
Figura. N° 2.5. Corte y relleno ascendente.....	45
Figura N° 2.6. Vista Transversal del método de explotación.....	46
Figura N° 3.1. Tipo de arranque para tipo de roca dura y su respectiva malla de perforación.....	57
Figura N° 3.2. Tipo de arranque para tipo de roca semidura y su respectivo malla de perforación.....	59
Figura N° 3.3. Tipo de arranque para tipo de roca suave y su respectivo malla de perforación.....	61
Figura N° 3.4. Fuerzas de impacto sobre la roca.....	63
Figura N° 3.5. Tipo de arranque trazo.....	66
Figura N° 3.6. Corte en cuña o Pirámide.....	68
Figura N° 3.7. Corte en cuña o Pirámide.....	69
Figura N° 3.8. Trazos de corte quemado para la apertura de un frente.....	70
Figura N° 3.9. Ubicación del arranque cuando se presenta fallas en la estructura.....	71
Figura N° 3.10. Ubicación del arranque simétrico a la sección de la labor.....	71
Figura N° 3.11. Trazo de líneas para la ubicación de la malla de perforación.....	73
Figura N° 3.12. Ubicación de los taladros en una malla estándar.....	74
Figura N° 3.13. Secuencia de salida con fulminante no eléctrico.....	75
Figura N° 3.14. Distribución de los cartuchos en taladros de 8 pies.....	82
Figura N° 3.15. Área de influencia del impacto de la voladura de taladro a taladro.....	85
Figura N° 3.16. Cebado de la columna explosiva.....	86
Figura N° 3.17. Uso de espaciadores para una voladura controlada.....	86
Figura N° 3.18. Radio de influencia de la voladura según el uso de tacos.....	86

Figura N° 3.19. Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el Exacorte.....	87
Figura. N° 3.20. Factor influyente (Agua).....	99
Figura N° 3.21. Efecto cuña.....	102
Figura N° 3.22. Efecto viga.....	103
Figura N° 3.23. Efecto columna.....	103
Figura N° 3.24. Efecto arco.....	104
Figura N° 3.25. Cuñas alargadas formadas por la intersección de dos familias de discontinuidades.....	104
Figura. N° 3.26. Sostenimiento oportuno y adecuado.....	106
Figura. N° 3.27. Partes de un Split Set.....	107
Figura. N° 3.28. Diámetro del Split Set.....	107
Figura N° 4.1. Nivel de confianza.....	119
Figura N° 4.2. Cálculo del T- Student.....	120
Figura N° 5.1. Vista Frontal- distribución de los taladros en perforacion convencionaa..	124
Figura N° 5.2. Malla de perforación Convencional de sección 3x3 m, para tipo de roca regular.....	124
Figura. N° 5.3. Distribución de los cartuchos del taladro en la corona.....	125
Figura. N° 5.4. Uso de los tacos inertes.....	125
Figura N° 5.5. Avance por disparo de 6 pies.....	130
Figura N° 5.6. Avance por disparo de 8 pies.....	130
Figura N° 5.7. Rendimiento de ml/hg.....	131
Figura N° 5.8. Trabajos deficientes.....	132
Figura N° 5.9. Factor de voladura Programado vs Real.....	133

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 2.1. Recorrido de Lima a la unidad minera Marsa.....	19
Tabla N° 2.2. Vía acceso aérea - Aeródromo Desvío Pias.....	19
Tabla N° 2.3. Reservas de Mineral Estimados.....	34
Tabla N° 2.4. De producción Mensual por Empresas Contratistas Míneras.....	35
Tabla N° 2.5. Controles Litológicos.....	39
Tabla N° 3.1. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca buena.....	56
Tabla N° 3.2. Distribución de carga explosiva para tipo de roca buena.....	56
Tabla N° 3.3. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca regular.....	58
Tabla N° 3.4. Distribución de carga explosiva para tipo de roca regular.....	58
Tabla N° 3.5. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca mala.....	60
Tabla N° 3.6. Distribución de carga explosiva para tipo de roca regular.....	60
Tabla N° 3.7. Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.....	64
Tabla N° 3.8. Energía de los explosivos en MPa.....	80
Tabla N° 3.9. Características de los explosivos a utilizar.....	90
Tabla N° 3.10. Datos iniciales de las muestras.....	95
Tabla N° 3.11. Cálculo del área, volumen y peso específico de las muestras.....	96
Tabla N° 3.12. Resistencia (KN) vs Desplazamiento vertical de las muestras.....	96
Tabla N° 3.13. Resultado final de las muestras en Mpa.....	97
Tabla N° 3.14. Tabla de equivalencia del macizo rocoso según GSI y RMR.....	98
Tabla N° 3.15. Tabla geomecánica para la clasificación de macizo rocoso.....	100
Tabla N° 3.16. Tiempo de autoaporte usando la clasificación de RMR.....	101
Tabla N° 3.17. Recomendación geomecánica por el tipo de roca y tipo de labor.....	101
Tabla N° 3.18. Capacidad de los elementos de sostenimiento.....	101

Tabla N° 4.1. Rendimiento mensual de Avance/Disparo en Frentes de Avance.....	117
Tabla N° 4.2. Prueba T-STUDENT para dos muestras suponiendo varianzas iguales.....	119
Tabla N° 5.1. Cálculo de Incentivo para Lineales.....	121
Tabla N° 5.2. Cálculo de Incentivo para Tajos.....	121
Tabla N° 5.3. Cuadro de cálculo de capacidad de producción del Scoop de 2.5 Yd <sup>3</sup> .....	122
Tabla N° 5.4. Control de tiempos del Scoop.....	123
Tabla N° 5.5. Rendimiento en perforación programado y real.....	123
Tabla N° 5.6. Distribución de la carga explosiva.....	125
Tabla N° 5.7. Cuadro comparativo de principales parámetros técnicos.....	126
Tabla N° 5.8. Costo/Metro Lineal en Frentes de Avance con Barreno de 6 pies.....	127
Tabla N° 5.9. Costo/Metro Lineal en Frentes de Avance con Barreno de 8 pies.....	128
Tabla N° 5.10. Indicadores de Rendimientos en Voladura Programado y Real.....	129
Tabla N° 5.11. Indicadores de Costos de Voladura Programado y Real.....	129
Tabla N° 5.12. Rendimiento de avance con barreno de 6 pies.....	129
Tabla N° 5.13. Rendimiento de avance con barreno de 8 pies.....	130
Tabla N° 5.14. Rendimiento de ml/hg.....	131
Tabla N° 5.15. Avance lineal programado vs real.....	131
Tabla N° 5.16. Cantidad de disparos deficientes.....	132
Tabla N° 5.17. Factor de voladura en lineales.....	133
Tabla N° 5.18. Diferencia de la Valorización de barrenos de 6 pies y 8 pies.....	134

## ÍNDICE DE FOTOGRAFIAS

Fotografía N° 3.1. Tipo de arranque en V, y control de paralelismo en la perforación.....	67
Fotografía N° 3.2. Tipo de arranque en V, y control de paralelismo en la perforación.....	67
Fotografía N° 3.3. Marcado de la malla de perforación.....	72



Fotografía N° 3.4. Armado de plataforma para la perforación.....	85
Fotografía N° 3.5. Labor realizada y sostenimiento con Shotcrete.....	88
Fotografía N°3.6. Obtención de testigos para las muestras de resistencia a la compresión	97
Fotografía N° 3.7. Reconocimiento del primer puesto en cero accidentes del primer semestre del año 2014, por el Área de Seguridad y Salud Ocupacional –Marsa.....	99
Fotografía. N° 3.8. Distribución de pernos.....	105
Fotografía N° 3.9. Longitud de pernos Split Set interceptando perpendicular a las fallas.....	105
Fotografía N° 3.10. Sostenimiento de pernos Split Set y malla electrosoldada no galvanizada.....	106



## RESUMEN

Esta tesis se titula “La optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura, mejora el rendimiento económico en la unidad minera San Andrés-marsa 2014”. Tiene como objetivo optimizar los costos operativos en mina, mediante la aplicación de los estándares operacionales de perforación y voladura asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación. Debido a la caída de los precios en especial el oro, todas las empresas mineras buscan de una manera u otra optimizar los costos operacionales en sus actividades, desarrollándose de esta forma la captación de personas competitivas y de amplia experiencia, así mismo esta tesis busca dentro del ciclo de minado la operación más importante, que es la perforación y voladura una actividad en la cual es la matriz fundamental para tener una rentabilidad adecuada, mayor a lo propuesto, aplicando el estándar de perforación solo con barrenos de 8 pies en labores convencionales mejorando el rendimiento en el avance, cumpliendo el metraje programado durante el mes por la compañía Minera, y por tanto generando mayor utilidad.

La implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos. Sumándose a ello un "cambio" y compromiso del personal por mejorar el desempeño de su trabajo.

La mina en estudio tiene una geografía muy accidentada, las formaciones geológicas para dar a la mineralización mesotermales, se dieron en el complejo Marañón precámbrico, cámbrico al ordovícico. Dando lugar a la mineralización de la formación de oro. La geología económica son en vetas típicamente mesotermales con buenos valores de oro, el buzamiento

de la mineralización alcanza unos 25° a 80° de inclinación lo cual se emplea el método de explotación con corte y relleno ascendente con una ley mínima explotable de 4 gr/tn.

El desarrollo de este trabajo expone la situación de una mina piloto donde no existe un adecuado sistema de productividad, control y reducción de costos operativos mina y de optimización de las operaciones de minado en función a estándares objetivos de trabajo, obteniéndose un primer diagnóstico de la situación mediante la supervisión y control en campo de las operaciones y la revisión de los presupuestos existentes de las operaciones y proyectos.

Consiste en la propuesta de estándares objetivos de trabajo en función a estudios y pruebas ingenieriles relacionados al método de explotación de minado, la perforación y voladura idónea, el análisis de costos, la mecánica de rocas y a la seguridad laboral, considerando a todas las etapas del trabajo en mina como procesos que integran un solo sistema en el cual las operaciones de perforación y voladura son el núcleo básico del sistema.

Finalmente se exponen los beneficios que se obtienen con la implementación y el control continuo de los estándares adecuados de trabajo, beneficios reflejados en una reducción de los costos directos operativos y en general de todos los costos de las diversas áreas que integran una mina, acotándose como una de las recomendaciones la vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura y sobretodo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, del mismo modo la importancia de la motivación y retroalimentación al personal que ejecutan este núcleo sobre los avances que se obtienen y lo importante de su desempeño.



## SUMMARY

This thesis is entitled "The optimization of unit operations of drilling and blasting, improves economic performance in marsa-mining unit 2014 San Andrés". It aims to optimize mine operating costs through the application of operational drilling and blasting standards thus ensuring the success of the entire mining cycle. Success is achieved with a control system and comprehensive measurement of operations and which are synthesized in the supervision and continuous training with regard to the application of labor standards in optimal operation. Due to the falling prices particularly gold, all mining companies seek in one way or another optimize operating costs in its activities, developing thus attracting competitive people and experienced, also this thesis looks inside cycle undermined the most important operation, which is drilling and blasting an activity which is the fundamental matrix for adequate, higher than proposed, profitability by applying the standard drilling alone with hole 8 feet in conventional work improving performance in advance, fulfilling the footage scheduled during the month by the mining company, and thus generating more useful.

Implementation and continuous implementation of these labor standards ensure a more profitable operation, allow to have order and standardization of operations and enhances safety in the work. Adding to it a "change" and staff commitment to improve the performance of their work.

The mine in studio has a very rugged terrain, geological to give the mesothermal mineralization formations occurred in the Marañon complex Precambrian, Cambrian to Ordovician. Resulting in the formation mineralization gold. Economic geology are typically mesothermal veins with good gold values, the dip of the mineralization reaches about 25 ° to 80 ° tilt which method operating with cutting and rising filling is used with an exploitable minimum law of 4 g / tn.



The development of this paper presents the situation of a pilot mine where there is no adequate system productivity, control and operating cost reduction mine and optimization of mining operations according to objective standards of work, obtaining a first diagnosis situation by monitoring and control field operations and review of existing budgets of operations and projects.

Is the proposal of objective standards of work according to studies and engineering tests related to the method of exploitation of mining, drilling and suitable blasting, cost analysis, rock mechanics and job security, considering all stages of work in mine and processes that make up a single system in which drilling and blasting are the core of the system.

Finally, the benefits obtained with the implementation and continuous monitoring of proper standards of work, reflected in a reduction in operating direct costs and generally all costs of the various areas that make up a mine benefits are exposed, acotándose as one of the recommendations the vital importance represents the continuous training of personnel in the techniques of drilling and blasting and especially the role played by these as the core of the whole system, just as the importance of motivation and feedback to staff running this core on the progress obtained and the importance of their performance.



## INTRODUCCIÓN

La importancia de esta tesis tiene como objetivo optimizar los costos operativos en mina, mediante la aplicación de los estándares operacionales de perforación y voladura. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación, la implementación y aplicación continua de estos estándares de trabajo aseguran una operación económicamente más rentable, permiten tener un orden y estandarización de las operaciones e intensifica la seguridad en los trabajos. La geología económica son en vetas típicamente mesotermiales con buenos valores de oro, el buzamiento de la mineralización alcanza unos 25° a 80° de inclinación lo cual se emplea el método de explotación con corte y relleno ascendente con una ley mínima explotable de 4 gr/tn.

La optimización de los costos operacionales en perforación y voladura consiste en la propuesta de estándares objetivos de trabajo, la perforación y voladura idónea, el análisis de costos, la mecánica de rocas y a la seguridad laboral, considerando a todas las etapas del trabajo en mina como procesos que integran un solo sistema en el cual las operaciones de perforación y voladura son el núcleo básico del sistema.

Los beneficios que se obtienen con la implementación y el control continuo de los estándares adecuados de trabajo, beneficios reflejados en una reducción de los costos directos operativos y en general de todos los costos de las diversas áreas que integran una mina, acotándose como una de las recomendaciones la vital importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura y sobretodo el rol que juegan estas como el núcleo de todo el sistema, del mismo modo la importancia de la motivación y retroalimentación al personal que ejecutan este núcleo sobre los avances que se obtienen y lo importante de su desempeño.



**Título** : “la optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura, mejora el rendimiento económico en la unidad minera san Andrés-Marsa 2014”.

**PARA OPTAR** : Título de Ingeniero de Minas.

**ALUMNO** : CARRASCO LEÓN, CARLOS ALBERTO

**CÓDIGO** : 032209

**PROPUESTO POR** : LA EMPRESA CONTRATISTA MINERA CANCER. E.I.R.L.

**ASESOR** : ING. EDGAR CRISPÍN HUACAC FARFÁN

**FECHA** : 01/07/2016.



## CAPÍTULO I

### PROBLEMAS Y OBJETIVOS

#### 1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

Esta primera etapa in situ permitió detectar deficiencias en las operaciones de perforación y voladura, siendo los errores significativos en perforación, especialmente cuando el personal obrero estaba acostumbrado solo a perforar con barreno de 6 pies debido al sistema de 45 x 15, y con horas de trabajo por guardia de 8 horas, pero ahora con el nuevo sistema de 28 x 14 es suficiente ya que la cantidad de horas de trabajo se incrementó en 1.21 horas, por tanto solo habrá la necesidad de hacer las perforaciones respectivas con barreno de 8 pies, para obtener mayor avance en labores de operación y desarrollo. afectan el arranque del disparo. En perforación se observan una serie de deficiencias debido a las desviaciones en el paralelismo (por ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control) teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, lo que afectará al fracturamiento y al avance esperado; los espaciamientos irregulares entre taladros propician una fragmentación gruesa o que el disparo sople, la irregular longitud de los taladros influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción, la intercepción de taladros afectará a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper propiciando que se sople el disparo, insuficiente diámetro o número de taladros de alivio esto produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sople el disparo o que se produzcan tiros cortados.

En la operación de voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias, empezándose por un consumo excesivo de explosivos y una mala administración de los mismos, este problema operativo de Mina se origina por una

supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, y sin haber analizado a detalle la malla de voladura que se disparará. Del mismo modo los bodegueros de los polvorines mina suministran cantidades excesivas de explosivos sin un patrón técnico de control. Reflejándose este exceso de consumo de explosivos en el indicador conocido como factor de potencia y/o factor de carga.

La ineficiente administración de explosivos por parte de logística a Mina se manifiesta por la suministración de lotes de explosivos y accesorios sin un adecuado control de la degradación o envejecimiento de los mismos, ya que se detectaron lotes.

Las unidades son kg/TM o kg/m<sup>3</sup> de explosivos y accesorios de voladura con su vida útil vencida, por ejemplo emulsiones con un tiempo de vida superior a los 6 meses y retardos con un tiempo mayor a un año. Otras deficiencias detectadas en voladura están referidas al carguío de la columna explosiva la cual en promedio debería ser el 66% del taladro, el secuenciamiento de los tiempos de retardo en la malla de voladura debe iniciarse siempre desde la cara libre y en orden progresivo hasta el último grupo de taladros que explotará y el amarre debe realizarse en “V”, esto permitirá obtener un montículo central del material roto producto del disparo, lo cual es conveniente para la optimización del rendimiento del equipo de limpieza, y aprovechar una adecuada distribución de la energía en la malla de voladura.

Además del proceso de optimización en las operaciones de perforación y voladura, se detectaron puntos claves a mejorar en las siguientes etapas del proceso de minado como es en la limpieza-acarreo, se ha observado que las cámaras de acumulación y Ore Pass están muy alejadas, motivo por el cual el equipo LHD realiza un acarreo mayor a 200 m. haciendo que su ciclo sea ineficiente.

El sostenimiento se realiza con pernos Split set, sin embargo se presentan serias ineficiencias debido a la calidad de los insumos y a las malas prácticas de sostenimiento.

En lo que respecta a costos se ha observado que las operaciones unitarias más ineficientes son perforación, voladura y sostenimiento, y representan el mayor costo dentro del costo total del ciclo de minado.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.**

### **1.2.1. Problema General.**

¿Cómo influye la optimización de la Perforación y Voladura para mejorar el rendimiento económico en la mina San Andrés – MARSA, 2014?

### **1.2.2. Problemas Específicos.**

- a. ¿Cómo determinar la utilización de barreno de 8 pies con respecto al barreno de 6 pies, en Rocas de Mediana Dureza, en la mina San Andrés?
- b. ¿Cómo determinar la utilización de la cantidad de explosivos y accesorios de voladura en el avance y producción de la mina San Andrés?
- c. ¿Cómo determinar los costos operativos, con la utilización de barrenos de 8 pies en rocas de mediana dureza en la mina San Andrés?

## **1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.**

### **1.3.1. Objetivo General.**

Optimizar los costos operativos en mina, mediante la aplicación de los estándares operacionales de perforación y voladura, mejorando el rendimiento económico en la Unidad Minera San Andrés-Marsa 2014.

### **1.3.2. Objetivos Específicos.**

- a. Determinar la influencia e Implementar solo barrenos de 8 pies para labores de avance como son de desarrollo y preparación.
- b. Permitir tener un orden y estandarización en la utilización de explosivos y sus respectivos accesorios de voladura en labores de exploración y desarrollo.

- c. Implementar y aplicar los estándares de trabajo para asegurar una operación económicamente más rentable.

## **1.4. HIPÓTESIS**

### **1.4.1. Hipótesis General.**

La Mina San Andrés mejorará la operación unitaria de perforación y voladura, aplicando los estándares de trabajo, logrando de esta manera una mejora de su ciclo de minado.

### **1.4.2. Hipótesis Específico.**

- o La utilización de barrenos de 8 pies en rocas medianas con respecto al barreno de 6 pies influye mayor avance y por tanto mayor productividad.
- o El uso adecuado de la cantidad de explosivos y sus respectivos accesorios de voladura permite tener un mejor control en sobre rotura en labores de avance y producción en la mina San Andrés-Marsa.
- o La aplicación del uso de los estándares de trabajo en la perforación y voladura influye en el adecuado uso de explosivos, mayor control en la sección de las labores y genera mayor utilidad en labores de preparación y desarrollo en la Mina San Andrés.

## **1.5. JUSTIFICACIÓN.**

Nuestra mina piloto de estudio es un yacimiento de Oro, cuya mineralización se presenta en vetas, se considera a esta metal por la alta criticidad que representa la fluctuación de sus precios en el mercado; y se demostrará que mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura se podrán reducir los costos en mina y así contrarrestar el efecto negativo generado por la baja de los precios de este metal en una mina productora del mismo y en general de cualquier otro metal.

Como se mencionó en el párrafo anterior, una variable muy importante es el precio de los metales, el cual no puede ser controlado por las empresas mineras, es por ello que actualmente todas las minas del mundo realizan grandes esfuerzos de ingeniería e incluso abren concursos públicos por obtener ideas o proyectos que permitan reducir sus costos, en especial los costos operativos y en otros casos por maximizar sus recuperaciones metalúrgicas. Sin embargo recalco que el precio de los metales es una variable que las compañías mineras no pueden manejar, es por ello que este estudio busca la optimización de las operaciones unitarias de minado y la reducción de los costos operativos de la perforación, voladura y por ende de todo el ciclo de minado para así obtener mayores márgenes del beneficio. El proceso de desarrollo de esta tesis obtuvo en principio un diagnóstico de la situación actual de las operaciones unitarias de perforación y voladura y su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, proseguido esto por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras de los estándares de minado e implementación de los mismos mediante el control operativo de las operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa.

El primer paso fue la revisión de los estándares y costos del presupuesto, procedido por el monitoreo en campo de las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura y de los siguientes procesos de extracción que son consecuencias directas, limpieza-acarreo y sostenimiento.

#### **1.6. METODOLOGÍA DE TRABAJO.**

La metodología de trabajo de esta tesis siguió este procedimiento:

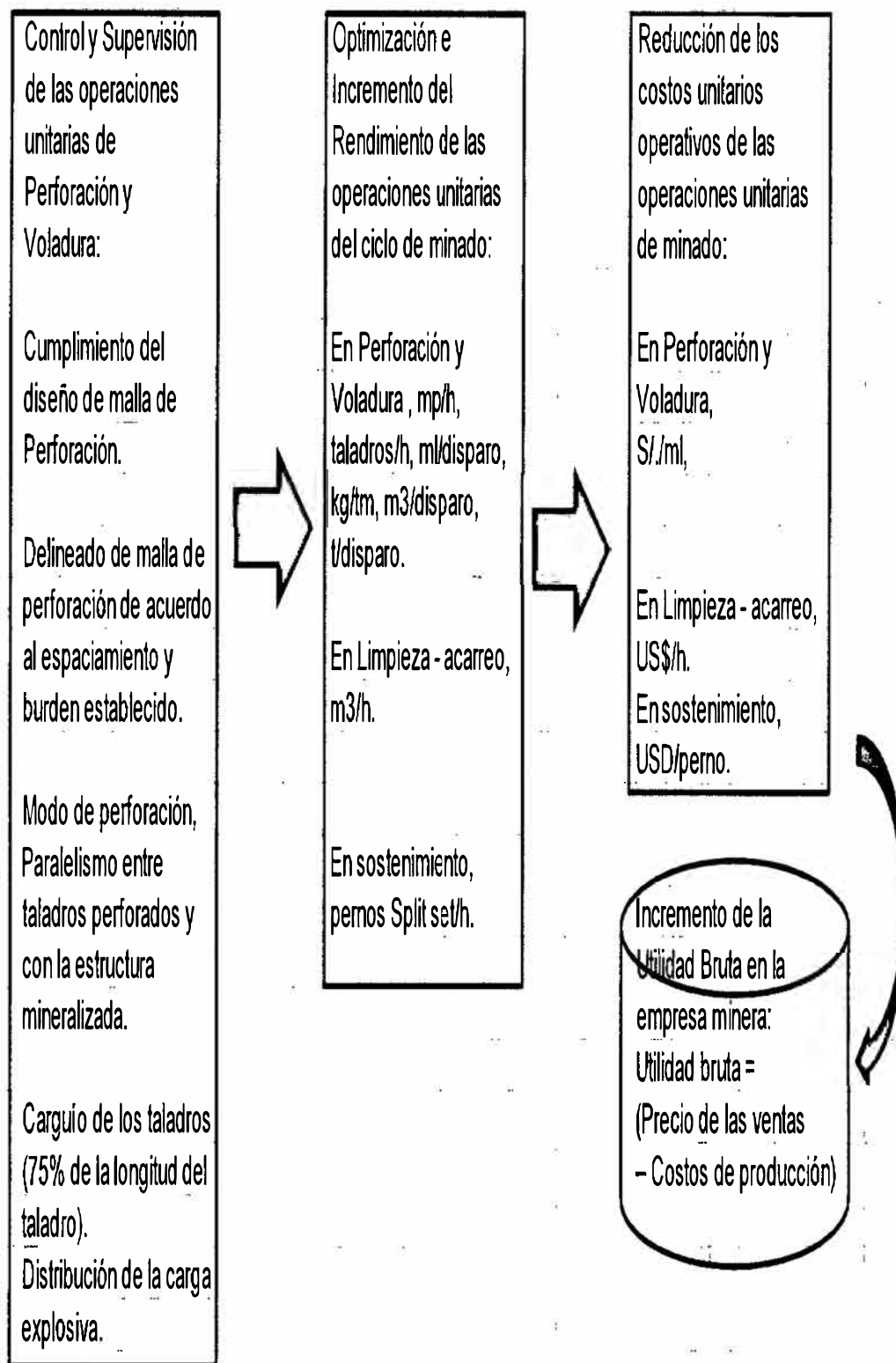
1. Descripción del título de la tesis y especificación del Tema de tesis. “la optimización de la productividad en las operaciones unitarias de perforación y voladura mejora el

rendimiento económico en la unidad minera san Andrés-Marsa 2014”. Hipótesis a demostrar de la tesis.

2. Explicación del Objetivo de la tesis e importancia de su realización.
3. Revisión de los antecedentes del problema e identificación de variables. Identificación in situ de problemas y deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura, y de los estándares y presupuestos existentes de las operaciones unitarias de minado. Diagnóstico de la situación actual de la operación minera.
4. Evaluación de la situación actual de la operación minera. Cuadros de análisis comparativos de los estándares de minado de cada uno de los procesos productivos y sus respectivos costos unitarios.
5. Implementación de los factores de éxito para la optimización de los estándares en las operaciones unitarias de minado que conllevaron a la reducción de los costos unitarios de mina y de todo el ciclo de minado
6. Evaluación de los resultados obtenidos. Montos de ahorro y de reducción de los costos operativos.
7. Conclusiones de la Tesis.
8. Índice analítico de la tesis. Elaboración del índice de esta tesis que da una visión general de las partes de este trabajo.
9. Bibliografía. Se registran las obras consultadas que tratan del tema en estudio.



Figura 1.1. Secuencia de Optimización de los estándares de Perforación y Voladura para obtener una Reducción en los costos operativos en Mina.



Fuente: Elaboración propia.

## CAPÍTULO II

### GENERALIDADES

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

##### **A nivel internacional:**

Andrés Alejandro Garrido elaboro y sustentó su tesis doctoral: *“Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”*, en la Universidad de Chile en el año 2007. 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 2D Face 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:**

**Pontificia Universidad Católica del Perú (2009):** Oscar Alberto Jáuregui Aquino, elaboró 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 19 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 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 3.01 S./TM (56% de la reducción total), seguido por la perforación 1.16 S./TM (21.76% de la reducción total), voladura 0.88 S./TM (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.28 S./tm (5.3% de la reducción total).

Universidad Nacional Mayor de San Marcos (2002): *“Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo”*. Elaborado por Zapata Degregori Mónica Paola. 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 utilizo los programa 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.

## 2.2. UBICACIÓN Y ACCESO.

### Ubicación.

- **Ubicación geopolítica:**

- Anexo : Llacuabamba
- Distrito : Parcoy
- Provincia : Patáz
- Región : La Libertad
- Altitud : 3220 m.s.n.m.

- **Ubicación geográfica:**

**Coordenada geográfica.**

- Latitud Sur : 08° 02'
- Longitud Oeste : 77° 20'

**Coordenadas UTM, WG 84, ZONA 18-M de la Rampa Patrick.**

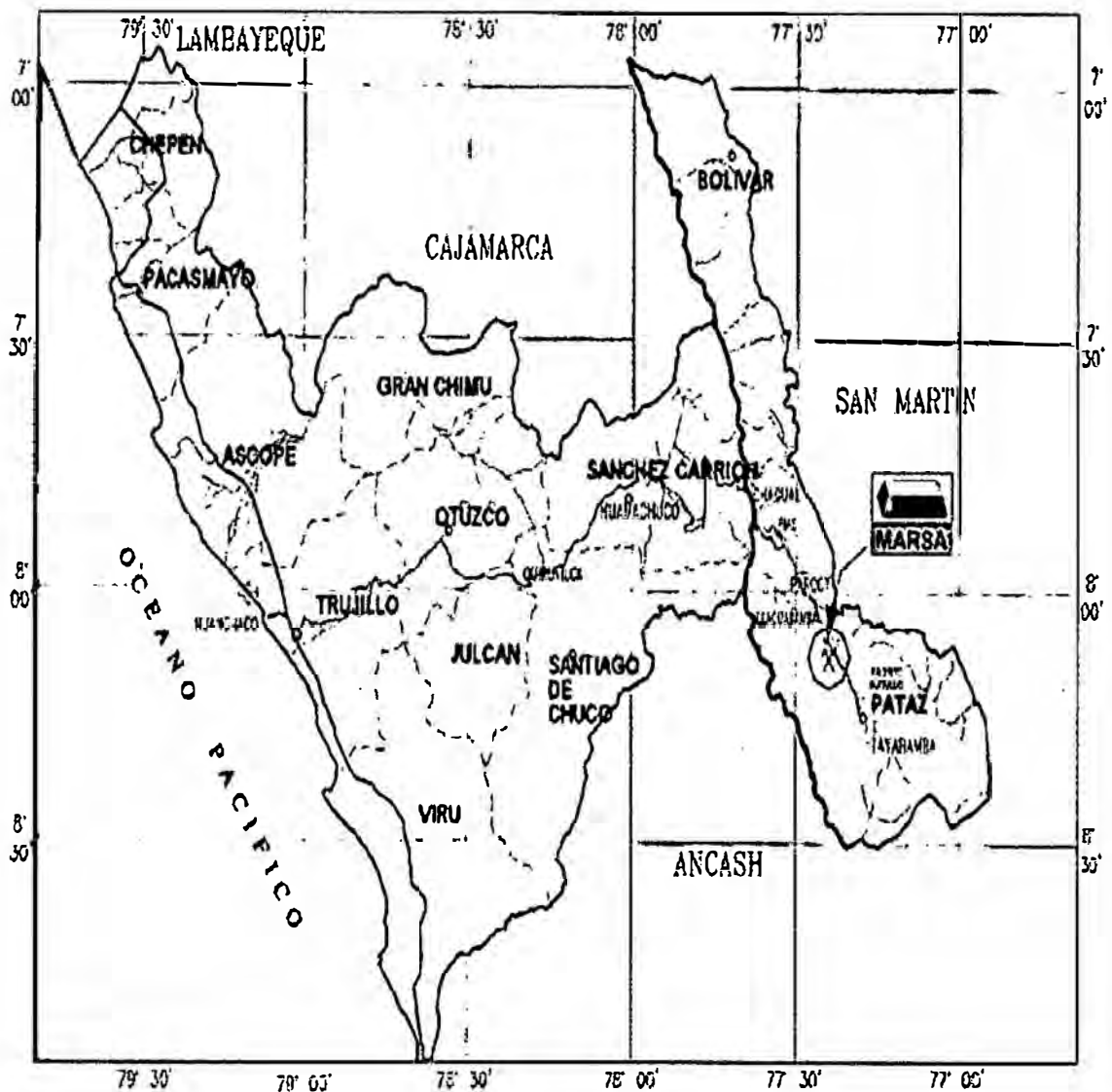
- NORTE : 9 110 000
- ESTE : 23 0000

Figura N° 2.1. Plano de ubicación Local de la Unidad Minera Marsa.



Fuente: [www. Google.com](http://www.Google.com)

Figura N° 2.2. Plano de ubicación Regional de la Unidad Minera Marsa.

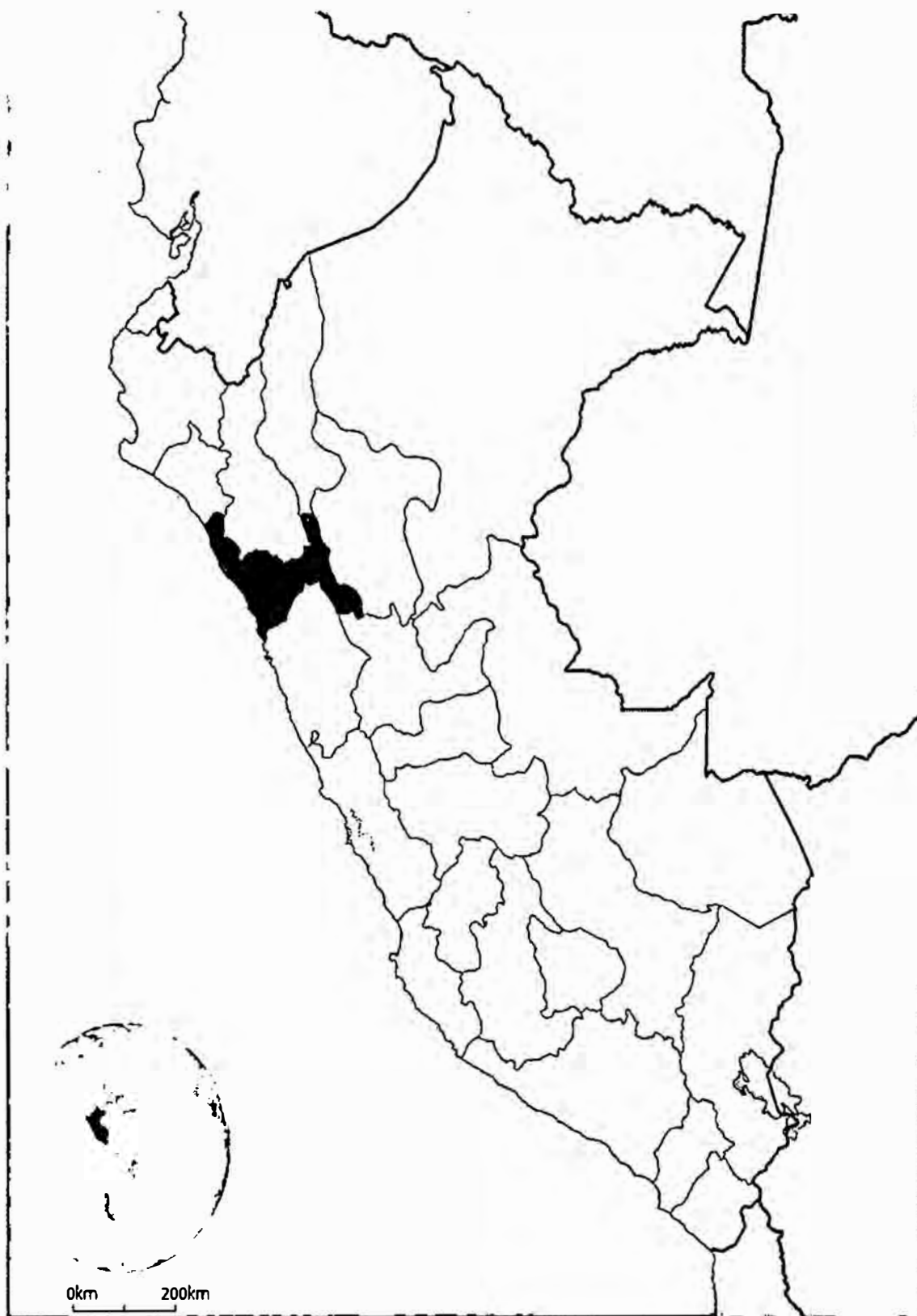


Fuente: [www. Google.com](http://www.Google.com)

- **Accesibilidad.**

El acceso vía terrestre desde Trujillo, hasta la unidad Económica Minera Marsa, se caracteriza por presentar tramos que son carreteras de asfalto hasta la ciudad de Huamachuco y trocha de Huamachuco hasta la Mina, este segundo tramo de carretera es estrecha con pendientes que superan los 40°, tampoco hacen su mantenimiento respectivo, por tanto en temporadas de lluvias por lo general se demoran hasta en 3 a 4 horas en llegar.

Figura N° 2.3. Plano de ubicación Nacional de la Unidad Minera Marsa.



Fuente: [www.google.com](http://www.google.com)

Tabla N° 2.1. Recorrido de Lima a la unidad minera Marsa.

Tramo	Distancia	Tiempo	Tipo de carretera
Lima-Trujillo	350 km	9 hrs.	Asfaltada
Trujillo- Huamachuco	185 km	7 hrs.	Asfaltada- Trocha
Huamachuco – Retamas	162 km	9 hrs.	trocha
Retamas – Mina	58 km	1.5 hrs.	trocha
<b>Total</b>	<b>755 km</b>	<b>26.5 hrs</b>	

Fuente: unidad minera San Andrés – Marsa.

### Aérea.

Tabla N° 2.2. Vía acceso aérea - Aeródromo Desvío Pias.

DE	A	TIEMPO
Lima	Aeródromo desvío Pias	1 hrs. 15 min
Trujillo	Aeródromo desvío Pias	30 min.

Fuente: unidad minera San Andrés – Marsa.

## 2.3. TOPOGRAFÍA Y FISIAGRÁFICA.

### 2.3.1. Topografía.

La topografía de la región, en general es abrupta. La superficie actual ha tenido como agente modelador, la erosión fluvial y los eventos tectónicos ocurridos en el pasado. De esta manera, se han formado profundos valles que alternan con elevaciones de fuertes pendientes; que varían entre 1 800 a 4 200 m.s.n.m.

Los más característicos valles, son aquellos formados por los ríos Maraón, Parcoy y Tayabamba registrándose las siguientes prominencias: Suyubamba (4 250m.s.n.m.), Calvario (4 280m.s.n.m.), Santa Rosa (3 800 m.s.n.m.), Santa Mónica (4 200 m.s.n.m.), Ventanas (3 950m.s.n.m.), El Gigante (4 200m.s.n.m.), Huascacocha (4 400 m.s.n.m.), Tomac (3 850m.s.n.m.).

La mina está ubicada en la quebrada formada por el río Llacuabamba, siendo esta zona accidentada, los cerros que rodean tienen una pendiente mayores a 40°, muy elevada debido a la topografía accidentada que rodea toda la zona de la infraestructura de construcción de campamentos, oficinas, y demás instalaciones que pertenecen a la propiedad de la Unidad Minera. Así mismo el ingreso de la rampa Patrick está situado a las faldas del cerro Llacuabamaba, que en tiempos de lluvia algunas veces tiende a colapsar debido a la fuerte lluvia que se presenta en épocas de Diciembre a Marzo.

### **2.3.2. Fisiografía.**

La zona es un típico valle en formación emplazado en el flanco occidental de la Cordillera Oriental de los Andes, cuyas aguas discurren de Sur a Norte. Los puntos más altos de la cuenca alcanzan los 4500msnm, mientras que el punto más bajo, que corresponde a la confluencia con el Marañón, se encuentra aproximadamente a 1400msnm. En las cabeceras de las quebradas principales, existen valles en forma de U, valles colgados y depósitos glaciares, ubicados a ambos lados de la Cordillera.

Se encuentra dentro de un importante distrito aurífero filoneano en una abrupta zona conformada por fuertes pendientes, producto de alteraciones tectónicas y la erosión fluvial que abarca desde los depósitos de relaves ubicados en zona llamada el Gigante hasta el aeródromo de Pias, formándose así profundos valles constituidos generalmente por material cuaternario.

## **2.4. POLÍTICA DE LA EMPRESA.**

### **2.4.1. Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional.**

Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. tiene la responsabilidad de proteger en sus operaciones, la vida y la salud de sus trabajadores, desarrollando la más alta performance de seguridad y salud ocupacional.

Según las normas internacionales OSHAS 18001 cumplen llevando a cabo programas de seguridad diarios, mensuales, trimestral, y anuales, en cuanto al llenado de check List, reporte de incidentes, procedimientos de trabajo seguro (PETS), organización de trabajo seguro (OPT), En el año 2014 Marsa llegó con estadísticas de accidentes Mortales 02 por tipo de causa (electrocución y caída a subnivel), la primera en mención fue cuando el personal de mantenimiento mecánico realizaba el mantenimiento correctivo de un Winche de Rastrillaje, y el segundo por una comunicación de un Sub Nivel que se trabajaba por encima de un tajo que no estaba relleno adecuadamente hasta el tope. accidentes Incapacitantes 56, liderando el tipo de Causa por Manipulación de Materiales en un porcentaje promedio mayor al 55% respecto al total de accidentes incapacitantes, seguido por Desprendimiento de Rocas y Perforación de Taladros en una 25%, y entre otros tipos de causa en un total de 20%, entre las enfermedades ocupacional que más fueron identificados son: la Lumbalgia, Hipoacusia, Silicosis y cumplimiento a las normas de seguridad se obtuvo la certificación OSHAS 18001.

#### **2.4.2. Gestión Ambiental.**

Para Minera Aurífera Retamas S.A., la Protección Ambiental forma parte de su vida empresarial, por ello declara su compromiso para identificar, monitorear, evaluar y controlar los riesgos ambientales que sus operaciones generan. Es también vocación de Minera Aurífera Retamas S.A., el cumplimiento de las normas ISO 14001 existentes o que el estado promulgue para la protección del medio ambiente. En este sentido, incorpora el criterio de tecnologías limpias, «NO GENERAR RESIDUOS», y promueve entre su personal prácticas eficientes en el uso y conservación de los recursos naturales y el cuidado de la flora y fauna.



## **i) Gestión Ambiental Relacionado a Normas Internacionales ISO-14001**

MARSA tiene una política de responsabilidad ambiental orientada a prevenir y minimizar los impactos medio ambientales y de concientizar a sus trabajadores hacia el cuidado del medio ambiente. Para ello se ha desarrollado los siguientes ejes medio ambientales:

### **a. Monitoreos Ambientales**

Contamos con un programa de monitoreo ambiental, diseñado y ejecutado regularmente, con el fin de garantizar su eficiente desempeño ambiental. Así, se monitorea la calidad del agua , aire, suelos y ruidos con la finalidad de prever y minimizar cualquier impacto ambiental.

### **b. Manejo de Residuos Sólidos**

Contamos con un "Plan de manejo de Residuos Sólidos", que se actualiza anualmente con el fin de mejorar la gestión integral de los residuos provenientes de las operaciones mineras, además de garantizar un ambiente saludable para sus trabajadores y las comunidades de su entorno. Ello ha permitido optimizar la utilización de los recursos naturales y minimizar los impactos negativos al ambiente.

### **c. Control de Efluentes y Emisiones**

Para mitigar los efectos ambientales, se ha implementado una serie de sistemas de tratamiento que obedecen a estudios técnicos y de ingeniería. Contamos con plantas de tratamiento de aguas residuales de minas, procesos metalúrgicos, aguas residuales domésticas y sistemas de control de sedimentos e hidrocarburos. Las emisiones de gases, de material particulado y de ruido con controladas a través de sistemas específicos que cumplen con minimizar posibles impactos al medio ambiente.

#### **d. Educación Ambiental**

La empresa lleva a cabo un programa de capacitación y concientización en educación ambiental, dirigido al personal de la empresa, colaboradores y miembros de las comunidades aledañas con la finalidad de lograr el compromiso de todos ellos en la importante tarea del cuidado del medio ambiente.

#### **e. Conservación de la biodiversidad**

Poseemos un vivero para el crecimiento de plantas, lo que facilita la propagación de especies nativas, en especial las que se encuentran en vías de extinción, así como la reforestación y rehabilitación de las áreas perturbadas.

#### **f. Cierre de minas**

Contamos con un plan de cierre de minas, que se viene implementando de manera progresiva y que tiene por finalidad rehabilitar las áreas disturbadas por la actividad minera a fin de garantizar un ecosistema saludable. Este instrumento de gestión ambiental permitirá asegurar el alcance de niveles de calidad ambiental aceptables al cierre de la operación, bajo la premisa de "minería responsable"

### **2.5. MINA.**

#### **2.5.1. ASPECTOS GEOLÓGICOS.**

##### **A. Geología Regional.**

En la región de Patáz se han estudiado durante mucho tiempo las unidades estratigráficas por distintos autores, este trabajo presenta el análisis y reconocimiento detallado de campo por los Geólogos de C.M.H.S.A. y los estudios de Wilson y Reyes (1964).

#### **a) Precámbrico.**

- **El Complejo del Marañón (Pe-cm).**

Está presente a lo largo del Valle del Río Marañón así como en la margen derecha del Río Llacuabamba – Parcoy. Es una secuencia polimetamórfica que presenta diferentes estilos estructurales caracterizado por polifases de fuerte deformación, está formado por 3 unidades descritas en el orden decreciente en edades.

- Mica esquistos, que yacen en el fondo del Complejo.
- Meta volcánicos.
- Filitas de naturaleza turbidita ( Wilson y Reyes 1964 ).

Todo este paquete metamórfico regional alcanza 1 Km. de espesor en promedio, la edad asignada a este complejo se puede determinar con los análisis desarrollados por  $K/Ar$  en 600 Ma. atribuyéndose al Pre-Cambriano para la principal deformación regional; (Haeberlin Y., et al. 2000, Late Paleozoic orogenic gold deposit in the Central Andes, South America) correlaciona al Complejo del Marañón con las formaciones metamórficas en las Sierras Pampeanas de Argentina donde las series básicas fueron metamorfizadas durante la Orogenia Pampeana.

#### **Paleozoico inferior.**

- **Formación Contaya (O-c).**

De edad Ordovícico, yace sobre el Complejo del Marañón en disconformidad angular (Wilson y Reyes 1964) entre los 200 y 600 m. de espesor y de naturaleza sílice – clástico, se pudo determinar una sucesión de cuarcitas masivas, areniscas oscuras, lutitas y en menor proporción calizas, la presencia de graptolites en la secuencia media y superior del Contaya indicaría una sedimentación profunda en la zona de estudio, las

formaciones del paleozoico inferior están caracterizadas por un bajo grado de metamorfismo regional, aflora en la margen derecha de la quebrada Castillas. No se ha determinado en la región períodos de tiempo geológico para el Silúrico y el Devónico.

**b) Paleozoico superior.**

- **Grupo Ambo (Ci-a).**

De edad Missisipiano (Carbonífero inferior), esta formación se produjo durante un periodo de distensión de la fase final de la tectónica Eohercínica generando fallamientos normales con subsidencias las que fueron rellenadas con material clástico en ambientes fluviales y deltaicos. Litológicamente está constituido por areniscas, lutitas y conglomerados pertenecientes al Carbonífero inferior, aflora en la parte sur de la Mina de Parcoy (zona Mishito) con apariencia de “roof pendant” o “techo colgante” sobre yaciendo al intrusivo granodiorítico. Este evento tectónico de distensión genera grandes fallamientos de carácter regional los cuales serán los conductos de emplazamiento de Batolito de Patáz. La distensión y la subsidencia al final del periodo generó un volcanismo efusivo que se prolonga hasta el Pensylvaniano.

- **Volcánicos (CsP-v).**

Presenta amplia distribución en las partes altas del área de estudio, al Este del Batolito se ven los afloramientos de los piroclastos y derrames volcánicos de composición riolítico a andesítico, de edad Carbonífero-Pérmico.

- **Grupo Mitu (Ps-m).**

En el Pérmico superior se produce una intensa erosión de las áreas levantadas durante la Fase Tardihercínica, produciéndose el relleno de zonas negativas con secuencias de molasas rojas los cuales fueron transportados por agentes fluviales Este grupo se

presenta como remanentes volcánicos compuestos principalmente por tufos y aglomerados riolíticos de edad Pérmico superior. Aflora en la zona de Pilacones, Pampa Espino (Potacas), el color predominante es el rojo ladrillo. Este fracturamiento y vulcanismo caracteriza un régimen de distensión en todo el planeta a fines del Paleozoico y comienzos del Mesozoico.

**c) Triásico – Jurásico.**

• **Grupo Pucará (TrJi-p).**

Producto de una sedimentación marina, está conformada por secuencias de calizas grises y carbonosas, con presencia de nódulos de chert, calizas intercaladas con lutitas, dolomitas, margas y areniscas calcáreas. Está conformado por 3 formaciones: • Formación Chambará ( Tr-ch ) Es la secuencia inferior del Grupo Pucará, está conformada de calizas de color gris a gris oscura intercalada con calizas bituminosas, y calizas dolomíticas.

• **Formación Aramachay y Condorsinga (Ji–ar-c).**

Estas secuencias se caracterizan por la presencia de niveles de Chert en la parte superior de las formaciones. En la zona de Patáz estas formaciones han sido motivo de intensas exploraciones en la búsqueda de Pórfidos o cuerpos de reemplazamientos obteniendo resultados satisfactorios en una primera etapa, sobre todo en la zona de Chilia, está claro que es un blanco anómalo aún por explorar.

**d) Cretáceo.**

• **Grupo Goyllarisquizga (Ki-g).**

El Cretáceo en el Perú está bien desarrollado, muestra secuencias completas en el norte y centro del territorio, sin embargo en la zona de estudio los afloramientos no están bien

reconocidos en todas sus formaciones, sus ejes de plegamiento se enrumban en un sistema común al sistema Andino. Se constituye de 4 formaciones diferenciadas en su litología y secuencia deposicional, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat.

- **Formación Crisnejas (Ki – cr).**

Litológicamente consiste de una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y margas. El contacto inferior y superior están en discordancia erosional a las areniscas del Grupo Goyllarisquizga y sedimentos clásticos de la Formación Chota respectivamente. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.

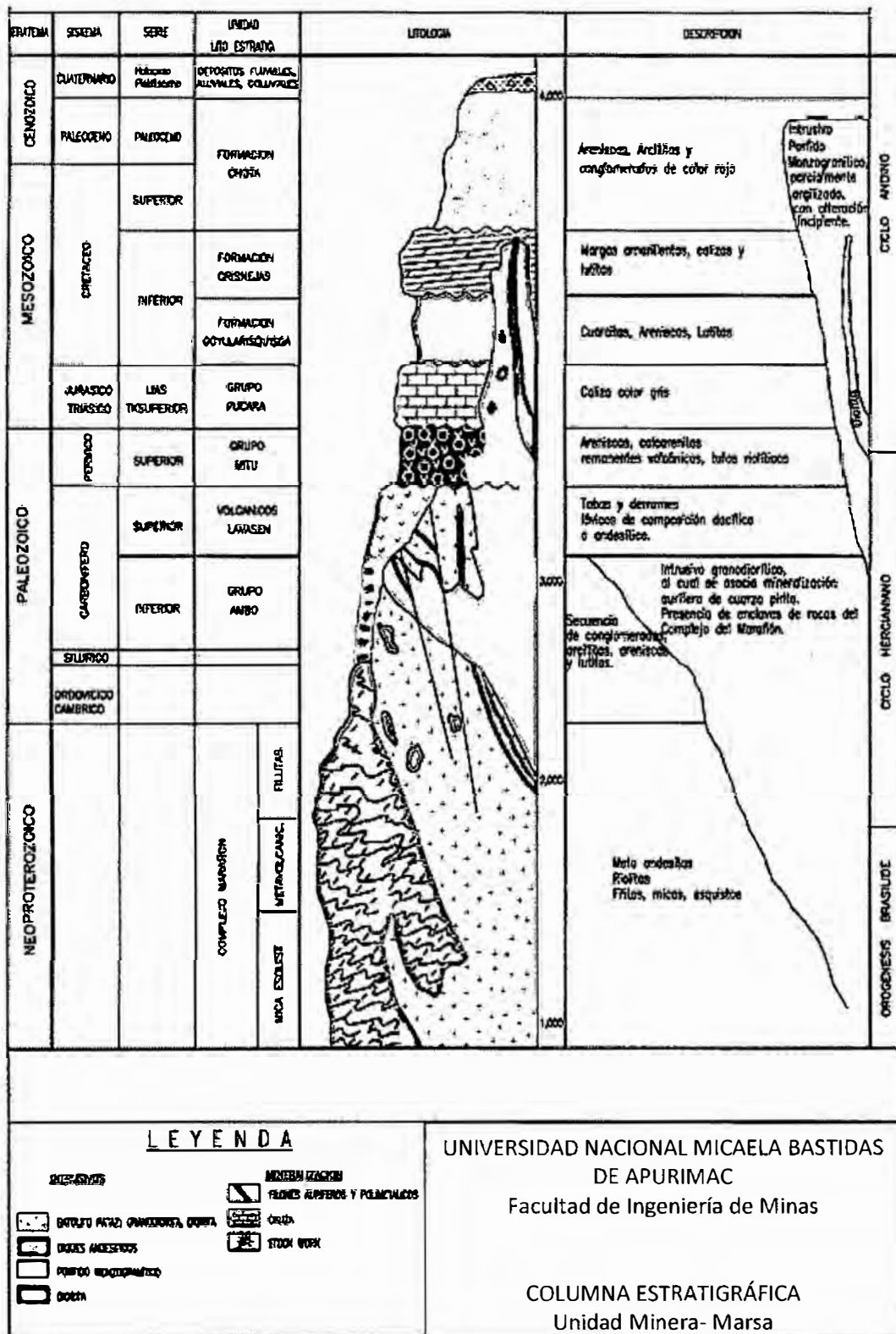
- **Formación Chota (KsP – ch).**

Está formado por una serie de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector Este de la zona de estudio, como capas rojas compuestas por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia erosional a la Formación Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.

- e) **Depósitos Cuaternarios (Qr – al).**

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son principalmente eluviales-coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están presentes en la zona, son productos de la descomposición de las rocas in-situ (principalmente las rocas de la Formación Chota). Los depósitos aluviales están localizados en las quebradas y faldas de los cerros.

Figura N° 2.4. Columna estratigráfica de la Unidad Minera Retamas-Marsa



Fuente: INGEMMET- 2007.

## **B. Geología Local.**

Comprende unidades litológicas que van desde el precámbrico al cuaternario, desde la más antigua a la más joven, El Complejo Marañón del precámbrico, cámbrico al ordovícico, constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceos, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizados y metavolcánicos; se hallan expuestas en el lado NE del “Batolito de Pataz”, encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo.

El batolito de Pataz del carbonífero (edad de la intrusión: 329 Ma y enfriamiento: 329 - 328 Ma Haberlin – Moritz 2002), tiene aprox. 160 Km de largo (N-S), un ancho de 2.5 a 5 Km. El intrusivo está constituido probablemente por más de una facie plutónica; un facie de granito – granodiorita y otra facie de tonalita - diorita, mostrando la primera como la más favorable para emplazamiento y desarrollo de estructuras mineralizadas. Las rocas sedimentarias aflora al SW del Batolito de Pataz, corresponden al grupo Mitu (Permico) y está constituida por la unidad volcano sedimentaria (areniscas, limolitas, conglomerados, tobas riolíticas y brechas - aglomerados de riolitas y dacitas), y calizas del grupo Pucará (Triásico-Jurásico).

Toda esta zona denominada el gigante en operación se halla mayormente cubierta por depósitos cuaternarios en el cual las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas, debajo de la cubierta cuaternaria se extiende el complejo intrusivo Paleozoico con predominancia de granodioritas y monzonitas en la zona SE y tonalitas y dioritas en el NE, es en este intrusivo donde se encuentran las vetas auríferas.

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 23280 TM. Con una ley de 10,7 gramos de oro por tonelada métrica.

### **C. Geología Estructural.**

Estructuralmente los rasgos más resaltantes son los fracturamientos, plegamientos y fallamientos observados en las rocas intrusivas y metamórficas.

Como se conoce el Batolito de Patáz que ha sido afectado por los diversos eventos tectónicos desde los últimos 300 millones de años de la historia Geológica, este batolito no presenta fuerte foliación, pareciera que intuye la corteza superior en un zona extensional, dicha zona es reactivada una y otra vez mientras ocurrían las orogenias de la formación del yacimiento.

Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo del Complejo Marañón que pertenece al Proterozoico siendo sus direcciones de compresión no muy reconocidas, presentando una traza de acortamiento NW-SE en el periodo Ordovícico, trazas de acortamiento en dirección NE-SW en el periodo Devoniano superior y una extensión NW-SE durante la intrusión del Batolito en el Misissipiano. Es probable que el contacto Occidental sea una falla que pertenece al periodo Cenozoico, como indican las estriaciones, esta falla es del tipo denominado "strike slip" porque hace un salto sobre su rumbo y es casi paralela a todas las vetas occidentales. Los controles estructurales de las vetas y clavos son fallas de gran envergadura NW-SE huéspedes del mineral y que se cree que controlan la inclinación hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Las diversas fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla originando desplazamientos locales en el yacimiento, y se aprecia un movimiento sinistral en el mayor de los casos.

En líneas generales se puede decir que existen dos sistemas estructurales que controlan la mineralización.

#### **i) Los Plegamientos.**

Los plegamientos son de extensión regional, con eje orientado del SE al NW, presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de estos esfuerzos es de NE a SW. La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos, que se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

El plegamiento fue probablemente consecuencia de un aumento de la velocidad de giro de la placa de Nazca tangencialmente hacia el NE, el mesopermiano registro el levantamiento de la mayor parte de la región andina por una orogénesis que tuvo su eje en el área correspondiente al flanco pacífico de la cordillera occidental a lo largo de la actual región costera. Los pliegues afectan tanto a las capas rojas del Eoceno, como a los arcos volcánicos del Oligoceno y Mioceno.

Se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas con mucha mayor complejidad en cuanto a los fallamientos, La zona se halla perturbada habiéndose diferenciado tres principales sistemas de falla: Longitudinales, Transversales y Diagonales.

#### **ii) Fallamiento.**

Se hallan frecuentemente en las rocas intrusivas del complejo Maraón, debido a múltiples eventos tectónicos, también siguieron un patrón estructural derivados de la dirección de los esfuerzos tectónicos. Se presentan formando sistemas de fracturas

locales, ya sea paralelo a los esfuerzos de compresión que se comportan como micro fallas. Las vetas en su mayoría se presentan fracturadas y/o craqueladas.

La zona presenta tres sistemas de fallas importantes y son los siguientes:

- **Sistema de Fallamiento NW-SE (Andino)**

Son fallas postminerales de rumbo paralelo y sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñamiento, concentración de valores por la dilatación térmica, creando un campo térmico favorable para la reactivación de mineral, etc. Son de carácter normal y sinextral e inversa.

- **Sistema de Fallamiento NE-SW a NS (Antiandino)**

Son fallas de alto buzamiento al W, se presentan agrupados y se le considera como fallas gravitacionales. Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.

- **Sistema de Fallamiento Principal E-W**

Son fallas mayores de rumbo promedio E –W Podemos señalar que:

Los sistemas de veta se encuentran alineadas en dirección NW, se observa que son paralelas a los sistemas de fallas regionales. Existen dos fallas principales de emplazamiento, la falla al Oeste que limita el intrusivo del Batolito con las secuencias sedimentarias del mesozoico y la falla al Este, que pone en contacto al intrusivo con las meta volcánicas y sedimentarias, del Complejo Marañón y el Volcánico Lavasen.

También podemos decir que se han reconocido fallas transversales a las regionales de post-mineralización, estas son conocidas en la zona como Falla “H”, Falla “Beta”, Falla “Norte” y Falla “Balcón”, estas dividen al intrusivo en bloques y por lo cual a los

diversos basculamiento y esto es evidencia en los diferentes buzamientos de las vetas en el Norte, Centro y Sur.

#### **D. GEOLOGÍA ECONÓMICA.**

Las vetas son típicamente mesotermales, (orogénicas) en las que prima el ensamble “Cuarzo-Pirita-Oro” así como otros tipos de buenos valores de oro como una secuencia de Cloritas, Sericita, calcita, Galena y Esfalerita.

La mayoría de las vetas presentan variables en su rumbo y buzamiento, generando zonas de mayor apertura y por ende de enriquecimiento, como ya señalamos las principales estructuras son del sistema NW, emplazados en zona de debilidad y cizallamiento que favorecieron, al relleno mineralizante, y la formación de los denominados “Ore Shoots” o clavos mineralizantes. Las principales estructuras son denominadas en esta zona con los nombres de: El Millón, Chilcas Bajo, Chilcas Alto, Daniela, Valeria, y la zona de la profundización.

De acuerdo a la paragénesis del yacimiento, se deduce que primero fue el emplazamiento del cuarzo, la pirita y arsenopirita, estos minerales sufrieron fracturamiento y microfracturamiento, luego se presenta un evento de oro nativo y trazas de sulfuros finos conteniendo Zn, Cu, Pb y Ag; éstos son los que rellenaron las micro fracturas en la pirita y el cuarzo o se acoplaron a estos sulfuros, pero cabe señalar que la pirita es el principal receptor de la mineralización aurífera de las vetas.

##### **a. Reservas Probadas**

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.

Las reservas probadas está determinado de los bloques de mineral con dimensiones de ancho y altura de 20 m.x20 m. además con un peso específico de mineral de 3,15 ton/m<sup>3</sup> y un buzamiento superior 25° hasta 55°.

Tabla N° 2.3. Reservas de Mineral Estimados

SECCIÓN	TMS	POTENCIA (m)	(gr. Au/TM)	NÚMERO BLOQUES
Valeria III	55402	1,43	15,91	31
Las Chilcas	187353	0,84	21,49	177
Cachaco	3567345	1,35	18,4	2097
Daniela	2456234	1,30	14,6	1500
<b>TOTAL</b>	<b>6266334</b>	<b>1,23</b>	<b>16,5</b>	<b>3805</b>

*Fuente: Departamento de Ingeniería y Topografía.*

#### b. Vida Mina (VM).

En las exploraciones y desarrollo, la política de MARSA es mantener el nivel de reservas, para lograr este objetivo se desarrolla un programa mensual de avances lineales de alrededor de 1500 metros. Las exploraciones son vitales para encontrar y renovar nuestras reservas.

En años anteriores las reservas y la producción provenían del sistema esperanza que es una estructura con rumbo NW – SE y buzamiento NE, pero adicionalmente se tienen identificadas 14 estructuras al piso de Esperanza con el mismo rumbo y buzamiento. Con la profundización realizada en los últimos años se han interceptado las vetas

Cabana-II, Cabana-III y Daniela con valores de oro superiores al promedio de ley de las reservas actuales y que pertenecen a este sistema de estructuras paralelas. Adicionalmente también se ha interceptado la veta Valeria que es una estructura tensional con valores de oro superiores. Los resultados que se vienen obteniendo son muy alentadores y esto ha permitido que manteniendo el programa de exploraciones las reservas se incrementen sustancialmente.

De acuerdo a las reservas probadas se puede determinar la vida de la mina

$$\text{Capacidad de Planta} = 1500 \frac{\text{TMS}}{\text{DIA}}$$

$$\text{Producción por día Mina} = 1800 \frac{\text{TMS}}{\text{DIA}} \left( \frac{30 \text{ DIAS}}{25 \text{ DIAS}} \right)$$

$$VM = \frac{\text{RESERVAS PROBADAS (TMS)}}{\text{PRODUCCION POR DIA} \left( \frac{\text{TMS}}{\text{DIA}} \right)} \dots\dots\dots \text{Ecuación. (2.5.1)}$$

$$VM = \frac{6471706(\text{TMS})}{1800 \left( \frac{\text{TMS}}{\text{DIA}} \right)}$$

VM = 10 Años.

Tabla N° 2.4. Producción diaria por Empresas Contratistas Mineras.

ITEM	CONTRATAS CONSTITUIDAS EN LA UNIDAD.	Tm/día
1	Contrata Minera LOS ANDES	200
2	Contrata Minera ALFA	250
3	Contrata Minera CANCER	120
4	Contrata Minera COMILUZ	350
5	Contrata Minera TAURO	530
6	Contrata Minera SERMIN	50
7	MINCONTRAL	300
	PRODUCCION TOTAL	1800

Fuente 2014: Elaboración propia.



**c. Número de bloques.**

A partir del cuadro N° 04 se ha determinado 488 bloques de mineral, delimitando los bloques en trabajos de desarrollo como son subniveles, galerías, chimeneas inclinadas y chimeneas verticales todo esto sobre la estructura mineralizada; determinándose como también la potencia promedio de veta. A partir del cual determinar con certeza la reserva de mineral.

**d. Ley Mínima Explotable.**

La ley mínima explotable en Marsa es de 4.00 gr /tn inferior a esta ley se considera como material estéril, el cálculo para determinar esta ley mínima es de acuerdo a los siguientes parámetros.

**Parámetro: Ley Mínima Explotable**

Fórmula:  $LME = M / [ ( P - Cf ) * Rm * Rf ]$  ..... Ecuación. (2.5.2.)

LME = Ley mínima explotable.

M = Costos imputados a la unidad de mineral (US\$/t - mineral).

P = Precio del metal (US\$/t - fino comercial).

Cf = Costos imputados a la unidad de fino (US\$/t - fino comercial)- Deducciones.

Rm = Recuperación Metalúrgico.

Rf = Recuperación Fundición.

Datos:

$$M = 44.78 \text{ \$/TM}$$

$$P = 23.10 \text{ \$/TM}$$

$$Cf = 10.76 \text{ \$/TM}$$

$$Rm = 91.75\%$$

$$Rf = 98.5\%$$

De la ecuación 5.2.2. se tiene:

$$LME = \frac{44.78 \text{ \$/TM}}{[(23.10 \text{ \$/TM} - 10.76 \text{ \$/TM})] * 0.9175 * 0.985}$$

$$\rightarrow LME = 4.02 \text{ Gr/TM}$$

### 2.5.2. MINERALOGÍA.

El sistema principal de veta es de tipo lenticular, consecuencia del relleno de soluciones mineralizantes a lo largo de los espacios vacíos de las fisuras y fallas del sistema NW-SE, las vetas del sistema posteriormente fueron falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos, razón por la cual se presentan muy disturbadas y acuñadas. El relleno mineralizante de las estructuras es el Cuarzo lechoso, Pirita, Arsenopirita, Marmatita, Galena y Oro Electrum.

La mineralización con presencia de valores altos de oro, se encuentran en los cambios significativos, en la inclinación de las vetas, así como en la cercanía a las intersecciones de las estructuras. En la zona se presentan 4 clavos mineralizantes y son "Milagros" en la zona Norte del yacimiento, "Lourdes y Rosa Orquídea" en la zona Centro y Candelaria en la zona Sur, presentan longitudes de hasta 400 m, con anchos promedios de 3.1 metros, su inclinación oscila entre los 350 a 900 siendo el promedio 650 al Este, todas

las estructuras prácticamente presentan varios ramales o “cola de caballo”, clavos o ensanchamientos, estrangulamientos, Splits y sigmoides.

**a) Controles de Mineralización.**

- **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.

Las estructuras en general, como las fallas y fracturas, son un control importante, que a lo largo de ellas circularon y/o se depositaron las soluciones de mineral, en muchos casos actúan como entrapamientos de las soluciones mineralizantes, formando los clavos mineralizados.

- **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 más 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 cuadro siguiente:

Tabla N° 2.5. Controles Litológicos.

<b>Estratigrafía Litología</b>	<b>Minerales</b>
Batolito de Pataz :	Pirita Galena
Adamelita Granodiorita Tonalita	Esfalerita Tetraedrita Oro Nativo
Batolito de Parcoy :	Pirita Galena
Granitos rojos Granodiorita Diorita	Esfalerita Chalcopyrita Magnetita
Rocas Metamórficas y otros Filitas del Complejo	Chalcopyrita Malaquita Covelita

*Fuente: Área de geología de la Unidad Económica de Marsa.*

## 2.6. ACTIVIDADES MINERAS

### 2.6.1. GEOLOGÍA Y EXPLORACIONES.

En el territorio del distrito minero de Parcoy, en el Batolito de Pataz, se encuentra el depósito mineral conocido como «El Gigante», donde MARSa desarrolla sus operaciones. Está emplazado en rocas intrusivas graníticas de la edad Paleozoica. Constituido por filones de cuarzo con concentraciones de sulfuros, la concentración de mineral se presenta en forma de un cuerpo mineralizado (ore shoot) controlado por estructuras del tipo lazo cimoide.

En las exploraciones y desarrollo, la política de MARSa es mantener el nivel de reservas, para lograr este objetivo se desarrolla un agresivo programa mensual de avances lineales de alrededor de 2 mil metros. Las exploraciones son vitales para encontrar y renovar nuestras reservas.

Este agresivo programa de exploraciones con labores mineras se viene ejecutando desde la cota 3220 hacia cotas más profundas, actualmente se está explorando en la cota 2570. Este programa junto a los programas de perforación diamantina de largo

alcance permiten incrementar nuevas áreas de exploración y una reevaluación de las áreas más antiguas.

En años anteriores las reservas y la producción provenían del sistema esperanza que es una estructura con rumbo NW – SE y buzamiento NE, pero adicionalmente se tienen identificadas 14 estructuras al piso de Esperanza con el mismo rumbo y buzamiento. Con la profundización realizada en los últimos años se han interceptado las vetas Cabana 2, Cabana 3 y Daniela con valores de oro superiores al promedio de ley de las reservas actuales y que pertenecen a este sistema de estructuras paralelas. Adicionalmente también se ha interceptado la veta Valeria que es una estructura tensional con valores de oro superiores. Los resultados que se vienen obteniendo son muy alentadores y esto ha permitido que manteniendo el programa de exploraciones las reservas se incrementen sustancialmente. Actualmente nuestras reservas alcanzan para una producción de 10 años. Con respecto al potencial de reservas las expectativas de mineralización económica son muy altas.

## **2.6.2. DESARROLLO.**

### **A. Labores de Desarrollo, Exploración y Preparación.**

Son labores lineales que tienen una programación de avance por mes un promedio de 400 a 500 metros entre labores como: XC, BP, GAL, CHI, y S/N, por cada contrata minera se trabajan de acuerdo al programa mensual las cuales son coordinados, juntamente con planeamiento mina, topografía, geología, ventilación, y contratas mineras, con la finalidad de interceptar alguna estructura mineralizada o hacer labores para su preparación respectiva.

A continuación se detalla las características de cada labor lineal.

### **i) Cruceros (XC).**

Son niveles principales en interior mina que son dirigidos por puntos de dirección y gradiente su avance va cortando fallas, estructuras, fracturas sin desviarse del punto de dirección hasta una distancia programada, para cortar una veta o ventilación.

- Sección Standard: 8 pies x 9 pies (2.4 m x 2.7m).

### **ii) Galería (GAL).**

Son labores principales en interior mina, de avance siguiendo la veta con punto de gradiente con dirección al Norte o Sur.

- Sección Standard: 8 pies x 9 pies (2.4 mx 2.7m).

### **iii) By Pass (BP).**

Son labores principales preparados para extracción de mineral, también son encuentros o conexiones a galería, cruceros en el mismo nivel, son dirigidos por puntos de dirección y gradiente.

- Sección Standard: 8pies x 9pies (2.4mx 2.7m).
- Sobre excavación: +10% máximo.
- Gradiente: 5/1000
- Radio de curvatura: 5.0 m (externo), para locomotora de 1.5 Toneladas.
- Trocha: 500mm.
- Durmientes: Long. 1,0 m C/ 1,0m.

### **iv) Chimeneas Verticales (CH).**

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). El avance inicial es de 5 metros para luego tener espacio para el armado de Chut o Tolva puede ser de madera o metal.

Especificaciones técnicas:

- Objetivo: Echaderos de mineral o desmonte, ventilación, Servicios, etc.
- Sección Standard: 5pies x 5pies (1.50m x 1.50m), rectangular.
- Inclinación: 90°.
- Puntal de avance: Cada 1.0 m. más el entablado como sostenimiento y para el avance respectivo.

**v) Chimeneas Inclinadas (CHI).**

Son labores inclinadas que conectan de un nivel a otro nivel, siguiendo la estructura mineralizada, así mismo son de doble compartimiento o simple.

Especificaciones técnicas:

- Objetivo: Exploración, desarrollo y/o preparación.
- Sección Standard: 5 pies x 5 pies(1.50 m x 1.50m) preparación es simple.
- Sección Standard: 8 pies x 5 pies(2.40m x 1.50m) exploración, es de doble compartimiento.
- Inclinación: es de acuerdo al buzamiento de la estructura mineralizada o siguiendo la dirección de la veta.

**vi) Subniveles (S/N).**

Son labores lineales horizontales que siguen las estructura mineralizada a una altura promedio de 20 cm de la caja piso. Los subniveles pueden ser como: sub nivel base que son construidos a 3 metros desde la Galería, y sub nivel intermedio a 20 metros del sub nivel base, estos son construidos como fase de preparación de block de mineral insitu que se va a explotar.

Especificaciones técnicas:

- Objetivo: Preparaciones y exploraciones.
- Sección Standard: 4piesx6pies(1.20mx1.80m).

- Dirección: Siguiendo el rumbo de la veta.

### 2.6.3. EXPLOTACIÓN.

#### ➤ Corte y Relleno Ascendente (TE)

Es un método ascendente en que el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

Fuerte buzamiento, superior a los 45° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).

- ❖ Potencia moderada.
- ❖ Límites regulares del yacimiento.

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desechos de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura; debe ser lo más barato posible.

► **Características del Método de Explotación:**

La planta procesadora tiene un requerimiento de 1500 TMS/día de mineral, este tonelaje tienen que cumplir todas las contratas de operación mina, mensualmente se programa 49000 TMS/mes, aproximadamente 1633 TMS/día.

**a) Posibilidades de aplicación:**

Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5 – 3 m) es posible controlar mediante apernado o con sostenimiento con cuadros de madera de sección 3m x 3m, de cualquier indicio de derrumbe.

**b) Seguridad:**

Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes, ya que el sostenimiento se realiza con puntales yack pot a distancias de 1m a 1.2 m de espaciamiento de puntal a puntal, en la mayoría de los casos este método de explotación se realiza en rocas de mediana dureza a rocas muy duras. El factor de seguridad bordea los 90%.

**c) Recuperación:**

En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización. Co un factor de recuperación metalúrgica de 95.75%.

d) **Dilución de la ley:**

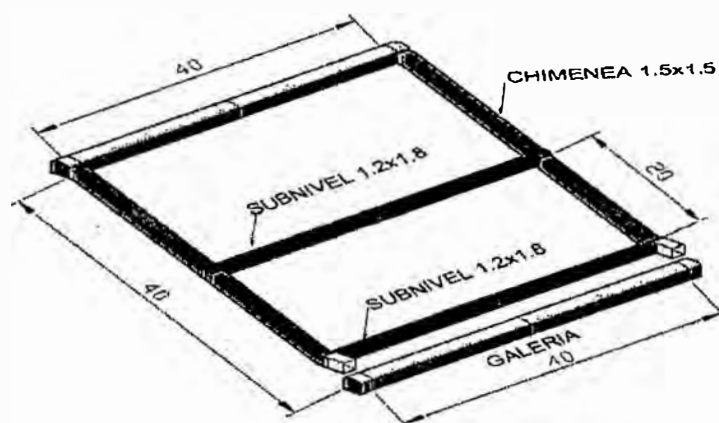
Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

e) **Rendimientos:**

Sus rendimientos que alcanza normalmente del orden 2.22 ton/hombre, según el ancho del caserón. En caserones mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 8 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con caserones mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

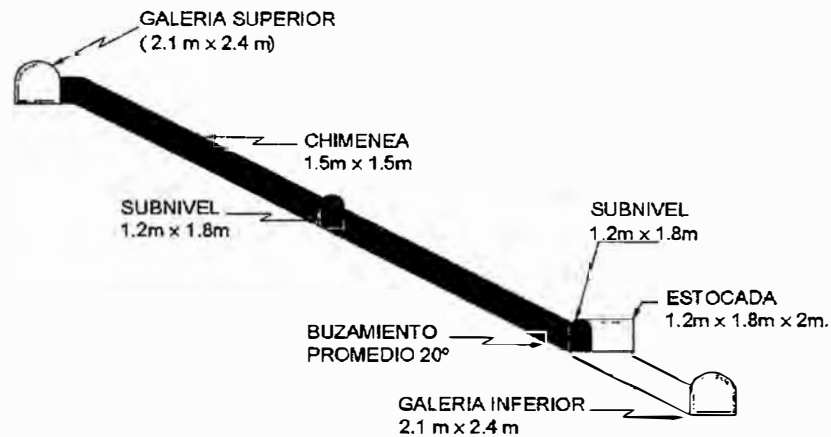
los cortes se realizan de forma horizontal y vertical empleando equipos de perforación (jumbos) y equipo de limpieza Scoop Eléctrico. Además cuenta con una chimenea de ventilación y un echadero principal conectado a un nivel superior principal como galerías.

Figura. N° 2.5. Corte y relleno ascendente.



Fuente: Área de planeamiento mina.

Figura N° 2.6. Vista Transversal del método de explotación.



Fuente: Área de planeamiento mina.

### ➤ Ventajas y Desventajas del Método de Explotación.

#### a) Ventajas.

- La recuperación es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Es un método seguro.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

#### b) Desventajas

- Costo de explotación elevado.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Consumo elevado de materiales de fortificación (Sostenimiento).

- Durante la explotación del mineral se realiza la perforación en forma horizontal, luego de realizar este corte se realiza el sostenimiento con relleno hidráulico.

**c) Geometría del yacimiento.**

- Potencia: variable; >0.50 m
- Buzamiento: > 45°

**d) Parámetros Geométricos del Método.**

- Dimensiones del sub block (m): 20 x 20
- Número de cortes horizontales: 10
- Longitud de cortes horizontales (m): 15
- Ancho de cortes horizontales (m): 03
- Altura de cortes horizontales (m): 1,80 m

**e) Eficiencias.**

- Rendimiento: 2,50 m<sup>3</sup>/tarea (con winche).
- Factor de carga (L.F): 0,88 Kg/m<sup>3</sup>.
- Factor de perforación: 3,57 m/m<sup>3</sup>.
- Tonelaje / taladro: 1,27 TM / taladro.
- Costo del método Corte y Relleno Ascendente. : desde US \$ 33.57 hasta 36,14/TM.

ACTIVIDADES MINERAS.

**2.6.4. BENEFICIO.**

La Planta de Beneficio cuenta con una capacidad de procesamiento de mineral de 1500 TMS/día, procesa el mineral ininterrumpidamente 24 horas al día, 365 días al año.

El mineral antes de ser chancado es sometido a una clasificación previa para separar el producto de -1/2" que acompañará al mineral de tolva de gruesos proveniente de la mina,

el rechazo de la clasificación, es decir el material mayor a ½” se tritura en una chancadora primaria de quijadas de 15 pulg. x24pulg. y luego se complementa el chancado en dos chancadoras cónicas de 48 FC y 36 FC hasta obtener un producto fino que pasa la malla -½pulg.

En el beneficio del mineral se aplican cuatro procesos metalúrgicos importantes:

- Concentración de los minerales auríferos (mayormente sulfuros).
- Cianuración de los concentrados auríferos.
- Precipitación de los valores disueltos mediante el uso del polvo de zinc (Proceso Merrill-Crowe).
- Deposición separada de los relaves de flotación y cianuración.

El mineral chancado a 100% -1/2pulg. pasa luego al proceso de molienda, el que se realiza en dos molinos de bolas de 9pies ø x8pies, en circuito cerrado con un ciclón de 20pulg ø.

Para la concentración de los minerales valiosos, además de la operación gravimétrica, el oro tanto libre como asociado a las piritas, es recuperado aplicando el proceso físico-químico de “Flotación por Espumas”. Esta etapa está orientada principalmente a la recuperación de valores finos (tamaños cercanos a 200 mallas). En la flotación se utilizan dos reactivos: el colector (Z-6) y un espumante.

Los concentrados son espesados y filtrados para separar el agua que le acompaña, de tal manera que se evita el incremento de líquido en el circuito de cianuración.

La cianuración se aplica al concentrado obtenido en la planta de concentración, cuyo volumen representará aproximadamente entre la séptima y octava parte del total de mineral alimentado. Las etapas que comprende el proceso de cianuración son: Remolienda y clasificación con presencia de cianuro (> 95 % - 37 micras), espesamiento y clarificación de la solución rica, lixiviación en tanques agitadores,

lavado en contracorriente y finalmente la recuperación de los valores disueltos mediante el proceso Merrill-Crowe con polvo de zinc.

La remolienda de concentrados se realiza en dos molinos de bolas 5pies x 10pies con carga de bolas entre 1. ½pulg y 1pulg de diámetro, clasificados en un nido de ciclones de 10" con una alta dilución para asegurar el corte de > a 95 % - 400 mallas (37 micras).

En este circuito se disuelve el 90 % del oro quedando un 5 a 6 % para ser disuelto en los agitadores.

El overflow de los ciclones (con sólidos altamente diluidos por la abundancia del líquido (< a 7 % de sólidos) es conducido a un espesador para separar la solución rica por rebose que finalmente va al Merrill-Crowe previa clarificación y conducir a los sólidos a través del underflow de este equipo hacia el circuito de agitadores para que complete la lixiviación del oro.

La pulpa final del circuito de agitadores es conducida al circuito de lavado en contracorriente para recuperar los valores disueltos y devolverlos en recirculación con el líquido que rebosa del primer espesador lavador hacia el nido de ciclones.

El Merrill-Crowe es el proceso que utiliza el polvo de zinc y se aplica para precipitar valores disueltos de oro y plata contenidos en líquidos fácilmente clarificados.

Comprende cuatro etapas:

- La filtración a presión para la eliminación de los sólidos aun presentes después de la clarificación de la solución rica.

La desaereación de la solución rica, donde la solución filtrada pasa a una torre donde interiormente se dispersa en una cámara porosa para quitarle fácilmente el oxígeno contenido en el líquido mediante una bomba de vacío.

- Precipitación de valores mediante el polvo de zinc, a la solución rica proveniente de la parte baja de la torre libre de sólidos y de oxígeno se le agrega polvo de zinc como

agente químico que reacciona inmediatamente formando un precipitado sólido que es arrastrado con el fluido y recuperado por filtración. Mientras que las partículas de zinc mayormente se disuelven.

- Filtración del precipitado valioso, los sólidos valiosos formados por la reacción con el polvo de zinc son recuperados en otros filtros a presión y quedan atrapados en las cámaras de estos equipos dejando pasar al líquido muy pobre en valores al que se le llama solución pobre o barren.

Cabe resaltar que la calidad y eficiencia de nuestros procesos se ven garantizados por nuestra constante inversión en la modernización, la instrumentación con rumbo a la full automatización.

#### **A) Disposición de Relaves**

Nuestros relaves son depositados en canchas separadas e integradas por un dique principal con crecimiento de eje central y muro conformado por los gruesos del relave de flotación, rigurosamente compactado. El crecimiento del dique de contención, se lleva con una gradiente de 3 a 1.

#### **B) Depósito de Relaves de Flotación**

El efluente clarificado del “espejo” de la relavera de flotación es bombeado nuevamente a la Planta de Beneficio para formar la pulpa en el proceso de molienda; para lo cual se tiene instalada una bomba con su respectiva línea de conducción.

#### **C) Depósito de relaves de cianurización**

Para el almacenamiento de los relaves de cianuración se cuenta con dos canchas de relaves. Los depósitos para el relave de cianuración se construyen modularmente con una capacidad de un año de operación.

La pulpa del relave de cianuración es bombeada desde la Planta de Cianuración hasta sus respectivas relaveras, en donde se decantan los sólidos en suspensión y la solución clarificada es reciclada a la planta de lixiviación.

#### **2.6.5. CIERRE DE MINA.**

El plan de cierre de minas es un instrumento de gestión ambiental conformado por acciones técnicas y legales efectuadas por los titulares de actividades mineras. Está destinado a adoptar las medidas necesarias antes, durante y después del cierre de operaciones, con la finalidad de eliminar, mitigar y controlar los efectos adversos al área utilizada o perturbada por la actividad minera, para que esta alcance características de ecosistema compatible con un ambiente saludable, adecuado para el desarrollo biológico y la preservación paisajista.

En este sentido, el plan de cierre de minas deberá describir las medidas de rehabilitación, su costo, la oportunidad y los métodos de control y verificación para las etapas de operación, cierre final y post cierre. Asimismo, deberá indicar el monto y plan de constitución de garantías ambientales exigibles. El titular de la actividad minera que no cuente con el plan de cierre de minas aprobado, está impedido de iniciar el desarrollo de operaciones mineras.

Por tanto la empresa Minera MARSA cuenta con un plan de cierre de minas, que se viene implementando de manera progresiva, como la última actividad minera se viene realizando la recuperación de puentes y pilares, luego ser rellenados con relleno hidráulico, que ello se suma a la producción diaria de la mina con respecto al tonelaje programado mensual. El plan de cierre de mina tiene por finalidad rehabilitar las áreas disturbadas por la actividad minera a fin de garantizar un ecosistema saludable. Este instrumento de gestión ambiental permitirá asegurar el alcance de niveles de calidad ambiental aceptables al cierre de la operación, bajo la premisa de "minería

responsable". En este sentido, el plan de cierre de minas deberá describir las medidas de rehabilitación, su costo, la oportunidad y los métodos de control y verificación para las etapas de operación, cierre final y post cierre. Asimismo, deberá indicar el monto y plan de constitución de garantías ambientales exigibles. El titular de la actividad minera que no cuente con el plan de cierre de minas aprobado, está impedido de iniciar el desarrollo de operaciones mineras.

#### **2.6.6. COMERCIALIZACIÓN.**

La unidad minera MARSA S.A. cumple con la calidad del oro aceptado internacionalmente, que corresponde a un ORO REFINADO, que alcance un contenido mínimo de 995 partes por mil y es respaldado por el sello "Good Delivery" otorgado por aquellos fundidores - ensayadores reconocidos y registrados en el London Gold marked, que han cumplido con rigurosidad las exigencias para ejercer el derecho de estampar su sello en los lingotes de oro. Con especificaciones para una barra "Good Delivery" Peso : Contenido Mínimo de oro: 350 onzas finas Contenido Máximo de oro: 430 onzas finas Finesa : Mínimo 995 partes por 1000 de oro fino (El oro de 1000 fino, será marcado como 999.9) Marcas : N° de serie Estampado del fundidor - ensayador Apariencia: Las barras deberán ser de buena apariencia, libres de cavidades superficiales, irregularidades, contracciones excesivas y fáciles de manipular y apilar convenientemente. Existe también oro refinado con características físicas similares a las del "Good Delivery" de refinерías acreditadas, ( como es el caso de la mayoría de refinерías Peruanas); que son aceptadas por traders de oro, concedores del producto y del mercado, quienes lo derivan directamente a los usuarios finales bajo condiciones y términos de compra similares a las barras "Good Delivery". 2 MERCADOS DEL ORO En consideración a que la mayoría de transacciones de oro en el mercado local o en las áreas de producción se utiliza como precio referencial el FIXED LONDON PM, es

conveniente referirse a la descripción, en rasgos generales; del Mercado de Londres. a. EL MERCADO DE ORO DE LONDRES Es el más antiguo mercado de oro con controles y regulaciones muy estrictos. El más utilizado es el LONDON GOLD MARKET en el que participan (05) grandes empresas que fijan diariamente el precio del oro en los denominados Fixings ; éstas son: - Mocatta y Goldsmid Ltda. - Johnson Matthey Bankers Ltd. - Sharps, Pixley Limited - MM. Rothschild. - Samuel Montagu Co. Limited Fijación de Precios (Fixings) Los fixings son dos reuniones diarias que se realizan en Londres a las 10:30 hrs. (A.M Fixing) y a las 15:00 hrs (P.M. Fixing). Su correlación con el Perú se expresa en el siguiente cuadro: Fixings HORA LONDRES PERU DENOMINACION 10:30 A.M 4:30 A.M A.M. FIXING. London Inicial, Fixed London A.M 15:00 P.M. 9:00 A.M P.M. FIXING.



## CAPÍTULO III

### MARCO TEÓRICO

#### 3.1. PERFORACIÓN DE ROCAS.

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003). El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo se reduce sustancialmente la desviación del taladro. Generalmente 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.

##### 3.1.1. Perforación con martillo en cabeza.

- **Perforadoras Manuales:** El martillo es accionado por aire comprimido, para taladros pequeños que varían de (25 - 50 mm 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. (Cedrón Lassus, Mario - 2003).
- **Perforadoras Mecanizadas:** Son de percusión y de percusión /rotación, montadas en chasis sobre ruedas u orugas para diámetros hasta 150 mm (6 pulg.) y 20 metros de profundidad. Ejemplo WagonDrill trackDrill 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. (Cedrón Lassus, Mario - 2003).

### 3.1.2. Perforación con martillo en fondo.

**López Jimeno C. y García Bermúdez (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 tónicas de 6 a 15 pulg. 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.

### 3.1.3. Accesorios 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 Jimeno 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).

### 3.1.4. Estándar de perforación en frentes de avance.

Se tiene diferentes tipos de malla de perforación para cada tipo de roca y se tiene las siguientes consideraciones:

Para la perforación en secciones de 2,40 m x 2,40 m y 2,40 m x 2,70 m, utilizar un juego de barrenos de 4, 6 y 8 pies.

- Usar el estándar Malla de Perforación y Carguío de taladros para Galerías, Cruceros, By Pass y Otros.

- Usar Brocas de 36 y 38 mm.
- Pintar el perímetro y la malla de perforación.
- La cantidad de cartuchos está en función de la longitud de taladros.

**A. Malla de Perforación para Tipo de Roca dura.**

**REQUERIMIENTO:**

Calculo de N° de taladros en el Anexo del Capítulo III.

Tabla N° 3.1. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca buena.

SECCIÓN (m2)	2.4 X 2.7
TIPO DE ROCA	BUENA
LONGITUD DE PERFORACIÓN	2.4
FACTOR DE POTENCIA (KG/m3)	2.14
NUMERO DE TALADROS	41
TALADROS CARGADOS	39
GELATINA	188
SEMI GELATINA	167
N° CARTUCHOS	355

*Fuente: Elaboración propia.*

Tabla N° 3.2. Distribución de carga explosiva para tipo de roca buena.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA	N° TAL	CEBO		COLUMNA	
		CARTUCHOS	TIPO	CARTUCHOS	TIPO
ARRANQUE	6	1	G	11	G
AYUDA ARRANQUE	4	1	G	9	G
DE PRODUCCION	5	1	G	7	G
CUADRADORES	4	1	G	7	S
AYUDA ARRASTRES	4	1	G	7	S
ARRASTRES	5	1	G	8	S
AYUDA CORONA	5	1	G	7	S
CORONA	5	1	G	6	S
CUNETAS	1	1	G	7	G

*Fuente: Elaboración propia.*



## B. Malla de Perforación para Tipo de Roca Mediana.

### REQUERIMIENTO:

Calculo de N° de taladros en el Anexo del Capítulo III.

Tabla N° 3.3. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca regular.

SECCIÓN (m2)	2.4 X 2.7
TIPO DE ROCA	REGULAR
LONGITUD DE PERFORACIÓN	2.4
FACTOR DE POTENCIA (KG/m3)	1.87
NUMERO DE TALADROS	37
TALADROS CARGADOS	35
GELATINA	135
SEMI GELATINA	157
PULVERULENTA	30
N° CARTUCHOS	322

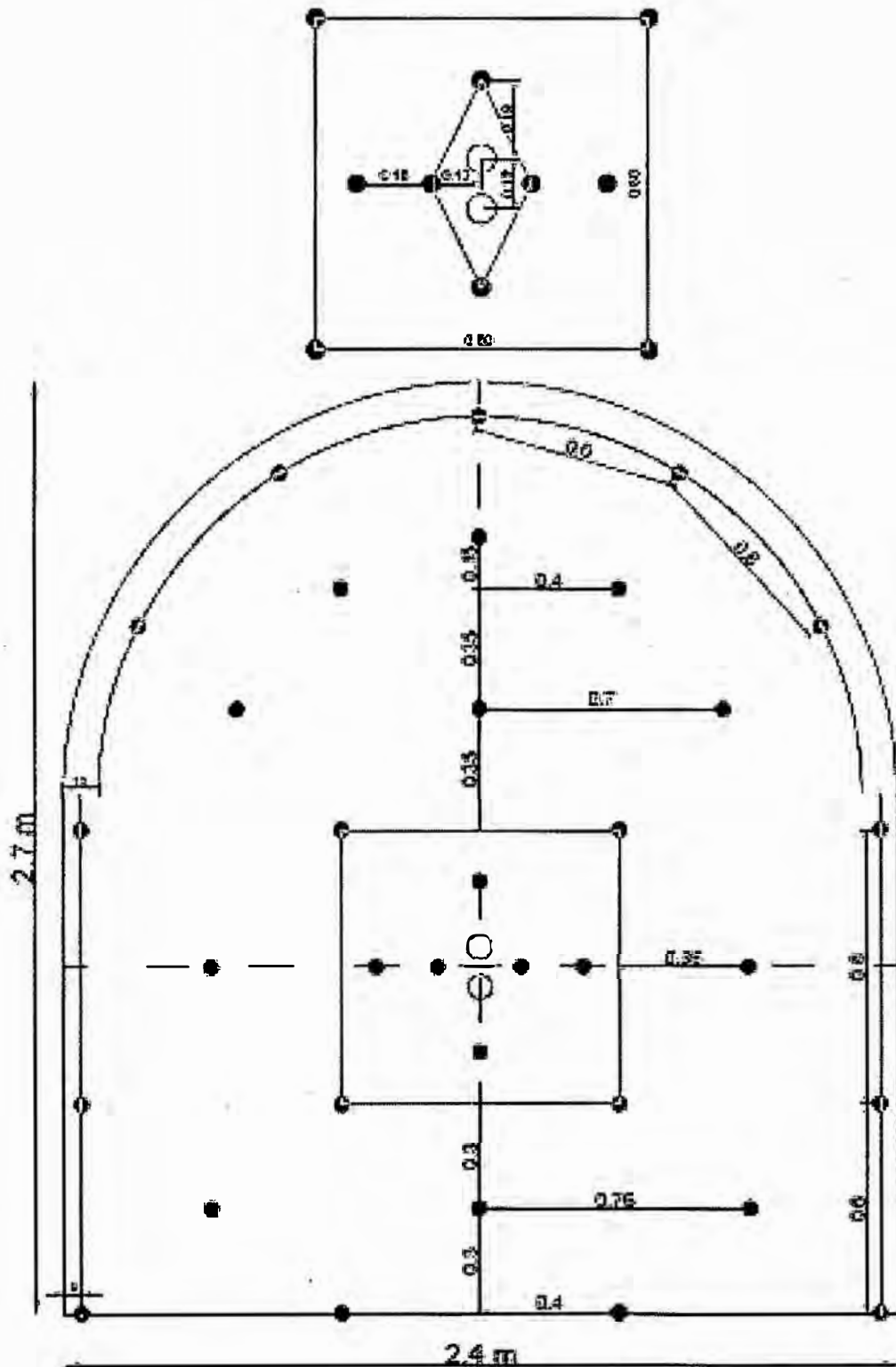
Fuente: Elaboración propia.

Tabla N° 3.4. Distribución de carga explosiva para tipo de roca regular.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA	N° TAL	CEBO		COLUMNA	
		CARTUCHOS	TIPO	CARTUCHOS	TIPO
ARRANQUE	6	1	G	11	G
AYUDA ARRANQUE	4	1	G	9	G
DE PRODUCCION	3	1	G	7	G
CUADRADORES	4	1	S	7	S
AYUDA ARRASTRES	3	1	G	7	S
ARRASTRES	4	1	G	8	S
AYUDA CORONA	5	1	S	7	S
CORONA	5	1	S	6	E
CUNETAS	1	1	G	7	G

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 3.2. Tipo de arranque para tipo de roca semidura y su respectivo malla de perforación.



Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.

### C. Malla de Perforación para Tipo de Roca Mala.

#### REQUERIMIENTO:

Calculo de N° de taladros en el Anexo del Capítulo III.

Tabla N° 3.5. Datos referentes para perforación y voladura para tipo de roca mala.

SECCIÓN (m2)	2.4 X 2.7
TIPO DE ROCA	MALA
LONGITUD DE PERFORACIÓN	2.4
FACTOR DE POTENCIA (KG/m <sup>3</sup> )	1.4
NUMERO DE TALADROS	32
TALADROS CARGADOS	29
GELATINA 75%	13
SEMI GELATINA	141
PULVERULENTA	105
N° CARTUCHOS	259

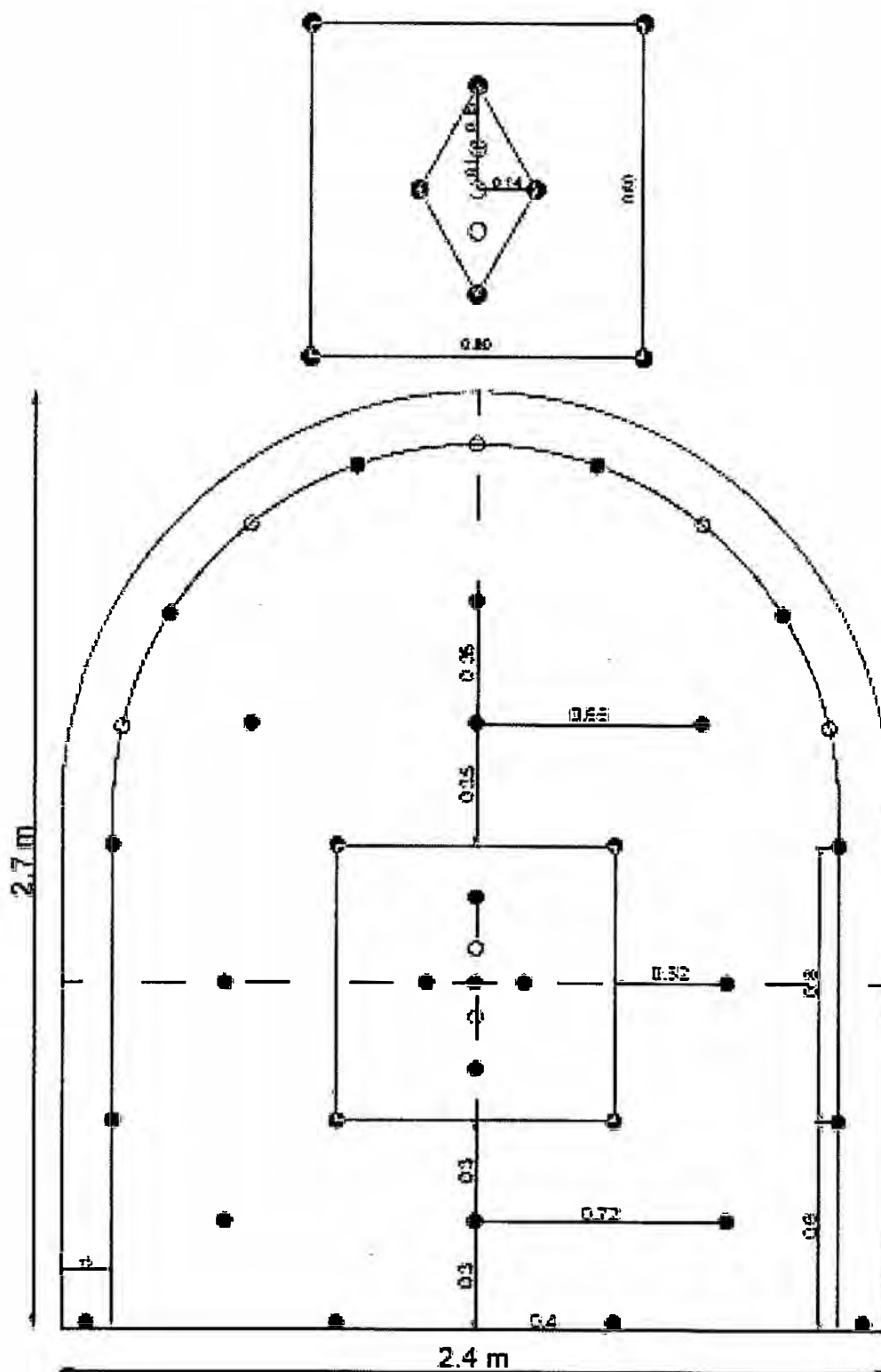
Fuente: *Elaboración propia.*

Tabla N° 3.6. Distribución de carga explosiva para tipo de roca regular.

DISTRIBUCION DE CARGA	N° TAL	CEBO		COLUMNA	
		CARTUCHOS	TIPO	CARTUCHOS	TIPO
ARRANQUE	4	1	G	10	S
AYUDA ARRANQUE	4	1	G	8	S
DE PRODUCCION	3	1	S	7	E
CUADRADORES	4	1	S	7	E
AYUDA ARRASTRES	3	1	S	7	S
ARRASTRES	4	1	G	8	S
AYUDA CORONA	3	1	E	6	E
CORONA	4	1	E	6	E
CUNETAS	1	1	G	6	G

Fuente: *Elaboración propia.*

Figura N° 3.3. Tipo de arranque para tipo de roca suave y su respectivo malla de perforación.



Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.

### 3.1.5. Condiciones de perforación.

Para conseguir una voladura eficiente la perforadora es tan importante como la selección del explosivo, por lo que éste trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado, lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aun no es controlada adecuadamente en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad de trabajo como son los taladros desviados, mas espaciados, de longitud irregular etc, que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones, Diámetro, longitud, rectitud y estabilidad:

- **Diámetro:**

Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado como regla general el de “menor diámetro factible” será más adecuado y económico de realizar.

- **Longitud:**

Influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

- **Rectitud:**

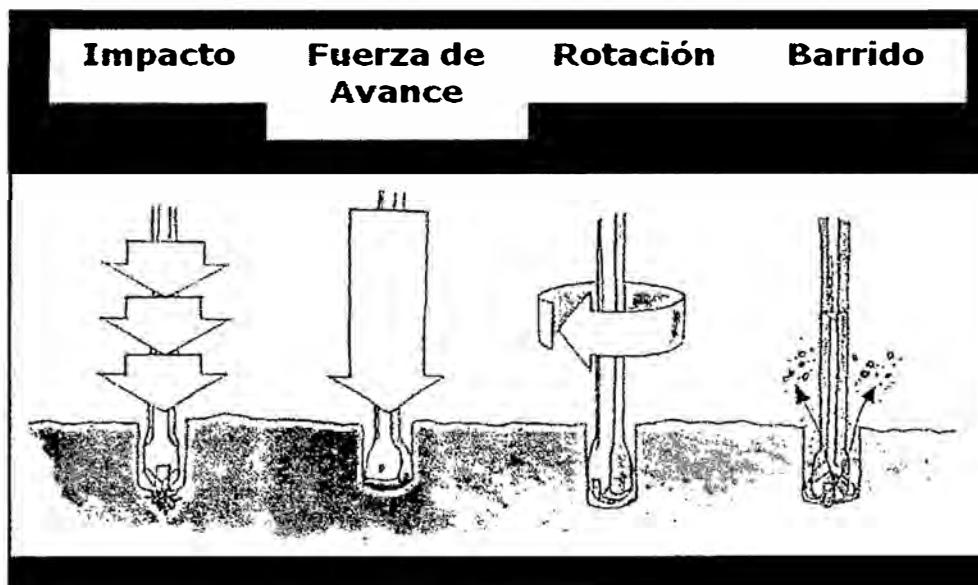
Varia con el tipo de roca método de perforación y características del equipo perforador, deben tener la mayor rectitud y alineación para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de las arranques, de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

- **Estabilidad:**

Los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente

con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita y otros utilizado en perforaciones de petróleo, diamantina.

Figura N° 3.4. Fuerzas de impacto sobre la roca.



Fuente: *Manual de perforación y voladura- López Jimeno*

- **Casos particulares:**

Algunos trabajos especiales de voladura requieren taladros con un paralelismo exacto, es fundamental que los operadores perforistas conozcan a fondo el manejo de su máquina, sus posibilidades y limitaciones, captando claramente los diseños del plan de perforación, entendiendo claramente el propósito o finalidad de la voladura a realizar.

- **Velocidad de Penetración:**

Esta variables no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barreno o limpieza del detritus, del taladro con el aire comprimido y/o con agua a presión, a través de la misma barra, conforme avanza la perforación. La dureza y abrasividad de la roca son factores importantes, para determinar qué medio de perforación emplear: rotación simple o rotación/ percusión.

- **Orientación de los Taladros en una Perforación:**

Es de suma importancia de orientar los taladros paralelamente a las superficies libres con el fin de ayudar la desagregación del macizo rocoso en dirección de la superficie libre, estando el efecto útil perpendicular a la dirección del taladro, la orientación depende de los siguientes factores: Tipo de terreno, números de caras libres de la labor, grado de fragmentación, Otros ( Tipo de explosivo, método de disparo, etc.)

### 3.1.6. Avance lineal.

Lo que se puede lograr, depende mucho de la habilidad y desempeño del perforista y el paralelismo de los taladros, en algunos arranques la sección del frente, en éste caso del ancho de la sección limita, en otras palabras la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo, será igual al ancho de la rampa, galería, crucero, etc. Esta regla cumple para arranques en “Cuña, “V” es por ello en muchas minas ya no se perfora estos tipos de arranques o trazos como se puede denominar, depende el avance también de los siguientes factores:

- **Dureza de la Roca:**

Si la roca es muy dura la profundidad de los taladros será limitada, ésta es en parte cierto, pero sería necesario utilizar explosivo de alto poder rompedor en cantidad necesaria, para lograr buenos avances.

Tabla N° 3.7. Clasificación Geomecánica del macizo rocoso.

CLASIFICACION	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESION (MPa)
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Medio dura	4 a 6	60 a 120
Medio blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno.

- **Fracturas:**

La presencia de fracturas en el terreno influye también en el avance de una labor, porque en el caso que la carga explosiva se halle en las proximidades de las discontinuidades, por esto puede haber escapes de gases. Para ello es situar las cargas antes o después de las fracturas, por lo que se tiene que medir bien la profundidad de los taladros, además ya sabemos que de preferencia los taladros serán hechos a escuadra con estas fracturas, y en el carguío se debe utilizar los tacos inertes (Arcilla) para compensar las fugas de gases.

- **Tiempo Disponible:**

Para poder terminarse la perforación completa a una longitud deseada, influye la eficiencia del equipo y eficacia del operador perforista.

### **3.1.7. Perforación secundaria.**

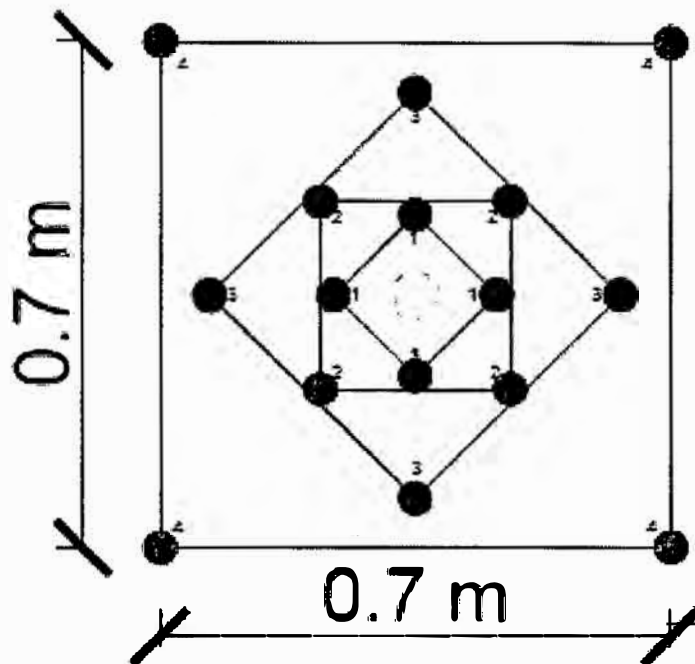
(López Jimeno C. - 2002). Se origina estos tipos de perforación cuando después de la voladura por mala fragmentación debido a deficiencias en los disparos, también se origina por efectos de fisuras naturales de la roca, estos tipos de perforación es peligrosa y cara, suele traer retrasos en el trabajo. La eliminación de estos bancos es mediante perforaciones cortas de 2 a 4 pies llamados “Cachorros”, para depositar el explosivo, de otro modo se elimina colocando explosivos en la superficie de falla, llamado “Plasta” esto dependerá del tamaño del banco.

### **3.1.8. Perforación de arranque.**

**Arranque – Trazo:** Son los taladros que van a permitir hacer una cara libre más y a partir de ésta segunda cara libre generada, se amplía la abertura con los taladros de primera y segunda ayuda, que están alrededor del arranque, hasta que la delimitación

sea total de la labor a ejecutar. En toda malla de perforación se debe mantener la simetría de los taladros de tal forma de generar una buena secuencia de salida.

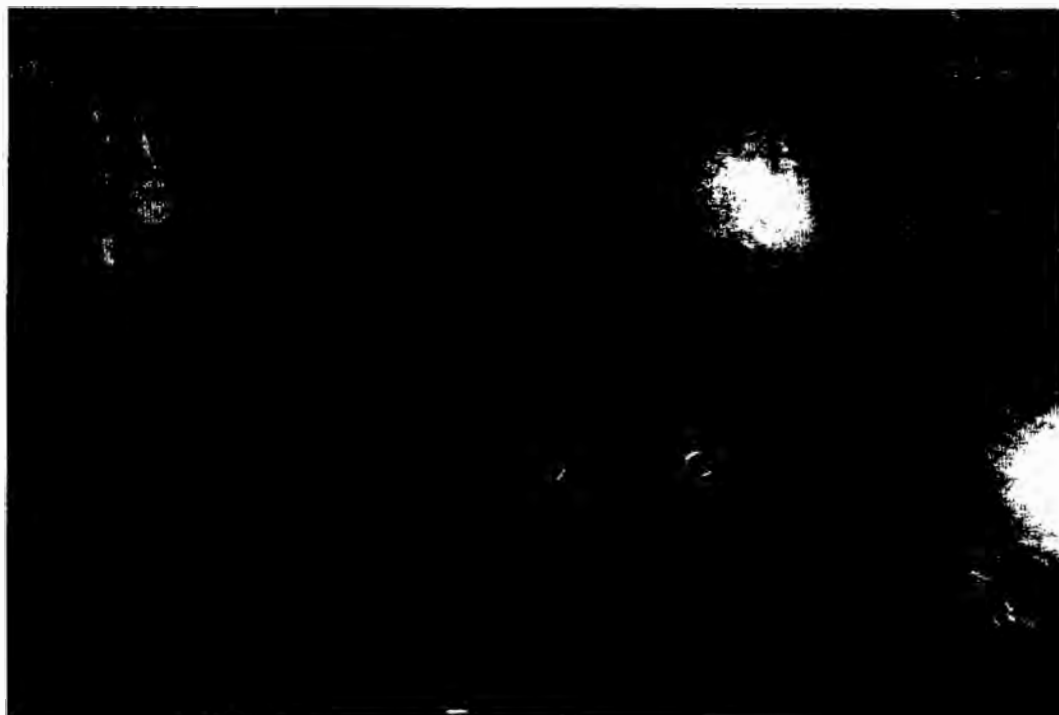
Figura N° 3.5. Tipo de arranque trazo.



*Fuente: Elaboración propio (ESCALA 1:10)*

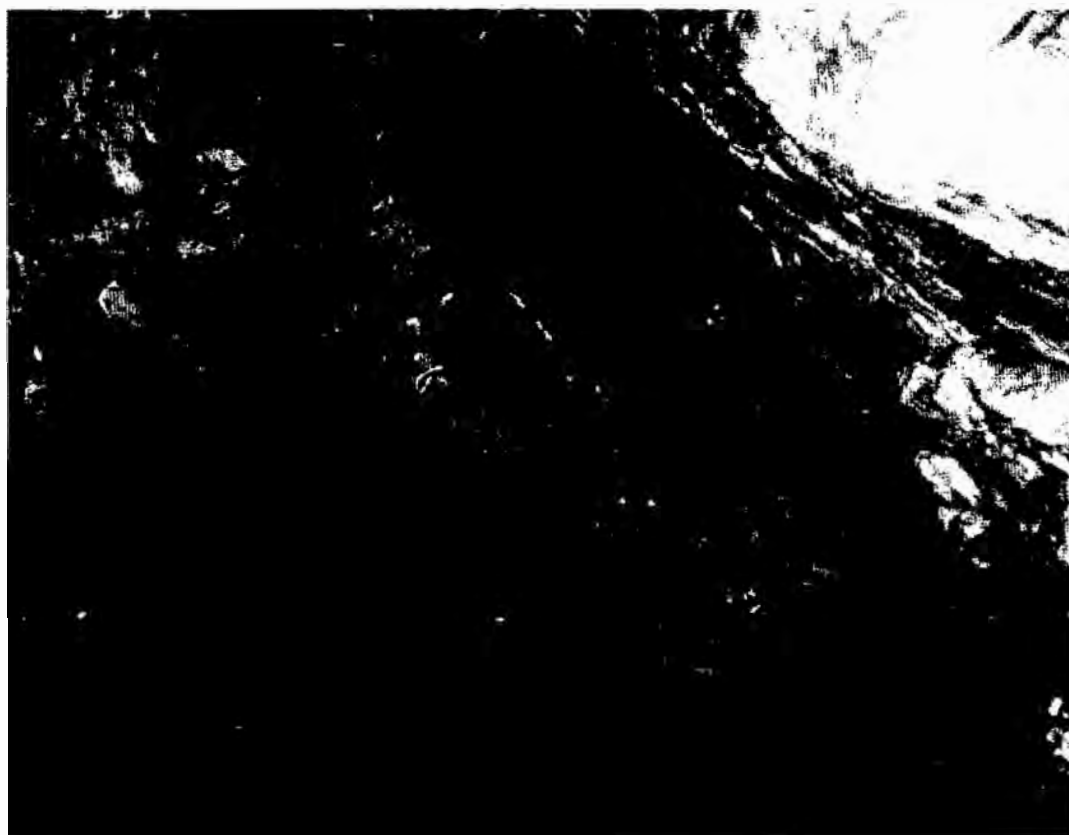
**Calidad de Perforar el Arranque:** Perforar un arranque de calidad es un arte como el cirujano utilizar el bisturí, normalmente se necesita más ó menos 14 taladros incluidos los taladros de alivio y primera y segunda ayuda de arranque. Hay como 100 tipos de arranque, todo depende del tipo de roca y habilidad del perforista; hay arranque para terreno suave, mediano y duro.

Fotografía N° 3.1. Tipo de arranque en V, y control de paralelismo en la perforación.



*Fuente: Elaboración Propia.*

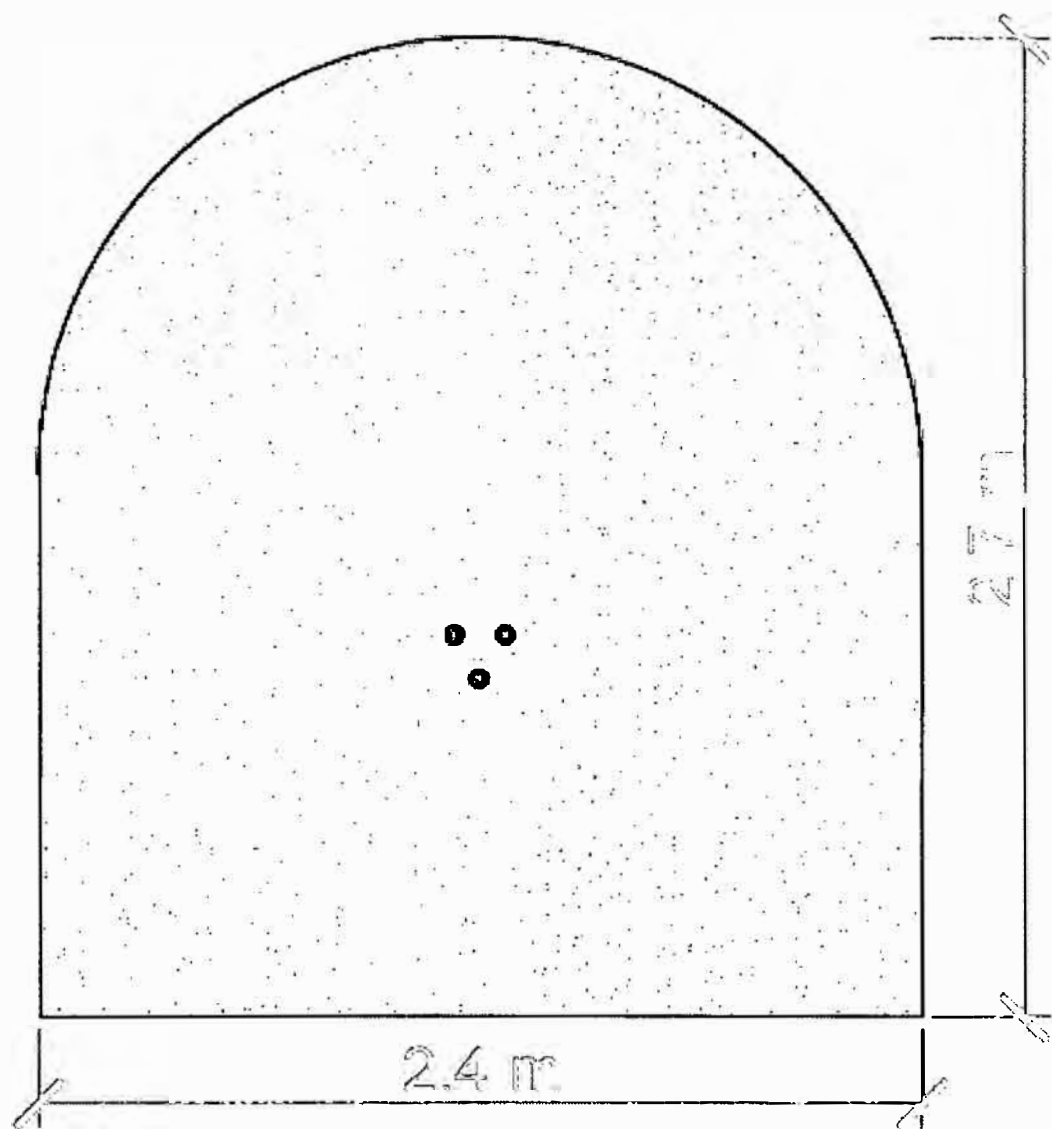
Fotografía N° 3.2. Tipo de arranque en V, y control de paralelismo en la perforación.



*Fuente: Elaboración Propia.*

a.- **Corte ó trazos angulares:** Son taladros que hacen un ángulo con el frente donde se perfora, con el objeto de que al momento de la explosión formen un “cono” de base (cara libre) amplia y de profundidad moderada, dependiendo del tipo de terreno. Entre los cortes angulares tenemos: corte en cuña o en “V” ó Corte en pirámide.

Figura N° 3.6. Corte en cuña o Pirámide.

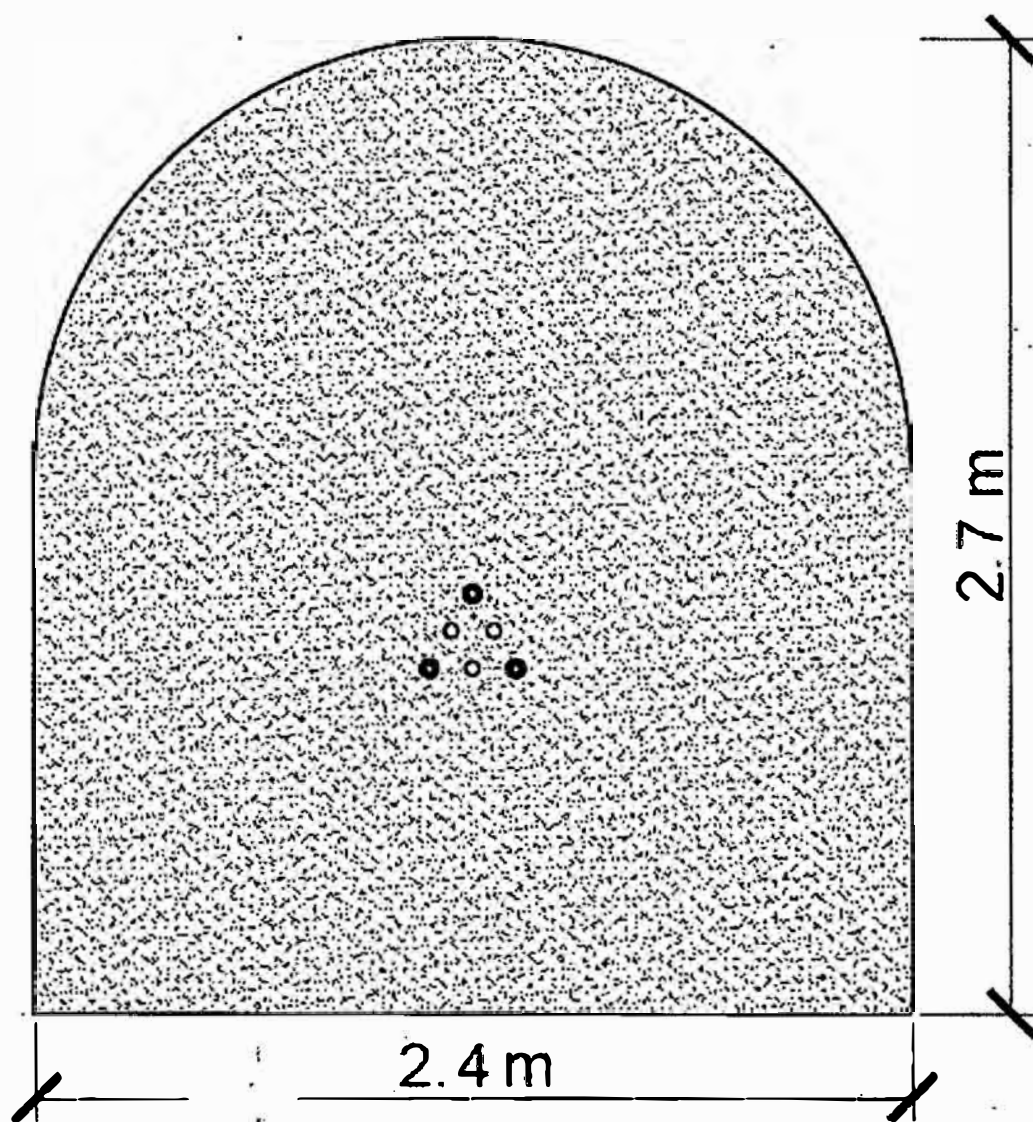


**CORTE EN CUÑA O PIRÁMIDE**

*Fuente: Elaboración propio (ESCALA 1:20)*

b.- Corte o trazo paralelos: Consiste en tres o más taladros horizontales, que son exactamente paralelos entre sí y paralelo al eje de la galería; cuanto más duro es el terreno, estos taladros deberán estar más cerca uno a otro. De los taladros que forman el corte, uno o más se dejan sin cargar (Taladros de Alivio), con el objeto de que dejen un espacio libre que facilite la salida de los otros que están cargados.

Figura N° 3.7. Diagrama de corte quemado.



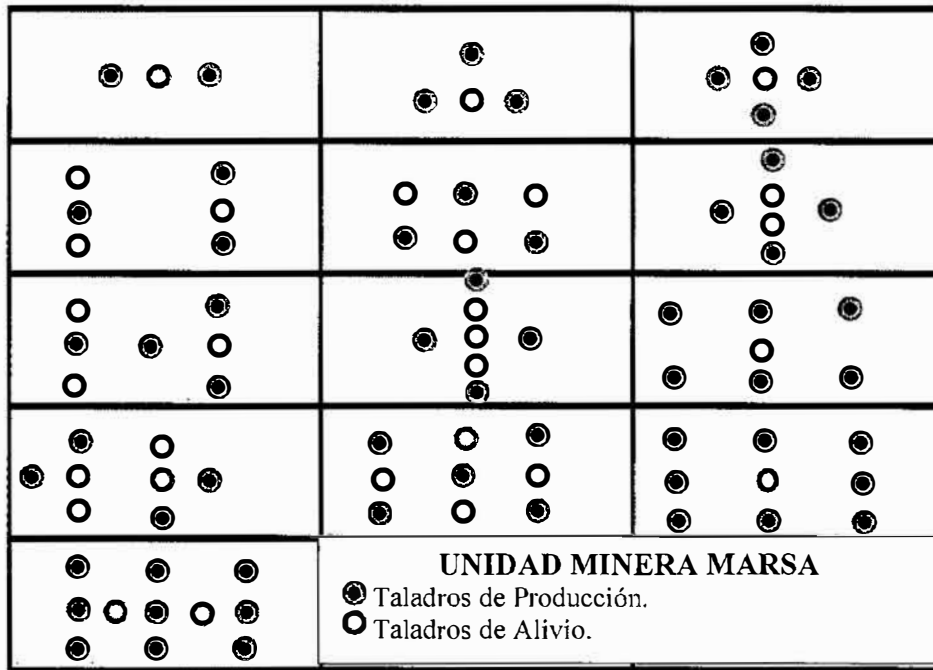
CORTE EN CUÑA O PIRÁMIDE

Fuente: Elaboración propio (ESCALA 1:20)

d.- **Cortes Combinados:** Son la combinación de Cortes en “V” y cortes en pirámide.

Los variantes del corte “QUEMADO” son: Corte escalonada y corte crack.

Figura N° 3.8. Trazos de corte quemado para la apertura de un frente.



Fuente: *Elaboración propia.*

**Posición de Corte en el Frente:** La ubicación del corte en un frente es un tema a considerar porque requiere de mayor carga específica causando, las sobre vibraciones y sobre presión; la ubicación del corte tiene que ver con el comportamiento geomecánico de las cajas y techo.

La posición mostrada depende del comportamiento geomecánico de las cajas, y de las direcciones relativas de los estratos con respecto al eje del Túnel – Rampa; En otras palabras si el hastial derecho es de mala calidad rocosa el corte se debe realizar casi junto al hastial izquierdo y viceversa.

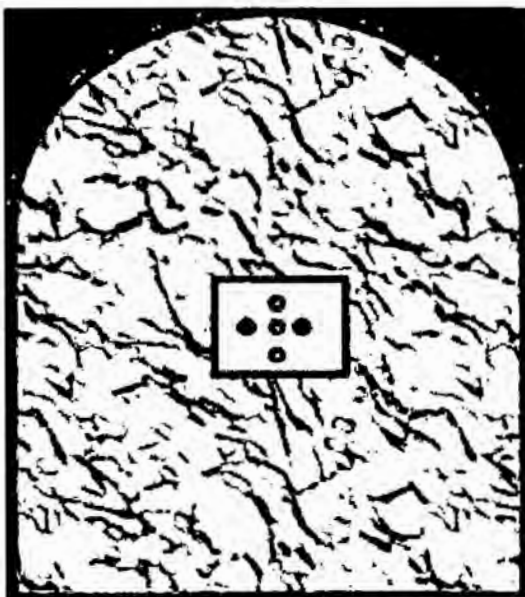
Figura N° 3.9. Ubicación del arranque cuando se presenta fallas en la estructura.



*Fuente: manual de perforación y voladura Marsa S.A.*

- ✓ Posición mostrada es la más común utilizada generalmente, pero se debe utilizar cuando no tenemos problemas alguno de calidad de macizo rocoso tanto en cajas y techo.

Figura N° 3.10. Ubicación del arranque simétrico a la sección de la labor.



*Fuente: manual de perforación y voladura Marsa S.A.*

Posición del corte que representa ventajas, reducción del afecto en la sobre rotura en el techo por el explosivo a ese nivel se puede variar su lado de ubicación dependiendo del comportamiento de las cajas.

### 3.1.9. Perforación en malla marcada.

a.- **¿Qué es una malla de perforación?:** Son líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista .Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno.

Fotografía N° 3.3. Marcado de la malla de perforación.



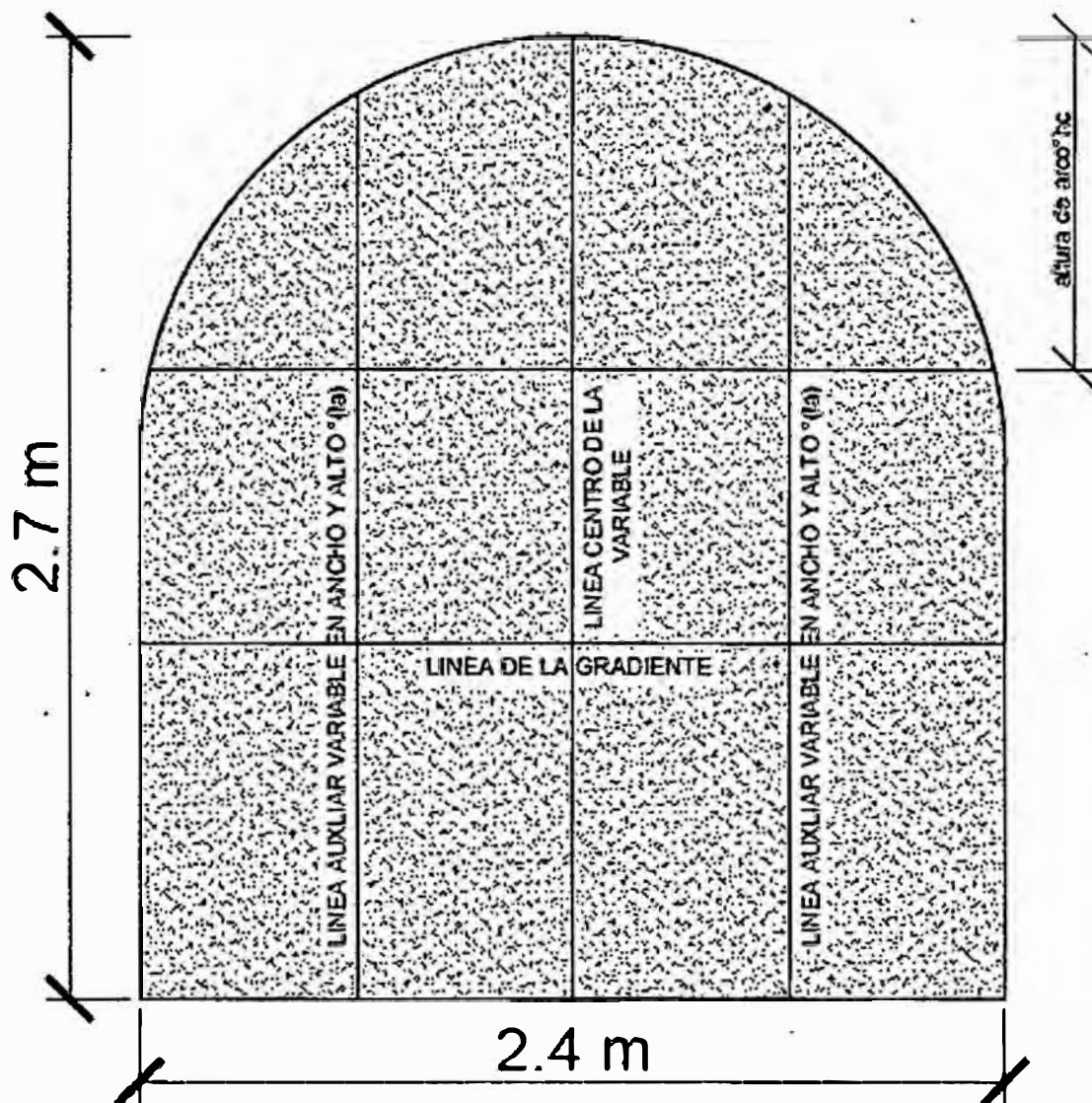
*Fuente: Elaboración Propia.*

### b.- Pasos para marcar una malla de perforación:

Los topógrafos deben darnos una línea de dirección y la línea de gradiente.

Esas líneas de rumbo y de piso nos permiten avanzar una labor de una sola cara libre, de forma recta y de la dimensión correctas.

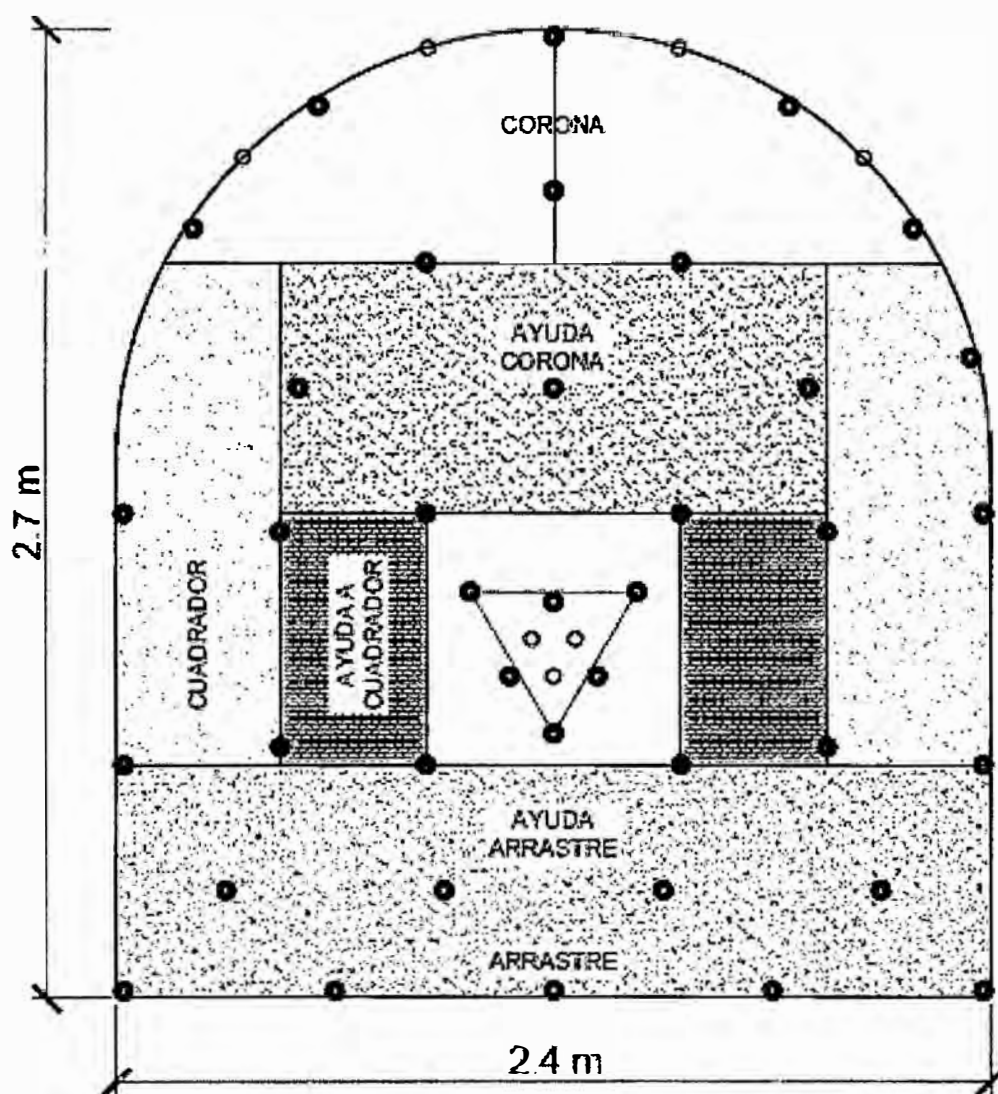
Figura N° 3.11. Trazo de líneas para la ubicación de la malla de perforación.



Fuente: Elaboración propio (ESCALA 1:20).

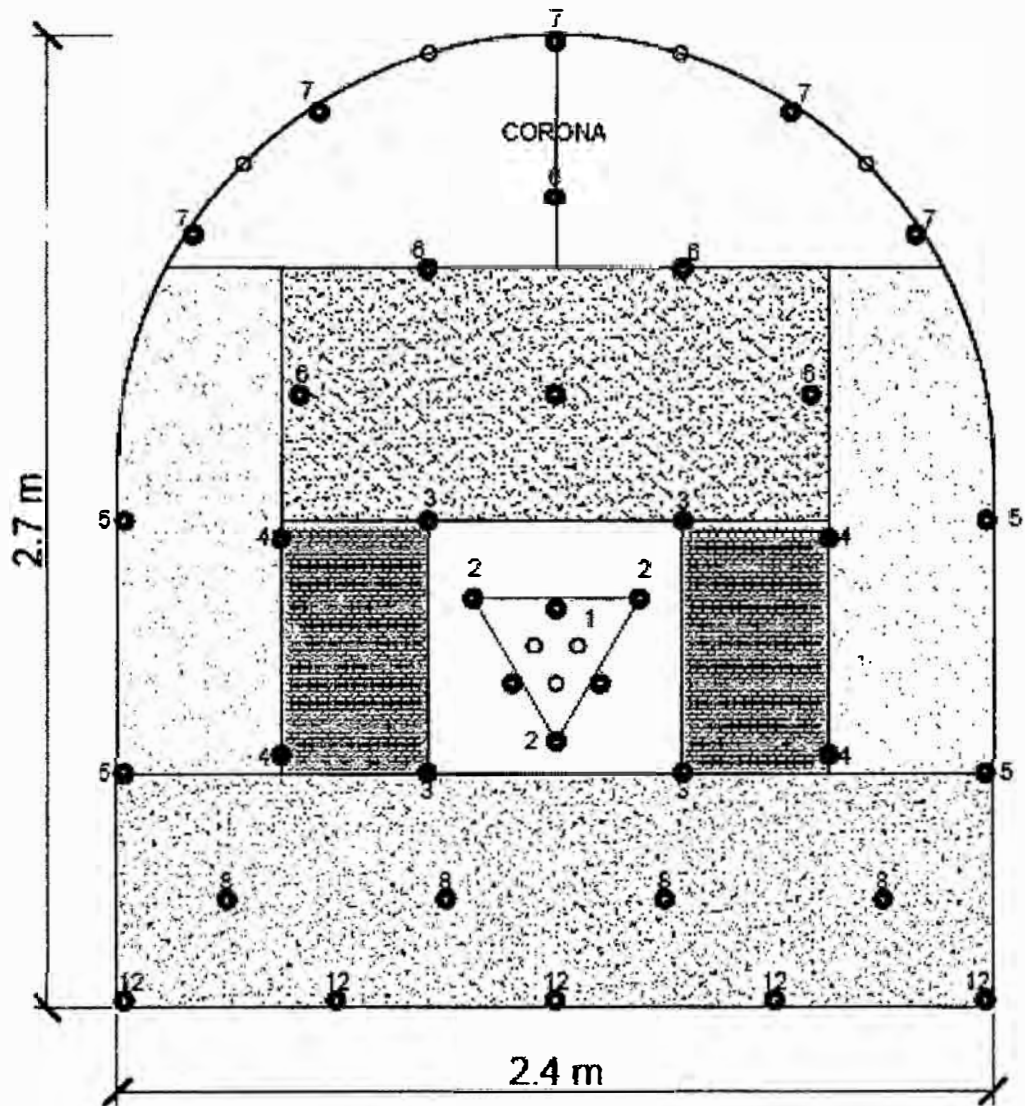
El método de implementación de cuadrícula malla en el frente de perforación, reduce sustancialmente el tiempo de perforación, como también en el carguío, ganando tiempo para las demás actividades.

Figura N° 3.12. Ubicación de los taladros en una malla estándar.



Fuente: Elaboración propio (ESCALA 1:20).

Figura N° 3.13. Secuencia de salida con fulminante no eléctrico



Fuente: *Elaboración propio. (ESCALA 1:20).*

### 3.1.10. Errores y defectos en la perforación.

EXSA (2004). “Manual práctico de voladura de rocas”. La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad. Evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente.

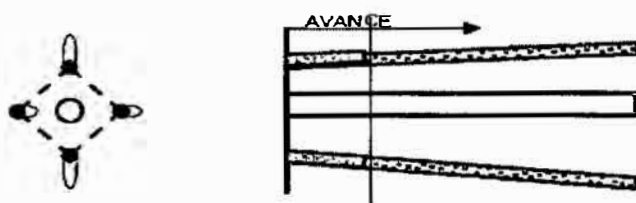
Los conocimientos necesarios que le faltan para mejorar su trabajo, el perforista debe ser consciente en su capacitación buscando ser multihabiloso, flexible al cambio permanente, participando en grupos de mejoramientos continuo.

Finalmente el perforista debe cumplir satisfactoriamente las órdenes de sus jefes, tener un conocimiento perfecto de los procedimientos escritos de trabajo PETS, estándares de trabajo, realizando sus IPERC y trabajar con ellas. A continuación se muestra los errores en la perforación, de los cuales son causantes de trabajos de mala calidad en avances.

**Hueco de alivio de diámetro muy pequeño:** Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo.



**Desviaciones en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.



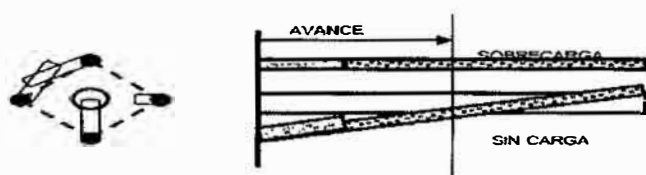
**Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.



**Irregular longitud de los taladros:** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.



**Intersección entre taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.



**Sobrecarga (excesiva densidad de carga):**



### 3.2. VOLADURA DE ROCAS.

López Jimeno C. y García Bermúdez (2003) La voladura de rocas, es la actividad final que se realiza, es el cierre con éxito la guardia. Para realizar tal efecto en la roca se utiliza los explosivos comerciales en el carguío de los taladros previamente perforados, desde luego el disparador tiene que tener bien presente la actividad que desarrolla es de suma importancia y delicadeza en el uso del explosivo.

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, fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los

fragmentos producidos a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y esta relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “Mejor” fragmentación. Así la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que el desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

### 3.2.1. Condiciones para una voladura de rocas.

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, 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. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende :

#### a) Propiedades Físicas:

- **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforar.
- **Tenacidad:** Indica entre la dificultad de romper bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 gr/cm<sup>3</sup> en promedio. Rocas densas requieren también explosivos y rápidos para romperse.

**Densidad = peso/volumen (gr/cm<sup>3</sup>)**

- **Textura:** Forma de amarre de los cristales o granos y sus grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- **Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- **Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- **Grado de Alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

**b) Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas:**

- **Frecuencia Sísmica:** Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.
- **Resistencia Mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
- **Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas)
- **Módulo de Yung:** Resistencia elástica a la deformación.
- **Radio de Poisson:** Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.
- **Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

**c) Condiciones Geológicas:**

- **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.)
- **Grado de Fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas

de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

- **Presencia de Agua:** Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

**d) Parámetros de Explosivo (Propiedades Físico –Químicas):**

- **Densidad:** Peso específico en gr/cm<sup>3</sup> (a mayor densidad, mayor potencias), varía entre 0.7 a 1.6 gr/cm<sup>3</sup>. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.
- **Transmisión o Simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.
- **Resistencia al Agua:** Varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- **Energía del Explosivo:** Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo. Las muestras son cilíndricas-rectas con una relación altura-diámetro de 2 a 2,5 y un diámetro no menor a 47 mm.

Tabla N° 3.8. Energía de los explosivos en MPa.

Tipo de Explosivo	Dimensión del Explosivo (Pulgadas)	Carga Continua (Mpa)	Carga Desacoplada (Mpa)	Carga desacoplada y espaciada (Mpa)
Semexa 80%	1 1/2 x 8	2986.88	1924.43	781.56
Semexa 80%	7/8 x 8	2968.88	464.69	188.72
Semexa 65%	1 1/2 x 8	2469.60	1591.15	646.21
Semexa 65%	7/8 x 8	2469.60	384.21	156.04

*Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno.*

- **Sensibilidad a la Iniciación:** Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse ( usualmente se tiene como referencia al detonador n° 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

- **Volumen Normal de Gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 Kg de explosivo a 0° C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.
- **Presión de Taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm<sup>2</sup>, en kilobar (Kbar) o en Mega pascal (Mpa).

$$P_t = \frac{\rho_E \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{8}$$

..... Ecuación (3.2.1.)

**Donde:**

- P<sub>t</sub> : presión de taladro, en MPa
- ρ<sub>E</sub> : densidad del explosivo, en g/cm<sup>3</sup>
- VOD : velocidad de detonación, en m/s

- **Categoría de Humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

#### e) Condiciones de la carga

- **Diámetro de la carga(diámetro del taladro).**

Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.

- **Geometría de la carga.**

Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

- **Grado de acoplamiento.**

Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro. 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. Se dice que un taladro está acoplado cuando el diámetro del cartucho se acerca al diámetro del taladro.

El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del cartucho es mucho menor al diámetro del taladro.

- **Grado de confinamiento.**

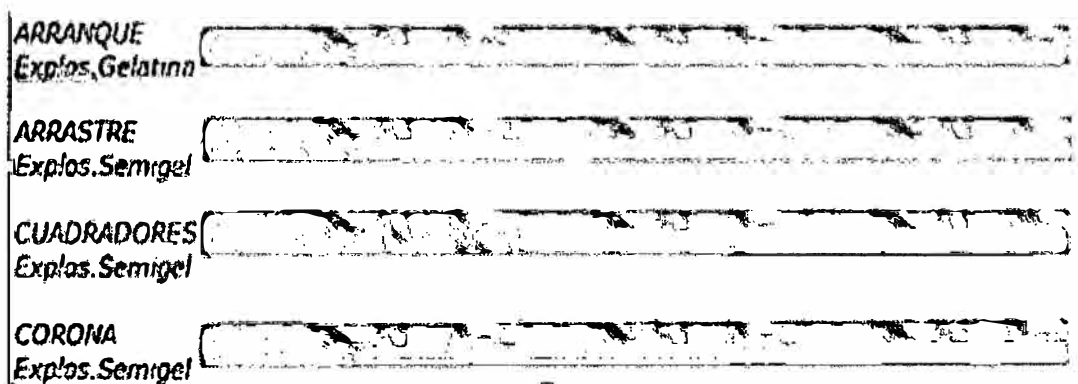
Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y distancia entre los taladros).

Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura.

- **Distribución de carga en el taladro.**

La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).

Figura N° 3.14. Distribución de los cartuchos en taladros de 8 pies.



Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A.

- **Intervalos de iniciación de las cargas (Timing)**

Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

### **3.2.2. Evaluación de la voladura.**

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo.

1. El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto.
2. El avance del frente disparado en voladura de bancos en superficie deberá sobrepasar la última fila de taladros.
3. El nivel del piso en bancos o el piso del nuevo banco disparado debe resultar al mismo nivel del existente. Si se presentan irregularidades como lomos (*toes*), debe presumirse muy poca sobre perforación o falta de carga de fondo.
4. El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes.
5. La sobrerotura (*Over break*) y la sobre rotura hacia atrás (*Back break*) en bancos, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los taladros que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada.
6. El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo. La forma

aproximada de los montículos de detritos se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en “V” resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultará en acumulación a lo largo de toda la cara del frente disparado.

7. La falta de desplazamiento: Cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha “congelado”. Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior del banco, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado.

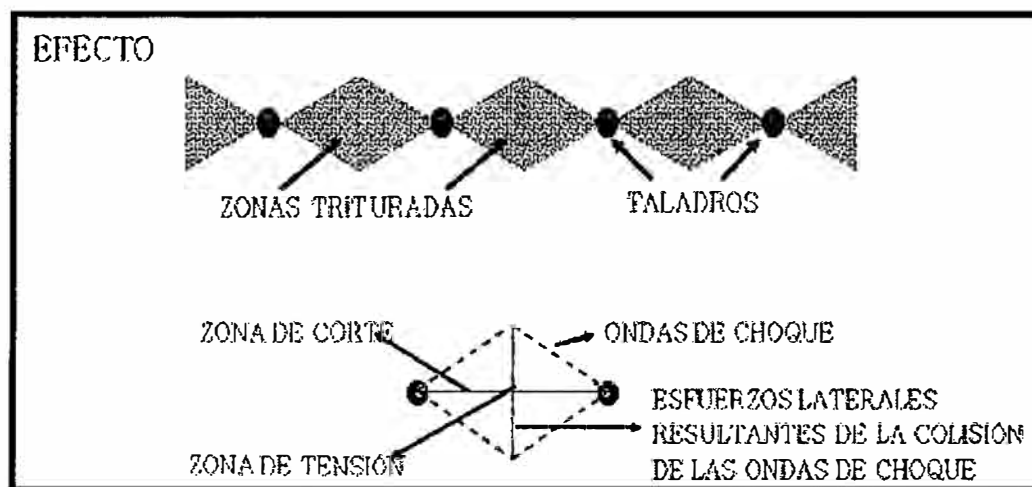
8. La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de “diluir” el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura.

9. Costo de la voladura. Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valorados en soles o dólares/TM) se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de bancos sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso.

### 3.2.3. Voladura controlada.

**EXSA (2004).** A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales.

Figura N° 3.15. Área de influencia del impacto de la voladura de taladro a taladro.



Fuente: *Manual de perforación y voladura- Exsa.*

**Entre sus condiciones fundamentales tenemos:** Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente:  $E = 0,5$  a  $0,8 B$ .

Fotografía N° 3.4. Armado de plataforma para la perforación.



Fuente: *Elaboración Propia*

Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.

Figura N° 3.16. Cebado de la columna explosiva.



Fuente: Manual de perforación y voladura- Exsa

Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de Exsacorte, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.

Figura N° 3.17. Uso de espaciadores para una voladura controlada.



Fuente: Manual de perforación y voladura- Exsa.

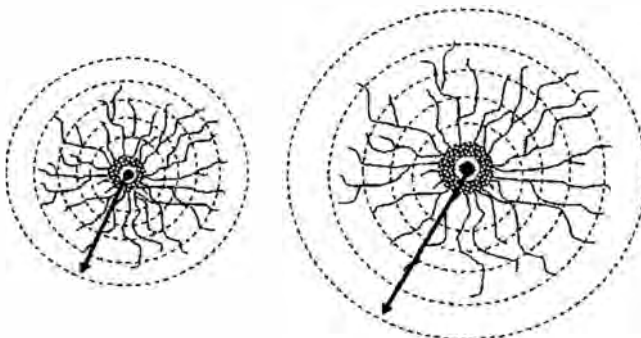
Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.

Figura N° 3.18. Radio de influencia de la voladura según el uso de tacos.

### RADIO DE INFLUENCIA

SIN TACO

CON TACO

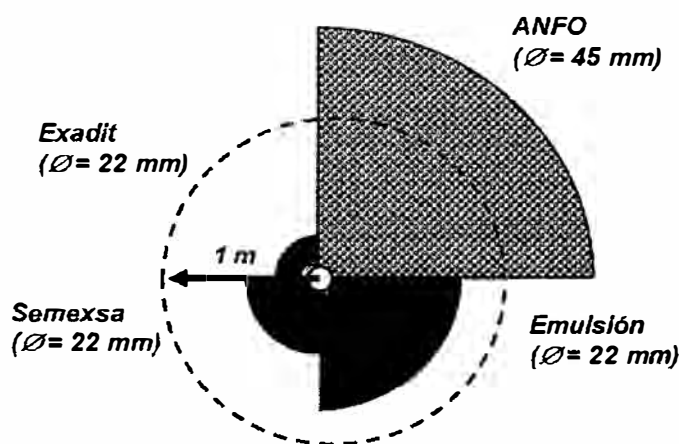


Fuente: Manual de perforación y voladura- Exsa

El efecto de confinamiento Adecuado se logra al colocar un taco o tapón de material inerte en la boca del taladro para sellar la carga explosiva y del acoplamiento. Un material anguloso y menudo, bajo la acción de los gases tiende a formar un arco de compactación que se ajusta a la pared del taladro, incrementando su capacidad de “resistencia” a la eyección, como por ejemplo **los detritus de la perforación**.

Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el Exacorte.

Figura N° 3.19. Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el Exacorte.



**Influencia del entorno de la roca para un taladro de:**  
 **$\varnothing = 45 \text{ mm}$**

*Fuente: Manual de perforación y voladura- Exsa*

Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).

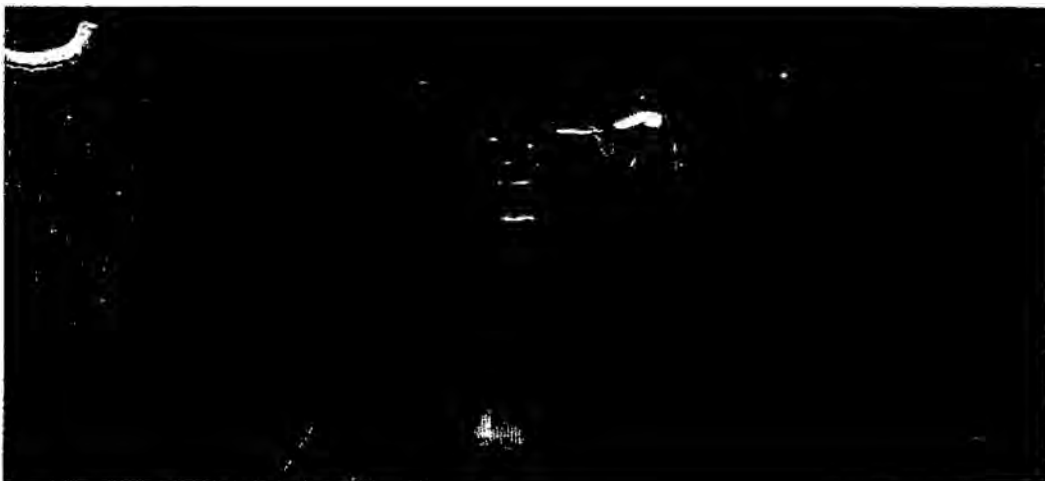
Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

**Ventajas de la voladura controlada:**

- Produce superficies de roca lisa y estable.

- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobreexcavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.
- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

Fotografía N° 3.5. Labor realizada y sostenimiento con Shotcrete.



*Fuente: Elaboración Propia.*

#### **Desventajas de la voladura controlada:**

- Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.

- En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrollada en los últimos años, muchas veces específicamente para un problema particular, pero las más aplicadas son:

- Voladuras de precorte
- Voladura de recorte
- Voladuras amortiguadas

Estas técnicas se efectúan tanto para trabajos subterráneos como en superficie.

#### **3.2.4. Voladura de precorte.**

**EXSA (2004).** Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea.

#### **3.2.5. Voladura de recorte.**

**EXSA (2004).** Consiste en la voladura de una fila de taladros cercanos, con cargas desacopladas, pero después de la voladura “principal” o de producción. El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte.

#### **3.2.6. Voladura amortiguada.**

**López Jimeno C. y García Bermúdez (2003).** Es prácticamente una voladura convencional pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en su esquema geométrico que es más reducido, como en las cargas de explosivo que deben ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa.

### 3.2.7. Cálculo de factor de carga.

Tabla N° 3.9. Características de los explosivos a utilizar.

TIPO	DIMENSIONES (PULGADAS)	DENSIDAD (Gr/cm <sup>3</sup> )	PESO (Gr)	N° CARTUCHOS POR CAJA
GELATINA 75%	(7/8 X 7)	1.38	88	284
SEMEXA 65%	(7/8X 7)	1.12	81	308
EXADITH 45%	(7/8 X 7)	1.00	76	328

Fuente: *Manual de perforación y voladura EXSA.*

Las siguientes formulas Empíricas fueron obtenidas del Manual de perforación y voladura EXSA.

#### Cálculo de Volumen y TM de material roto.

$$V = S * Ar \dots\dots\dots\text{Fórmula (N° 3.2.1)}$$

$$Lp = Lb * 0.95 \dots\dots\dots\text{Fórmula (N° 3.2.2)}$$

$$Ar = Lp - T \dots\dots\dots\text{Fórmula (N° 3.2.3)}$$

$$TM = V * \delta r \dots\dots\dots\text{Fórmula (N° 3.2.4)}$$

Donde:

V=volumen de material roto (m<sup>3</sup>)

$\delta r$  = peso específico de la roca. De la tabla N° 3.10 se tiene que en promedio de la muestra el  $\delta r$  es igual 2.67 gr/cm<sup>3</sup>

S= área de la sección de la labor (m<sup>2</sup> )

Lp= longitud de perforación (m)

Lb= longitud del barreno (m) = 2.4m

Ar= avance real (m)

$$Lp = 2.4m * 0.95 = 2.28m$$

$$T = \text{taco (m)} = 0.20m$$

$$Ar = 2.28m - 0.20m = 2.08m$$

De la fórmula N° 3.2.1 y N° 3.2.4 se tiene:

$$\rightarrow V = (2.4 * 2.7)m^2 * 2.08m = 13.48m^3$$

$$\rightarrow TM = 13.48m^3 * \frac{2.67TM}{m^3} = 35.99 TM$$

**Cálculo de longitud de carga por taladro ( $LT_{carga}$ )**

$$LT_{carga} = \frac{2}{3} * Lp$$

$$LT_{carga} = \frac{2}{3} * 2.28 m = 1.52m$$

**Número de cartuchos a cargar por taladro ( $N_{ctal}$ )**

$$N_{ctal} = \frac{LT_{carga}}{Le}$$

Donde:

Le= longitud del explosivo, en este caso se utiliza SEMEXA de 65% (7/8"x7"), ver tabla N° 3.9.

$$N_{ctal} = \frac{1.52}{0.178} = 8.4 \cong 8 \text{ cartuchos/taladro.}$$

Para el peso del explosivo ver Tabla N° 3.9.

**Peso total por taladro ( $PT_{tal}$ )**

$$PT_{tal} = N_{ctal} * P_{expl.}$$

$$PT_{tal} = 8 * 0.081Kg = 0.65 Kg$$

**Peso total por frente ( $PT_{Frente}$ )**

$$PT_{Frente} = N^{\circ}_{TAL} * PT_{tal}$$

El número total de taladros ( $N^{\circ}_{TAL}$ ) se obtiene de la tabla N° 3.3.

$$PT_{Frente} = 36 * 0.65Kg = 23.40Kg$$

Calculo de factor de carga (Fc)

$$Fc = \frac{PT_{Frente}}{V} = \frac{23.40 Kg}{13.48m^3} = 1.74 \frac{Kg}{m^3}$$

### **3.3. MECÁNICA DE ROCAS.**

#### **3.3.1. Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.**

Cuando no se tiene información detallada sobre el macizo rocoso y sus esfuerzos, el uso de un esquema de clasificación del macizo rocoso puede ser considerablemente beneficioso. En el caso más simple, se puede utilizar un esquema de clasificación como un chequeo para asegurar que toda la información relevante ha sido considerada.

#### **3.3.2. Propiedades mecánicas de las rocas.**

El modelo Geomecánica tiene por objetivo cuantificar diversos parámetros que componen el modelo geológico para que puedan utilizarse en los cálculos propios del modelo matemático. Para construir el modelo Geomecánica de una mina, se parte de las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades, de las que es esencial conocer su resistencia del corte para estimarla estabilidad de la labor. Es necesario conocer las propiedades mecánicas del macizo rocoso en cuanto a su resistencia y su deformabilidad. Las propiedades del macizo rocoso cuyo conocimiento presenta más interés son:

El módulo de deformación, el coeficiente de Poisson, la cohesión y la fricción, resistencia a la comprensión.

#### **3.3.3. Determinación de tensiones naturales de la corteza.**

El estado de materiales de un determinado punto de la corteza terrestre y en un momento dado es el resultado de una serie de fuerzas de distinto orden y carácter. Las tensiones que existen en el macizo rocoso antes de efectuar la excavación incluyen, por una parte, los componentes de las tensiones gravitacionales, debidas al peso de la roca suprayacente y a los efectos del confinamiento lateral, por otra parte, están los



- Orientación de las discontinuidades
- La presencia de agua.

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración. De acuerdo a las pruebas de compresión uniaxial, elaborados en laboratorio de mecánica de rocas de la unidad minera Marsa.

### **3.3.6. 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 las meteorizaciones.
- Inestabilidad debido a presiones de flujos excesivos de agua.

El nivel de diseño en el factor de seguridad (FS) antes de aplicar el sostenimiento deberá ser mayor a la unidad (depende de la variación del proyecto) para considerarlo en condiciones de estabilidad.

### **3.3.7. Campo de aplicación de la resistencia a la compresión simple.**

El ensayo permite determinar en laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple. Es un ensayo que sirve para la clasificación de la roca por su resistencia y para la determinación de su deformabilidad.

La norma ASTM D4543-48 sugiere algunas recomendaciones para la preparación de cuerpos de prueba cilíndricos de material rocoso y la determinación de las tolerancias de dimensión y forma, que serán usados para los ensayos especializados. Las muestras

son cilíndricas-rectas con una relación altura-diámetro de 2 a 2,5 y un diámetro no menor a 47 mm. El diámetro puede ser mayor de acuerdo con la necesidad de la escala que se desea trabajar. Las muestras que se determinan a continuación son muestras regulares de dimensiones 5 cm X 10 cm, luego son preparados como testigos de roca en la máquina HILTI , para posteriormente llevados a ensayos de laboratorio en las máquinas SATEC de fabricación Estado Unidense.

**a.) Resultados del ensayo.**

Tabla N° 3.10. Datos iniciales de las muestras.

ITEM	Muestra 01		Muestra 02		Muestra 03		Muestra 04		Muestra 05	
	Diámetro (cm)	altura (cm)	Diámetro (cm)	altura (cm)	Diámetro (cm)	altura (cm)	Diámetro (cm)	altura (cm)	Diámetro (cm)	altura (cm)
1	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00
2	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00
3	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00
Promedio	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00	5.00	10.00

Fuente: Área de Geomecánica MARSA S.A.

- Cálculos matemáticos.

a) Área de la muestra 01

$$A = \pi r^2$$

$$\rightarrow A = 3.1416 * (2.5\text{cm})^2 = 19.635 \text{ cm}^2$$

b) Volumen de la muestra 01

$$V = A * h$$

$$\rightarrow V = 19.635 \text{ cm}^2 * 10 \text{ cm} = 196.35 \text{ cm}^3$$

c) Peso específico de la muestra.

$$Y = \frac{W}{A}$$

$$\rightarrow Y = \frac{496.10 \text{ Gr}}{196.35 \text{ cm}^3} = 2.53 \text{ gr/cm}^3 \text{ ó } Y = 2.53 \text{ TM/ m}^3$$

Tabla N° 3.11. Cálculo del área, volumen y peso específico de las muestras.

Descripción	Fórmula	Muestra 01	Muestra 02	Muestra 03	Muestra 04	Muestra 05
Radio (cm)		2.50	2.50	2.50	2.50	2.50
Peso (Gr)		496.10	513.20	503.90	517.40	524.10
Área del Testigo (cm <sup>2</sup> )	$A = \pi r^2$	19.64	19.64	19.64	19.64	19.64
Volumen del testigo (cm <sup>3</sup> )	$V = Ah$	196.35	196.35	196.35	196.35	196.35
Peso Específico (Gr/cm <sup>3</sup> )	$\gamma = \frac{P}{V}$	2.53	2.61	2.57	2.64	2.67

Fuente: Elaboración propia

Tabla N° 3.12. Resistencia (KN) vs Desplazamiento vertical de las muestras

Resistencia en (KN)				
Muestra 01	Muestra 02	Muestra 03	Muestra 04	Muestra 05
4.5	6.86	4.18	5.58	5.7

Fuente: Elaboración propia.

- Cálculos matemáticos.

a) Cálculo del esfuerzo a la compresión de la roca ( $\sigma$ ), según LANGEUNFORD

$$\sigma = \frac{F}{A}$$

$$\rightarrow \sigma_1 = \frac{4.50 \text{ KN}}{19.635 \text{ cm}^2} \times \frac{101.972 \text{ Kg-F}}{1 \text{ KN}} \times \frac{1 \text{ MPa}}{10.1979 \text{ Kg-F/cm}^2} = 2.29 \text{ MPa}$$

$$\rightarrow \sigma_2 = \frac{6.86 \text{ KN}}{19.635 \text{ cm}^2} \times \frac{101.972 \text{ Kg-F}}{1 \text{ KN}} \times \frac{1 \text{ MPa}}{10.1979 \text{ Kg-F/cm}^2} = 3.49 \text{ MPa}$$

$$\rightarrow \sigma_3 = \frac{4.18 \text{ KN}}{19.635 \text{ cm}^2} \times \frac{101.972 \text{ Kg-F}}{1 \text{ KN}} \times \frac{1 \text{ MPa}}{10.1979 \text{ Kg-F/cm}^2} = 2.13 \text{ MPa}$$

$$\rightarrow \sigma_4 = \frac{5.58 \text{ KN}}{19.635 \text{ cm}^2} \times \frac{101.972 \text{ Kg-F}}{1 \text{ KN}} \times \frac{1 \text{ MPa}}{10.1979 \text{ Kg-F/cm}^2} = 2.84 \text{ MPa}$$

$$\rightarrow \sigma_5 = \frac{5.70 \text{ KN}}{19.635 \text{ cm}^2} \times \frac{101.972 \text{ Kg-F}}{1 \text{ KN}} \times \frac{1 \text{ MPa}}{10.1979 \text{ Kg-F/cm}^2} = 2.90 \text{ MPa}$$

Tabla N° 3.13. Resultado final de las muestras en Mpa.

Descripción	Muestra 01	Muestra 02	Muestra 03	Muestra 04	Muestra 05
Área (mm <sup>2</sup> )	1963.50	1963.50	1963.50	1963.50	1963.50
Carga (KN)	4.50	6.86	4.18	5.58	5.70
Esfuerzo (Mpa)	2.29	3.49	2.13	2.84	2.90

Promedio (KN)	5.36
Promedio (Mpa)	2.73

Fuente: Elaboración propia.

Fotografía N°3.6. Obtención de testigos para las muestras de resistencia a la compresión



*Fuente: Elaboración propia.*

De la tabla N° 3.12 se puede verificar que hay una gran dispersión en los datos debido a que la zona donde se ha extraído las muestras se encuentra con presencia de agua.

Según la clasificación de Bieniawski (1973) se determinó como una roca de mediana dureza en promedio alcanzando a **2.73 Mpa** del cuadro anterior, por tanto toda la estandarización para el cálculo en los precios unitarios con respecto a perforación y voladura se consideran con el tipo de roca de mediana dureza.

### **3.3.8. Especificaciones del estándar.**

#### **Plano Geomecánico.**

todas las labores contarán con un plano geomecánico, el cual es una representación simplificada de las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, estos planos geomecánicos se actualizarán mensualmente. la calidad del macizo rocoso se clasificara en 4 tipos respectivas subdivisiones (A y B).

Tabla N° 3.14. Tabla de equivalencia del macizo rocoso según GSI y RMR.

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACIÓN DE LA ROCA
II	II-A	BUENA "A"
	II-B	BUENA "B"
III	III-A	REGULAR "A"
	III-B	REGULAR "B"
IV	IV-A	MALA "A"
	IV-B	MALA "B"
V	V-A	MUY MALA

Fuente: Área de geomecánica MARSÁ S.A.

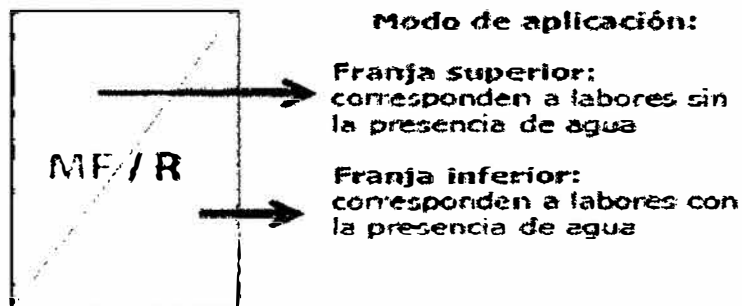
### Metodología Para La Clasificación Del Macizo Rocosó.

Para determinar la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento se debe utilizar las tablas geomecánicas según GSI (Índice de Resistencia Geológica).

### Factores Influyentes.

En la tabla geomecánica la clasificación del macizo rocoso y por ende el tipo de sostenimiento se presentan en dos franjas, el cual se diferencia por las presencias del factor influyentes.

Figura. N° 3.20. Factor influyente ( Agua).



Fuente: Área de Geomecánica MARSÁ S.A.

### 3.3.9. 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.

- **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.

Fotografía N° 3.7. Reconocimiento del primer puesto en cero accidentes del primer semestre del año 2014, por el Área de Seguridad y Salud Ocupacional -Marsa



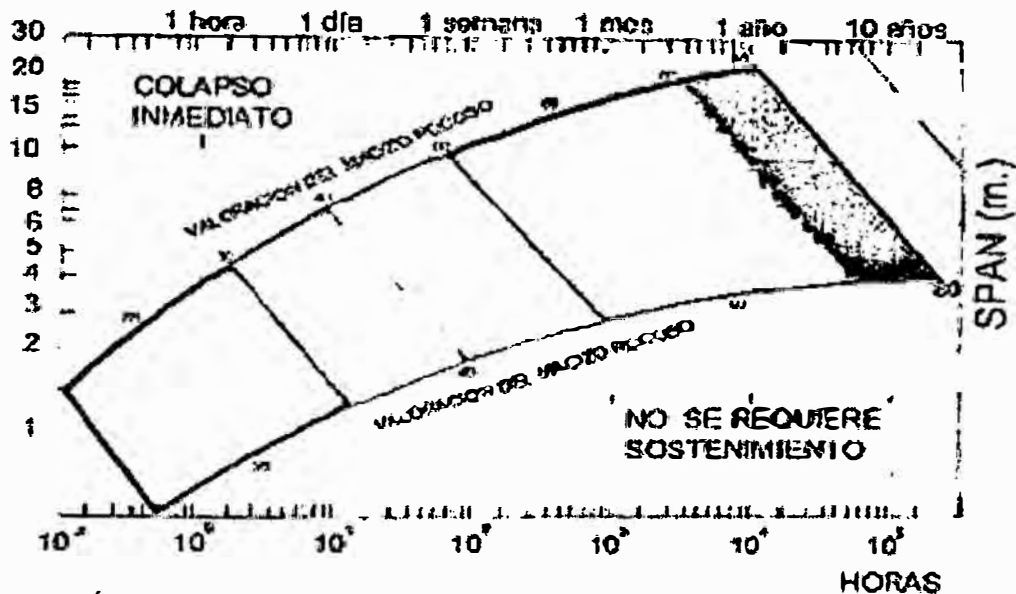
*Fuente: elaboración propia*

Tabla N° 3.15. Tabla geomecánica para la clasificación de macizo rocoso.

 <b>TABLA GEOMECAICA SEGUN GSI MODIFICADO</b>						
<p>Las cédulas de esta tabla describen la estructura del macizo rocoso en referencia a la combinación entre la estructura y la condición superficial y orientación de las fracturas.</p> <p>Para utilizar la clasificación del GSI primero se tiene que determinar el número de fracturas por metro lineal en el punto de mapeo luego se determina la condición superficial de las estructuras cotizadas (Rancho).</p> <p>Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo si se cuenta 10 fracturas metro y la condición de esta estructura es buena superficialmente, entonces, esta información clasifica al macizo rocoso como Moderadamente Fracturado. Mucho (F3M) y el valor del RMR = 40-50 (ver ejemplo).</p> <p style="text-align: center;">↓</p> <p><b>ESTRUCTURA</b></p>		<p>↑</p> <p><b>CONDICION SUPERFICIAL (CONDICION)</b></p>				
		SOLO RASTILLA CON GOLPES DE BRICOTA (S1) MUY BUENA (EXTREMAMENTE RESISTENTE) (S1B)	SEMPRE CON 10 MAS GOLPES DE BRICOTA (S2) BUENA (RESISTENTE) (S2B)	SEMPRE CON 1-2 GOLPES DE BRICOTA (S3) REGULAR (NO SE RESISTE) (S3B)	SEMPRE EN LA SUPERFICIE MALA (S4) (S4B)	SEMPRE EN LA SUPERFICIE MUY MALA (S5) (S5B)
	<b>LEVEMENTE FRACTURADA (S1)</b> (2 - 4 Fract/metro). Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si.	LFMB	LF2B	LF3B	LF4B	LF5B
	<b>MOD. FRACTURADA (F1)</b> (5 - 12 Fract/metro). Muy bien trabada, no desbordada. Bloques cubicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales.	FM1B	FM2B	FM3B	FM4B	FM5B
	<b>MOD. FRACTURADA (F2)</b> (13 - 20 Fract/metro). Moderadamente trabada, parcialmente desbordada. Formados por 4 ó mas familias de discontinuidades.	MF1B	MF2B	MF3B	MF4B	MF5B
	<b>MUY FRACTURADA (F3)</b> (mas de 20 Fract/metro). Plegamiento y/o filonitas con muchas discontinuidades intersectadas formando bloques angulosos e irregulares.	IF1B	IF2B	IF3B	IF4B	IF5B
	<b>TRIZADA O DESBORDADA (T)</b> Ligeramente trabada, mas rocosa e irregularmente trabada con una mezcla de fragmentos silíceos de diferentes tamaños y redondeados.	TMB	T2B	T3B	T4B	T5B

Fuente: Área de Geomecánica MARSA S.A.

Tabla N° 3.16. Tiempo de autoaporte usando la clasificación de RMR.



Fuente: Área de Geomecánica MARSA S.A.

Tabla N° 3.17. Recomendación geomecánica por el tipo de roca y tipo de labor.

T. R.	LABORES DE AVANCE	LABORES EXPLOTACION
II-A	Sin sostenimiento	
II-B	Sostenimiento puntual	
III-A	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.	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.
III-B	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.	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.
IV-A	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 electrosoldada 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 electrosoldada de 10 cm x 10 cm y shotcrete de 6.25 cm de espesor.	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.
IV-B	Colocar cimbras metálicas espaciado de 1 m a 1.20 m.	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.
V	Colocar cimbras metálicas espaciados de 1 m a 1.20 m, previamente una capa de shotcrete de 5 cm de espesor con 30 kp de libra/m <sup>3</sup> y/o marchavantes.	En labores de zona de raske avanzar con cuadros, marchavantes y guarda cabeza tupida, espaciado de 0.60 m a 1 m.

Fuente: Área de Geomecánica MARSA S.A.

Tabla N° 3.18. Capacidad de los elementos de sostenimiento.

Elemento de sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Und	Consideraciones
Perno Helicoidal (Perno de roca)	Activo	≥6.6	t/m	
Perno Hydrabolt (Perno de fricción)	Activo	≥9	t	Capacidad en toda su extensión
Perno Split Set (Perno de fricción)	Activo	≥3.3	t/m	Diámetro de perforación 38 mm
Cimbras Viga 4H13 4"x6"x1/4"	Pasivo	10.5	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.70 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	Pasivo	12	t/m <sup>2</sup>	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	Pasivo	7	t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Cimbras Omega Ω-N29	Pasivo	14	t/m <sup>2</sup>	Sección 3 m x 3 m
Cuadros de madera	Pasivo	≥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 2.50 m	Pasivo	56	t	Cuando la altura es mayor a 2 m
Shotcrete	Pasivo	≥ 200	kg/cm <sup>2</sup>	Resistencia a 14 días
Malla electro-soldada	Pasivo	1000 - 1300	kg	En cuatro puntos de apoyo

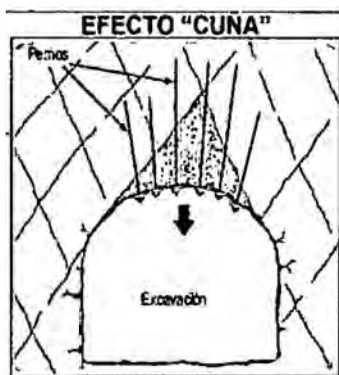
Fuente: área de Geomecánica MARSA S.A.

### 3.4. PRINCIPIOS DE SOSTENIMIENTO DE LOS PERNOS.

#### A) EFECTO CUÑA.

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables.

Figura N° 3.21. Efecto cuña

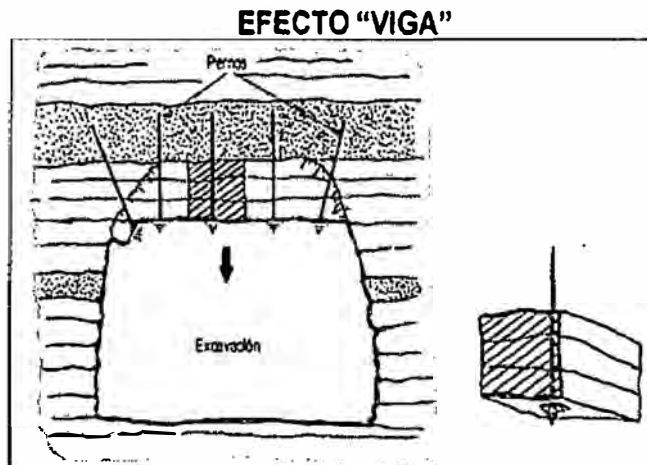


Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

## B) EFECTO VIGA.

En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema de fracturas dominantes subhorizontales, los pernos ayudan a minimizar la deflexión del techo (pandeamiento).

Figura N° 3.22. Efecto viga

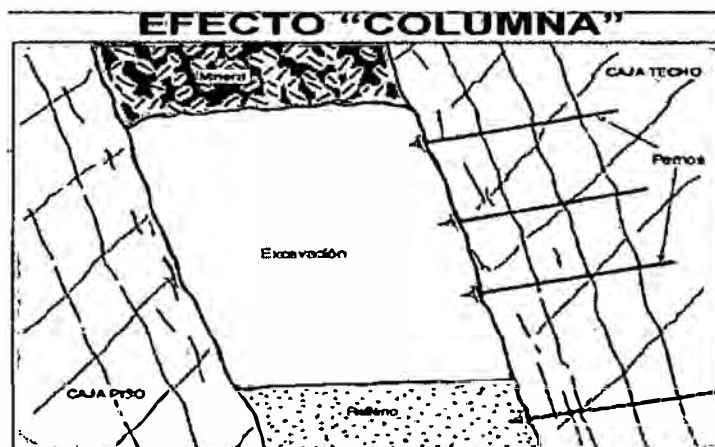


Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

## C) EFECTO COLUMNA

El concepto del "efecto viga" puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub-verticales (fracturas sub paralelas a la labor), generando el denominado "EFECTO COLUMNA", para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

Figura N° 3.23. Efecto columna.

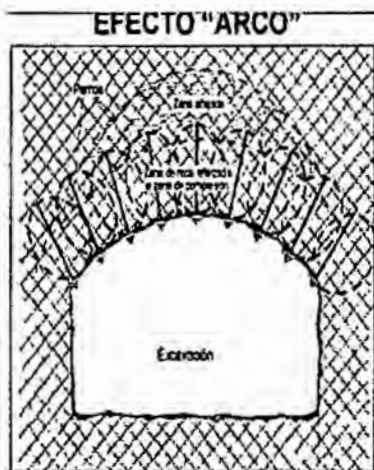


Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

#### D) EFECTO ARCO.

En roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil, los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalados en forma radial, los pernos en conjunto forman un arco rocoso que trabaja a compresión denominado “efecto arco”, el mismo que da estabilidad a la excavación.

Figura N° 3.24. Efecto arco.



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

#### 3.4.1. Consideraciones para realizar el sostenimiento con pernos.

Figura N° 3.25. Cuñas alargadas formadas por la intersección de dos familias de discontinuidades.



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

Fotografía. N° 3.8. Distribución de pernos.



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

Fotografía N° 3.9. Longitud de pernos Split Set interceptando perpendicular a las fallas.



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

Fotografía N° 3.10. Sostenimiento de pernos Split Set y malla electrosoldada no galvanizada



Fuente: elaboración propia.

Figura. N° 3.26. Sostenimiento oportuno y adecuado.

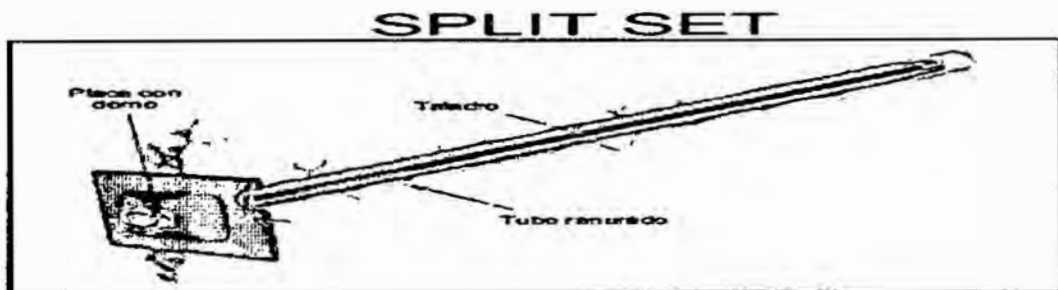


Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

### 3.4.2. Sostenimiento con pernos split set.

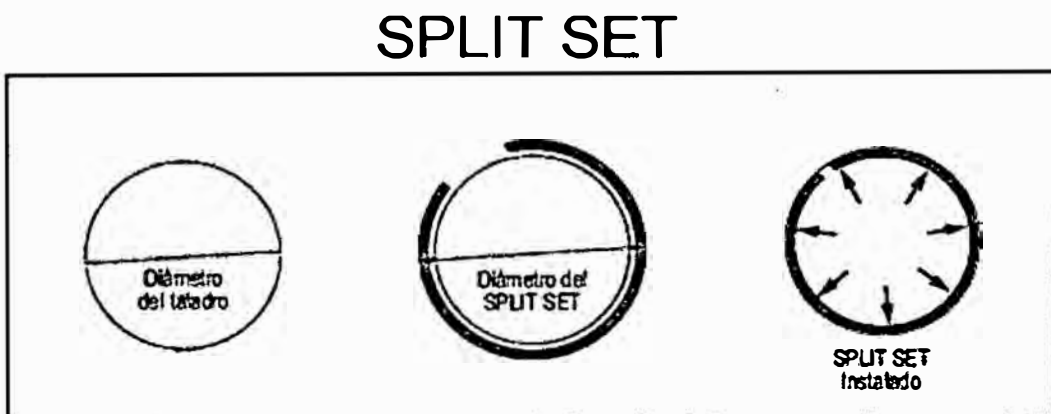
- El perno split set es un tipo de sostenimiento metálico considerado TEMPORAL que trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro.
- El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina.
- Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso.
- La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

Figura. N° 3.27. Partes de un Split Set.



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

Figura. N° 3.28. Diámetro del Split Set



Fuente: Área de geomecánica Marsa S.A.

## PARAMETROS

- DIAMETRO: 39 milímetros.
- LONGITUD: 5 pies (1.50 metros).
- RESISTENCIA: De 1 a 1.5 Toneladas / pie de longitud, dependiendo principalmente del diámetro del taladro y del tipo de la roca.
- TIPO DE ROCA: REGULAR a MALA, en roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso.
- INTALACIÓN: Requiere una máquina jackleg o un jumbo. Una presión de aire de 60 a 80 psi.
- DIAMETRO DE PERFORACIÓN DEL TALADRO: Es crucial para su eficacia. Es recomendable para los Split set de 39 mm. un diámetro de perforación de 35 a 38 mm. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados.

### 3.5. INCENTIVOS Y MOTIVACIÓN LABORAL.

Las empresas con alto porcentaje de renovación, como por ejemplo las que han tenido un rápido crecimiento o las que mantienen una fuerte rotación de sus plantillas, principalmente por incorporación de jóvenes colaboradores, suelen tener dificultades para transmitir sus señas de identidad y sus principales valores, así como para lograr que sus colaboradores retengan el proyecto empresarial, componentes básicos de la “cultura de empresa”. Adicionalmente, la proliferación de empresas subcontratistas con su personal permanentemente desplazado en sus clientes genera una doble confusión: en las personas sobre su sentido de pertenencia y en las empresas sobre su identidad, lo que obliga a unos y otros a definir y reforzar sus valores.

Si la empresa pudiera supervisar perfectamente y sin costo alguno a sus empleados, el uso del pago de incentivos se presentaría como innecesario, ya que empresa y

empleados podrían negociar sobre el nivel de esfuerzo que debería aportar estos últimos, determinándose la retribución final en función del cumplimiento o no de lo acordado.

Por ello, es de esperar que cuando existan dificultades de supervisión y, por tanto, sea costoso determinar directamente el esfuerzo o las aportaciones efectuadas por el trabajador, la empresa recurra más frecuentemente al uso de retribución variable y de motivaciones de diferentes índoles. En consecuencia, deberíamos esperar una asociación negativa entre pago de incentivos y cantidad de recursos destinados a la supervisión.

A la empresa le interesa motivar a sus empleados para que realicen un mayor esfuerzo cuando puede obtener unos mayores beneficios como consecuencia de los resultados del mismo. Donde el esfuerzo de los trabajadores apenas repercute en los resultados que consigue la empresa, no es especialmente interesante el uso de la retribución variable. En el caso de los incentivos a la productividad, esto equivale a decir que éstos serán empleados cuando sea especialmente provechoso que los empleados aceleren su ritmo de producción y fabriquen un mayor número de unidades de producto.

Es una forma de motivación al personal de acuerdo al cumplimiento de la tarea programada o llamado ciclo cerrado.

#### **A) LOS INCENTIVOS.**

Es aquello que se propone estimular o inducir a los trabajadores a observar una conducta determinada que, generalmente, va encaminada directa o indirectamente a conseguir los objetivos de:

- Más calidad, más cantidad, menos coste y mayor satisfacción; de este modo, se puede ofrecer incentivos al incremento de la producción, siempre que no descienda la calidad, a la asiduidad y puntualidad (premiándola).

- Estimulo que se ofrece a una persona o grupo de personas con el fin de elevar la producción y mejorar los rendimientos.
- El incentivo debe beneficiar tanto al trabajador como a la empresa.
- Los planes deben ser implícitos y de fácil entendimiento para los trabajadores.
- Los planes deben tener la capacidad de llevar el control de la producción dentro de la empresa.

## **B) VENTAJAS DE LOS INCENTIVOS.**

Son los resultados del estudio realizado para determinar cuándo hacer uso del pago de incentivos adicionales del sueldo base.

1. Los incentivos son una forma de distribuir el éxito entre los responsables de generarlo.
2. Los incentivos impulsan el trabajo en equipo cuando los pagos a las personas se basan en los resultados del equipo.
3. La compensación de los incentivos se relaciona directamente con el desempeño de operación. Si se cumplen los objetivos de operación (calidad, cantidad o ambas), se pagan los incentivos; de lo contrario se retienen los incentivos.
4. Los pagos de incentivos son costos variables que se alcanzan con el logro de los resultados. Los salarios bases son costos fijos que en gran medida carecen de relación con el rendimiento.

## **C) INCIDENCIA DE LOS INCENTIVOS EN EL TRABAJO.**

Serán notables ya que a través de estos los directores de las empresas obtienen los objetivos propuestos e incentivan a los trabajadores a incrementar sus rendimientos. Pero además los propios trabajadores obtienen sus beneficios ya sean estos económicos o no económicos y así de esta manera, estos se sienten realizados ya que por sus esfuerzos realizados se le está recompensando de una forma u otra.

## **D) LA MOTIVACIÓN.**

Son los estímulos que mueven a la persona a realizar determinadas acciones y persistir en ellas para su culminación. Este término está relacionado con el de voluntad y el del interés.

Motivación en pocas palabras, es la voluntad para hacer un esfuerzo, por alcanzar las metas de la organización, condicionado por la capacidad del esfuerzo para satisfacer alguna necesidad personal.

### **➤ LA MOTIVACIÓN EN EL TRABAJO.**

Es el impulso que inicia, guía y, mantiene el comportamiento hasta alcanzar la meta u objetivo deseado. La motivación exige necesariamente que haya alguna necesidad de cualquier grado; esta pueda ser absoluta, relativa de placer o de lujo. Siempre que se esté motivado de algo, se considera que ese “algo” es necesario o conveniente.

## **3.6. SCOOP ELÉCTRICO.**

### **3.6.1. Condiciones de funcionamiento recomendadas.**

Dado que la cargadora funciona normalmente en condiciones propias de las minas, los aceites tanto del motor como de la transmisión y los sistemas hidráulicos son aptos para este tipo de condiciones.

Sin embargo, en condiciones ambientales de bajas temperaturas, el aceite puede espesarse. Esto podría dificultar el arranque y provocar deterioros en el convertidor de par y las bombas hidráulicas.

Por esta razón, evite los estacionamientos temporales en condiciones de frío extremo. Si la máquina va a usarse en condiciones extremas de frío o calor, consulte los aceites y combustibles adecuados en el manual de mantenimiento y el manual de instrucciones del fabricante del motor.

La Scoop Tram ST2G es una cargadora de interior de 3,6 toneladas métricas para operaciones de pequeño tamaño que abarcan tanto aplicaciones de construcción como la explotación de vetas angostas en altitudes extremas. Las características estándar de esta LHD se combinan para crear el vehículo más fiable y productivo de su clase.

#### Características y ventajas

- El diseño de brazos paralelos, junto con la excelente configuración del caso, permite unas eficaces operaciones de desescombro.
- Los componentes convencionales y probados están bien protegidos dentro del bastidor, lo que se traduce en unos reducidos costes de mantenimiento.
- La posición lateral del asiento del operador permite un eficaz trabajo bidireccional con la máxima visibilidad.

#### **3.6.2. Consideraciones medioambientales durante el mantenimiento del equipo.**

Se realiza las operaciones de mantenimiento sólo en áreas diseñadas para ello. El suelo debe estar fabricado en un material resistente al aceite, preferiblemente de cemento colado. Para lavar el equipo y evitar que el aceite lo deteriore, el sistema de alcantarillado deberá estar equipado con un separador de aceite.

Según las regulaciones, las personas que posean desechos peligrosos deberán conocer la cantidad, la calidad y el origen de los desechos, es decir, que las empresas deberán tener un registro de esta información.

Para el tratamiento, se clasifica el aceite de desecho en tres categorías:

- Aceites claros, entre los que se incluyen los aceites hidráulicos y de transmisión.
- Aceites negros, que son los aceites de motor. Los aceites minerales y los sintéticos se agrupan en el mismo depósito.
- Aceites vegetales, que se recogen en un depósito aparte.

Las grasas, los combustibles, los disolventes y otras sustancias no deberán mezclarse con el aceite de desecho.

Desechos sólidos que contienen aceite

Los filtros de aceite, trapos aceitosos, filtros de aceite y absorbentes de aceite deberán recogerse en un depósito aparte.

Líquidos del radiador, los frenos y el embrague.

Los líquidos usados del radiador, los frenos y el embrague contienen trazas de metales pesados, zinc y cobre, por lo que no deberían desecharse por el alcantarillado ni mezclarse con el aceite de desecho. Deberán recogerse en un contenedor especial y entregarse en las mismas plantas que el aceite de desecho.

### **3.6.3. Ángulos de inclinación.**

1. Peligro de vuelco. Puede provocar lesiones graves e incluso la muerte. No exceda los ángulos máximos de inclinación permitidos.
2. En superficies resbaladizas, como hielo o roca lisa, los ángulos de inclinación seguros
3. son mucho menores que en superficies con un buen agarre.
4. Evite conducir con el brazo elevado. Tenga cuidado con los cables eléctricos y el sistema de ventilación instalado en el techo.

## CAPÍTULO IV

### METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

#### 4.1. ÁMBITO DE ESTUDIO.

Distrito : Parcoy.

Provincia : Pataz.

Departamento : La Libertad.

#### 4.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN.

Según **Oseda, Dulio (2008, Pag.117)**, “El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos (fundamental). Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar”.

#### 4.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

El nivel de investigación es el explicativo. Según **Restituto Sierra Bravo (2002)** “las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”.

#### 4.4. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.

##### 4.4.1. Método General:

En la presente investigación; Se utilizará el Método Científico como método general.

En la actualidad según **Cataldo, (1992, Pág. 26)**: “El estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”.

A decir de **Kerlinger, F., y otros (2002, Pág. 124)** “el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica”.



Además el mismo Kerlinger enfatiza “La aplicación del método científico al estudio de problemas pedagógicos da como resultado a la investigación científica”.

#### **4.4.2. Método Específico:**

Según Mayer, J. (2005, Pág. 32): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá?”.

Asimismo se hará uso del método estadístico. Según Ary, Donald y otros (1993, Pág. 76) “Los métodos estadísticos describen los datos y características de la población o fenómeno en estudio. Este nivel de Investigación responde a las preguntas: quién, qué, dónde, cuándo y cómo”.

#### **4.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.**

El diseño general viene a ser Pre Experimental.

GE: 01 X 02.

Donde:

G.E. Grupo Experimental: Frente Piloto Zona Valeria I.

G.C. Grupo de Control: XC 10082-SE- Valeria I.

01: Pre Test.

02: Post Test.

X: Manipulación de la Variable Independiente.

#### **4.6. POBLACIÓN, MUESTRA Y MUESTREO.**

##### **4.6.1. La Población:**

Según Oseda, Dulio (2008, Pág. 120) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

En el caso de nuestra investigación la población será los frentes de avance de la zona de VALERIA I.

#### **4.6.2. Muestra:**

El mismo **Oseda, Dulio (2008:122)** menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población”.

En el caso de nuestra investigación la muestra es el XC 10082-SE de la zona de VALERIA-I.

### **4.7. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

#### **4.7.1. Técnicas:**

Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Datos de campo, las observaciones, Tesis bibliográficas, monografías de las minas, eventos de actualización, trabajos inéditos).

Según **Oseda, Dulio (2008)** La observación “es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.

#### **4.7.2. Los instrumentos:**

Los instrumentos usados en la presente investigación serán:

1. Datos de campo (in situ).
2. Comparaciones estadísticas de rendimientos.
3. Análisis de costos de perforación y voladura.

#### 4.8. PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

Los procedimientos de recolección de datos estará en función al ciclo de minado, primero se tomaran datos de tiempo de desatado de rocas suelta, enseguida control de tiempo de limpieza de carga, tiempo de sostenimiento, control de tiempo de perforación, análisis de la voladura, etc.

#### 4.9. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.

Se utilizará el programa SPSS v.17 y el Excel para calcular los siguientes estadígrafos:

1. Las Medidas de Tendencia Central (la media aritmética, la mediana y la moda), de Dispersión (La varianza y la desviación estándar y el coeficiente de variabilidad). Las de forma: la Kurtosis.
2. Los estadígrafos de la Estadística Inferencial como la Prueba “t” de Student, la “r” de Pearson y el análisis de DESVIACION ESTANDAR para contrastar la hipótesis de investigación.
3. Cálculos de eficiencias, rendimientos y costos unitarios en perforación y voladura.

#### 4.10. PRUEBA DE HIPÓTESIS.

Para la prueba de Hipótesis se aplicó la Prueba de “t” de Student (Diferencia de Medias), ya que se tiene dos grupos para evaluar, Grupo Experimental (GE) y Grupo de Control (GC) para la prueba de hipótesis se ha utilizado los datos de la tabla siguiente:

Tabla N° 4.1. Rendimiento mensual en frentes de Avance/Disparo.

DESCRIPCIÓN	AVANCE CON BARRENO DE 6 PIES (m/disp.)	AVANCE CON BARRENO DE 8 PIES (m/disp.)
FEBRERO	1.56	2.07
MARZO	1.58	2.13
ABRIL	1.62	2.15
PROMEDIO DE AVANCE/ DISPARO	<b>1.59</b>	<b>2.12</b>
VARIANZA	<b>0.00093</b>	<b>0.00173</b>
DESVIACION ESTANDAR	<b>0.03</b>	<b>0.04</b>

Fuente: *Elaboración propia.*

La fórmula a utilizar se debe a su autor William Sealy Gosset, quien le dio el seudónimo de T- Student.

$$t = \frac{\bar{x} - \mu}{\frac{S}{\sqrt{n-1}}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ (4.10.1)$$

DONDE:

t : prueba de t-student.

$\mu$  : media aritmético

x : promedio aritmético de las pruebas

S : desviación estándar

n : número de datos.

$$t_c = \frac{x_1 - x_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ (4.10.2)$$

#### 4.10.1. Formulación de la Hipótesis.

H0: Hipótesis Nula

H1: Hipótesis Alterna

**H0:** Aplicando el estándar de perforación y voladura, **No** mejora el rendimiento de avance/disparo en los frentes de avance de la Empresa Especializada CANCER E.I.R.L.- MARSÁ. Optimizando los costos de perforación y voladura.  $H_0 = \mu_{GE} = \mu_{GC}$ .

**H1:** Aplicando el estándar de Perforación y Voladura, mejora el rendimiento de avance/disparo en los frentes de avance de la Empresa Especializada CANCER E.I.R.L.- MARSÁ. Optimizando los costos de perforación y voladura.  $H_0 = \mu_{GE} \neq \mu_{GC}$ .

$H_1: = \mu_1 > \mu_2 \text{ ó } \mu_1 < \mu_2$ .

Datos:

$\mu_1$  = Grupo Experimental (Rendimiento de Avance/disparo en Frentes de Avance con barreno de 8 pies)

$\mu_2$  = Grupo Control (Rendimiento de Avance/disparo en Frentes de Avance con barreno de 6 pies)

Nivel de Significancia:  $\alpha = 0,05$

#### 4.10.2. Determinación de la Región Crítica.

Tabla N° 4.2. Prueba T-STUDENT para dos muestras suponiendo varianzas iguales

CÁLCULO ESTADÍSTICO	BARRA DE 6 PIES	BARRA DE 8 PIES
Media	1.58667	2.11667
Varianza	0.00093	0.00173
Observaciones	3.00000	3.00000
Varianza agrupada	0.00133	
Grados de libertad	4.00000	
Estadístico t	17.77674	
P(T $\leq$ t) una cola	0.00003	
Valor crítico de t (una cola)	2.13185	
P(T $\leq$ t) dos colas	0.00006	
Valor crítico de t (dos colas)	2.77645	

Fuente: elaboración propia.

Grados de Libertad:  $(n-1) \rightarrow 6-2 = 4$  grados de libertad

$r = 4$  gl (grados de libertad) y  $\alpha = 0,05$ , se tiene que: la región crítica = 2.776

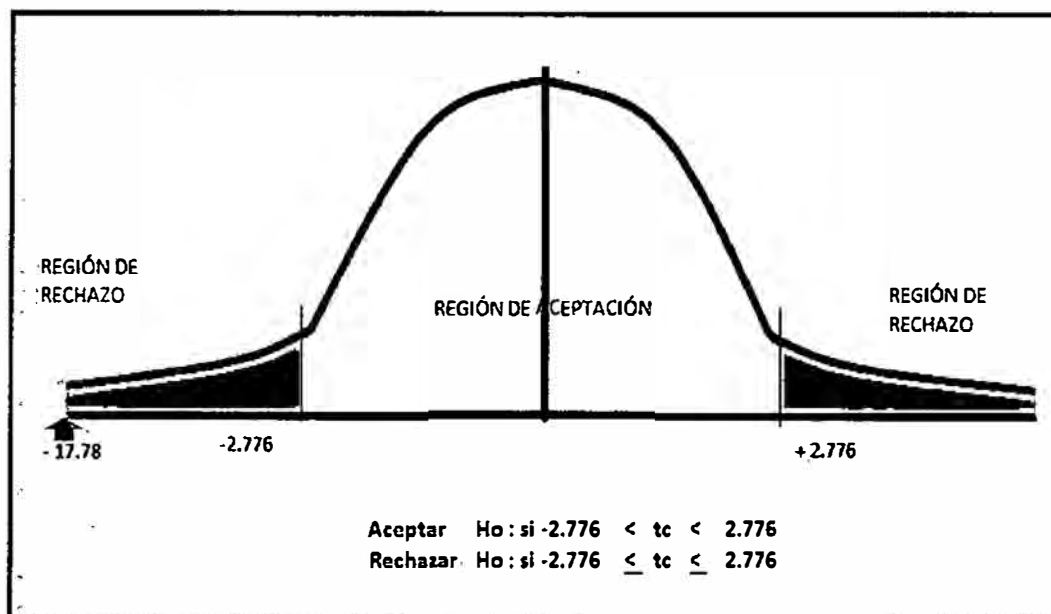
(Según la tabla).

Figura N° 4.1. Nivel de confianza



Fuente: Elaboración Propia.

Figura N° 4.2. Cálculo del T- Student



Fuente: Elaboración Propia.

Cálculo de valores de la prueba estadística de una muestra aleatoria de tamaño “n”:

$$t_c = \frac{x_1 - x_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N° (4.10.3)}$$

$$t_c = \frac{1.59 - 2.12}{\sqrt{\frac{0.03^2}{3} + \frac{0.04^2}{3}}} \rightarrow t_c = -17.78$$

#### 4.10.3. Decisión Estadística.

Como la “t” calculada con los datos procesados de la Tabla N° 4.2 de la función  $P(T \leq t) = 0.00006$  de dos colas es igual a: -17.78 este cae en la zona de rechazo; entonces se rechaza la  $H_0$ , y se acepta la hipótesis alterna  $H_1$ .

#### 4.10.4. Conclusión Estadística.

Se ha demostrado con un nivel de significancia del 95% y la prueba t de Student que la aplicación de los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance influye significativamente en la Optimización de Costos de la Empresa Especializada CANCER E.I.R.L.- MARSA.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS

#### 5.1. CÁLCULO DE INCENTIVOS PARA EL PERSONAL DE OPERACIÓN MINA.

**En frentes de Avance.-** Se calcula de acuerdo a la eficiencia del resultado de la voladura y a la cantidad de disparos realizados durante el mes.

Tabla N° 5.1. Cálculo de Incentivo para Lineales.

EFICIENCIA (mts.)	INCENTIVO (S/.)
1.2-1.40	3
1.41-1.60	4
1.61-1.80	6
1.81-2.10	8

*Fuente: Elaboración propia*

**En labores de Producción.-** Se calcula de acuerdo a la cantidad de rotura de mineral y a la selectividad (PIRCAS en m3), o la dilución.

Tabla N° 5.2. Cálculo de Incentivo para Tajos.

DILUCIÓN (%)	INCENTIVO (S/.)
10-20	6
21-30	4
31-40	3
a 40	1

*Fuente: Elaboración propia.*

#### 5.2. PARÁMETROS TÉCNICOS Y DATOS REALIZADOS EN CAMPO.

##### LIMPIEZA DE CARGA.

##### PARÁMETROS:

➤ Densidad del material : 2.8 TM/m3

- Guardias por día : 02
- Factor de esponjamiento : 1.75
- Densidad del material roto : 1.60 TM/m<sup>3</sup>

### 5.2.1. Rendimientos del Scoop.

$$P = \frac{60 \times C \times 0.91}{T + \frac{16.67 \times D}{V}} \dots \dots \dots \text{Ecuación N}^\circ(5.2.1)$$

DONDE:

P= tasa de producción en TM/hr.

C= capacidad del cargador en TM

T= tiempo de cargar, descargar, maniobrar, en min.

16.67= constante de conversión de km/hr a m/min.

V= velocidad promedio en km/hr de cada ciclo.

D= distancia de recorrido en metros.

60= minutos por hora

0.91= factor de llenado.

Tabla N° 5.3. Cuadro de cálculo de capacidad de producción del Scoop de 2.5 yd<sup>3</sup>

FECHA	LABOR		Cap. Nominal yd <sup>3</sup>	C TM	V Km/h	t min	pendiente %	D m	P TM.hr
	DESDE	HASTA							
28/08/2014	XC 10082-S (BP)	PARRILLA	2.5	3.04	4.91	0.44	0	121.6	48.12
29/08/2014	EST 3 (XC 10082-S)	EST 1A (BP)	2.5	3.04	2.25	0.57	0	42.4	57.92
30/08/2014	XC 10082-S (BP)	EST 1A (BP)	2.5	3.04	2.73	0.61	0	70.6	44.22
PROM.			2.5	3.04	3.3	0.32		100	41.41

Fuente: Elaboración propia.

Tabla N° 5.4. Control de tiempos del Scoop.

TOMA DE TIEMPOS POR DIA:  
28/04/2015

N°	LABOR		DIST.	Tiempo de cuchareo (Seg.)	T. cargulo	T. traslado	T. Descarga	T. Retorno	TIEMPO TOTAL (CICLO)
	DESDE	HASTA			seg	cargado (seg)	seg	Vacio (seg)	
1	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	16	5	89	21	85	337.6
2	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	15	7	90	18	80	331.6
3	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	20	8	88	20	75	332.6
4	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	15	11	85	30	79	341.6
5	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	16	10	89	25	77	338.6
6	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	18	6	90	18	77	330.6
7	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	12	10	95	22	78	338.6
8	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	13	12	102	15	76	339.6
9	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	14	11	90	25	88	349.6
10	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	15	10	101	30	81	358.6
11	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	15	9	103	28	82	358.6
12	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	20	12	105	28	109	395.6
13	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	25	8	105	30	82	371.6
14	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	26	10	108	22	82	369.6
15	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	31	7	111	24	75	369.6
16	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	45	8	114	25	74	387.6
17	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	26	8	110	28	77	370.6
18	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	21	9	105	33	78	367.6
19	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	23	8	125	32	77	386.6
20	XC 10082-SE	EST 1 (BP 10299-S	121.6	54	7	144	38	74	438.6
			121.6		8.8	102.45	25.6	80.3	360.75

Fuente: Elaboración propia.

Tabla N° 5.5. Rendimiento en perforación programado y real.

OPERACIÓN	PRESUPUESTO	REAL	VARIACION		
LABOR	XC 10082-S	XC 10082-S	Δ	unidad	Δ (%)
SECCION	2.4 x 2.7	2.4 x 2.7			
<b>PERFORACION</b>					
Tipo de roca	Regular	Regular			
Longitud de la barra	1.8	2.4	0.60	m	13.33
Longitud efectiva de perforacion	1.66	2.28	0.62	m	13.73
Avance	1.56	2.1432	0.58	m	13.74
Rendimiento en avance	86.7%	89.3%	0.03	%	10.30
Volumen a romper por disparo	10.11	13.89	3.78	m3	13.74
Tonelaje obtenido por disparo	26.79	36.80	10.01	TM/DISP.	
<b>Parametros de perforacion</b>					
Diametro de la broca	38	38	0.00	mm	0.00
Numero de taladros	43	43	0.00	taladros	0.00
<b>Rendimiento</b>					
Rendimimientto de perforacion	33.99	32.68	-1.31	mp/h	9.61
Taladros perforados por hora	20.48	14.33	-6.14	taladros/h	7.00
Tiempo efectivo de perforacion	1.34	2.08	0.74	h	15.52
Tiempo de maniobras del taladro	0.76	0.92	0.16	h	12.11
Tiempo total de perforacion	2.1	3	0.90	h	14.29

Fuente: Elaboración propia.



### DATOS GENERALES.

- Sección 3x3 m
- Long. De perforación: 2.4 m
- N° de Taladros: 51
- Tipo de roca: regular
- F.P (Kg/m3):1.55
- Taladros cargados: 42

### ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS

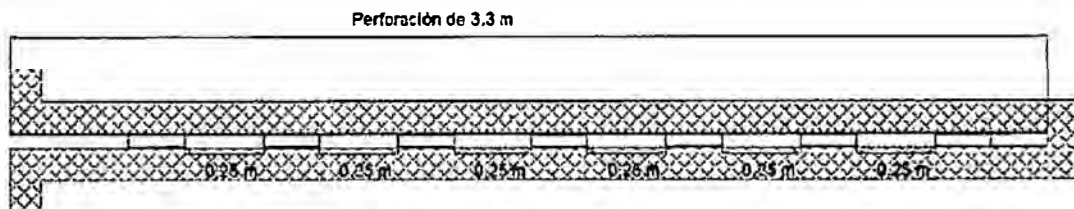
- Mecha rápida: 17m
- Cordón detonante: 30 m
- Gelatina de 75% : 150
- Exadith de 45%: 30
- Carmex : 02
- Mininel: 42 unidades
- Semexa de 65%: 191

Tabla N° 5.6. Distribución de la carga explosiva.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA	N° TAL.	CEBO		COLUMNA	
		Cart.	TIPO	Cart.	TIPO
ARRANQUE	7	1	G	11	G
AYUD. ARRANQUE	4	1	G	9	G
PRODUCCIÓN	6	1	G	7	S
CUADRADORES	4	1	G	7	S
AYUD. ARRASTRE	4	1	G	7	S
ARRASTRES	5	1	G	8	S
AYUD. CORONA	6	1	G	7	S
CORONAS	5	1	S	6	E
CUNETA	1	1	G	6	S

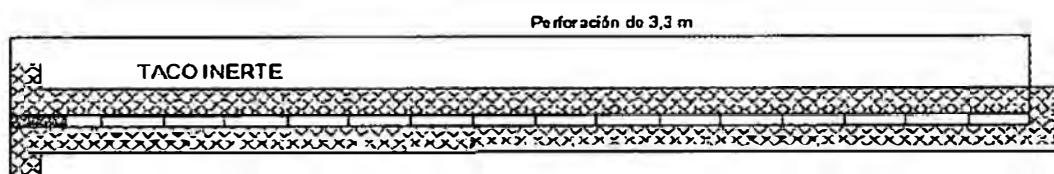
Fuente: *Elaboración propia.*

Figura. N° 5.3. Distribución de los cartuchos del taladro en la corona.



Fuente: *Área de perforación y voladura.*

Figura. N° 5.4. Uso de los tacos inertes.



Fuente: *Área de perforación y voladura.*

Tabla N° 5.7. Cuadro comparativo de principales parámetros técnicos.

CUADRO COMPARATIVO DE PRINCIPALES PARAMETROS TECNICOS: ACTUAL Vs. MODIFICADO

Labor	Long Barrros		Avance/Disparo		Eficiencia Total %		Factor Perforación m perforación		Cartuchos/Disp		Factor Potencia Kg (cuantitativa)		Rendimiento		Tareas/Disparo	
	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif	Antes	Modif

(A) Labores Lineales

	m / disparo						m/Tarea									
Cal 8x8 c/pab 21B (en Mina)	6.00	6.00	1.55	1.65	84.90%	90.22%	6.36	6.29	280	283	2.12	2.08	0.37	0.37	4.20	4.50
Cal 8x8 c/pab 12B (en Mina)	6.00	6.00	1.55	1.65	84.90%	90.22%	6.44	6.37	252	255	2.15	2.11	0.38	0.41	4.03	4.00
Cal 7x8 c/pab 12B (en Mina)	6.00	6.00	1.55	1.65	84.90%	90.22%	6.13	6.07	210	212	2.05	1.72	0.43	0.41	3.61	4.00
Nc 8x8 c/pab 21B (en Desmonte)	8.00	8.00	2.00	2.20	86.72%	90.22%	6.97	6.61	336	347	2.04	1.91	0.47	0.55	4.29	4.00
Nc 8x8 c/pab 21B (en Desmonte)	8.00	8.00	2.00	2.20	86.72%	90.22%	6.94	6.37	288	296	2.13	1.84	0.43	0.55	4.66	4.00
SNV 3x6 swirch	5.00	5.00	1.27	1.32	83.53%	86.61%	7.30	7.55	90	106	2.18	2.34	0.45	0.41	2.82	3.25
SNV 4x6 swirch	5.00	5.00	1.27	1.32	83.53%	86.61%	8.52	11.33	70	101	2.55	3.34	0.50	0.66	2.52	2.00
Ch 8x5	5.00	5.00	1.27	1.32	83.53%	86.61%	6.39	5.95	105	104	1.91	1.72	0.58	0.44	2.21	3.00
Ch 5x5	5.00	5.00	1.20	1.32	83.53%	86.61%	7.79	7.25	80	80	2.33	2.12	0.62	0.66	1.93	2.00
Ch 4x4	5.00	5.00	1.10	1.15	72.23%	75.40%	9.12	8.50	60	60	2.73	2.85	0.60	0.58	1.84	2.00
lrc 8x5 swirch	5.00	5.00	1.27	1.32	83.53%	86.61%	6.39	5.95	105	112	1.91	1.85	0.34	0.44	3.70	3.00
lrc 5x5 swirch	5.00	5.00	1.27	1.32	83.53%	86.61%	7.79	7.25	80	82	2.33	2.16	0.48	0.66	2.63	2.00
lrc 4x4 swirch	5.00	5.00	1.10	1.15	72.23%	75.40%	11.42	8.50	56	60	2.86	2.85	0.57	0.58	1.92	2.00

Fuente: Costos y productividad unidad minera MARSA-S.A.

Tabla N° 5.8. Costo/Metro Lineal en Frentes de Avance con Barreno de 6 pies.

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS																			
Xc 8x9' c/Pala																			
PARAMETROS TECNICOS																			
TIPO DE ROCA: Semidura		Sección: 8x9		<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="3">RATIOS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Fv</td> <td>=</td> <td>2.33 Kg/m3</td> </tr> <tr> <td>Fp</td> <td>=</td> <td>6.32 m/m3</td> </tr> <tr> <td>Rdto</td> <td>=</td> <td>0.53 m/tar</td> </tr> </tbody> </table>				RATIOS			Fv	=	2.33 Kg/m3	Fp	=	6.32 m/m3	Rdto	=	0.53 m/tar
RATIOS																			
Fv	=	2.33 Kg/m3																	
Fp	=	6.32 m/m3																	
Rdto	=	0.53 m/tar																	
Total Taladros: 39		Eff Volad: 92%																	
Taladros alivio: 4		Eff Perf: 94.26%																	
Long Barreno: 6		m x disp: 1.59																	
BBSS Obreros: 138.0%		m3 x disp: 10.64																	
ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	SUBTOTAL S/.	TOTAL S./ML												
<b>1.- COSTOS DIRECTOS</b>																			
<b>1.1.- MANO DE OBRA</b>																			
	Maestros	2.00	Tarea	145.54	S./Tarea	291.08													
	Ayudantes	1.00	Tarea	124.12	S./Tarea	124.12													
	Peones	0.00	Tarea	116.98	S./Tarea	0.00													
		<b>3.00</b>				<b>415.20</b>	<b>261.13</b>												
<b>1.2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>																			
	Implementos de Seguridad	3.00	Tarea	2.22	S./Tarea	6.67													
						<b>6.67</b>	<b>4.19</b>												
<b>1.3.- ACEROS DE PERFORACIÓN</b>																			
	Barra Conica 4'	147.05	pp.	0.12	S./pp.	17.63													
	Barra Conica 6'	73.52	pp.	0.16	S./pp.	11.59													
	Barra Conica 8'	73.52	pp.	0.17	S./pp.	12.67													
	Broca 36 mm.	147.05	pp.	0.16	S./pp.	22.98													
	Broca 38 mm.	147.05	pp.	0.17	S./pp.	24.26													
	Barra Piloto 4'	15.08	pp.	0.20	S./pp.	3.01													
	Barra Piloto 6'	7.54	pp.	0.20	S./pp.	1.52													
	Barra Piloto 8'	7.54	pp.	0.21	S./pp.	1.58													
	Broca Rimadora 64 mm.	22.62	pp.	1.22	S./pp.	27.64													
						<b>122.88</b>	<b>69.09</b>												
<b>Perforacion de Servicios</b>																			
	Barra Conica 3'	1.75	pp.	0.11	S./pp.	0.19													
	Broca 36 mm.	1.75	pp.	0.16	S./pp.	0.27													
						<b>0.46</b>	<b>0.29</b>												
<b>1.4.- HERRAMIENTAS 69.38</b>																			
	Herramientas y accesorios	1.00	Disp.	12.16	S./Disp.	12.16													
	Caballote	1.00	Disp.	1.36	S./Disp.	1.36													
	Carretilla	0.00	Disp.	4.28	S./Disp.	0.00													
	Tela Arpillera	0.00	Disp.	1.05	S./Disp.	0.00													
						<b>13.52</b>	<b>8.50</b>												
<b>1.5.- EQUIPOS</b>																			
	Lamparas WISDOW	3.00	Tareas	0.24	S./Tarea	0.72													
	Perforadora BBC-16 - Puma	222.32	pp.	0.26	S./pp.	57.58													
						<b>58.30</b>	<b>36.67</b>												
<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						<b>617.03</b>	<b>379.87</b>												
<b>2.- COSTOS INDIRECTOS</b>																			
	Articulos de Dormir	3.0	Tareas	0.50	S./Tarea	1.49	<b>0.94</b>												
	Medicinas	2%			S/.		<b>2.19</b>												
	Imprevistos	5%			S/.		<b>18.99</b>												
	Utilidad	15%			S/.		<b>80.50</b>												
<b>SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS</b>							<b>102.63</b>												
<b>TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN SOLIM (S./ML)</b>							<b>482.50</b>												

Fuente: Costos y Productividad Marsa S.A.

Tabla N° 5.9. Costo/Metro Lineal en Frentes de Avance con Barreno de 8 pies.

ESTRUCTURA DE PRECIOS UNITARIOS																			
Xc 8x9' c/pala 21B																			
PARAMETROS TECNICOS																			
TIPO DE ROCA: Semidura	Sección: 8x9	<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="3">RATIOS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Fv =</td> <td>1.76</td> <td>Kg/m3</td> </tr> <tr> <td>Fp =</td> <td>6.35</td> <td>m/m3</td> </tr> <tr> <td>Rdto =</td> <td>0.70</td> <td>m/tar</td> </tr> </tbody> </table>						RATIOS			Fv =	1.76	Kg/m3	Fp =	6.35	m/m3	Rdto =	0.70	m/tar
RATIOS																			
Fv =	1.76							Kg/m3											
Fp =	6.35							m/m3											
Rdto =	0.70							m/tar											
Total Taladros: 39	Eff Volad: 92%																		
Taladros alivio: 3	Eff Perf: 94.26%																		
Long Barreno: 8	m x disp: 2.11																		
BSS Obreros: 138.0%	m3 x disp: 14.11																		
ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	UNIDAD	SUBTOTAL S/.	TOTAL S./ML												
<b>1.- COSTOS DIRECTOS</b>																			
<b>1.1.- MANO DE OBRA</b>																			
	Maestros	2.00	Tarea	145.54	S./Tarea	291.08													
	Ayudantes	1.00	Tarea	124.12	S./Tarea	124.12													
	Peones	0.00	Tarea	116.98	S./Tarea	0.00													
		3.00				415.20	196.78												
<b>1.2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>																			
	Implementos de Seguridad	3.00	Tarea	2.22	S./Tarea	6.67													
						6.67	3.16												
<b>1.3.- ACEROS DE PERFORACIÓN</b>																			
	Barra Conica 4'	147.05	pp.	0.12	S./pp.	17.63													
	Barra Conica 6'	73.52	pp.	0.16	S./pp.	11.59													
	Barra Conica 8'	73.52	pp.	0.17	S./pp.	12.67													
	Broca 36 mm.	147.05	pp.	0.16	S./pp.	22.98													
	Broca 38 mm.	147.05	pp.	0.17	S./pp.	24.26													
	Barra Piloto 4'	11.31	pp.	0.20	S./pp.	2.26													
	Barra Piloto 6'	5.66	pp.	0.20	S./pp.	1.14													
	Barra Piloto 8'	5.66	pp.	0.21	S./pp.	1.19													
	Broca Rimadora 64 mm.	22.62	pp.	1.22	S./pp.	27.64													
						121.36	69.09												
<b>Perforacion de Servicios</b>																			
	Barra Conica 3'	1.75	pp.	0.11	S./pp.	0.19													
	Broca 36 mm.	1.75	pp.	0.16	S./pp.	0.27													
						0.46	0.22												
<b>1.4.- HERRAMIENTAS</b>																			
	Herramientas y accesorios	1.00	Disp.	12.16	S./Disp.	12.16													
	Caballote	1.00	Disp.	1.36	S./Disp.	1.36													
	Carretilla	0.00	Disp.	4.28	S./Disp.	0.00													
	Tela Arpillera	0.00	Disp.	1.05	S./Disp.	0.00													
						13.52	6.41												
<b>1.5.- EQUIPOS</b>																			
	Lamparas WISDOW	3.00	Tareas	0.24	S./Tarea	0.72													
	Perforadora B&L-16 - Puma	295.84	pp.	0.26	S./pp.	76.62													
						77.34	36.66												
<b>SUBTOTAL COSTOS DIRECTOS</b>						634.54	312.30												
<b>2.- COSTOS INDIRECTOS</b>																			
	Articulos de Dormir	3.0	Tareas	0.50	S./Tarea	1.49	0.71												
	Medicinas	2%			S/.		1.65												
	Imprevistos	5%			S/.		15.62												
	Utilidad	15%			S/.		64.75												
<b>SUBTOTAL COSTOS INDIRECTOS</b>							82.72												
<b>TOTAL COSTO x METRO LINEAL EN SOLES (S./ML)</b>							395.00												

Fuente: Costos y Productividad Marsa S.A.

Tabla N° 5.10. Indicadores de Rendimientos en Voladura Programado.

DISEÑO DE OPERACIONES PROGRAMADAS EN VOLADURA					
OPERACIÓN	PROPUESTA	REAL	VARIACIÓN		
LABOR	FRENTE (8 PIES)	FRENTE (6 PIES)	Δ	UNIDAD	Δ%
SECCION	2.4x2.7	2.4x2.7			%
VOLADURA					
SEMEXA 65%	20.33	14.82	5.51	kg	27.1%
GELATINA 75%	6.16	4.4	1.76	kg	28.6%
EXADITH 45%	2.28	1.52	0.76	kg	33.3%
CARMEX	36	36	0	unidad	0.0%
CORDON DETONANTE	12	10.8	1.2	m	10.0%
MECHA RAPIDA	19	19	0	m	0.0%
FACTOR DE POTENCIA	2.14	2.05	0.09	Kg/m3	4.2%
FACTOR DE CARGA/METRO LINEAL	13.44	13.29	0.15	Kg/m	1.1%

Fuente: Elaboración propia.

Tabla N° 5.11. Indicadores de Costos de Voladura Programado y Real.

DISEÑO DE OPERACIONES PROGRAMADAS EN VOLADURA				
OPERACIÓN	PROPUESTA	REAL	VARIACION	
LABOR	FRENTE (8 PIES)	FRENTE (6 PIES)	Δ	Δ%
SECCION	2.4x2.7	2.4x2.7		%
VOLADURA				
SEMEXA 65%	S/. 110.70	S/. 177.45	-66.75	-60.3%
GELATINA 75%	S/. 128.74	S/. 41.00	87.74	68.2%
EXADITH 45%	S/. 15.60	S/. 10.40	5.2	33.3%
CARMEX	S/. 18.36	S/. 18.36	0	0.0%
CORDON DETONANTE	S/. 8.04	S/. 7.24	0.804	10.0%
MECHA RAPIDA	S/. 25.08	S/. 25.08	0	0.0%
<b>GOSTO TOTAL/FRENTE</b>	<b>S/. 306.52</b>	<b>S/. 279.53</b>		

Fuente: Elaboración propia.

### 5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

#### 5.3.1. Indicadores de Perforación.

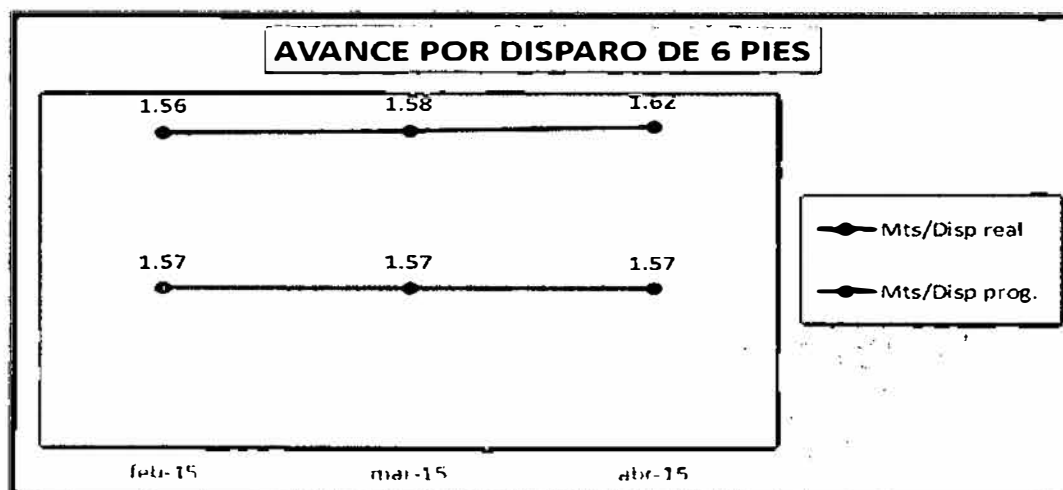
##### A. Rendimiento de Avance / Disparo con Barreno de 6 pies.

Tabla N° 5.12. Rendimiento de avance con barreno de 6 pies

INDICADOR	KPI		feb-15	mar-15	abr-15
	6 pies	Mts/Disp	prog.	1.60	1.60
Mts/Disp		real	1.56	1.58	1.62
cumplimiento		%	97.5%	98.8%	101.3%

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 5.5. Avance por disparo de 6 pies



Fuente: Elaboración propia.

Según la figura N° 5.5. Podemos apreciar que la eficiencia de avance/disparo con barreno de 6 pies a mejorado respecto al programado, debido a la capacitación continua in-situ en los Estándares de Perforación y Voladura.

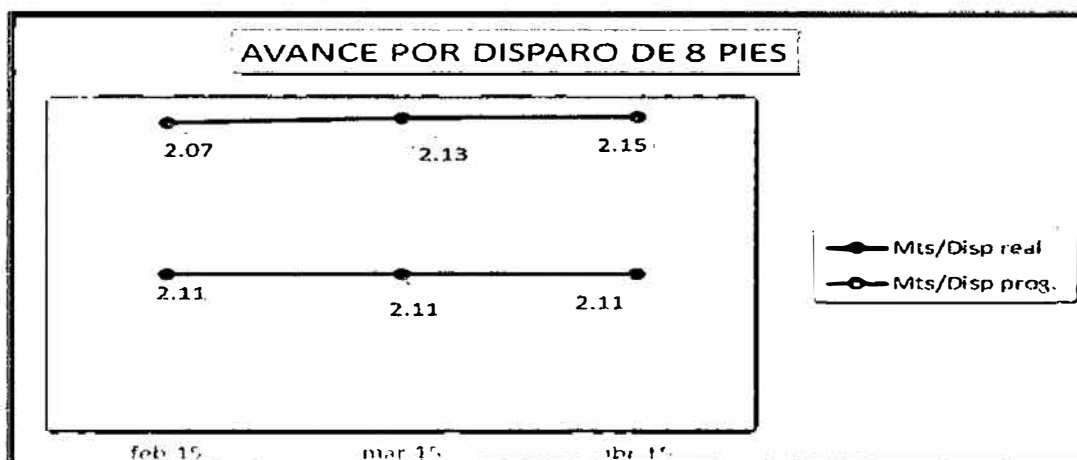
### B. Rendimiento de Avance / Disparo con Barreno de 8 pies.

Tabla N° 5.13. Rendimiento de avance con barreno de 8 pies.

INDICADOR	KPI		feb-15	mar-15	abr-15
	8 pies	Mts/Disp	prog.	2.11	2.11
Mts/Disp		real	2.07	2.13	2.15
cumplimiento		%	98.1%	100.9%	101.9%

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 5.6. Avance por disparo de 8 pies



Fuente: Elaboración propia.

Según la figura N° 5.6. Con la implementación y aplicación de los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance se obtiene mayor rendimiento de avance, optimizando los costos unitarios de Perforación y Voladura.

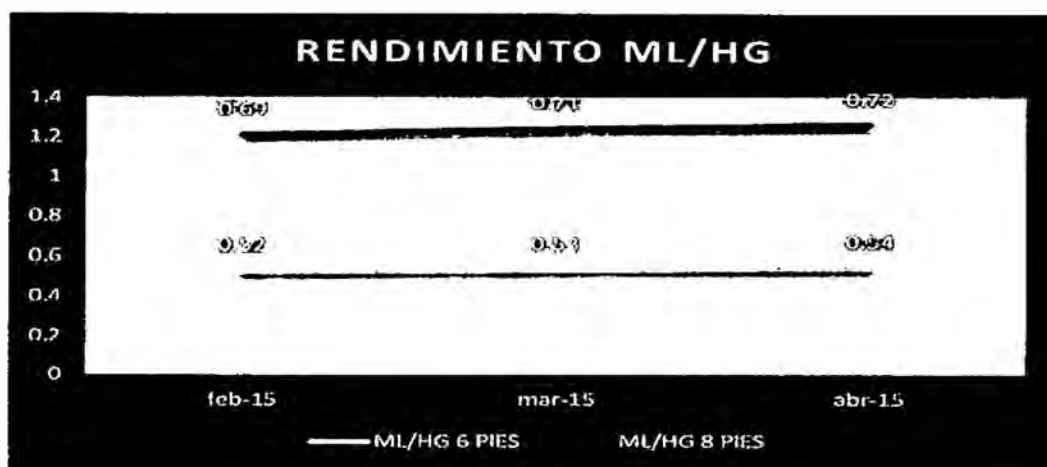
#### A. Rendimiento de Perforación Metro Lineal / Hombre Guardia.

Tabla N° 5.14. Rendimiento de ml/hg

INDICADOR	KPI		feb-15	mar-15	abr-15
RENDIMIENTO	ML/HG	6 PIES	0.52	0.53	0.54
	ML/HG	8 PIES	0.69	0.71	0.72
	VARIACIÓN	Δ	0.17	0.18	0.18

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 5.7. Rendimiento de ml/hg



Fuente: Elaboración propia.

Según la figura N° 5.7. Podemos apreciar que el rendimiento de avance metro lineal / hombre guardia con barreno de 8 pies respecto a 6 pies incrementa notablemente a medida que el personal se adapta al tipo de trabajo y se cumple el estándar de perforación y voladura en los frentes de avance.

#### B. Cumplimiento de Programa Mensual de Avances en Labores Lineales.

Tabla N° 5.15. Avance lineal Mensual programado vs real.

INDICADOR	KPI		feb-15	mar-15	abr-15
RENDIMIENTO	PROG.	ML	350.00	400.00	400.00
	REAL	ML	339.00	427.00	453.20
	VARIACION	Δ	97%	107%	113%

Fuente: Elaboración propia.

### 5.3.2. Indicadores de Voladura.

#### A. Control de Trabajos Deficientes de Voladura en Frentes de Avance.

Tabla N° 5.16. Cantidad de disparos deficientes

ZONA	TRABAJOS	feb-15	mar-15	abr-15
VALERIA-I	TIRO SOPLADO	6	3	1
	TIRO CORTADO	4	3	0
	DISPARO ANILLADO	3	2	1
	DISPARO DEFICIENTE (TACOS)	3	1	2
	DESQUINCHES	9	3	2
	<b>TOTAL</b>	<b>25</b>	<b>12</b>	<b>6</b>

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 5.8. Trabajos deficientes



Fuente: Elaboración propia.

Según la figura N° 5.8: Se ha minimizado los trabajos deficientes mediante la capacitación teórica y práctica en las técnicas de perforación y voladura (marcado de malla de perforación, control de paralelismo, factor de carga, etc.); Sumándose a todo ello el seguimiento continuo y control por parte de la supervisión, durante todo el mes se realiza aproximadamente en un promedio por mes de 255 disparos en labores tanto de exploración y preparación, llegando a una incidencia de disparos deficientes de 1.6% del total, que está dentro de los límites permisibles (incidencia programado 4%).

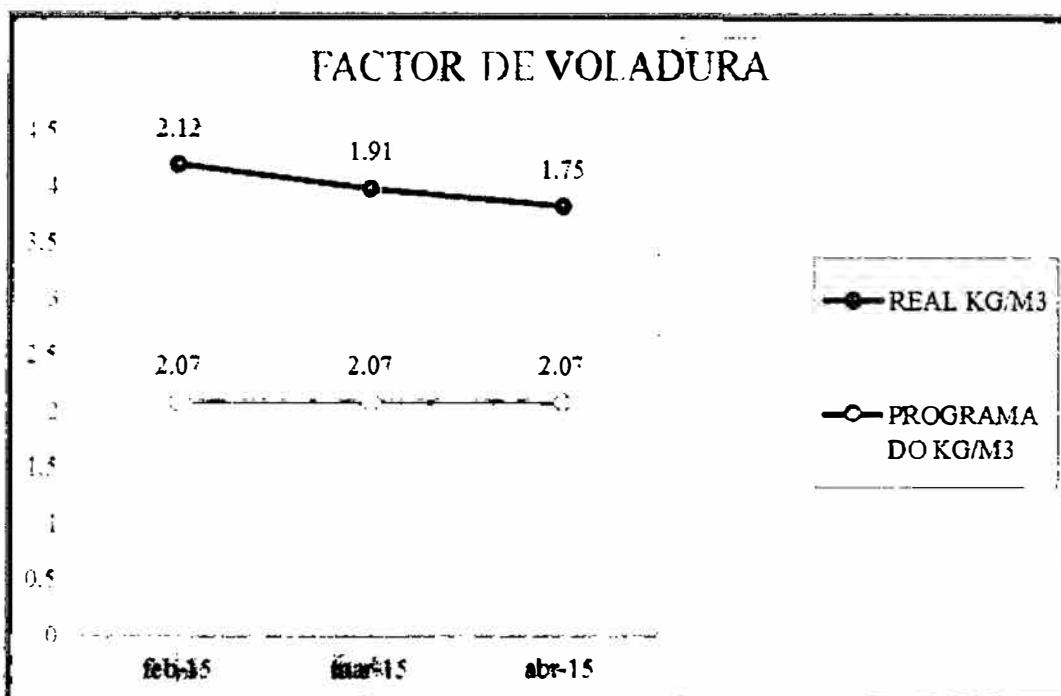
**B. Control de Factor de Voladura en Frentes de Avance.**

Tabla N° 5.17. Factor de voladura en lineales.

INDICADOR	KPI		feb-15	mar-15	abr-15
FACTOR DE VOLADURA	PROGRAMADO	KG/M3	2.07	2.07	2.07
	REAL	KG/M3	2.12	1.91	1.75
	VARIACION	$\Delta$	102.4%	92.3%	84.5%

Fuente: Elaboración propia.

Figura N° 5.9. Factor de voladura Programado vs Real.



Fuente: Elaboración propia.

Según la figura N° 5.9: Los indicadores de factor de voladura han disminuido debido a una adecuada distribución de columna explosiva y la capacitación, seguimiento y control por parte de la supervisión. Cabe mencionar que cuando no se tenía un seguimiento de parte de la supervisión mina en el carguío de taladros con explosivo, se tenía que al finalizar el mes se daba con la sorpresa de penalidad de explosivo por el exceso de consumo llegando por mes de hasta S/. 15,000.00 soles, y esto generaba malestar al contratista y así mismo en el balance económico, seguido a estos problemas se trabajó conjuntamente junto con la operación, y Área de costos para reducir la

incidencia o generar utilidad. Dando resultados positivos en el reintegro de casi de S/. 10,000.00 mensuales generando una utilidad por año de Aproximadamente de S/. 120,000.00.

Tabla N° 5.18. Diferencia de la Valorización de barrenos de 6 pies y 8 pies

DIFERENCIA DE LA VALORIZACIÓN DE BARRENOS DE 6 Y 8 PIES				
BARRA (PIES)	P.U PROMEDIO	AVANCE (m)	VALORIZACIÓN POR DÍA (S/.)	VALORIZACIÓN AL AÑO (S/.)
6	438.75	1.59	S/. 697.61	S/. 251,140.50
8	438.75	2.12	S/. 930.15	S/. 334,854.00

Fuente: *Elaboración propia.*

El promedio de precios unitarios entre una barra de 6 pies y 8 pies es equivalente a S/. 438.75, por tanto se puede observar en la Tabla N° 5.18 hay una diferencia considerable de la valorización por Año. Entonces se puede deducir que los incentivos hacia el personal juegan un papel muy importante debido a que no solo el personal de labor gana, sino también la empresa considerablemente. Si por cada día que disparan con barra de 8 pies se le da al personal un incentivo de S/. 8.00 por cada uno de ellos, al año sería un gasto de total de S/. 7,200.00, y como el resultado de la valorización con barreno de 8 pies es de un total S/. de 334,854.00, haciendo la diferencia con respecto a la valorización total del barreno de 6 pies, sería un total de S/. 83,713.50. este valor sombreado de amarillo es lo que importa en una empresa competitiva siempre generar una valorización o utilidad mayor a lo obtenido normalmente.

## CONCLUSIONES.

- a) La influencia de la utilización del barreno de 8 pies con respecto al de 6 pies en frentes de avance en la Unidad Minera Marsa-2014, influye considerablemente para fines de lo que requiere y la exigencia misma de la compañía de esta unidad minera para cumplir la meta trazada o programada en avances, durante el mes correspondiente, por tanto todas las empresas contratistas mineras están en la obligación de brindar el mejor rendimiento en sus labores de avance, tanto de exploración como de preparación, así mismo esto influirá para generar la cantidad necesaria de bloques de mineral y la producción requerida de mineral por la planta de tratamiento. El tiempo u horas de trabajo por guardia de la Unidad Minera-Marsa es de 9.21 horas, de las cuales se emplea un aproximado tiempo en perforación de 3 horas y media, suficientes para cumplir el ciclo de minado por guardia.
- b) El estándar de trabajo para este proyecto de tesis, es la utilización del barreno de 8 pies. Bien analizamos, hemos perforado taladros de 2.40 m a taqueado 28 cm el frente avanzó 2.12 m, pero hemos usado las brocas por éste 28 cm de taco, también hemos utilizado explosivo por 28 cm de taco, además el próximo frente vamos a perforar otro 2.40 m pero siempre estamos menos 28 cm. Ahora suponemos que el costo por metro es de S/. 438.75 (Tabla N° 5.8 y Tabla N° 5.9. Costo/Metro Lineal en Frentes de Avance con Barreno de 6 y 8 pies respectivamente.), entonces hemos perdido S/. 438.75 x 28 cm igual a S/. 122.85 por el disparo de una guardia, pero si todos los días tenemos el mismo defecto; en un mes vamos a perder S/. 122.85 x 25 x 2 días es igual a S/. 6142.50, por solo una labor. En un año sería S/. 6142.50 x 12 meses trabajados el valor será S/. 73'710.00 al año. El pequeño análisis es solo de una sola labor, pero en la mina hay más de una labor de desarrollo. Si perforamos un frente sin usar un trazo adecuado, tendríamos que hacer mayor número de taladros que el necesario, con un gasto excesivo

de explosivo. Además probablemente no conseguiríamos un avance satisfactorio, e inclusive podría “soplar”. Finalmente es necesario perforar siempre un buen trazo, para mantener uniforme el tamaño y la forma de la sección de la labor, especialmente cuando se trata de labores principales, controlando debidamente su construcción.

- c) En las labores de Desarrollo, “El éxito de una voladura depende que tan buena sea la malla de perforación, y de la cantidad óptima de explosivo por taladro”. Según el presupuesto se puede observar que en promedio se usa aproximadamente 25.06 Kg de explosivo. para realizar un frente de 2.4 m X 2.7 m, con un factor de carga de 2.07 Kg/m<sup>3</sup>. En la realidad se pudo reducir esa cantidad de explosivo a 23.40 Kg. de emulsión con un factor de carga de 1.93 Kg/m<sup>3</sup> en promedio por mes de los meses en mención del cuadro adjunto, inclusive en el último mes, de la tabla N° 5.18 se obtuvo el mejor de los resultados llegando a un factor de 1.74 Kg. sin embargo se plantea mantener este resultado para los próximos meses.



## RECOMENDACIONES.

En las labores Convencionales ( perforación de 2.40 mt).

- utilizar barras cónicas de 2.40 mt de longitud de 38 y 36 mm con rimadora de 64 mm.
- pintar el perímetro y la malla de perforación.
- la cantidad de cartuchos está en función de la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros.
- utilizar explosivos: Gelatina 75% de 7/8\*7, Semexa 65% 7/8\*7, y Exadith de 45% o Exablock en la corona para controlar el techo espaciados a 20 cm con carrizo o espaciador de agua.
- Realizar la inspección respectiva de los Barrenos de perforación, ya que en algunas ocasiones se tuvo incidencias de accidentes.
- Mejoras en la seguridad, debido a la disminución del riesgo en la tarea de “chispeo”

## GLOSARIO DE TÉRMINOS MINEROS Y GEOLÓGICOS.

- **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.
- **Equipos loading- hauling-dumping (LHD):** Son los equipos de carguío, transporte y descarga empleados en minería subterránea y que permiten obtener una alta productividad en las operaciones.
- **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 tipo 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.
- **Diagénesis - Diagenético:** Proceso de formación de una roca a partir de sedimentos sueltos que sufren un proceso de consolidación.
- **Anfo:** Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-Oil, que equivalen a 3.7litos de este último por cada 50kg de Nitrato de Amonio.
- **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.

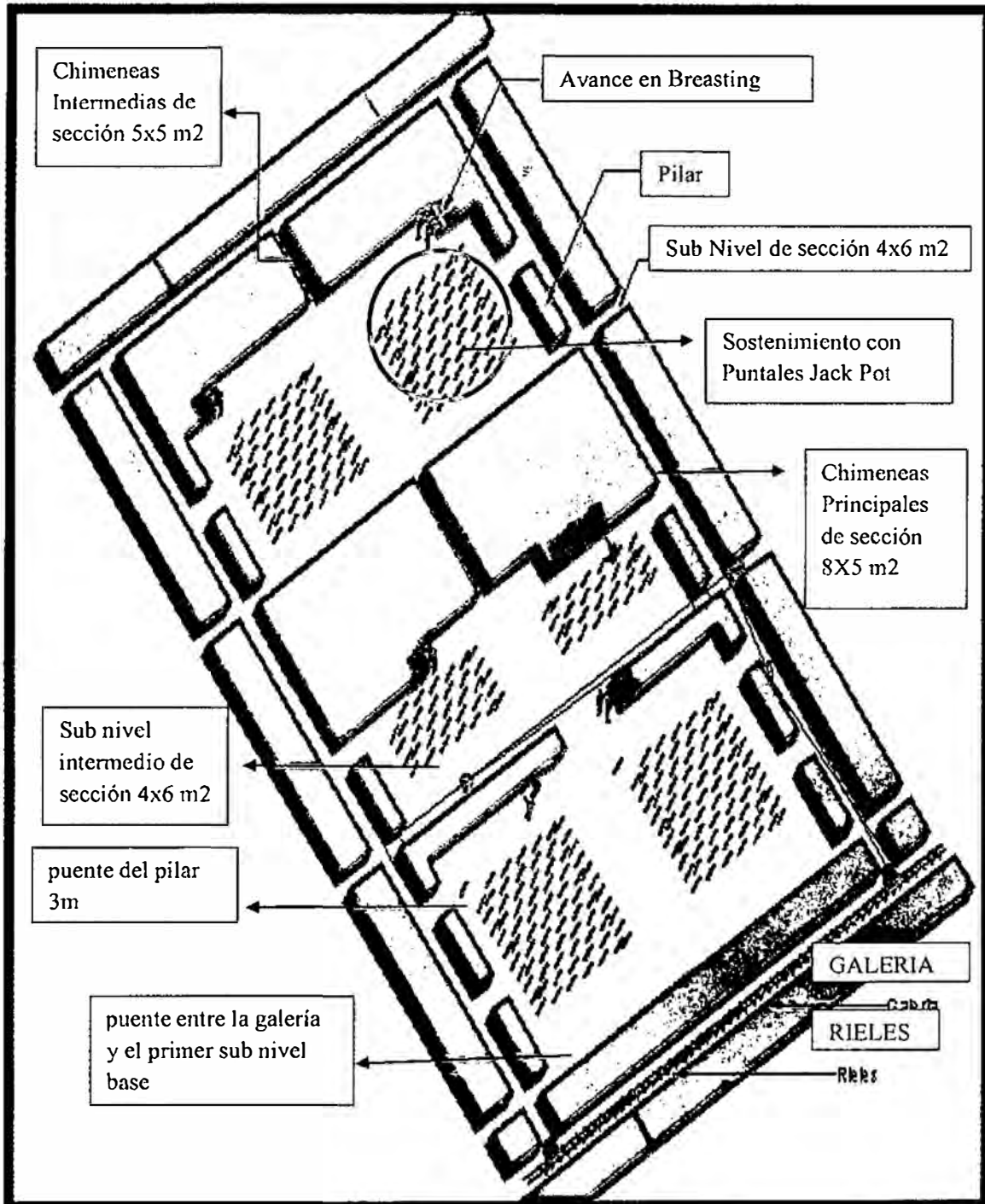
## BIBLIOGRAFÍA.

- Cedrón Lassus M. (2003) – “Apuntes del curso de Perforación y Voladura”-Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de Minas.
- Del Rio Amezaga M. (2004)– “Apuntes del curso de Minería Subterránea” 101 Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de Minas.
- EXSA - “Manual Práctico de Voladura”.
- González de vallejo L. (2002) - “ Libro de Ingeniería Geológica”
- Hustulid W.A.(2001) – “Underground Mining Methods Engineering Fundamentals and International Cases Studies”.
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú - Facultad de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano –Puno (1999) “Libro de Explotación Subterránea Métodos y Casos practicos”
- López Jimeno C. (2003) - “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”
- Langefors U. y Kihlstrom B. (1963) – “The Modern Technique of Rock Blasting”
- MA. Luis Iriarte – Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección Ingeniería de Minas – Society for Mining Metallurgy and Exploration SME (2006) “Curso de Finanzas en Minería y Presupuestos”
- MA. Luis Felipe Iriarte Pagina - Blog de– “Estrategia Minera: Retomando el enfoque en costos” - Web: <http://blog.pucp.edu.pe/item/35453>.
- Rosas Lizárraga B.S. –Guadalupe Gómez P.H. (2003) – Tumialan de la Cruz - “Guía de laboratorio de Geología para Ingenieros” Pontificia Universidad Católica del Perú - Facultad de Ciencias e Ingeniería – Sección Ingeniería de Minas.
- Samaniego Alcántara J.A. (2004)- “Apuntes del curso de Mecánica de Rocas” - Pontificia Universidad Católica del Perú –Sección Ingeniería de Minas.
- Vidal Sánchez E. (2005) – “Apuntes del curso de Ingeniería de Explosivos” – Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de Minas.



ANEXO  
CAPÍTULO II

Plano de explotación del método Corte y Relleno Ascendente.



### CAPÍTULO III

#### Cálculo de N° de taladros para tipo de Roca Dura.

$$N^{\circ} \frac{tal}{m^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{Rc}}{\sqrt{SL}} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.1)}$$

Donde:

Rc: Resistencia a la compresión Kg-F/cm<sup>2</sup>

SL: Sección de la labor m<sup>2</sup>

$$41tal = N^{\circ} \frac{tal}{m^2} * 2.4m * 2.7m$$

$$N^{\circ} \frac{tal}{m^2} = \frac{41tal}{2.4m * 2.7m} = 6.33 \frac{tal}{m^2}$$

Reemplazando en la Formula (3.1) se tiene lo siguiente.

$$6.33 \frac{tal}{m^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{Rc}}{\sqrt{2.4m * 2.7m}}$$

$$\rightarrow Rc = 35.62 \text{ Kg-F/cm}^2$$

$$Rc = \frac{P}{A} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.2)}$$

Donde:

P: Fuerza de Ruptura KN.

A: Área de la muestra cm<sup>2</sup>

Reemplazando en la Formula (3.2) se tiene lo siguiente.

$$Rc = 35.62 \text{ Kg} - \text{F/cm}^2 = \frac{p * 4}{3.1416 * (5cm)^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - \text{F}}{1 \text{ KN}}$$

$$\rightarrow P = 6.86 \text{ KN}$$

Solución:

$$Rc = \frac{6.86 \text{ KN} * 4}{3.1416 * (5cm)^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - \text{F}}{1 \text{ KN}} = 35.63 \text{ Kg} - \text{F/cm}^2$$

$$N^{\circ} \frac{tal}{m^2} = 2.7 * \sqrt{\frac{35.63 \text{ Kg} - \text{F}}{2.4m * 2.7m}} = 6.33 \frac{tal}{m^2}$$



Entonces el N° total de taladros por frente es:

$$N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * SL \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.3)}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = 6.33 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * 2.4\text{m} * 2.7\text{m} = 41.02 = 41 \frac{\text{tal}}{\text{Frente}}$$

**Cálculo de N° de taladros para tipo de Roca Mediana.**

$$N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{Rc}}{\sqrt{SL}} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.1)}$$

Donde:

Rc: Resistencia a la compresión Kg-F/cm<sup>2</sup>

SL: Sección de la labor m<sup>2</sup>

$$37\text{tal} = N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * 2.4\text{m} * 2.7\text{m}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = \frac{41\text{tal}}{2.4\text{m} * 2.7\text{m}} = 5.71 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2}$$

Reemplazando en la Formula (3.1) se tiene lo siguiente.

$$5.71 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{Rc}}{\sqrt{2.4\text{m} * 2.7\text{m}}}$$

$$\rightarrow Rc = 28.98 \text{ Kg-F/cm}^2$$

$$Rc = \frac{P}{A} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.2)}$$

Donde:

P: Fuerza de Ruptura KN.

A: Área de la muestra cm<sup>2</sup>

Reemplazando en la Formula (3.2) se tiene lo siguiente.

$$Rc = 28.98\text{Kg} - \text{F/cm}^2 = \frac{p * 4}{3.1416 * (5\text{cm})^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - F}{1\text{KN}}$$

$$\rightarrow P = 5.58\text{KN}$$

Solución:



$$R_c = \frac{5.58 \text{KN} * 4}{3.1416 * (5 \text{cm})^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - F}{1 \text{KN}} = 28.98 \text{ Kg} - F/\text{cm}^2$$

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \sqrt{\frac{28.98 \text{ Kg} - F}{2.4 \text{m} * 2.7 \text{m}}} = 5.71 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2}$$

Entonces el N° total de taladros por frente es:

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * SL \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.3)}$$

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = 5.71 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * 2.4 \text{m} * 2.7 \text{m} = 37.00 = 37 \frac{\text{tal}}{\text{Frente}}$$

**Cálculo de N° de taladros para tipo de Roca Suave.**

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{R_c}}{\sqrt{SL}} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.1)}$$

Donde:

Rc: Resistencia a la compresión Kg-F/cm<sup>2</sup>

SL: Sección de la labor m<sup>2</sup>

$$32 \text{tal} = N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * 2.4 \text{m} * 2.7 \text{m}$$

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = \frac{41 \text{tal}}{2.4 \text{m} * 2.7 \text{m}} = 4.94 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2}$$

Reemplazando en la Formula (3.1) se tiene lo siguiente.

$$4.94 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \frac{\sqrt{R_c}}{\sqrt{2.4 \text{m} * 2.7 \text{m}}}$$

$$\rightarrow R_c = 21.69 \text{ Kg-F/cm}^2$$

$$R_c = \frac{P}{A} \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.2)}$$

Donde:

P: Fuerza de Ruptura KN.

A: Área de la muestra cm<sup>2</sup>

Reemplazando en la Formula (3.2) se tiene lo siguiente.

$$R_c = 21.69 \text{Kg} - F/\text{cm}^2 = \frac{p * 4}{3.1416 * (5 \text{cm})^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - F}{1 \text{KN}}$$



$$\rightarrow P = 4.18 \text{KN}$$

Solución:

$$R_c = \frac{4.18 \text{KN} * 4}{3.1416 * (5 \text{cm})^2} * \frac{101.972 \text{ Kg} - F}{1 \text{KN}} = 21.71 \text{ Kg} - F/\text{cm}^2$$

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} = 2.7 * \sqrt{\frac{21.71 \text{ Kg} - F}{\text{cm}^2}} = 4.94 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2}$$

Entonces el N° total de taladros por frente es:

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * SL \dots\dots\dots \text{Fórmula (3.3)}$$

$$N^\circ \frac{\text{tal}}{\text{Frente}} = 4.94 \frac{\text{tal}}{\text{m}^2} * 2.4 \text{m} * 2.7 \text{m} = 32.01 = 32 \frac{\text{tal}}{\text{Frente}}$$

**Cálculo de Burden y Espaciamiento.**

**Cálculo del Burden.(B)**

$$B = 1.5 D_2$$

Donde:

B: Burden

D: Diámetro del taladro de alivio, 64 mm de la broca rimadora.

$$B_1 = 1.5 * 64 \text{ mm} = 96 \text{ mm}$$

$$B_2 = B_1 \sqrt{2} = 96 * \sqrt{2} = 135.76 \text{ mm}$$

$$B_3 = 1.5 * B_2 \sqrt{2} = 1.5 * 135.76 * \sqrt{2} = 287.99 \text{ mm}$$

$$B_4 = 1.5 * B_3 \sqrt{2} = 1.5 * 287.99 * \sqrt{2} = 610.92 \text{ mm}$$

$$B_5 = 1.5 * B_4 \sqrt{2} = 1.5 * 610.92 * \sqrt{2} = 1295.96 \text{ mm}$$

**Cálculo del Espaciamiento. "E"**

$$E_1 = B_1 \sqrt{2} = 96 * \sqrt{2} = 135.76 \text{ mm}$$

$$E_2 = B_1 = 135.76 \text{ mm}$$

$$E_3 = B_2 = 287.99 \text{ mm}$$

$$E_4 = B_3 = 610.92 \text{ mm}$$



$$E_5 = B_4 = 1295.96 \text{ mm}$$

Parámetros técnicos de la máquina HILTI preparadora de muestras, para compresión de la roca.


OFERTA Otros motor en Redondela (PONTEVEDRA)

**CORONA DE DIAMANTE DE 50 A 244 MM.**

Corona diamante tipo Hilti de para maquina perforadora de hormigón armado, piedra, mampostería. Corte en húmedo y seco. Ideal para perforaciones, taladrar en muros y forjados de Hormigón armado, paredes de bloques, ladrillos, placas de forjados de todo tipo. Son maquinas de corte de Diamante refrigeradas con agua. Diámetro: desde 50 mm hasta 244 mm. Diámetro de la rosca: 1 1/4 UNC. Perros desde 54€ Más información: WWW.SURGALI.COM

54€ profesional ver fotos

121730697 8 horas



3 FOTOS

JUEGOS
CASA Y JARDÍN
MODA Y COMPLEMENTOS
BEBES
AFICIONES Y OCIO
DEPORTES Y NÁUTICA

[Contactar](#)
[Compartir](#)
[Favorito](#)
[Estadísticas](#)
[Denunciar](#)

## CAPÍTULO V

### Cálculo de la capacidad del Scoop de la tabla N° 5.3

$$p = \frac{60 \times C \times X \times 0.09}{T + \frac{2 \times D}{16.67 \times V}}$$

Datos obtenidos de campo:

P=tasa de producción en TM/hr.

C= capacidad del cargador en TM = 3.04 tm

T= tiempo de cargar, descargar, maniobrar, en min.= 0.44 min

16.67= constante de conversión de km/hr a m/min.

V= velocidad promedio en km/hr de cada ciclo.= 4.91 km/hr

D= distancia de recorrido en metros.= 121.6 m

60= minutos por hora

0.90= factor de llenado.

Reemplazando en la fórmula se tiene se obtiene lo siguiente:

$$p = \frac{60 \times 3.04 \text{ TM} \times 0.09}{0.44 \text{ min} + \frac{2 \times 121.6 \text{ m}}{16.67 \times 4.94 \frac{\text{km}}{\text{hr}}}} = 48.12 \text{ km/hr.}$$

## **Cálculo de Rendimiento de Perforación programado y real de la Tabla N° 5.5**

### **Longitud efectiva de perforación (Le).**

$$Le = Lb * Efp$$

Donde:

Lb: longitud de barreno =8 pies= 2.4m

Efp: Eficiencia de Perforación= 0.95

Efv: Eficiencia de voladura =0.94

S: Sección de la labor 2.4m x 2.7m

Ttp: tiempo total de perforación =3 hr.

$$Le = 2.4 * 0.95 = 2.28 m$$

### **Avance efectiva de perforación (Ae).**

$$Ae = Le * Efv$$

$$Ae = 2.28 m * 0.94 = 2.14 m$$

### **Volumen de Material a romper**

$$V = S * Ae$$

$$V = 2.4 m * 2.7 m * 2.14 m = 13.87 m^3$$

### **Número de taladros por hora.( N°tal/Hr)**

$$N^{\circ}tal/Hr = \frac{N^{\circ} tal}{Ttp}$$

$$N^{\circ} \frac{tal}{Hr} = \frac{43 tal}{3 hr} = 14 \frac{tal}{hr}$$

### **Total metros perforados (Tmp)**

$$Tmp = Le * N^{\circ}tal$$

$$Tmp = 2.28 m * 43 = 98.04 m$$

### **Rendimiento de perforación para barra de 8 pies (Rp)**

$$Rp = \frac{Tmp}{Ttp} = \frac{98.04 m/tal}{3 hr} = 32.68 \frac{m}{hr}$$

Cálculo de costos de los explosivos y sus respectivos accesorios de voladura

Explosivo	Precio del explosivo por cartucho (S/.)	Cantidad de Explosivo (Und)	Costo (S/.)
GELATINA 75%	0.82	135.00	110.7
SEMEXA 65%	0.65	157.00	102.05
EXADITH 45%	0.52	30.00	15.6

#### Cálculo del Precio del Explosivo (Pex)

$Pex = \text{Precio explosivo/ cartucho} * \text{Cantidad Explosivo}$

$Pex(\text{Gel } 75\%) = 0.82\text{soles/cartucho} * 135 \text{ cartuchos} = 110.7 \text{ soles}$

$Pex(\text{Sem } 65\%) = 0.65\text{soles/cartucho} * 157 \text{ cartuchos} = 102.05 \text{ soles}$

$Pex(\text{Exd } 45\%) = 0.52\text{soles/cartucho} * 30 \text{ cartuchos} = 15.60 \text{ soles}$

#### Cálculo de Rendimiento de hombres guardia (Rhg)ml/hg de la tabla 5.14

$$Rhg = \frac{Av}{N^{\circ} \text{ de hombres}}$$

Donde:

Av: Avance =2.15

N° de hombres =3

$$Rhg = \frac{2.15 \text{ m}}{3 \text{ hombres}} = 0.72 \text{ m/hg}$$

#### Cálculo de la diferencia de valorización de barrenos de 6 y 8 pies según la tabla N°

5.18.

#### Cálculo de la valorización por año (Val)

$Val = PUp * Avp * 30\text{días} * 12 \text{ meses}$

$Val_{6 \text{ pies}} = S/.438.75 * 1.59 * 30\text{días} * 12 \text{ meses} = S/. 251,140.5$

$Val_{8 \text{ pies}} = S/.438.75 * 2.12 * 30\text{días} * 12 \text{ meses} = S/. 334,854.00$

#### Diferencia de la Valorización sería:

$Dif_{val} = Val_{8 \text{ pies}} - Val_{6 \text{ pies}}$

$Dif_{val} = S/. 334,854.00 - S/. 251,140.5 = S/ 83,713.50.$