

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**"OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA CON NUEVO
DISEÑO DE MALLA EN EL CRUCERO 10014 DE LA EMPRESA MINERA
MARSA"**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. LUDTWIN CÁCERES NAVARRO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

**"OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA CON NUEVO
DISEÑO DE MALLA EN EL CRUSERO 10014 DE LA EMPRESA MINERA
MARSA"**

PRESENTADA POR:

Bach. LUDTWIN CÁCERES NAVARRO

A LA DIRECCIÓN DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA FACULTAD
DE INGENIERÍA DE MINAS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:


INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR LOS JURADOS:

PRESIDENTE

: 
M.Sc. Jorge Gabriel, DURANT BRODEN

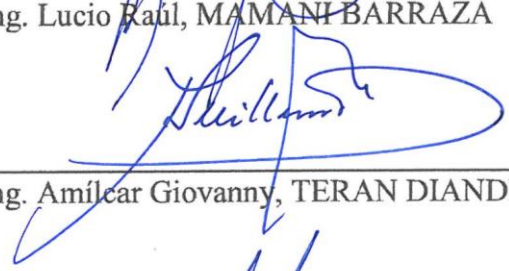
PRIMER MIEMBRO

: 
Dr. Fernando Benigno, SALAS URVIOLA

SEGUNDO MIEMBRO

: 
Ing. Lucio Raúl, MAMANI BARRAZA

DIRECTOR

: 
Ing. Amílcar Giovanni, TERAN DIANDERAS

ASESOR

: 
Ing. Arturo Rafael, CHAYÑA RODRIGUEZ

ÁREA: INGENIERÍA DE MINAS.

TEMA: ANÁLISIS DE COSTOS MINEROS Y COMERCIALIZACIÓN DE MINERALES

DEDICATORIA

A mi madre y hermanos y familia que por su apoyo moral e incondicional quienes me motivaron a seguir siempre adelante.

A mi padre, tío Nerio y mi abuelo, que están en el cielo, se fueron sin ver su sueño realizado y su deseo de verme como profesional.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mi mamá por haberme hecho aprender valores; así mismo a mi tío por haber otorgado sabiduría y educación.

A mis abuelos, tíos, primos y amistades por su apoyo incondicional y moral que siempre me brindaron, por sus consejos que me sirvieron para seguir adelante con mis objetivos.

ÍNDICE

RESUMEN	1
INTRODUCCIÓN.....	2

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad del problema.....	3
1.2 Formulación del problema.	4
1.3 Objetivos de la investigación	4
1.3.1 Objetivos específicos.	4
1.4 Justificación de la investigación.....	4
1.5 Limitaciones del estudio.....	5
1.6 Viabilidad del estudio.....	5

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.	6
2.2 Marco conceptual.	8
2.2.1 Yacimiento geológico.	8
2.2.2 Mecánica de rocas.....	8
2.2.3 Resistencia dinámica de la roca	8
2.2.4 Propiedades físicas.....	9
2.2.5 Grado de alteración.....	10
2.2.6 Resistencia de la roca.....	10
2.2.7 Espaciamiento de juntas.....	10
2.2.8 Proceso de fracturamiento.....	11
2.2.9 Fragmentación de la roca.	11
2.2.10 Métodos mecánicos de perforación.	11

2.2.11	Condiciones de perforación.....	12
2.2.12	Orientación de los taladros en una perforación.....	13
2.2.13	Tipos de arranque o trazo.....	13
2.2.14	Teoría de Holmberg.....	15
2.2.15	Teoría de Anderson.....	17
2.2.16	Cálculo y distribución de la carga explosiva.....	18
2.2.17	Definiciones conceptuales.....	21
2.3	Formulación de hipótesis.....	24
2.3.1	Hipótesis general.....	24
2.3.2	Hipótesis específicas.....	24

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1	Tipo de investigación.....	25
3.2	Diseño metodológico.....	25
3.3	Población.....	26
3.4	Muestra.....	26
3.5	Operacionalización de variables.....	26
3.5.1.	Variable independiente.....	26
3.5.2.	Variable dependiente.....	26
3.6	Técnicas de recolección de datos.....	26
3.6.1	Instrumentos de recolección de datos.....	27

CAPÍTULO IV

CARACTERÍSTICAS DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

4.1	Generalidades.....	29
4.1.1	Ubicación del yacimiento.....	29
4.1.2	Accesibilidad.....	30
4.1.3	Relieve.....	31

4.1.4. Clima y vegetación.	31
4.1.5. Flora y fauna.	31
4.2 Geología.	32
4.2.1 Geología regional.	32
4.2.2 Geología local.	35
4.2.3 Geología estructural.	36
4.2.4 Geología económica.	37
4.2.5 Controles de mineralización.	38
4.3 Alteración de cajas.	38
4.4 Mineralogía.	39
4.5 Criterios de cubicación.	39
4.5.1 Ancho mínimo de minado.	40
4.5.2 Factor seguridad de ley Au.	40
4.5.3 Factor seguridad de tonelaje.	40
4.5.4 Densidad.	40
4.5.5 Ley mínima.	40
4.5.6 Altura de los blocks.	40
4.5.7 Forma de los blocks.	40
4.5.8 Categoría de los blocks.	41
4.5.9 Procedimiento de cálculos.	42
4.6 Reservas de mineral.	42
4.6.1 San Andrés.	42
4.7 Métodos de explotación.	44
4.8 Producción y explotación.	44
4.8.1 Explotaciones.	44
4.8.2 Desarrollo.	45
4.8.3 Preparación.	45

4.8.4	Explotación.....	45
4.8.5	Perforación.....	45
4.8.6	Voladura.....	46
4.8.7	Limpieza y acarreo.....	46
4.8.8	Ventilación.....	47
4.8.9	Sostenimiento.....	47

CAPÍTULO V

DISEÑO DE LA MALLA PARA REDUCIR COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL CRUCERO 10014

5.1	Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	48
5.1.1	Clasificación de Bienawski.....	48
5.1.2	Resistencia de la roca.....	49
5.1.3	Definición de tipos de roca presentes en el cruceo 10014.....	55
5.1.4	Tiempo de autosostenimiento.....	58
5.1.5	Roca IIIa.....	58
5.2	Análisis del diseño de malla para la perforación.....	59
5.3	Presentación del diseño de malla de perforación.....	59
5.3.1	Control de tiempos de perforación.....	60
5.3.2	Resumen de tiempos de perforación.....	61
5.3.3	Resultados de la perforación y voladura.....	61
5.3.4	Diseño de malla de perforación.....	62
5.3.5	Parámetros para nuevo diseño de malla de perforación.....	64
5.3.6	Reducción de la cantidad de explosivos.....	68
5.3.7	Diseño de malla de perforación optimizada.....	69

CAPÍTULO VI

EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

6.1	Análisis de resultados.....	72
-----	-----------------------------	----

6.2	Contrastación de la hipótesis.....	73
6.2.1	Resultados comparativos de la perforación anterior.....	73
6.2.2	Resultados comparativos de la voladura.....	75
6.3	Resultados comparativos de la perforación y voladura por metros de avance ...	76
6.3.1	Costos de perforación y voladura anterior.....	76
6.3.2	Costos de perforación y voladura optimizada.	76
6.3.3	Discusión y comparación de resultados de costos de perforación y voladura....	77
	CONCLUSIONES.....	79
	RECOMENDACIONES	80
	BIBLIOGRAFÍA.....	81
	ANEXOS.....	82

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° 2.1 Índice de calidad de roca.....	09
Cuadro N° 2.2 Características del macizo rocoso.....	10
Cuadro N° 2.3 Cálculo de sección y burden.....	16
Cuadro N° 2.4 Constante del tipo de roca“K”.....	17
Cuadro N° 3.1 Operacionalización de variables.....	27
Cuadro N° 4.1 Listado de flora.....	31
Cuadro N° 5.1 Resistencia a la compresión.....	49
Cuadro N° 5.2 Valoración resistencia compresión.....	50
Cuadro N° 5.3 Calidad de la roca de acuerdo con el RQD.....	50
Cuadro N° 5.4 Espaciamiento/valoración.....	51
Cuadro N° 5.5 Agua subterránea/valoración.....	52
Cuadro N° 5.6 Orientación de las discontinuidades/valorización.....	52
Cuadro N° 5.7 Escala de valores.....	53
Cuadro N° 5.8 Orientación de las discontinuidades.....	54
Cuadro N° 5.9 Clasificación de rocas según el total de valuación.....	54
Cuadro N° 5.10 Clasificación RMR.....	54
Cuadro N° 5.11 Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades.....	56
Cuadro N° 5.12 Clasificación de rocas según el total de valuación.....	57
Cuadro N° 5.13 Significado de la clasificación del macizo rocoso.....	57
Cuadro N° 5.14 Tipo de sostenimiento en función a las características de la roca.....	58
Cuadro N° 5.15 Tiempos de autosostenimiento por tipo de roca.....	58
Cuadro N° 5.16 Resumen de tiempos antes de la optimización.....	61
Cuadro N° 5.17 Cantidad de explosivos por taladro antes de la optimización.....	61
Cuadro N° 5.18 Cuadro de costos antes de la optimización.....	63
Cuadro N° 5.19 Coeficiente del tipo de roca.....	65
Cuadro N° 5.20 Resultado obtenidos de la perforación y voladura.....	68
Cuadro N° 5.21 Cantidad de explosivos por taladro optimizado.....	69
Cuadro N° 5.22 costos optimizado.....	71
Cuadro N° 6.1 Distribución de taladros.....	73
Cuadro N° 6.2 Distribución de taladros optimizados.....	74
Cuadro N° 6.3 Carga explosiva de la malla de perforación.....	75
Cuadro N° 6.4 Carga explosiva de la malla de perforación optimizada.....	75

Cuadro N° 6.5 Comparación de la peroración y voladura antes y después.....	76
Cuadro N° 6.6 Comparación de los costos.....	77

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 2.1 Corte angulares piramide y cuña.....	14
Figura 2.2 Corte paralelo	14
Figura 2.3 Distancia entre taladros.....	15
Figura 4.1 Plano de ubicación de la minera Marsa.....	30
Figura 4.2 Plano geológico regional del yacimiento de la mina Marsa.....	33
Figura 4.3 Columna estratigráfica regional.....	34
Figura 5.1 Diseño de malla antes de la optimización.....	62
Figura 5.2 Diseño de malla optimizada.....	70
Figura 6.3 Comparación de costos de perforación.....	78

RESUMEN

En presente trabajo de investigación titulado “Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa”, ha tenido como objetivo mejorar los costos operativos de la perforación y voladura con un nuevo diseño de malla de perforación y voladura; en el crucero 10014, se observa que los costos operativos son muy elevados a causa del mal diseño de malla de perforación que no ajusta a las características del macizo rocoso, por ello, se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de taladros teniendo como consecuencia mala fragmentación y rotura de la roca esto afecta directamente en el ciclo de extracción de mineral, esto repercute en los costos operativos. El presente trabajo de investigación, permitió determinar un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para el desarrollo del crucero 10014 y lograr mayor avance lineal. La malla anterior era de 39 taladros y en la nueva malla requiere de 34 taladros con una optimización en costo y tiempo, como resultado se obtuvo una disminución en el consumo de explosivos de 21.1 kg/disparo a 16.24 kg/disparo, así mismo, una reducción en los costos operativos por metro lineal de US\$ 342.32 a US\$ 247.61 con una diferencia de US\$ 94.71 que significa un ahorro 28% y un rendimiento de avance lineal de 25%.

INTRODUCCIÓN

Este trabajo describe el proceso de las actividades del diseño de malla de perforación voladura que constituye a unas de las etapas más importantes de las operaciones en una mina subterránea para ejecutar las labores de desarrollo y alcanzar mejores resultados en menor costo y mayor productividad teniendo estos fundamentos se desarrolló la presente tesis Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa.

Actualmente la Empresa Minera Marsa viene realizando la explotación del yacimiento de oro utilizando el método Long Wall, viene teniendo problemas en las labores de desarrollo debido a los constantes tiros fallados en los frentes de perforación y voladura y teniendo una suma alzada de costos operativos de perforación y voladura. Como objetivo principal presente trabajo de tesis se planteó optimizar la voladura aplicando el modelo matemático de áreas de influencia, que consiste en calcular el burden basándose en las clasificaciones geomecánicas de la roca (RQD, RMR o GSI).

En la optimización de la malla de perforación y voladura se logró alcanzar la eficiencia y rendimiento del crucero 10014 del nivel 2870 considerando el número de taladros, espaciamiento, burden, carga explosiva y tiempo de perforación ya que los costos están calculados con el rendimiento de la voladura.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad del problema.

Perforación al ser una de las principales operaciones en la actividad utiliza diferentes diseños, basados en diversos modelos matemáticos, pero aun hoy en día las fallas en la perforación deben de ser superadas.

En Minera Aurífera Retamas S.A. en la zona de Patrick en el nivel 2870 de la cámara 12 se viene desarrollando el crucero 10014 de 3,0 x 3,0 m y con una distancia de 300 m. con el fin de explotar la veta Valeria con una potencia de veta 0.49, ley 15.66 Au/g y 1550 TMS, en vista que el programa mensual de mina es de 90 m. de avance lineal y con desmonte de 3500 TMS. El cual no se cumple por problemas operativos en la perforación y voladura alcanzando costos por disparo de S/ 1019.12 metro lineal y con un avance final de 75 m. y desmonte de 2700 TMS. Así mismo cabe resaltar que los maestros perforistas no realizan un eficiente trabajo en la perforación y el carguío de explosivos y el mal diseño de la malla perforación lo cual genera el incumplimiento de la programación de mina y así generando un retraso del 10% en el avance lineal, teniendo costo elevado en la perforación y explosivos del 20%.

1.2 Formulación del problema.

Problema general:

- ¿Cómo se puede optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación y carga explosiva adecuada en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa?.

Problemas específicos:

- ¿Cómo influye el nuevo diseño de malla en la reducción de costos de perforación y voladura en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa?.
- ¿Cuál es la cantidad adecuada de explosivos a usarse para una optimización de la perforación y voladura en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa?

1.3 Objetivos de la investigación

• Objetivo general.

Optimizar las operaciones de perforación y voladura en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa, mediante un nuevo diseño de malla de perforación.

1.3.1 Objetivos específicos.

- Diseñar una nueva malla de perforación y determinar su influencia en la reducción de costos en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.
- Reducir los costos de voladura con la carga de explosivos adecuada en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.

1.4 Justificación de la investigación.

El sustento del trabajo de investigación posee una gran importancia en el desarrollo de labores de preparación con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura de esta forma la empresa se beneficiará al reducir los costos en perforación y voladura y maximizar el avance lineal del crucero 10014 del nivel 2870 mediante el nuevo diseño de malla.

Por otra parte los resultados obtenidos en este trabajo servirán como antecedente para la aplicación a labores de desarrollo que poseen condiciones similares en la mina San Andrés.

1.5 Limitaciones del estudio.

El presente trabajo de investigación no tiene limitaciones en el proceso de su ejecución, se tiene el apoyo de la empresa minera para realizar las actividades de muestreo y pruebas.

1.6 Viabilidad del estudio.

El trabajo de investigación está íntegramente relacionado con la actividad minera. Ya que la minería es una fuente de desarrollo del país, en lo económico, infraestructuras, desarrollo social de la misma manera su importancia a nivel internacional. Conociendo su grado de importancia es viable para su desarrollo de acuerdo a nuevos métodos y el avance de la tecnología minera, y para su ejecución se cuenta con recursos económicos y recursos humanos.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.

- Según: Jáuregui Aquino, Oscar Alberto (2009), quien elaboró y expuso su Tesis: “*Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura*”, su objetivo fue obtener una reducción de los costos operativos de la empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, el método de investigación fue experimental cuyas conclusiones fueron:

Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, son: el seguimiento y control 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 US\$ 0.96 TM. (56% de la reducción total), seguido por la perforación US\$ 0.37 TM. (21.76% de la reducción total), voladura US\$ 0.28 TM (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo US\$ 0.09 TM. (5.3% de la reducción total).

- Según: Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa (2012), *“Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth”* tesis de grado, Universidad Central del Ecuador Quito. En su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo para el franqueo de la rampa de acceso de las vetas Sucre y Tres Diablos, significa para el ELIPSE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación.
- Según: Cháhuares Sairitupa, Félix Cipriano (2012), *“Nuevo Diseño de la Malla para mejorar la Perforación y Voladura en proyectos de Explotación y Desarrollo Mina el COFRE”* tesis de grado Universidad Nacional del Altiplano Puno. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de 41 taladros a 36 taladros siendo la profundidad del taladro 1.45 metros. En la voladura se ha reducido el consumo de explosivos de 18 kg/disparo a 15 kg/disparo con respecto al costo de explosivos se reduce US\$ 57.89 a US\$ 50.1 por disparo.
- Según: Carreón Q. Juvenal (2001), *“Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”*. Universidad Nacional del Altiplano Puno. En su conclusión menciona que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final de la optimización) y taladros cargados 56 a 44 respectivamente. En consecuencia del consumo de explosivos también bajo 132.72 a 103.70 kg/disparo.
- Según: Zapata D. Mónica P. (2002), *“Control de Costos de una Operación Minera Mediante el Método del Resultado Operativo”*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. El objetivo general del estudio fue aumentar la productividad y la calidad a través del mejoramiento continuo de las eficiencias y la efectividad en las operaciones. Como instrumentos de investigación utilizo los programas de actividad, 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 Marco conceptual.

2.2.1 Yacimiento geológico.

Geología es una formación en que está presente una concentración de los depósitos de los minerales presentes en la corteza terrestre o litosfera. Un yacimiento minero es aquel que contiene la calidad y cantidad de los minerales presentes que justifican mayor estudio con el objetivo de definir la profundidad y dimensión del yacimiento con el fin de desarrollar las actividades mineras para que la explotación del yacimiento sea económicamente rentable con las tecnologías rentables. (López Jimeno, 2003).

2.2.2 Mecánica de rocas.

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta por el comité americano de esta disciplina, mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues, la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno así definida esta disciplina es básica para la minería ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas (Ramírez y Alegano, 2004).

2.2.3 Resistencia dinámica de la roca

Las resistencias estáticas a comprensión y a tracción se utilizaron en su principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura.

El tratamiento racional de los problemas obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que estas aumentan con el índice de carga, cuando la intensidad de onda de choque supera a la resistencia dinámica a la comprensión se produce una trituración de la roca circundante a las paredes del barreno por colapso de la estructura intercristalinas, como se muestra en el Cuadro N° 2.1 (López Jimeno, 2003).

Cuadro N° 2.1
Índice de calidad de roca

Clasificación	Dureza	Resistencia a la compresión (MPa)
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Media dura	4 a 6	60 a 120
Media blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Fuente: López Jimeno 2003

2.2.4 Propiedades físicas.

- **Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
- **Tenacidad:** Indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable fácil, intermedia tenaz difícil.
- **Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4.5 g/cm^3 en promedio. Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.
- **Textura:** Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación 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. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

2.2.5 Grado de alteración.

Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman. (EXSA, 2008).

2.2.6 Resistencia 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.

2.2.7 Espaciamiento de juntas.

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

Así resulta que un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso débil. A continuación se presenta la clasificación de los macizos rocosos. En lo referencial espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski, como se muestra en el Cuadro N° 2.2 (Bieniawski Z. T, 1989).

Cuadro N° 2.2

Características del macizó rocoso

Descripción del espaciamiento	Espacio de juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	> 3 m	Sólido
Ancho	1 – 3 m	Masivo
Moderadamente	0.3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50 – 300	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Fuente: Bieniawski Z. T, 1989

2.2.8 Proceso de fracturamiento.

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

- Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca
- Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

2.2.9 Fragmentación de la roca.

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos (López Jimeno, 2003).

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de caracterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.

2.2.10. Métodos mecánicos de perforación.

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o

blastholes. Dentro de este campo existe dos métodos de mecanismo de perforación los métodos rotativos y rotopercutivos. (EXSA, 2008).

- **Perforación rotopercutiva.**

La perforación rotopercutiva es la que más se utiliza en casi todos los tipos de roca, desde débiles hasta fuertes. Además consta de una gran gama de diámetros de perforación son equipos de fácil movilidad y son empleados en operaciones tanto en cielo abierto como excavaciones subterráneas. (López Jimeno, 2003).

2.2.11 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, más espaciados, de longitud irregular etc., que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. (López Jimeno, 2003).

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:** Varía 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 los arranques, de perforación y 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 revestirlos interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se pueden aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita y otros utilizado en perforaciones de petróleo, diamantina.
- **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. (López Jimeno, 2003)

2.2.12 Orientación de los taladros en una perforación.

Es de suma importancia orientar los taladros paralelamente a la superficie libre, 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 y otros. (López Jimeno, 2003).

2.2.13 Tipos de arranque o trazo.

Hay varios tipos de arranque que reciben diferentes nombres, según su forma o el lugar donde se le ha usado primero, pero todos los tipos de cortes podemos agruparlos en tres:

- **Arranque o trazo angular:** 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” y corte en pirámide como se muestra en la Figura 2.1.

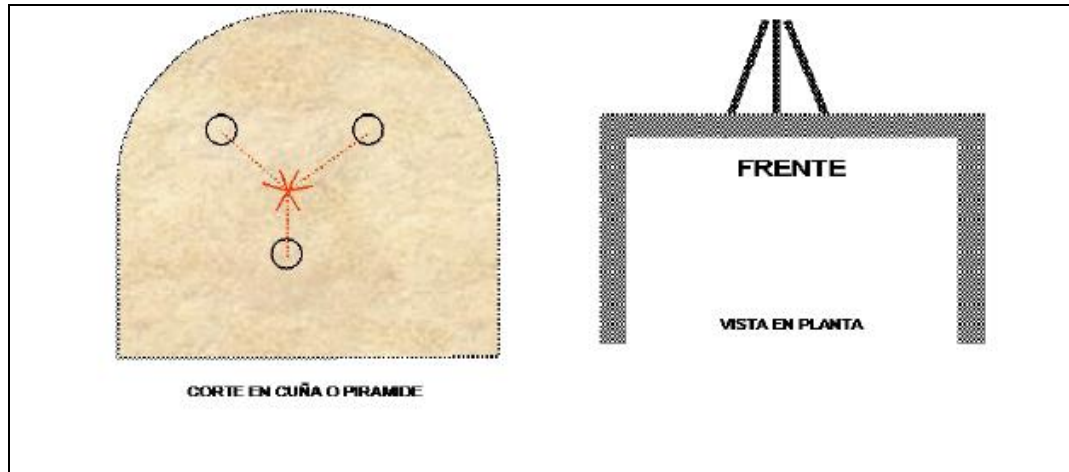


Figura 2.1 Corte angulares pirámide y cuña.

Fuente: López Jimeno 2003 “Manual de Perforación y Voladura”.

- **Arranque o trazo paralelo:** 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. De estos taladros de alivio depende mucho el avance que se puede lograr en un solo tiro, es decir a mayor diámetro de taladros de alivio mayor será el avance como se muestra en la Figura 2.2.

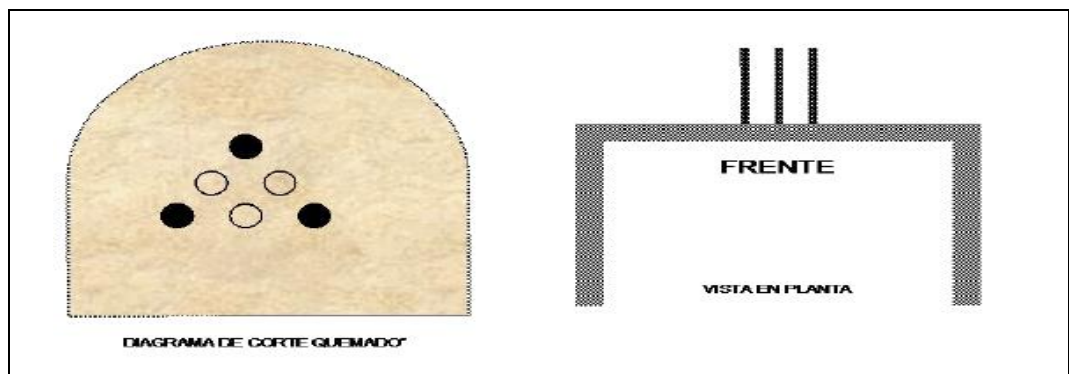


Figura 2.2 Corte paralelo

Fuente: López Jimeno 2003 “Manual de Perforación y Voladura”

- **Arranque combinado:** Son la combinación de cortes en “V” y cortes en pirámide. Los variantes del corte quemado son: Corte escalonado y corte crack.
- **Calidad de perforar el arranque:** Para realizar un taladro de arranque, este primeramente se debe realizar con sumo cuidado, posteriormente se realizan los taladros de alivio, normalmente se necesita 14 taladros entre ambos taladros. Los tipos de arranques se muestran en el Anexo 01

2.2.14 Teoría de Holmberg.

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1,7 \times D^2$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos como se muestra en la Figura 2.3

Dónde:

D^2 = Diámetro del taladro vacío.

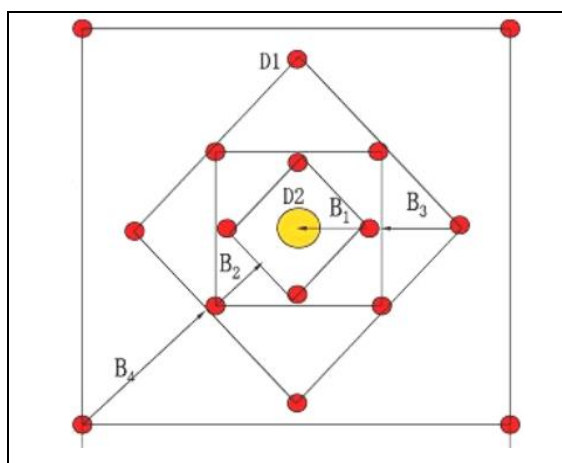


Figura 2.3 Distancia entre taladros.

Fuente: EXSA (2008) Manual Práctico de Voladura

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica como se muestra en el Cuadro N° 2.3.

Cuadro N° 2.3

Cálculo de sección y burden

Sección del corte	Valor de burden	Lado de la sección
Primera	$B_1 = 1,5 \emptyset_1$	$B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1,5 B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5B\sqrt{2}$	$1,5 B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5B_3\sqrt{2}$	$1,5 B_4\sqrt{2}$

Fuente: EXSA (2008).

Donde:

 B_1 = Burden del primer cuadrante. B_2 = Burden del segundo cuadrante. B_3 = Burden del tercer cuadrante. B_4 = Burden del cuarto cuadrante. \emptyset = Diámetro del taladro vacío.

- **Profundidad de taladro.**

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros de carga. El avance que se espera obtener por disparo debe ser mayor del 95 % de la profundidad del taladro. El avance por disparo expresado como una función del taladro vacío puede ser expresado por la siguiente relación.

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

Donde:

H = Profundidad del taladro en m.

 \emptyset = diámetro del taladro vacío en m.

El avance será:

$$X = 0.95 \times L$$

Donde:

L = longitud de taladro en m.

2.2.15 Teoría de Anderson.

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndose así;

$$B = Kx\sqrt{(D'xL)}$$

Dónde:

B = burden en pies

K = constante k como se muestra en el Cuadro N°2.4

D' = diámetro del taladro en pies

L = Longitud del taladro en pies

La relación longitud de taladro-burden influye sobre el grado de fragmentación.

(Cámac Torres, 2005)

Cuadro N° 2.4
Constante del tipo de roca “K”

Tipo de roca	Constante
Roca muy dura	1
Roca dura	1.5
Roca intermedia	2
Roca suave	2.5
Roca muy suave	3

Fuente: EXSA (2008) Manual Práctico de Voladura.

- **Dimensionamiento de la voladura.**

Volumen total V = (L x A x H).

Donde:

V = Volumen m³

L = Largo, en m

H = Altura en m

A = Potencia en m.

2.2.16 Cálculo y distribución de la carga explosiva

- **Columna explosiva.**

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada longitud de carga donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC) (López Jimeno, 2003).

- **Carga de fondo.**

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones.

$$CF = 1,3 \times B.$$

Donde:

CF = Carga de fondo.

B = Burden.

No debe ser menor de 0,6 B para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para muy dura. (López Jimeno, 2003).

- **Carga de columna.**

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor.

Pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco. (López Jimeno, 2003).

$$CC = L - (CF + T)$$

Donde:

CC = Carga de columna.

L = Longitud del taladro.

CF = Carga de fondo:

T = Taco

- **Estimación de cargas.**

Volumen a romper por taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = \text{m}^3 \text{ por taladro.}$$

Donde:

V = Volumen a romper por taladro.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

H = Altura del taladro.

Tonelaje: volumen por densidad de la roca o mineral.

- **Volumen de explosivo.**

Diámetro de taladro por longitud de la columna explosiva (columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$Ve = (\emptyset \times Ce) \text{ en } \text{m}^3$$

Donde:

Ve = Volumen de explosivo.

\emptyset = Diámetro del taladro.

Ce = Columna explosiva.

- **Factor de carga.**

Es la relación entre el peso de explosivo utilizado y el volumen de material roto.

$$FC = (We/V)$$

Donde:

FC = Factor de carga.

We = Peso del explosivo

V = Volumen del material roto.

- **Tonelaje roto.**

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje roto} = (V \times \rho)$$

Donde:

V = Volumen del material roto

ρ = Densidad del material

- **Perforación específica.**

Es el número de metros o pies que se tiene que perforar por cada m^3 de roca volada.

$$PE = \frac{(L/H)}{B \times E}$$

Dónde:

PE = Perforación específica

L = Profundidad del taladro.

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

- **Cálculo general para carga de taladro.**

$$(0,34 \times \emptyset^2 \times \rho_e), \text{ en lb/pie}$$

Dónde:

0,34: Factor.

\emptyset = Diámetro del taladro, en pulgadas.

ρ_e = Densidad del explosivo a usar en g/cm

- **Densidad de carga.**

$$DC = 0,57 \times \rho_e \times \emptyset^2 \times (L - T)$$

Dónde:

DC = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = Factor.

\emptyset = Diámetro del taladro

ρ_e = Densidad del explosivo a usar.

L = Longitud de perforación.

T = Taco.

2.2.17 Definiciones conceptuales.

- **Exploración.**

Son los trabajos de localización de nuevos yacimientos y probar la continuidad y riqueza de los depósitos de mineral ya conocidos.

- **Desarrollo.**

Son las labores que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.

- **Preparación.**

Son los trabajos que se ejecutan una vez que se ha limitado el yacimiento. La preparación se hace de acuerdo al método de explotación seleccionado.

- **Perforación.**

Es una operación mecánica que consiste en hacer taladros en mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda depositar carga explosiva, que al detonar sean capaces de arrancar del seno de estos materiales porciones de roca o mineral. (Cámac Torres 2005).

- **Explotación.**

Trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas. (López Jimeno 2003).

- **Malla de perforación.**

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (López Jimeno 2003).

- **Subterráneo.**

Excavación natural o hecha por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

- **Frente.**

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura. (Universidad Nacional de Ingeniería, Metodología de Costo de Operación en Minería.)

- **Parámetros.**

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo. (D. F. Coates, 1973)

- **Burden.**

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro.

También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara, distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más

cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. (Jay A. Rodgers, 2002).

- **Explosivos.**

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

Se fabrican con diferentes potencias, dimensiones y resistencia al agua, según se requiera. (EXSA, 2008).

- **Arranque o cueles.**

Los del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto. (Cámac Torres, 2005).

- **Factor de carga (kg/m^3).**

Es la cantidad de explosivo usada por m^3 de roca volada.

- **Sensibilidad.**

Cualidad del explosivo, para propagar la onda explosiva a través de la columna o taladro.

- **Macizo rocoso.**

Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

- **Voladura.**

Es la acción de fracturar un trozo de roca o mineral mediante el empleo de explosivos. (EXSA, 2008).

- **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.

- **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. (López Jimeno, 2003).

2.3 Formulación de hipótesis.

2.3.1 Hipótesis general.

Con el nuevo diseño de la malla de perforación y voladura se optimizará las operaciones y reducirá los costos en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.

2.3.2 Hipótesis específicas

- Con un nuevo diseño de una malla de perforación se determinara su influencia en la reducción de costos en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.
- Al determinar la carga de explosivos adecuada se reducirán los costos de voladura en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Tipo de investigación.

La presente investigación es de tipo descriptivo, centrada en el estado en que se encuentra la malla de perforación y voladura usualmente usada, y aplicando un nuevo diseño de malla, corroboradas estas con pruebas de campo. Observándose el comportamiento del nuevo diseño de malla, con evaluaciones de los efectos logrados posteriores a la voladura. Optimizándose de esta manera el proceso de perforación y voladura.

3.2 Diseño metodológico.

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación y por las características del estudio es de tipo descriptivo y aplicativo, el estudio se refiere a la reducción de costos mediante el diseño de una nueva malla de perforación y su control de tiempos en el frente de desarrollo cruceo 10014 de la Empresa Minera Marsa.

La Empresa Minera Marsa, actualmente está realizando los trabajos de perforación y voladura en los frentes de desarrollo de las labores subterráneas, con costos elevados.

El control de costos se analizará mediante el tipo de trazo, y consecuentemente del número de taladros, longitud de perforación, explosivos utilizados, el sistema de carguío de taladros.

Las pruebas se realizaron en 25 turnos considerando la nueva malla de perforación, cuantificando los parámetros tales como: burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada.

3.3 Población.

La población para este trabajo de investigación está constituida por las labores de perforación y voladura de la Empresa Minera Marsa.

3.4 Muestra.

La muestra está constituida por la labor de desarrollo crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa.

3.5 Operacionalización de variables.

3.5.1 Variable independiente

Evaluar el macizo rocoso y características geométricas del crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.

3.5.2 Variable dependiente.

Optimización de costos de perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada, en el frente de desarrollo crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa.

3.6 Técnicas de recolección de datos

Se recolectaron los datos mediante la aplicación de fórmulas y registros, para lo cual se aplicará el análisis estadístico y porcentual, de los costos incurridos.

Cuadro N° 3.1
Operacionalización de variables

Variables	Indicadores	Escala de medición
Variable Independiente Evaluar el macizo rocoso y características del crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa.	<ul style="list-style-type: none"> • Sección del frente • Diseño de malla • Tipo de roca 	<ul style="list-style-type: none"> • Metros cuadrados • Metros • MPa
Optimización de costos de perforación y voladura mediante el control de parámetros tales como burden, espaciamiento, distribución de taladros y la carga explosiva utilizada, en el frente de desarrollo crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa.	<ul style="list-style-type: none"> • Número de taladros • Explosivos • Costos • Producción • Avance lineal 	<ul style="list-style-type: none"> • Unidades • kg/tal • US\$/metro lineal • TM de desmonte • Metros/turno

Fuente: Elaboración Propia.

3.6.1 Instrumentos de recolección de datos:

- Reporte operacional mensual.
 - Cantidad de explosivo utilizado
 - Número de taladros
 - Número de equipos
- Reporte diario de operación.
 - Labor disparada.
 - Explosivos utilizados.
 - Número de taladros.
 - Número de horas operadas de los equipos.
- **Técnicas para el procesamiento de la información.**
Se aplicaron instrumentos y procedimientos de acuerdo a lo siguiente.
 - Cuadros estadísticos.

- Revisión de los datos.
- Información de reporte diario de los costos de perforación y voladura.

- **Técnicas de tratamientos de datos.**

Se utilizó el programa los datos de campo para calcular los siguientes cuadros.

- Cálculo de eficiencia, rendimiento y costos unitarios en perforación y voladura.
- Los tiempos de cada actividad de operaciones.

CAPÍTULO IV

CARACTERÍSTICAS DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

4.1 Generalidades.

4.1.1 Ubicación del yacimiento.

De acuerdo a la actual vigente división administrativa del área en que se encuentra ubicado el yacimiento aurífero Minera Aurífera Retamas S.A. pertenece al anexo de Llacuabamba distrito de Parcoy Provincia de Pataz Departamento de la Libertad; en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 km. Hacia el Este de la ciudad de Trujillo a una altura de 3900 m.s.n.m. como se muestra en la Figura 4.1

Se encuentra enmarcada dentro de las siguientes coordenadas geográficas:

08° 03'27" Latitud Sur.

77° 26'35" Longitud Oeste.

Asimismo, se encuentra enmarcada dentro de las siguientes coordenadas UTM:

9 108 500 Norte.

230 500 Este

Las poblaciones más cercanas son:

Parcoy, Llacuabamba 12 km. Aproximado.

Tayabamba 93 km. Aproximado.

4.1.2 Accesibilidad.

- Por vía terrestre.

Partiendo de la capital como sigue:

Lima	Trujillo	-	562 km.,	asfaltado
Trujillo	-	Chirán	-	34 km., asfaltado
Chirán	Chagual	-	307 km.,	carretera
Chagual	-	Mina Gigante	-	70 km., carretera

Trujillo-Huamachuco-Retamas-LLacuabamba- Marsa 397+470 km.

- Por vía aérea.
- Lima - Chagual aprox. 1 h 30 min
- Trujillo - Chagual aprox. 45 min



Figura: 4.1 Plano de ubicación de la minera Marsa.

Fuente: Área de Geología Empresa Marsa.

4.1.3 Relieve.

La topografía es accidentada, marcada por las quebradas Molinetes, Mano de Dios, Pomachay, San Vicente, Los Loros, Huinchus, etc.; la erosión glaciaria y pluvial ha formado valles y circos glaciares; el drenaje es dendrítico. Por la zona se tienen elevaciones hasta de 4,260 m.s.n.m. (Cerro -Yurirca), con desniveles en cotas de hasta 400 m.

4.1.4. Clima y vegetación.

El clima es predominantemente frígido, típico de la región Puna o Jalca; presenta dos variantes climatológicas marcadas: noviembre a abril con lluvias constantes cambiando de mayo - octubre con heladas y frío durante las noches y en el día el sol, donde la temperatura oscila de 5°C a 20°C en el día y en las noches de 3°C a 10°C, estas dos estaciones son bien marcadas en la zona. La mina se encuentra a una cota de 3900 m.s.n.m. con una vegetación típica de la zona que es el ichu y el queñual y otros arbustos pequeños, los habitantes del lugar son eminentemente dedicados a la minería aurífera.

4.1.5. Flora y fauna.

La vegetación está íntimamente ligada a la altitud como a la ubicación geográfica del área de estudio.

Las especies presentes en el entorno son ichu, pastizales, árboles como el eucalipto, etc. Los cuales pasamos a detallar Cuadro N° 4.1.

Cuadro N° 4.1

Listado de flora

Nombre común	Nombre científico	Abundancia
Ichu	Stipaichu	Escasa
Quishuar	Budlelaincaria	Escasa
Retama	Spartunjunceum	Escasa
Eucalipto	Eucalyptusglobulus	Escasa

Fuente: Área de Geología Empresa Marsa

En cuanto a la preservación de la fauna se ha creado programas de cuidado y protección de muchas especies como por ejemplo la creación de piscigranja para el cultivo y mejoramiento de la trucha. Así mismo se ha capacitado a los pobladores para la crianza de ganado vacuno, animales auquénidos apreciado por su lana. Actualmente se viene dando capacitación a la población con respecto a la crianza de cuy, apreciado por su carne bajo en colesterol, así como otras variadas especies.

4.2 Geología.

4.2.1 Geología regional.

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo está ligada a una faja de rocas intrusivas conocidas como “Batolito de Pataz”, que cortan a las filitas y pizarras del complejo Marañón, de aproximadamente 50 km de extensión, entre Vijus al norte y Buldibuyo al sur, con un ancho promedio de 2,5 km., que ha intruido a los metamórficos del Paleozoico. Está limitado por el NE con el complejo Marañón y volcánico y por el SW con las rocas sedimentarias mesozoicas de la formación Criznejas. El intrusivo se presenta muy fracturado; sus zonas de debilitamiento y fracturamiento en un comienzo han servido de canales de transporte para las soluciones mineralizantes que dieron lugar a la formación de vetas.

En la unidad minera el sistema principal de vetas NW – SE se formó como consecuencia del relleno de las soluciones mineralizantes a lo largo de los espacios vacíos de las fracturas y fallas del sistema; posteriormente estas vetas han sido falladas, plegadas en más de dos eventos tectónicos, razón por la cual se presentan muy irregulares en comportamiento y/o continuidad.

El relleno mineralizante de las estructuras es el cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmitita, galena y oro en estado nativo y electrum Como se muestra en la Figura 4.2 y Figura 4.3

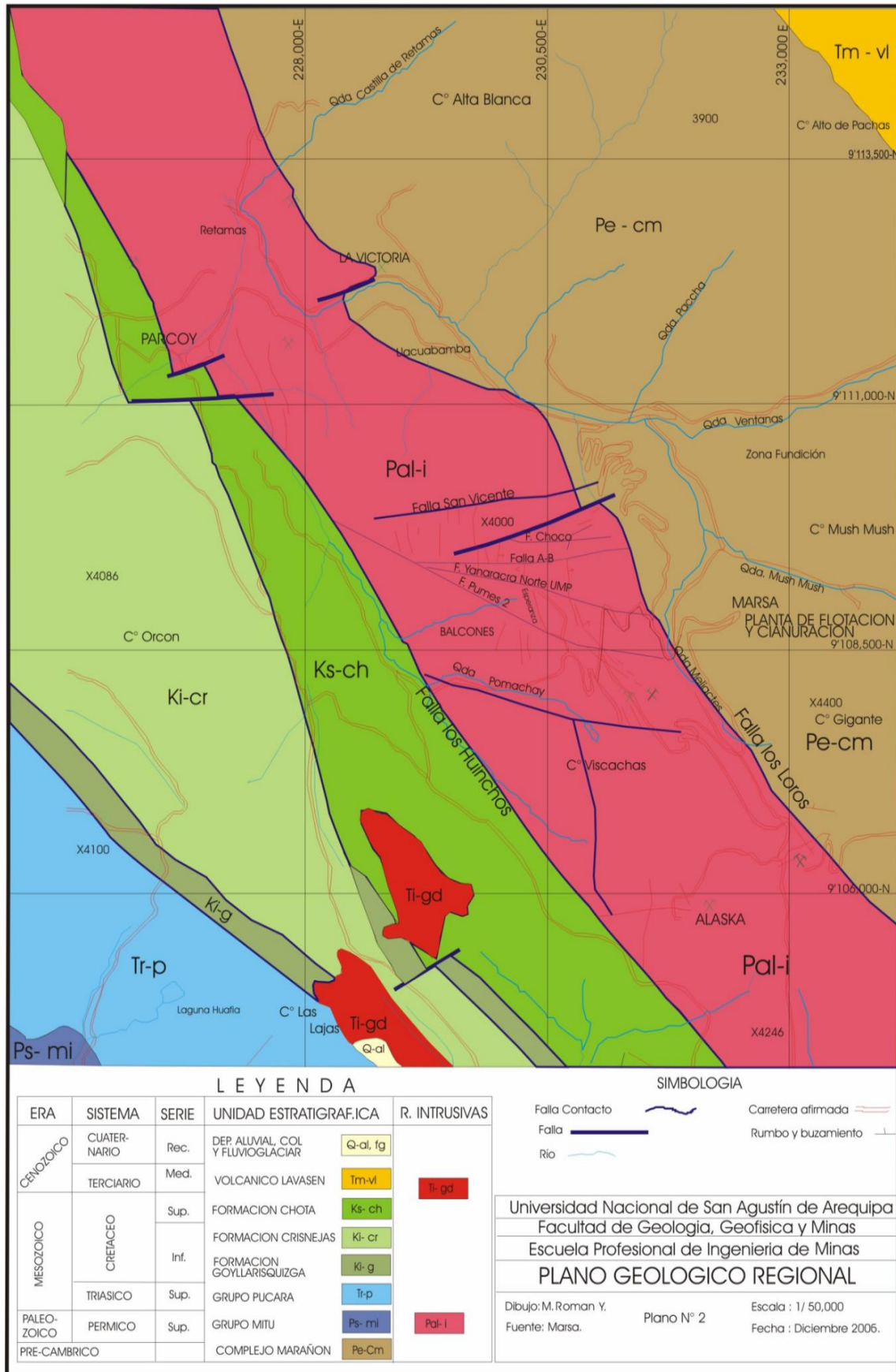


Figura 4.2 Plano geológico regional del yacimiento de la mina Marsa

Fuente: Área Geología Empresa Minera Marsa.

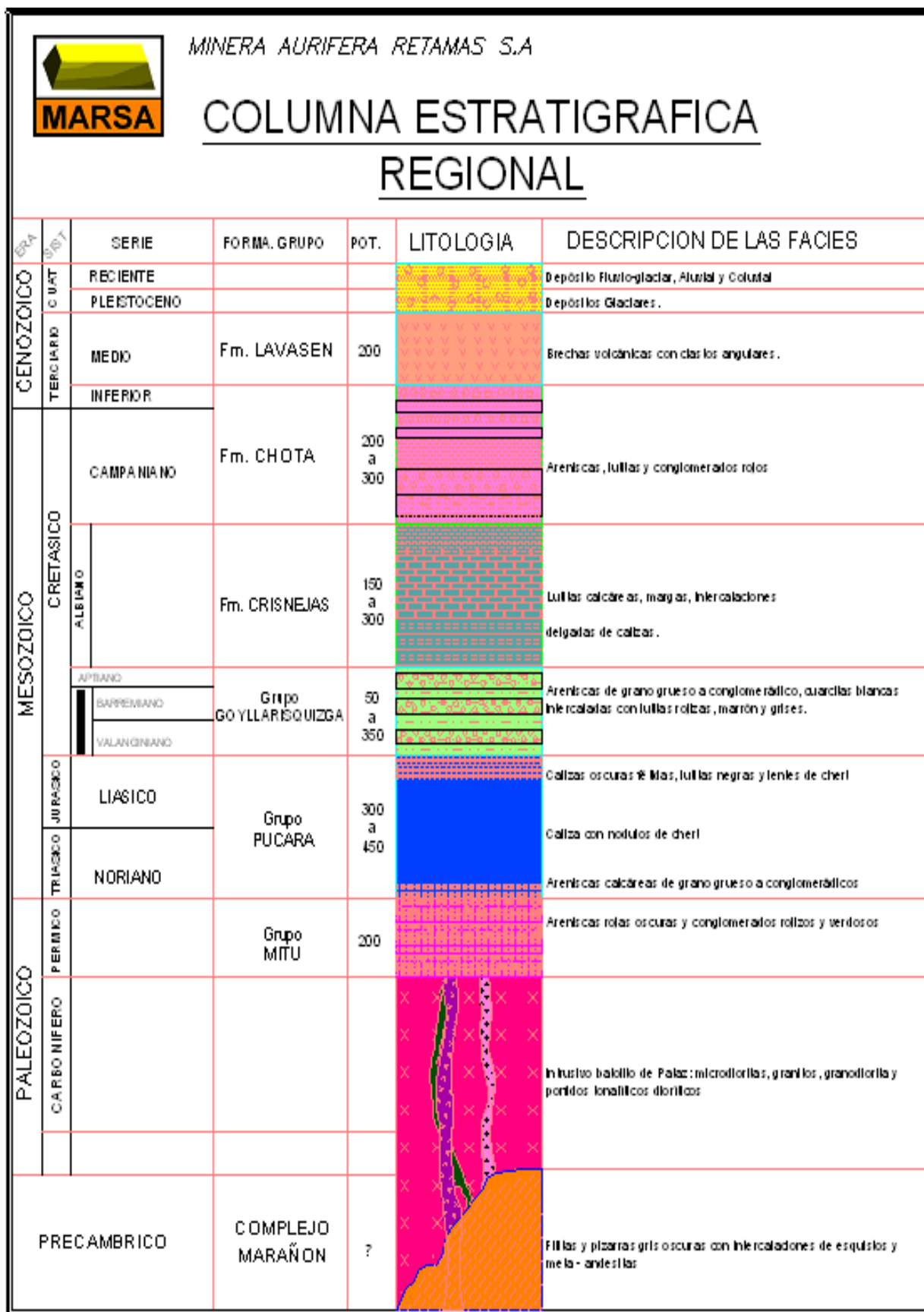


Figura 4.3 Columna estratigráfica regional.

Fuente: Área Geología Empresa Minera Marsa.

4.2.2 Geología local.

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas.

En la Mina El Gigante, debajo de la cubierta Cuaternaria se extiende el intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica en este se hospedan las vetas auríferas.

Al NE, cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurrencias de arenisca limonitas – volcánicas (capas rojas), pertenecientes al grupo Mitu.

4.2.2.1 Rocas intrusivas.

El intrusivo está constituido por 2 fases plutónicas: 1ra.fase microdiorita – diorita; 2da fase granodiorita – granito.

La 1ra fase son las rocas más favorables para la deposición de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la 2da fase, es poco favorable para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (stockwork) y discontinuas.

El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60°W y ancho promedio de 2,5 km. El contacto NE con el complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos elongados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus.

4.2.2.2 Rocas metamórficas.

Representada por el Complejo del Marañón. Constituida por pizarras oscuras y filitas grisáceas, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizadas y metavolcánicos. Se hallan expuestas en lado NE del Batolito de Pataz, en las quebradas, Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este fallamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de

características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusivo.

A las rocas del complejo del Marañón se le asigna una edad Precambriana.

4.2.2.3 Rocas sedimentarias.

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del “Batolito de Pataz”, desde Alaska por el Sur hasta Cachica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad volcano sedimentaria (areniscas, limonitas, micro conglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitu (Permico) y calizas del grupo Pucará (Triásico – Jurásico).

4.2.2.4 Depósitos cuaternarios.

Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1 a 50 m., formando un relieve abrupto con vegetación de puna.

4.2.3 Geología estructural.

Se considera una asociación típica mesotermal con temperaturas en el rango de 250°C – 350°C se presenta una serie de vetas auríferas a partir de una intrusión calco – alcalina del batolito de Pataz con una removilización en las rocas encajonantes.

Pero cabe mencionar que los yacimientos de Pataz se deben a procesos hidrotermales postmagmáticos o sea cuando el proceso de recristalización ha concluido con lo fundamental.

Minerales magmátogenos según las condiciones de su formación están relacionados con los procesos geoquímicos de las partes profundas de la corteza terrestre. El sistema hidrotermal ha estado activo por mucho tiempo en varias etapas de reactivación tectónica y depósitos de cuarzo y sulfuros.

4.2.3.1 Plegamiento.

Es de extensión regional, con un eje orientado de SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

4.2.3.2. Fracturamiento.

La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos, se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

4.2.3.3 Fallamiento.

Para la zona se han determinado tres sistemas de fracturamiento:

- Sistema de fallamiento NW-SE (longitudinal); son falla postminerales de rumbo paralelo y subparalelo a la veta originando ensanchamiento, acuñamiento, etc. Son de carácter normal y sinextral e inversa.
- Sistema de fallamiento NE-SW a NS (diagonal); de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (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 o fallas mayores (transversal); de rumbo promedio E-W. Dentro de este grupo se le agrupa a la falla:
- Falla E-1, la falla Pumas, etc., son estructuras que se desplazan alrededor de 100 m. en la vertical y 250 m en la horizontal.

4.2.4 Geología económica.

La mineralización se emplazó principalmente en rocas tonalíticas, dioríticas a microdioríticas, cuyos rasgos litológicos y tectónicos se derivan de los procesos de la metalogenia de la cordillera central. El responsable de la mineralización en la zona es el intrusivo de Pataz, cuyas soluciones mineralizantes circularon a través de fracturas preexistentes, depositándose a lo largo de éstas. La reacción

con las cajas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente.

El principal mineral de mena que se extrae es la pirita aurífera, asociada a ésta se encuentran la arsenopirita, esfalerita y marmatita que también tienen valores de oro en proporción menor. El relleno principal de las soluciones es el cuarzo.

4.2.5 Controles de mineralización

En base a las observaciones de campo y laboreo, se determinaron los siguientes controles.

- **Control estructural:** Estos controles consisten en determinar el emplazamiento en las que se encuentran las soluciones de mineral y los posibles desplazamientos de las mismas.
- **Control litológico:** La transición y/o cambio gradual de rocas graníticas, tonalíticas, porfiríticas a tonalitas simples o micro dioritas nos indican un control litológico favorable.
- **Las tonalitas:** Dioritas y microdioritas son buenas receptoras de mineral y representan un ambiente favorable para la deposición de las soluciones.
- **Control mineralógico:** El cuarzo es el mineral principal como guía para las exploraciones, ligadas al cuarzo se presentan pirita y arsenopirita. La presencia de galena y esfalerita - marmatita es un indicativo de que puedan mejorar las leyes de oro, siempre que se presenten asociadas a la pirita.

4.3 Alteración de cajas.

Las alteraciones hidrotermales más importantes asociadas a la ocurrencia del oro son: silicificación, seritización, piritización y caolinización. El grado de alteración algunas veces guarda cierta relación directa con la potencia de las estructuras mineralizadas y decrece a medida que se aleja del relleno mineralizado.

4.4 Mineralogía.

La ocurrencia de las estructuras mineralizadas se debe a las concentraciones irregulares de mineral de mena y ganga adoptando formas y potencias variables desde simples diseminaciones a lentes mineralizados y vetas ramificadas con hilos de mineral y/o bandas.

- **Minerales de mena.**

El principal mineral de mena que se explota de las vetas es la pirita aurífera, que se presenta acompañada de arsenopirita, galena, marmatita y esfalerita, generalmente en proporciones menores. También consideramos el cuarzo sacaroide como mineral de mena por hospedar oro libre.

- **Minerales de ganga.**

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

4.5 Criterios de cubicación.

Para el cálculo de reservas, primeramente se ha preparado la base de datos, sustentada en la forma de las estructuras mineralizadas y criterios geológicos propios del yacimiento.

La cubicación se realiza anualmente para evaluar el depósito y determinar sus reservas, también es utilizada para la evaluación de los proyectos, planificación de la producción y para pronosticar las utilidades dentro de un determinado tiempo. Los criterios utilizados se ajustan al tipo de estructura, persistencia y/o regularidad de la mineralización, criterio y experiencia del geólogo, además del conocimiento del yacimiento. Los siguientes criterios se han utilizado en la cubicación.

4.5.1 Ancho mínimo de minado.

El ancho mínimo utilizado en la cubicación es 1,0 m; este ancho es el que se considera posible para explotar una veta. Está en relación directa al buzamiento y competencia de las cajas. Las muestras cuyas potencias están por debajo de 1,0m, se les ha diluido al ancho mínimo.

4.5.2 Factor seguridad de ley Au.

El castigo de la ley Au sólo se ha considerado para los blocks de mena y por el margen de certeza. Su finalidad ha sido dar el margen de seguridad por los posibles errores que se presenten en el muestreo y en el ensayo de las muestra.

4.5.3 Factor seguridad de tonelaje.

Este factor se ha utilizado por la irregularidad de las vetas en su ocurrencia, persistencia, mineralización y por la incidencia de las fallas post-minerales sobre las vetas.

4.5.4 Densidad.

El peso específico para vetas de sulfuro y óxidos de mineral in-situ es.

Sulfuro: 3,0 TMS/m³

Óxidos: 2,8 TMS/m³

4.5.5 Ley mínima.

La ley mínima que se ha considerado como mineral de mena es: 6,64 Au g/TMS.

4.5.6 Altura de los blocks.

Para la altura de los blocks, se ha considerado el comportamiento de la veta, su buzamiento e influencia de las fallas, así como las evidencias geológicas de su continuidad. Para los blocks de mena eventualmente accesibles su altura máxima considerada es 30 m.

4.5.7 Forma de los blocks.

Para determinar la forma de los blocks se ha considerado la influencia de las fallas en la delimitación del mineral y el comportamiento mineralógico de las vetas. Así también se han delimitado por labores mineras, por ejemplo:

chimeneas. Los datos del muestreo una vez agrupados según su ley han permitido delimitar los blocks correspondientes.

4.5.8 Categoría de los blocks.

Los blocks se han clasificado según su accesibilidad, continuidad y por su utilidad.

4.5.8.1 Por accesibilidad.

Teniendo en cuenta la condición de los blocks respecto a la posibilidad de su inmediata extracción o a una etapa de preparación para su posterior extracción, los blocks han sido clasificados.

4.5.8.2 Accesibles.

En este grupo se consideran a todos los blocks que se encuentran por encima de una labor con acceso, cuya preparación está avanzada y su extracción está considerada como realizable e inmediata.

4.5.8.3 Eventualmente accesibles.

En este grupo se consideran los blocks que necesitan ejecución de labores de acceso, cuya extracción es todavía mediata. Todos los blocks probables son generalmente accesibles, además de aquellos blocks probados que se encuentran por debajo de un nivel inferior (colgados), que para su explotación se requiere abrir otro nivel y/o labor de acceso, con algunas excepciones.

4.5.8.2 Por continuidad.

Según sea la certeza y/o continuidad de la mineralización, los blocks de mineral se clasifican en:

- **Probados.**

Son blocks donde el riesgo de continuidad de la mineralización es mínima y el cálculo de tonelaje y ley es un valor real; el block de mineral puede tener 4 lados a un solo lado reconocido. Su coeficiente de certeza aplicado al tonelaje es uno.

- **Probables.**

Son blocks que generalmente se proyectan sobre o debajo de un block probado, cuyo factor de riesgo de continuidad de la mineralización es mayor que el indicado para el mineral probado, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para asumir la continuidad del mineral. Estos blocks se han delimitado en base a controles geológicos, como persistencia estructural, mineralogía, potencia y alteración.

4.5.8.3 Prospectivo.

Es aquel mineral delimitado en base a controles geológicos cuyo tonelaje y ley se basa en el amplio conocimiento del depósito. Su coeficiente de certeza es menor que el mineral probable.

4.5.8.4 Potencial.

Es aquel block cuya estimación se basa en el amplio conocimiento geológico del yacimiento, delimitado en base a controles geológicos favorables. La certeza del block está por debajo del mineral prospectivo.

4.5.9 Procedimiento de cálculos.

Los cálculos en la presente cubicación se han realizado en tres partes:

- Cálculos preliminares de promedio de canales de ensayos en las tarjetas de muestreo.
- Delimitación de los blocks y cálculos de las tarjetas de cubicación.
- Cálculos finales de resúmenes de blocks según su accesibilidad, certeza, utilidad y niveles.

4.6 Reservas de mineral.

4.6.1 San Andrés.

Las reservas de minerales están constituidas por los blocks que son iguales o superiores a 6,64 Au g/TMS, blocks probados accesibles, probados eventualmente accesibles y probables eventualmente accesibles.

De estos blocks de reservas de mineral, los puentes y pilares representan el 17,35%. Y por las leyes que tienen los mismos, aportan a la producción mensual en un rango del 29,40 %, representando la cantidad de 137 kg. de oro. Para explotar estos tajeos, se utiliza mayor cantidad de recursos como mano de obra, madera, etc. En adelante, esta condición irá en ascenso porque la mina crece y para mantener los caminos y labores por donde está instalada la troncal de aire comprimido, agua y relleno hidráulico, tendrá que mantenerse.

- **Ley de corte.**

Cuando se desarrollan planes de minado, es esencial determinar la ley a la cual el recurso mineral no puede ser procesado para obtener un cierto margen de ganancias, esta ley es llamada la ley de corte o cut-off. Para el cálculo de esta ley se toma en cuenta los costos de operación, la recuperación metalúrgica, los costos de tratamiento del mineral, concentración, fundición y refinación; la depreciación y amortización.

De acuerdo al concepto económico del punto de equilibrio, se sabe que en este punto el valor de la producción es igual a los costos totales; por lo tanto:

$$\text{Ventas} = P \times L \times R \times FL \times C$$

Donde:

P= Producción

L= Ley Promedio Minable

R= Recuperación metalúrgica

FL=Factor de liquidación

C =Cotización del mineral.

Donde:

Ley cut-off =Costo de operación + utilidad Mínima

$$P \times R \times FL \times C$$

$$\text{Ley cut-off} = 6.72 \text{ g/ TMS}$$

Cut-off es de 6,72 g. de Au/TMS, según informe de geología analizando vemos que la ley de cabeza promedio es 12 g. de Au/TMS, esta ley es favorable con respecto al cut-off.

4.7 Métodos de explotación.

Siendo el yacimiento de tipo filoneano con potencia media a baja y buzamiento sub-horizontal, no fue tarea fácil la selección del método de explotación que mejor se adecue a estos y otros requerimientos, escogiendo como método de minado el de cámara con pilares temporales, el mismo que se realiza abriendo inicialmente cámaras en forma alterna y ascendente en dirección del buzamiento con sección mina de 3,0 m de ancho en el nivel.

Concluido el corte de una cámara, se procede al aspirado, barrido y lavado del tajeo quemado de esta forma listo para la etapa de relleno.

En una segunda etapa de minado los pilares son explotados y rellenos. El método de explotación empleado actualmente en los tajos Long wall.

4.8 Producción y explotación.

Marsa tiene un programa mensual de producción de 30 000 TMS de mineral con una ley de cabeza de 12 g. Au/TMS en promedio y un programa mensual de avances lineales de alrededor de 2000 m. en explotaciones desarrollos y preparaciones con labores de cruceros, galerías, subniveles, chimeneas inclinadas y verticales. Marsa opera bajo el sistema de contratista.

Se trabajan dos turnos de ocho horas diarias. Debido a las difíciles características del yacimiento. Normalmente las actividades del proceso productivos comprenden: exploraciones, desarrollo, preparación y explotación, a continuación explicamos cada uno de ellos brevemente.

4.8.1 Explotaciones.

Hay dos tipos de explotaciones; la de ampliación de reservas que se realizan en zonas interesantes desde el punto de vista minero que no han sido exploradas antes o lo han sido muy superficialmente y la de reposición de reservas que se realizan en la zona de operación con el fin de seguir cubicando más mineral para reponer las reservas extraídas el año anterior, es decir, para no agotar la vida de la mina.

4.8.2 Desarrollo.

El desarrollo es la operación que se realiza para hacer posible la explotación del mineral en un yacimiento.

En la minería subterránea se realizan trabajos de desarrollo mediante galerías cruceros, chimeneas (inclinadas y verticales), piques, rampas, etc.

4.8.3 Preparación.

La preparación consiste en diseñar en el terreno la forma de cómo extraer el mineral establecido un método de explotación. Se realizan trabajos de preparación mediante galerías de transporte y de servicios y chimeneas (extracción, relleno, ventilación), etc.

4.8.4 Explotación.

Para explorar el yacimiento se corren los subniveles de ataque a partir de las chimeneas de extracción. Estos subniveles intercomunican a las chimeneas de extracción – ventilación para optimizar la programación de la fase de minado relleno por sectores. Los subniveles de ataque se mantiene abiertos hasta concluir el minado de todo el horizonte.

La explotación propiamente dicha se inicia a partir del subnivel de ataque mediante tajeos.

Los primeros tajeos en extraerse, son los que se ubican cerca del contacto de desmonte con mineral, en los tajeos se emplea sostenimiento mediante puntales y jackpot y cuadros.

El ciclo de minado consiste en: Perforación y voladura, limpieza, sostenimiento y acarreo o transporte.

4.8.5 Perforación.

Los equipos de perforación que más éxito han tenido en operaciones de perforación en la mina son:

- **Jackleg.**

Usadas ampliamente por su bajo costo de inversión y capacidad de adaptación para trabajos en tajeos irregulares versátil y fácil trasladar de una labor a otra, para trabajos de frontones y tajos.

Limitación en velocidad de perforación y alcance de altura de la corona. Marcas Atlas Copco, RNP y Seco, utilizando barras cónicas de 3 y 5 pies en tajeos y en labores lineales de 4 y 6 pies con brocas de 38 mm y 36 mm de diámetro.

4.8.6 Voladura.

La voladura se hace de acuerdo al trazo de perforación. Se emplean los siguientes accesorios:

Dinamita Semexa al 45% de 7/8 x 7" (1 caja = 25 kg), Dinamita Exadit al 45% 7/8 x 7 (1 caja = 25 kg).

Gelatina especial 75% de 7/8 x 7" (1 caja = 25 kg).

Espaciador de agua, guía de seguridad (caja x 1000 m.).

Conector para mecha rápida. (Caja x 100 pieza).

Fulminantes común N° 8 (caja x 100 pieza), mecha rápida de ignición z-18 color rojo. (Caja x 1500 m.).

4.8.7 Limpieza y acarreo.

La limpieza y acarreo del mineral comprende los trabajos que son necesarios desde el acarreo del mineral volado en los tajos hasta su vaciado en los echaderos principales.

En los tajeos, subniveles y chimeneas la limpieza se realiza mediante el lampeo directo hacia los echaderos, con carretilla, mediante el rastrillaje empleando winche eléctricos de 15 hp, en galería y cruceros se emplean los scoop.

- **Transporte.**

El transporte del mineral, desde los niveles hasta la planta concentradora, se realiza mediante una moderna flota de volvos FM y FMX de 20 toneladas de capacidad.

4.8 8 Ventilación.

Las labores mineras se encuentran adecuadamente ventiladas como lo establece el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, utilizándose una combinación de ventilación natural y forzada mediante el empleo de ventiladores axiales de hasta 30000 cfm.

4.8 9 Sostenimiento.

Después de la voladura se procede a asegurar las excavaciones, dependiendo de la competencia de la caja techo se emplean como elementos de sostenimiento cuadros de madera, puntales y jackpot y perno de anclaje en los tajeos, en chimeneas se emplean los puntales, en subniveles se emplean cuadros de madera y pernos de anclaje y en galerías, cruceros se usan, puntales y pernos se anclaje sistemático con malla electro soldada.

CAPÍTULO V

DISEÑO DE LA MALLA PARA REDUCIR COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL CRUCERO 10014

5.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objetivo caracterizar un determinado macizo rocoso en función de una serie de parámetros que se le asigna un cierto valor. Por medio de la clasificación se llega a calcular un índice característico de la roca.

5.1.1 Clasificación de Bienawski.

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

El RMR se obtiene como de unas puntuaciones que corresponden a valores de cada uno de los seis enumerados estos parámetros. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuando mejor es la calidad de la roca. Bienawski distingue cinco tipos o clase de roca según el valor de RMR:

- Clase I : RMR>80; Roca muy buena
- Clase II : 80<RMR <60 Roca buena
- Clase III: : 60< RMR <40 Roca media
- Clase IV : 40 < RMR < 20 Roca mala.
- Clase V : RMR < 20 Roca muy mala.

5.1.2 Resistencia de la roca.

Hay distintas maneras de determinar la resistencia a la compresión de la roca, y una de ellas es aplicando golpes con el martillo de geólogo sobre la roca, de acuerdo a la siguiente Cuadro N° 5.1:

Cuadro N° 5.1

Resistencia a la compresión

Resistencia a la compresión	σ_c
Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo	>250 MPa
Con varios golpes con el martillo de geólogo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra	175 – 200 MPa
Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra	100 – 175 MPa
Se requieren tres golpes firmes con el martillo del geólogo para romper la muestra	75 – 100 MPa
Con dos golpes con el martillo del geólogo solo se pueden producir fracturamiento en la muestra	50 – 75MPa
La muestra se puede romper con dos golpes firmes del martillo del geólogo.	38 – 50 MPa
La muestra se puede romper con un golpe firme del martillo del geólogo.	25 – 38 MPa
Se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo.	< 25 MPa

Fuente: Bieniawski Z. T. 1989

Su valoración se muestra en la siguiente Cuadro N° 5.2:

Cuadro N° 5.2
Valoración Resistencia Compresión.

σ_c	Valoración
1.- > 250 MPa	15
2.- 100-250 MPa	12
3.- 50-100 MPa	7
4.- 25-50 MPa	4
5.- < 25 MPa	2

Fuente: Bieniawski Z. T. 1989

- **Índice de calidad de la roca (RQD).**

Se denomina RQD a un cierto tramo del sondeo y a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm. entre la longitud total del sondeo.

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud total}} \times 100$$

Longitud total

Basándose en rangos de valores de RQD, el medio rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo al siguiente Cuadro N° 5.3:

Cuadro N° 5.3
Calidad de la roca de acuerdo con el RQD

RQD (%)	Calidad de roca
100 – 90	Muy buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Mediana
50 – 25	Mala
25 – 0	Muy Mala

Fuente: Bieniawski Z. T 1989

La aplicación de este concepto de designación de calidad de roca, dada su simpleza, fue ampliamente aceptada y de gran divulgación hasta hoy.

- **Separación entre discontinuidades.**

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado tengan, los bloques serán más pequeños y cuando más espaciado tenga, los bloques serán más grandes como se muestra en el Cuadro N° 5.4

Cuadro N° 5.4
Espaciamiento/Valoración.

Espaciamiento	Valoración
1.- >2 m	20
2.- 0.6-2 m	15
3.- 200-600 mm	10
4.- 60-200 mm	8
5.- < 60 mm	5

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989.

- **Estado de las discontinuidades.**

Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos pueden aplicarse los criterios generales, en la que el estado de las diaclasas se componen de otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de juntas.

- **Presencia de agua subterránea.**

La valoración máxima es de 15 puntos, ofrece tres posibles criterios de valoración, estado general, caudal cada 10 metros de túnel, y relación entre presión del agua y la tensión principal mayor de la roca.

Su valoración lo obtenemos basándonos en la siguiente Cuadro N° 5.5:

Cuadro N° 5.5
Agua subterránea/Valoración.

Agua subterránea	Valoración
1.- Completamente seco	15
2.- Húmedo	10
3.- Mojado	7
4.- Goteando	4
5.-Fluyendo	0

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989.

- **Orientación en las discontinuidades.**

Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre cero y 12 puntos, en función del buzamiento de las diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular).

Se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos desde muy favorable hasta muy desfavorable, según el tipo, se aplica la puntuación especificada de acuerdo a la valoración.

La orientación de las discontinuidades va influir sobre la estabilidad de las excavaciones, por lo que es necesario tomar en cuenta este hecho. En los siguientes dibujos se muestra esta influencia que se encuentra en el Anexo 02.

Su valoración lo obtenemos basándonos en el Cuadro N°.5.6

Cuadro N° 5.6
Orientación de las discontinuidades/valorización

Orientación discontinuidades	Valoración
1.- Muy favorable	0
2.- Favorable	-2
3.- Regular	-5
4.- Desfavorable	-10
5.- Muy desfavorable	-12

Fuente: Bieniawski Z. T 1989.

En resumen la clasificación R.M.R. relaciona índices de calidad del macizo rocoso, parámetros de diseño y de sostenimiento.

Su valoración lo obtenemos basándonos en el siguiente Cuadro N° 5.7 Clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989).

• **Escala de valores.**

Su valoración lo obtenemos basándonos en el Cuadro N° 5.7 Clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989)

Cuadro N° 5.7
Escala de valores

Parámetro		Escala de valores							
1	Resistencia de la roca inalterada	Índice de la carga de punta	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia a la compresión uniaxial.		
		Resistencia a la compresión Uniaxial	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de calidad de la roca, RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamento de juntas	> 3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	< 50 mm			
	Valuación	30	25	20	10	5			
4	Estado de las discontinuidades	Superficies muy Rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura	Superficies algo Rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm O fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm O fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas			
		Valuación	25	20	12	6	0		
5	Aguas subterráneas	Cantidad de infiltración por 10 m de túnel	Ninguna		< 25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
		Presión de agua relación esfuerzo principal o mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
	Situación general	Totalmente seco		Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de Agua			
Valuación		10		7	4	0			

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989.

- **Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades.** Ver Cuadro N° 5.8

Cuadro N° 5.8
Orientación de las discontinuidades.

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

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989.

- **Clasificación de rocas según el total de valuación.** Ver Cuadro N° 5.9

Cuadro N° 5.9
Clasificación de rocas según el total de valuación

Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena roca	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989

- **Significado de la clasificación del macizo rocoso.** Ver Cuadro N° 5.10

Cuadro N° 5.10
Clasificación RMR

Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Tiempo medio de sostenimiento	10 años para claro de 5.0 m	6 meses para claro de 4.0m	1semana para claro de 3.0 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
Cohesión de la roca Angulo de fricción de la roca	> 300 KPa > 45°	200-300 KPa 40°-45°	150-200 KPa 35°-40°	100-150 KPa 30°-35°	< 100 KPa < 30°

Fuente: Bieniawski, Z. T. 1989.

5.1.3 Definición de tipos de roca presentes en el crucero 10014.

Se ha determinado usar el sistema de evaluación geo-mecánica R.M.R. (Rock Mass Rating); evaluación que fue desarrollada por Bienawski en 1973 en Sudáfrica. La clasificación R.M.R. relaciona índices de calidad del macizo rocoso y parámetros de diseño y de sostenimiento.

La calificación y clasificación de la roca donde se encuentra emplazado, se ha realizado siguiendo los parámetros mencionados y éstos son los resultados.

- **Resistencia de la roca intacta.**

Basándonos en la Clasificación de Bieniawski (1989) se ha procedido a caracterizar y clasificar la roca Andesita Porfirítica.

Roca: Andesita Porfirítica

Resistencia a la compresión simple: 50-100 Mpa

Calificación de Bieniawski:

Designación de la calidad de la roca (RQD)

Sobre la base de los testigos evaluados se ha comprobado que el RQD de casi todos los afloramientos de Andesita Porfirítica explorados mediante perforación diamantina con recuperación de muestras está por el orden del 50 a 75 %.

R.Q.D: 50 a 75 %.

Calificación: 13

- **Espaciamiento de las discontinuidades.**

El espaciamiento de las discontinuidades evaluado en los túneles exploratorios niveles 2850, son de espaciamiento medio estando en el orden de 30 – 100 m. de separación de familias evaluadas.

Espaciamiento de discontinuidades: 30 m hasta 100 m

Calificación: 20

- **Estado de las discontinuidades.**

Las paredes de las discontinuidades se encuentran algo rugosas con separaciones por el orden menor a 1 mm, los cuales no se encuentran alteradas las paredes, son de regular extensión y en la mayoría de los casos no presentan rellenos.

Estado de discontinuidades:

Superficies algo rugosas.

Separación: < 1 mm

Paredes de roca: suave

Calificación: 12

• **Condición de aguas subterráneas.**

Las condiciones de las aguas subterráneas en la zona evaluada son favorables, debido a que no se han presentado hasta el momento presencia de aguas en los tres túneles evaluados. En el nivel 2870 aparecen un poco de agua, pero más por presencia de humedad que de goteos.

Aguas subterráneas: Ligera presión de agua

Calificación: 7

Su valoración lo obtenemos basándonos en el siguiente cuadro Clasificación RMR (Bieniawski Z. T. 1989)

La escala de valores del crucero 10014 se mostrara en el Anexo 03

Calificación Total: 59

• **Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades.** Ver Cuadro N° 5.11

Cuadro N° 5.11

Factor de ajuste por orientación de las discontinuidades

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

Fuente: Elaboración propia

Calificación = Resultado A - Resultado B

Calificación = 59 – 2

Calificación = 57

- **Clasificación de rocas según el total de valuación.** Ver Cuadro N° 5.12

Cuadro N° 5.12

Clasificación de rocas según el total de valuación

Valuación	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clasificación N°.	I	II	II	IV	V
Descripción	Muy buena roca	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Elaboración propia.

- **Significado de la clasificación del macizo rocoso.** Ver Cuadro N° 5.13

Cuadro N° 5.13

Significado de la clasificación del macizo rocoso

Clasificación N°.	I	II	III	IV	V
Tiempo medio de sostén	10 años para claro de 5.0 m	6 meses para claro de 4.0 m	1 semana para claro de 3.0 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
Cohesión de la roca.	> 300 KPa	200-300 KPa	150-200 KPa	100-150 KPa	< 100 KPa
Angulo de fricción de la roca	> 45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	< 30°

Fuente: Elaboración propia

Marsa ha determinado una clase de roca, y para efectos del presente trabajo de investigación del crucero 10014 se usó la Clase IIIA, la cual se describen en la Cuadro N° 5.10.

Cuadro N°5.14

Tipo de sostenimiento en función a las características de la roca.

Tipo roca	RMR	Calidad	Características de la roca	Tipo de sostenimiento
III A	50-75	regular	Roca medianamente dura con regular cantidad de fracturas y presencia de algunas fallas, alteración, ligeros goteos.	Pernos sistemáticos 6 pies de longitud (cementado o con resina), split set espaciados 1 m., malla electrosoldada o straps si se trata de bloques por sostener. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.

Fuente: Elaboración propia.

5.1.4 Tiempo de autosostenimiento.

El tiempo de autosostenimiento se aprecia en Cuadro N° 5.15, esto depende del tipo de roca, tal como se muestra.

Cuadro N° 5.15

Tiempos de autosostenimiento por tipo de roca

TIPO DE ROCA	R.M.R.	TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO
I	81 – 100	> 2 Años
II	61 – 80	2 Años
III – A	51 – 60	3 Meses
III – B	41 – 50	15 Semanas
IV – A	31 – 40	1 Día
IV – B	21 – 30	8 Horas
V	0 – 20	Colapso Inmediato

Fuente: Elaboración propia.

5.1.5 Roca IIIa.

Se caracteriza por ser una roca poca blanda con regular o mayor cantidad de fracturas, conocida como “roca regular A” con un RMR que va de 50 – 75, que presenta ligeramente o moderadamente alterada, con pequeñas fallas de panizo y con ligero goteo de agua.

Pernos sistemáticos 6 pies de longitud (cementado o con resina), split set espaciados 1 m., malla electrosoldada o straps si se trata de bloques por sostener. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.

5.2 **Análisis del diseño de malla para la perforación.**

A partir del estudio y la toma de resultados se propone la optimización de la gestión operativa de la perforación y voladura con el nuevo diseño de malla en la Empresa Minera Marsa crucero 10014.

Se propone implementar un nuevo diseño de malla de perforación para mejorar el planeamiento y los costos unitarios de nuestras operaciones. En el presente, estudio se ha deducido el número de taladros el consumo de explosivos teniendo en cuenta los parámetros reales obtenidos para el cálculo de números de taladros se aplica la formula utilizando los parámetros esparcimiento y roca

La perforación se realiza con máquinas perforadoras jackleg marca RNP con barras cónicas de 8', 6',4' de longitud, y la limpieza se realiza con scooptrams de 2.5 yardas cubicas

La sección del crucero es de 3,0 x 3,0 m la gradiente es de 0.6 y de una longitud de barreno de 6 pies (1,82 m) y con un diámetro de brocas de 38 mm.

Cabe mencionar que la voladura se utiliza mecha rápida y Carmex de 7' pies y su encendido es de chispeo artesanal y los explosivos de Semexa 65, Exadit 45 y el número de disparos esta acondicionado al tipo de roca.

5.3 **Presentación del diseño de malla de perforación.**

El diseño de malla inicial, fue elaborado por el personal técnico o por los mismos maestros perforistas que lo realizaron según su práctica y experiencia propia, no siendo esta la adecuada para el frente de avance, trayendo como consecuencias elevados costos, generando por ello perdidas.

- **Cálculos de perforación y voladura.**

- **Tiempo de perforación por taladro.**

= tiempo total de perforación. /taladros perforados

= 1.5 minutos

Pies perforados por guardia.

= longitud de taladro * taladros perforados.

= 67,29 m

Volumen roto por disparo.

= ancho * alto * fcg * eficiencia (0,90)

= 10,01 cm³

Factor de carga de explosivo.

= peso total de dinamita/tonelaje roto; kg/TM

= 2,204 kg/TM

Eficiencia de voladura.

= avance neto del disparo. / (long. promedio/tal)*100

= 90 %

Rendimiento de la voladura.

= kg de explosivos / avance

= 21,57 kg/m.

Factor de perforación.

=metros perforados/volumen roto

= 7,06

Rendimiento de perforación.

=metros perforados /avance

=1,05 m

5.3.1 Control de tiempos de perforación.

El control de tiempos de perforación se realizó in-situ, para ello se consideró los tiempos de perforación de 4 pies y 6 pies, incluyéndose los tiempos de demoras. Estos controles posteriormente fueron promediados. Los tiempos de perforación antes de la optimización se muestran en el Anexo 04.

5.3.2 Resumen de tiempos de perforación.

Cuadro N° 5.16

Resumen de tiempos antes de la optimización

Cuadro de Resumen de Tiempos	N° de Barrenos	Tiempo Productivo
Tiempo total de perforación de barrenos de 4 pies	39	1:06:57 h.
Tiempo total de perforación de barrenos de 6 pies	39	0:43:36 h.
Total	78	1:50:33 h.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.3 Resultados de la perforación y voladura

Los resultados mostrados a continuación, representan al diseño de malla inicial, en el cual se observa los sobrecostos en perforación y voladura y se muestra en el Cuadro N° 5.17

Cuadro N° 5.17

Cantidad de explosivos por taladro antes de la optimización

Cantidad de explosivos							
Distribución de N° de cargas	N° de tal.	Cebo		Columna	Cantidad de explosivos	Peso de explosivos por und.	Peso total (kg)
		N°	Tipo	N°			
Tal. de alivio	3	0	0	0	0	0	0
Arranques	4	1	gelatina	7	24	0,088	2,112
Ayuda de arranques	4	1	gelatina	6	28	0,088	2,464
Sub ayudas	4	1	gelatina	6	28	0,081	2,268
Ayudas de coronas	5	1	gelatina	6	35	0,081	2,835
Coronas	5	1	gelatina	5	30	0,081	2,430
Cuadradores	4	1	gelatina	6	28	0,081	2,268
De rotura	3	1	gelatina	6	21	0,081	1,701
Ayuda de arrastres	3	1	gelatina	6	21	0,088	1,848
Arrastres	5	1	gelatina	6	35	0,088	3,080
Total	39				250		21,006 kg

Fuente: Elaboración propia.

5.3.4 Diseño de malla de perforación. El diseño de malla anterior se muestra en la Figura 5.1

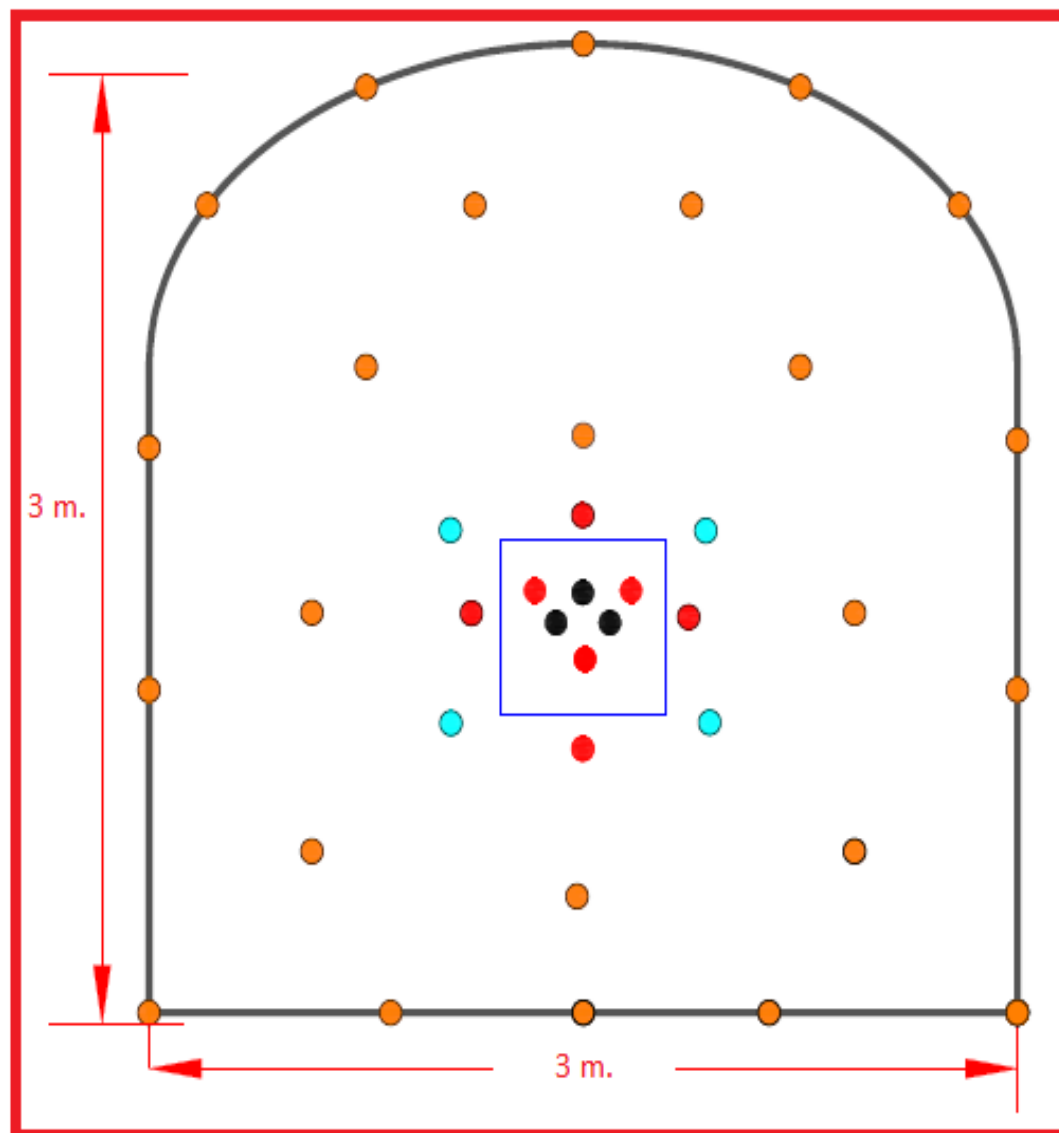


Figura 5.1 Diseño de malla antes de la optimización

Fuente: Elaboración propia

- | | |
|-----------------------|------------------------------|
| 1. Sección: | 3,0 x 3,0 m |
| 2. N° de taladros: | 39 |
| 3. Taladros cargados: | 36 |
| 4. Arranques : | Conocido como cabeza de toro |

Cuadro N° 5.18

Cuadro de costos antes de la optimización

PRECIOS UNITARIOS CRUCEROS 3,0 x 3,0 METROS				
Códigos de precio	A005	Factor de Potencia	20,57 kg/m	1,97 kg/m
Descripción de área	XC – 3,0 x 3,0 metros	N° total de taladros (inc.cuneta)	36 tal.	
Limpieza Mecanizada Scoop	2.5 yd3 de max 150 m	Taladros de alivio	3 tal.	
Tipo de roca	Media	N° de cartuchos por disparo 65%, 7/8"x7"	250cart	
Cuneta	0.80 x 0.80 m.	Long. Efec. De perforación	5.58 pies (1.70 m.)	
Rendimiento por disparo	90% 4.37 pies (1.4 m.)	Volumen movido	10.01 m3	

SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO S/.	CANTIDAD	SUB TOTAL S/. x Metro
a. Mano de Obra				
Maestro Perforista	H-H	8.94	16	158
Ayudante Perforista	H-H	8.36	8	67.78
Scoopero	H-H	9.94	1.6	16.12
Maestro Carrilano	H-H	8.94	2	18.13
Ayudante Carrilano	H-H	8.36	0.5	4.24
Sub total de mano de obra				265.65
b. Implementos				
Implementos Perforistas	Hora	0.64	16	10.44
Implementos Otros	Hora	0.6	12.1	7.39
Sub total de implementos				17.83
c. Materiales y Herramientas				
Herramientas	Gdia	4.74	1	4.81
Perforación Alcayatas	Pp	0.71	5.91	4.26
Manga de Ventilación	MI	10.4	0.33	3.47
Alcayatas de Fe 1/2"	Und	9.95	3	30.24
Costo de Perforadora	Pp	0.29	217.62	64.53
Costo Aceros	Pp	0.42	217.62	92.63
Sub total de herramientas				199.95
d. Explosivos				
Dinamita	kg	5.67	20.29	116.58
Carmex 7 ft	Pza	1.38	0	0
Carmex 9 ft	Pza	1.58	33	52.86
Mecha Rápida	M	0.78	20	15.81
Sud total de explosivos				185.25
e. Equipos				
ScoopTramp (2.5yd3) Hasta 150 m.	h	1.6	136.5	221.25
ScoopTramp (2.5yd3) Carguío a Carro minero	h	0	136.5	0
Sub total de equipos				221.25
TOTAL COSTO DIRECTO			S/.x Metro	886.01
GASTOS GENERALES	15%			135.7
UTILIDADES	10%			87.56
COSTO POR METRO DE AVANCE			S/.x Metro	1019.12
			US\$ x Metro	342.32

Fuente: Elaboración propia

5.3.5 Parámetros para nuevo diseño de malla de perforación.

Una buena optimización de malla de perforación nos permite tener un incremento en la productividad de la perforación y voladura. De acuerdo a las condiciones de trabajo especificadas en el contrato entre el contratista y la compañía y por los parámetros de trabajo establecidos en Marsa, se usa 2 máquinas perforadoras tipo jackleg en la perforación y un avance de 6 pies o 1.82 metros siendo lo real en la perforación 1.75 m en los frentes de avance de 3,0 x 3,0 m.

Siendo las siguientes características que se describen a continuación:

Selección del frente	: 3,0 x 3,0 m.
Equipo de perforación	: Jackleg RNP
Número de perforadoras	: 2
Longitud del barreno	: 1.82 m. (6 pies)
Diámetro del escariador	: 0.056 m.
Diámetro del taladro	: 0.038 m.
Densidad de la roca	: 2.7 TM/m ³

Cálculo del avance por disparo.

Empleando un diámetro de 0.056 m. Para el taladro vacío se determina la longitud del taladro (H) y el avance (I).

Longitud del taladro.

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset - 39.4 \times \emptyset^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.056 - 39.4 \times (0.056)^2$$

$$H = 1.93 \text{ m.}$$

Avance por disparo.

$$I = 0.96 \times H$$

$$I = 0.96 \times 1.93$$

$$I = 1.85 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros.

$$N^{\circ} \text{ tal: } (R / C) + (K \times S)$$

Donde:

S: sección.

R: circunferencia de la sección en metros.

C: distancia entre taladros de la circunferencia o perímetros.

K: coeficiente. Se muestra en el Cuadro N°5.19

Cuadro N° 5.19
Coeficiente del tipo de roca

Tipo de roca	C	k
roca dura	0.5	2
roca intermedia	0.6	1.5
roca suave y blanda	0.7	1

Fuente: EXSA (2008) Manual Práctico de Voladura.

Reemplazando datos:

$$N^{\circ} \text{ tal} = (R / C) + (K \times S)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = (12 / 0.6) + (1.5 \times 9)$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 34 \text{ taladros.}$$

- Cálculo de burden.**

Primer burden.

$$B_1 = 1.5 \times \emptyset$$

Se considera 3 por que va hacer los taladros de alivio en la malla de perforación.

$$B_1 = 1.5 \times (3 \times 38 \text{ mm})$$

$$B_1 = 17.1 \text{ cm}$$

Segundo burden.

$$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 17.1 \times \sqrt{2}$$

$$B_2 = 24.2 \text{ cm}$$

Tercer burden.

$$B_3 = B_2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 24.2 \times \sqrt{2} \times 1.5$$

$$B_3 = 51 \text{ cm}$$

- **Cálculos de parámetros de perforación y voladura.**

Velocidad de penetración o perforación (VP).

$$VP = ((\text{long. taladro}) / (\text{tiempo efectivo} / \text{taladro}))$$

$$VP = 1.75 / 2.44 \text{ m/min}$$

$$VP = 0.71 \text{ m/min.}$$

Tiempo de total de perforación por frente.

$$TP = ((N^\circ \text{ de taladros} \times \text{long. taladros}) / (\text{velocidad de perforación}))$$

$$TP = (34 \times 1.75) / (0.70)$$

$$TP = 1 \text{ h. } 42 \text{ min.}$$

Eficiencia total de perforación.

$$\text{Eficiencia perf.} = ((\text{long. taladro}) / (\text{long. barreno})) \times 100$$

$$\text{Eficiencia perf.} = ((1.75/1.82) \times 100)$$

$$\text{Eficiencia de perf.} = 96 \%$$

Eficiencia total de la voladura.

$$\text{Eficiencia vol.} = ((\text{long. taladro}) / (\text{avance efectivo})) \times 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = (1.75/1.85) \times 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = 95 \%$$

Avance efectivo por disparo.

$$\text{Avance disp.} = (\text{long. barreno} \times \text{efic. perf.} \times \text{efic. vol})$$

$$\text{Avance disp.} = ((1.75) \times 0.96 \times 0.95)$$

$$\text{Avance disp.} = 1.60 \text{ m.}$$

Cálculo de número de cartuchos por taladro.

$$N^\circ \text{ de cartuchos} = ((\frac{2}{3} \times L) / (Le \times 0.8))$$

Donde:

N° de cartuchos = total de cartuchos pro taladro

L= longitud del taladro perforado (m.)

Le= longitud de explosivo cartucho (m.)

0.80 = la carga debe ser tres cuartos de la perforación.

N° de cartuchos = $((0.666 \times 1.75)/(0.2 \times 0.8))$

N° de cartuchos = 7

Cantidad de carga por disparo.

Semexa EXSA 65% = $177 \times 0.081 = 14.3$

Exadit EXSA 45% = $25 \times 0.076 = 1.9$

Cantidad total de explosivos = $14.3 + 1.9 = 16.24$ kg

Cantidad de carga en los taladros.

Carga / taladros = cantidad total de explosivos / taladros

Carga / taladros = $16,24 / 34$

Carga / taladros = 0,47 kg / taladros

Análisis de la voladura.

Volumen roto de roca.

Volumen roto = sección del frente x avance efectivo

Volumen roto = $9 \text{ m}^2 \times 1,75 \text{ m}$

Volumen roto = $15,75 \text{ m}^3$

Tonelaje de roca roto.

Tonelaje roto = (volumen roto x avance efectivo x densidad)

Tonelaje roto = $(15,75 \text{ m}^3 \times 1,60 \times 2,7 \text{ TM/m}^3)$

Tonelaje roto = 68,04 TM

Factor de carga (kg / m³)

FC = (kg. Explosivos / volumen roto)

FC = $16,24 / 15,75 \text{ m}^3$

FC = 1,03 kg / m³

Factor de potencia (kg / TM).

FC = kg. Explosivo / tonelaje roto

$$FC = 16,24 / 74,41$$

$$FC = 0.21 \text{ kg/TM}$$

Factor de carga lineal.

$$FCL = (\text{kg. Explosivos} / \text{metro lineal})$$

$$FCL = 16,24 / 54,25$$

$$FCL = 0,29$$

- Los resultados obtenidos de los cálculos para el nuevo diseño de malla se muestran en la Cuadro N°5.20

Cuadro N° 5.20

Resultado obtenidos de la perforación y voladura.

Datos generales	
Sección	3.0 m x 3.0 m.
Tipo de roca	Media
Long. de perforación	6.0 pies
N° taladros	34
Taladros cargados	31
Cantidad de cartuchos	202
Peso total de explosivos	16.24 kg
Long. de barreno	1.82 m
Long. de perforación efectiva	1.75 m
Tiempo de perforación	1:34:15 h
Metros perforados	59.5 m.

Fuente: Elaboración propia.

5.3.6 Reducción de la cantidad de explosivos.

En la siguiente Cuadro N° 5.21 se muestran las cantidades optimizadas de explosivos en el crucero de 10014.

Cuadro N° 5.21

Cantidad de explosivo por taladro optimizado.

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS							
Distribución de carga	N° de taladros	Cebo		Columna	Cantidad de explosivos	Peso de explosivos x unid.	Pesos total (kg)
		N°	Tipo	N°			
Taladros de alivio	3	0	0	0	0	0	0
Arranque	4	1	Semexa 65	7	28	0,088	2.27
Ayuda de arranques	4	1	Semexa 65	7	28	0,088	2.27
Ayuda de coronas	5	1	Semexa 65	6	30	0,081	2.43
Coronas	5	1	Exadit 45	5	25	0,076	1.90
Cuadradores	4	1	Semexa 65	7	28	0,081	2.27
De rotura	2	1	Semexa 65	7	14	0,081	1.13
Ayuda de arrastres	3	1	Semexa 65	7	21	0,088	1.70
Arrastre	4	1	Semexa 65	7	28	0,088	2.27
TOTAL	34				202		16.24

Fuente: Elaboración propia

5.3.7 Diseño de malla de perforación optimizada.

En la Figura 5.2 de la malla de perforación optimizada se muestra la reducción de los taladros de perforación.

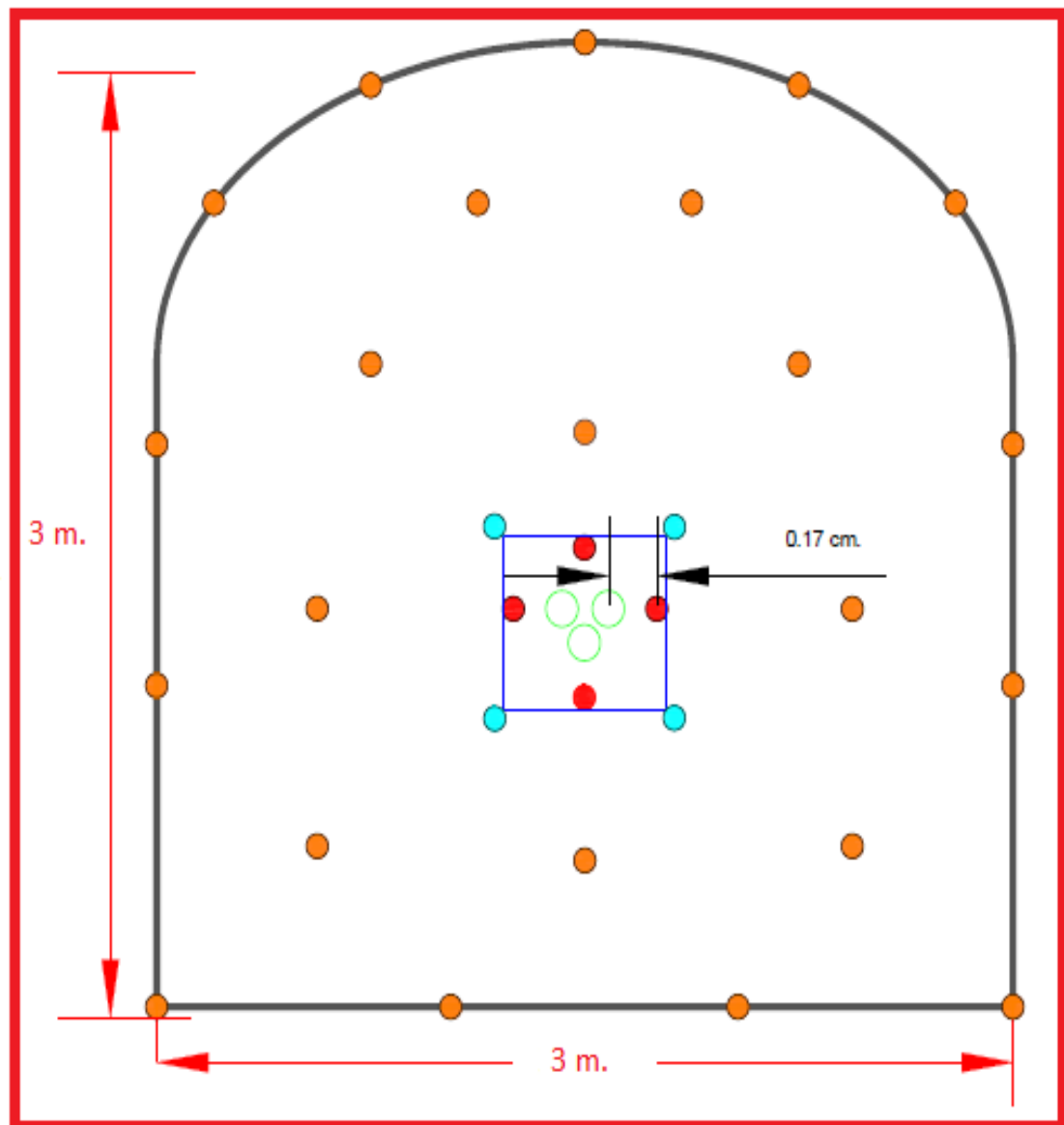


Figura 5.2 Diseño de malla optimizada.

Fuente: Elaboración propia.

1	Sección:	3,0 x 3,0 m
2	N° de taladros:	34
3	Taladros cargados:	31

Cuadro N° 5.22
Cuadro de costos optimizado.

PRECIOS UNITARIOS CRUCEROS 3,0 x 3,0 METROS				
Códigos de precio	A005	Factor de potencia	10.26 kg/m	1.04 kg/m
Descripción de área	XC – 3,0 x 3,0 metros	N° total de taladros (inc.cuneta)	31 tal.	
Limpieza mecanizada scoop	2.5 yd ³ de max 150 m	Taladros de alivio	3 tal.	
Tipo de roca	Media	N° de cartuchos por disparo 65%, 7/8"x7"	202cart	
Cuneta	0,80 x 0,80 m.	Long. efectiva de perforación	5,76 pies (1.75 m.)	
Rendimiento por disparo	95% 5.24 pies (1.60 m.)	Volumen movido	15,76 m ³	

SUB-PARTIDAS	UNIDAD	PRECIO S/.	CANTIDAD	SUB TOTAL S/. x metro
a. Mano de obra				
Maestro Perforista	H-H	8.94	16	150.5
Ayudante Perforista	H-H	8.36	8	41.85
Scoopero	H-H	9.94	2.44	15.19
Maestro Carrilano	H-H	8.94	2	11.19
Ayudante Carrilano	H-H	8.36	0.5	2.62
Sub total de mano de obra				221.35
b. Implementos				
Implementos Perforistas	Hora	0.64	16	6.44
Implementos Otros	Hora	0.6	12.94	4.88
Sub total de implementos				11.33
c. Materiales y Herramientas				
Herramientas	Gdia	4.74	1	2.97
Perforación Alcayatas	Pp	0.71	5.91	2.63
Manga de Ventilación	MI	10.4	0.53	3.47
Alcayatas de Fe 1/2"	Und	9.95	3	18.67
Costo de Perforadora	Pp	0.29	195.84	35.85
Costo Aceros	Pp	0.42	195.84	51.47
Sub total de materiales y herramientas				115.07
d. Explosivos				
Dinamita	kg	5.67	16.4	58.16
Carmex 7 ft	Pza	1.38	0	0
Carmex 9 ft	Pza	1.58	28	27.69
Mecha Rápida	M	0.78	20	9.76
Sub total de explosivos				95.62
e. Equipos				
ScoopTramp (2.5yd ³) Hasta 150 m.	h	2.44	136.5	208.57
ScoopTramp (2.5yd ³) Carguío a Carro minero	h	0	136.5	0
f. Sub Total de Equipos				208.57
TOTAL COSTO DIRECTO			S/.x Metro	651.94
GASTOS GENERALES		15%		91.59
UTILIDADES		10%		59.1
COSTO POR METRO DE AVANCE			S/.x Metro	802.28
			US\$ x Metro	247.61

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO VI

EXPOSICIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

6.1 Análisis de resultados.

La optimización de perforación y voladura se ha realizado en el crucero 10014 en el nivel 2870 m.s.n.m. de la Empresa Minera Marsa y esto deberá cumplirse para la optimización de los costos operativos

Las características del diseño de perforación por su importancia se han considerado los siguientes factores:

Diámetro del taladro vacío.

Número de taladros.

Número de taladros de producción.

Diámetro de taladros de producción.

Longitud de taladros perforados.

Tipo de roca.

Avance lineal.

Equipo a utilizarse.

Área de sección de crucero.

Volumen de roca.

Tonelaje de material disparado.

6.2 Contrastación de la hipótesis.

Con el nuevo diseño de malla de perforación se optimizara los costos de perforación en el crucero 10014 del nivel 2870 de la Empresa Minera Marsa.

6.2.1 Resultados comparativos de la perforación anterior.

- **Malla de perforación anterior**

Para la determinación de la malla de perforación en el crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa se consideró características geomecánicas y geológicas del macizo rocoso.

En la malla se utilizó 39 taladros perforados y siendo 3 taladros de alivio, se muestra en la Cuadro N° 6.1

Cuadro N° 6.1
Distribución de taladros

Distribución de taladros	N° de taladros
Taladros de alivio	3
Arranque	3
Ayuda de arranques	4
Sub ayudas	4
Ayudas de coronas	5
Coronas	5
Cuadradores	4
De rotura	3
Ayuda de arrastres	3
Arrastres	5
TOTAL	39

Fuente: Elaboración propia.

- **Malla de perforación optimizada**

El nuevo diseño de perforación se ha considerado características geomecánicas y geológicas del macizo rocoso del crucero 10014 del nivel 2870 de la Empresa Minera Marsa de los cua.es los siguientes parámetros para el diseño de la malla, burden, espaciamento, diámetro del taladro de

alivio, diámetro de taladros de producción, longitud del taladro y se determinado 34 taladros. La distribución de taladros se muestra en la Cuadro N° 6.2

Cuadro N° 6.2
Distribución de taladros optimizados

Distribución de carga	N° de taladros
Taladros de alivio	3
Arranque	4
Ayuda de arranques	4
Ayuda de coronas	5
Coronas	5
Cuadradores	4
De rotura	2
Ayuda de arrastres	3
Arrastres	4
TOTAL	34

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo con los resultados se concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido 05 taladros a la comparación de la malla de perforación anterior se podrá seleccionar las cargas explosiva adecuada y así se reducirá los costos de voladura en el crucero 10014 del nivel 2870 de la Empresa Minera Marsa.

6.2.2 Resultados comparativos de la voladura.

- **Carga explosiva anterior**

En la voladura anterior se utilizó explosivos gelatina 75% para los arranques y Semexa 65% para los demás taladros y 7 m. de mecha rápida y 36 unidades de Carmex de 7 pie. Se muestra en la Cuadro N° 6.3

Cuadro N° 6.3

Carga Explosiva de la malla de perforación

Voladura anterior	
Cant. explosivos	250 cart.
Fulminante N°8	36 und.
Mecha rápida	7 m.
kg./disparo	21.1
Factor de carga(kg/m)	1.46
Factor de potencia(kg / TM)	0.45

Fuente: Elaboración propia

- **Carga explosiva optimizada**

Según las característica geomecánicas y geologías del macizo rocoso se ha seleccionado el explosivo Semexa 65% para los arranques y taladros de producción y Exadit 45% para las coronas y mecha rápida y Carmex. Se muestra en la Cuadro N° 6.4

Cuadro N° 6.4

Carga explosiva de la malla de perforación optimizada

Voladura optimizada	
Cant. explosivos	202
Fulminante N°8	31
Mecha rápida	6
kg./disparo	16.24
Factor de carga(kg/m)	1.03
Factor de potencia(kg / TM)	0.21

Fuente: Elaboración propia.

6.3 Resultados comparativos de la perforación y voladura por metros de avance

6.3.1 Costos de perforación y voladura anterior.

En la perforación y voladura anterior se observa que los costos operativos son muy elevados a causa del mal diseño de malla de perforación que no ajusta a las características del macizo rocoso, por ello se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de los taladros, teniendo como consecuencia mala fragmentación y rotura de la roca esto afecta directamente en el ciclo de extracción de mineral y esto repercute en los costos operacional.

6.3.2 Costos de perforación y voladura optimizada.

Teniendo la nueva malla de perforación y voladura se ha obtenido una optimización en los costos de explosivos, mano de obra, equipos y aceros y un rendimiento de avance óptimo en el crucero 10014 en el nivel 2870 de la Empresa Minera Marsa se ha reducido los costos de perforación y voladura la comparación se muestra en el Cuadro N°6.5

Cuadro N° 6.5

Comparación de la peroración y voladura antes y después

Optimización de perforación y voladura				
Iten	Antes	Después	Diferencia	Unidad
Taladros perforados	39	34	5	Tal.
Taladros cargados	36	31	5	Tal.
Cant. explosivos	250	202	48	cart.
Carmex	36	31	5	Unid.
Mecha rápida	7	6	1	m
kg./disparo	21.1	16.24	4.86	kg
Factor de carga	1.46	1.03	0.43	kg/ m ³
Factor de potencia	0.45	0.21	0.24	kg/TM
Volumen disparado	10.1	15.75	5.74	m ³
Avance lineal	1.40	1.60	0.2	m
Avance mensual lineal	75	95	20	m.
Tiempo total de perforación	1:50:33	1:34:15	0:16:18	H.

Fuente: Elaboración propia.

En el diseño de malla de perforación anterior se ha utilizado 36 taladros de producción y tres de alivio en la nueva malla de perforación se utilizaron 31 taladros de producción y 3 de alivio teniendo una reducción de costos de perforación y voladura.

6.3.3 Discusión y comparación de resultados de costos de perforación y voladura

Según el análisis comparativo de los costos de perforación y voladura del antes y después de la optimización se refleja que hay una diferencia en los costos unitarios en el cruce 10014 en el nivel 2870 de la Empresa Minera Marsa.

Cuadro N° 6.6
Comparación de los costos

Item	Antes	Después	Diferencia	%
a. Mano de obra	265.65	221.35	44.30	16.7
b. Implementos	17.91	11.33	6.59	36.8
c. Materiales y herramientas	199.95	115.07	84.88	42.5
d. Explosivos	162.87	95.62	67.25	41.3
e. Equipos	240.28	208.57	31.71	13.2
Total costos directos	886.01	651.94	234.07	26.4
Gastos generales	135.41	91.59	43.82	32.4
Utilidades	87.37	59.10	28.27	32.4
Costo por metro de avance	S/ 1.109.12	S/ 802.28	S/ 306.84	28
	US\$ 342.32	US\$ 247.61	US\$ 94.71	28

Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar que los costos unitarios se redujeron significativamente a favor. Ya que los mismo están basados en el rendimiento de la perforación y voladura.

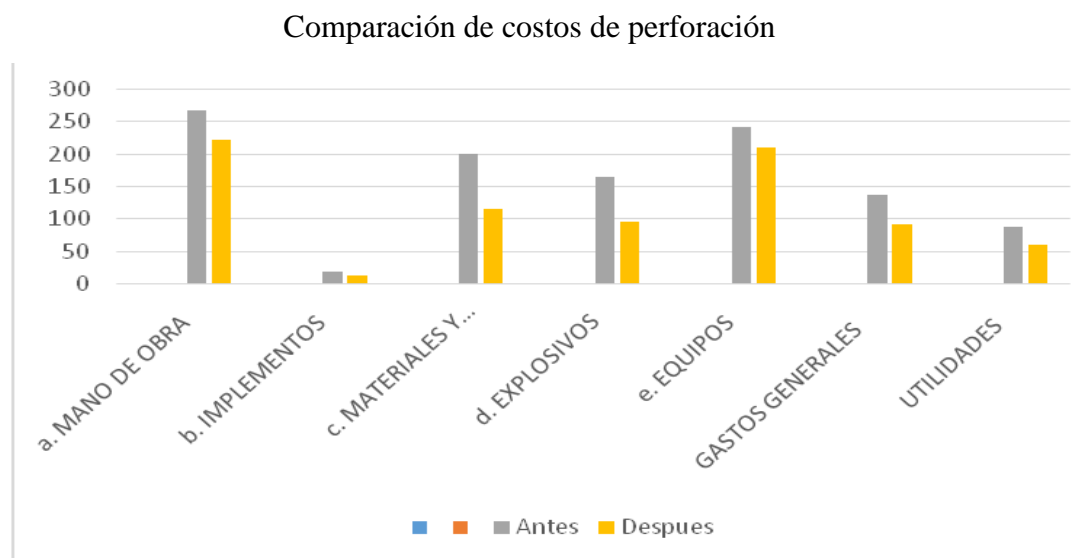


Figura: 5.3 Comparación de costos de perforación

Fuente: Elaboración propia.

- Analizando el grafico se puede observar que al optimizar los costos de perforación y voladura, se reduce el costo general de US\$ 342.32 a US\$ 247.61

CONCLUSIONES

- Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se pudo maximizar la programación mina que era de 75 a 95 metros lineal de avance con un tonelaje de desmonte de 3500 a 4082.4 TM.
- Se reducen los costos operativos de perforación y voladura por metro lineal de avance de US\$ 342.32 a US\$ 247.61, teniendo una diferencia de US\$ 94.71.
- En la voladura del frente crucero 10014 nivel 2870 se redujo el consumo de explosivos de 21.01 kg a 16.24 kg., prescindiéndose de la gelatina 75% por el Semexa 65% y Exadit 45%. Obteniendo una voladura controlada en la sobrerotura y mayor control de la corona, y además teniendo una buena fragmentación para una mejor limpieza y acarreo de material.
- Con los nuevos resultados, se internalizó los resultados con los maestros perforistas en el frente de avance, para que replacen el diseño de malla anterior con el nuevo y así reduzcan las fallas operativas y maximicen las operaciones de avance lineal del crucero.

RECOMENDACIONES

- Tener una constante capacitación y supervisión al personal, acerca del nuevo diseño de malla de perforación y voladura, para así remediar las dificultades en el bajo rendimiento de la voladura.
- Para obtener buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según el nuevo diseño de malla y se obtendrá un buen avance lineal.
- Realizar los controles geomecánicos periódico, para tener datos actualizados y comportamiento del crucero 10014.
- Se recomienda realizar la perforación en media guardia, que es el descanso para que no haya deficiencia de aire y así tener un buen paralelismo y un óptimo tiempo de perforación

BIBLIOGRAFÍA

- Bieniawski, Z. T. (1989); *Libro “Engineering Rock Mass Classifications”*.
- Cámac Torres. Alfredo. (2005). *Manual Perforación y Voladura de Rocas FIM-UNA. Puno.*
- Cháhuares Saritupa, Félix C. (2012); *Tesis “Nuevo Diseño de la Malla para mejorar la Perforación y Voladura en proyectos de Explotación y Desarrollo Mina el COFRE”*.
- Carreón Quispe Juvenal (2001); *Tesis “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”*.
- D. F. Coates (1973); *Libro “Fundamentos de Mecánica de Rocas”*.
- EXSA (2008); *Manual Práctico de Voladura Edición Especial. Perú.*
- Jay A. Rodgers (2002); *Libro “Técnicas eficiente para tronaduras”*.
- Jáuregui Aquino, Oscar A. (2009); *Tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura”*.
- Laricano Flores, Alan (2011); *Tesis “Optimización de Costos en las labores de Desarrollo Minera Pachapaqui”*.
- López Jimeno Carlos. (2003); *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.*
- Ramírez Oyanguren y Alejano Monge (2004); *Libro “Mecánica de Rocas”*.
- Reporte de costos (2014); *Área del Departamento de Oficina Técnica Empresa Minera Marsa.*
- Reporte de geología (2014); *Área del Departamento de Geología Empresa Minera Marsa*
- Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa (2012); *Tesis “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth”*.
- Universidad Nacional de Ingeniería (S/N); *Libro “Metodología de Costo de Operación en Minería”*.

ANEXOS

Anexo 01

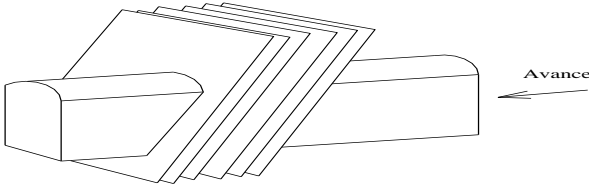
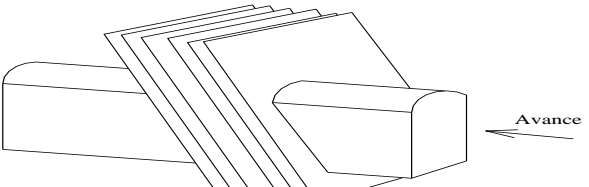
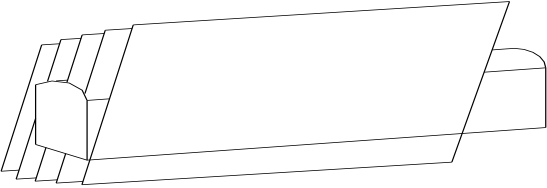
Tipos de arranques corte quemado

 N° 1 12°	 N° 2 6°	 N° 3 6°	 N° 4 6°
 N° 5 6°	 N° 6 24°	 N° 7 8°	 N° 8 14°
 N° 9 8°	 N° 10 8°	 N° 11 8°	 N° 12 24°
 N° 13 24°	 N° 14 24°	 N° 15 30°	 N° 16 10°
 N° 17 32°	 N° 18 32°	 N° 19 13°	 N° 20 8°
 N° 21 8°	 N° 22 12°	 N° 23 9°	 N° 24 26°
 N° 25 12°	 N° 26 8°	 N° 27 20°	 N° 28 12°
 N° 29 12°	 N° 30 12°	 N° 31 12°	<p>LEYENDA</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Taladro cargado ○ Taladro de alivio sin carga explosiva <p>TRAZOS DE ARRANQUE PARA TÚNELES</p>

Fuente: EXSA (2008) Manual Práctico de Voladura.

Anexo 02

Orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular a la excavación	Condición de estabilidad
 <p>Figura N° 7: Avance con el buzamiento.</p>	<p>Muy favorable</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 45° - 90° <p>Favorable</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 20° - 45°
 <p>Figura N°8: Avance en contra el buzamiento.</p>	<p>Regular</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 45° - 90° <p>Desfavorable</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 20° - 45°
<ul style="list-style-type: none"> • Rumbo paralelo al eje de la excavación 	<p>Condición de estabilidad</p>
 <p>Figura N° 9: Rumbo paralelo al eje de la excavación.</p>	<p>Muy desfavorable</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 40° - 90° <p>REGULAR</p> <ul style="list-style-type: none"> - Cuando el buzamiento es de 20° - 45°
<ul style="list-style-type: none"> • Buzamiento 0 – 20° y rumbo cualquiera 	<p>Regular</p>

Fuente: Bieniawski, 1989

Anexo 03

Escala de valores del crucero 10014

PARÁMETRO		ESCALAS DE VALORES							
1	Resistencia de la roca inalterada	Índice de la carga de punta	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia a la comp. uniaxial		
		Resist.co mp uniaxial	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	-3 MPa
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	Índice de calidad de la roca, RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
		Valuación	20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de juntas		> 3.0 m	1.0-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	< 50 mm		
		Valuación	30	25	20	10	5		
4	Estado de las discontinuidades		Superficies muy Rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm Esp. O fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm O fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas		
		Valuación	25	20	12	6	0		
5	Aguas Subterráneas	Cantidad de infiltración por 10 m de túnel	Ninguna		< 25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
		Presión De agua Relación Esfuerzo principal mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
	Situación general	Totalmente seco		Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua			
Valuación		10		7	4	0			

Fuente: Elaboración Propia

Anexo 04

Tiempos de perforación antes de la optimización

TIEMPOS DE PERFORACION				
N°	Barreno de 4 Pies	Barreno de 6 pies	Longitud	Eficiencia
1	00:01:41	00:01:02	1.70	90%
2	00:01:42	00:01:07	1.68	88%
3	00:01:39	00:00:57	1.71	91%
4	00:01:32	00:00:55	1.69	89%
5	00:02:18	00:00:50	1.68	88%
6	00:01:50	00:01:22	1.72	92%
7	00:01:44	00:01:16	1.70	90%
8	00:01:34	00:01:06	1.70	9%
9	00:01:48	00:01:20	1.71	91%
10	00:01:39	00:01:02	1.68	88%
11	00:01:45	00:01:12	1.70	90%
12	00:01:55	00:01:27	1.75	95%
13	00:01:38	00:01:10	1.73	93%
14	00:01:35	00:00:58	1.79	99%
15	00:01:35	00:00:54	1.69	89%
16	00:01:35	00:01:07	1.68	93%
17	00:01:39	00:00:52	1.70	94%
18	00:01:34	00:01:06	1.71	95%
19	00:01:42	00:01:14	1.70	96%
20	00:01:42	00:01:08	1.70	95%
21	00:01:41	00:01:10	1.71	93%
22	00:01:42	00:01:06	1.69	98%
23	00:01:39	00:01:07	1.69	93%
24	00:01:38	00:01:10	1.68	95%
25	00:01:39	00:01:04	1.71	96%
26	00:01:39	00:00:57	1.70	95%
27	00:01:38	00:00:52	1.71	95%
28	00:01:46	00:01:18	1.70	97%
29	00:01:48	00:01:10	1.69	98%
30	00:01:49	00:01:21	1.70	90%
31	00:02:05	00:01:25	1.68	96%
32	00:01:54	00:01:26	1.72	95%
33	00:01:41	00:01:13	1.71	95%
34	00:01:40	00:01:12	1.70	94%
35	00:01:48	00:01:04	1.74	96%
36	00:01:39	00:01:02	1.70	90%
37	00:01:36	00:01:00	1.73	93%
38	00:01:49	00:00:58	1.71	91%
39	00:01:39	00:00:56	1.68	89%

Fuente: elaboración propia

Anexo 05
Frente de Avance



Fuente: Elaboración propia.

Anexo 06
Trazo del Frente de Avance



Fuente: Elaboración propia

Anexo 07
Material Volado



Fuente: Elaboración propia.

Anexo 08
Material Volado



Fuente: Elaboración propia