

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

Diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería 9180-NV 2420, compañía minera Marsa

Junior Genaro Roca Ticllas
Felipe Jose Salcedo Moran

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2024

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

A : Decano de la Facultad de Ingeniería
DE : Faustino Anibal Gutierrez Dañobeitia
Asesor de trabajo de investigación
ASUNTO : Remito resultado de evaluación de originalidad de trabajo de investigación
FECHA : 22 de Enero de 2025

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para informar que, en mi condición de asesor del trabajo de investigación:

Título:

Diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería 9180-NV 2420, Compañía Minera Marsa

Autor:

1. JUNIOR GENARO ROCA TICLLAS – EAP. Ingeniería de Minas
2. FELIPE JOSE SALCEDO MORAN – EAP. Ingeniería de Minas

Se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 20 % de similitud sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- | | | |
|---|--|--|
| • Filtro de exclusión de bibliografía | SI ☒ | NO ☐ |
| • Filtro de exclusión de grupos de palabras menores
Nº de palabras excluidas (18): | SI ☒ | NO ☐ |
| • Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante | SI ☐ | NO ☒ |

En consecuencia, se determina que el trabajo de investigación constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad Continental.

Recae toda responsabilidad del contenido del trabajo de investigación sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos conducentes a Grados y Títulos – RENATI y en la normativa de la Universidad Continental.

Atentamente,



Asesor de trabajo de investigación

DEDICATORIA

Dedicado a nuestras familias por la paciencia y comprensión que nos tuvieron para lograr este objetivo.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Continental, en particular, a la Facultad de Ingeniería de Minas, por brindarnos la oportunidad de integrarnos a la familia universitaria, un lugar deseado donde obtuvimos una educación profesional de alta calidad a través de los saberes teóricos y prácticos de su destacado equipo de profesores que se empeñan constantemente en producir profesionales capaces.

A nuestro asesor, el Ing. Anibal Gutierrez Danobeitia, por su respaldo sin condiciones e infundarnos sabiduría, conocimiento, compromiso y guía para finalizar nuestra investigación.

A Dios, por ser el orientador en nuestra trayectoria y permitirnos alcanzar este momento tan relevante y alcanzar otro objetivo más en mi vida, satisfaciendo nuestros deseos y las metas de nuestra vocación laboral.

A nuestros estimados padres por ofrecernos su cariño, constancia, paciencia, respaldo incondicional y sin restricciones en los momentos positivos y negativos, y en cada fase de nuestra educación académica.

A nuestros amigos y compañeros de trabajo, por la motivación y el estímulo para continuar, que han estado junto a nosotros y han evidenciado ser individuos sin reservas.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE CONTENIDO	iv
ÍNDICE DE TABLAS	v
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vi
RESUMEN	vii
INTRODUCCIÓN	viii
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	9
1.1. Planteamiento y formulación del problema	9
1.2. Objetivos	10
1.3. Justificación e importancia.....	10
1.4. Delimitación del proyecto	10
1.5. Hipótesis y variables	11
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	12
2.1. Antecedentes de la investigación	12
2.2. Generalidades de la minera Marsa	14
2.3. Bases teóricas.....	20
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA	30
3.1. Métodos y alcances de la investigación	30
3.2. Población y muestra.....	30
3.3.Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	31
3.4.Técnicas utilizadas en la recolección de datos.....	31
3.5. Instrumentos utilizados en la recolección de datos	31
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	32
4.1. Presentación de resultados	32
4.1.1. Evaluación geomecánica de la galería 9180 de la zona Valeria IV, veta BB	32
4.1.2. Escenario actual	33
4.1.3. Diseño de la nueva malla de perforación.....	36
4.1.4. Valoración de la fragmentación.....	46
4.2. Discusión de resultados.....	47
CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	50
5.1. Conclusiones	50
5.2. Recomendaciones	51
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	52
ANEXOS	53

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Longitud de carga en columna, fondo y taco para cada sección.....	26
Tabla 2. Ecuaciones correspondientes a la sección corona.....	27
Tabla 3. Ecuaciones en Lifter, Stoping y Walls.....	28
Tabla 4. Marcado de contorno de labor	34
Tabla 5. Distribución de los taladros	35
Tabla 6. Factor de potencia para 6 pies de longitud de varilla.....	35
Tabla 7. Factor de potencia para 6 pies de longitud de varilla.....	36
Tabla 8. Factor de potencia para 8 pies de longitud de varilla.....	36
Tabla 9. Cantidad de cartuchos utilizados	36
Tabla 10. Características técnicas de explosivos	37
Tabla 11. Parámetro para calidad de detritos.....	37
Tabla 12. Distribución de taladros	45
Tabla 13. Resumen de resultados.....	45
Tabla 14. Distribución de carga explosiva.....	46
Tabla 15. Fragmentación de roca según ubicación	47
Tabla 16. Fragmentación de roca según ubicación	47

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación e infraestructura.....	15
Figura 2. Plano geológico regional del yacimiento de la mediana empresa minera	16
Figura 3. Geología local de Marsa.....	17
Figura 4. Geología estructural de Marsa.....	18
Figura 5. Unidades estratigráficas de Marsa.....	18
Figura 6. Descripción geomecánica de la galería 9180 de Marsa.....	19
Figura 7. Plano Geomecánico de la galería 9180 – Marsa.....	20
Figura 8. Mapa funcional del perfil ocupacional de operaciones	21
Figura 9. División de frentes.....	24
Figura 10. Cuatro secciones corte	25
Figura 11. Evaluación geomecánica de la galería 9180 de la zona Valeria IV, veta BB	32
Figura 12. Marcado de contorno de labor.....	33
Figura 13. Nomenclatura de taladros acorde a la distribución.....	38
Figura 14. Diseño de primera sección.....	39
Figura 15. Diseño de segunda sección.....	42
Figura 16. Diseño de malla de 2.4 m x 2.7 m	45
Figura 17. Curva granulométrica de 2.4 m x 2.7 m	48

RESUMEN

Actualmente, todas las compañías mineras, tanto nacionales como internacionales, se empeñan en perfeccionar el proceso de preparación y desarrollo, modificando el diseño de las redes de perforación y voladura, empleando modelos matemáticos fiables para disminuir el gasto de perforación y voladura y potenciar la eficiencia minera mediante la fragmentación del macizo rocoso. Durante la etapa de preparación y desarrollo en la mina de Marsa, se reportaron fallos en la perforación y la voladura que impactaron el progreso lineal de la galería 9180 en la veta BB.

Lo más común es que produzcan una fragmentación excesiva o insuficiente, un paralelismo insuficiente y una mayor dilución a medida que el túnel principal tritura el mineral.

Todo esto, entre otras desventajas, incrementará el costo de perforación y voladura debido a voladuras secundarias, trabajos de estabilización de soporte y otros costos que incrementarán el costo de la unidad de perforación y voladura. daños a la operación.

Este estudio resultó en el diseño y edificación de una nueva red de perforación con el objetivo de optimizar la voladura, empleando la teoría de Holmberg para perfeccionar y normalizar la segmentación para cerca del cincuenta por ciento de tamaños inferiores o similares a 8 pies. Se fundamentan en la clasificación geomecánica, en el caso de las rocas III-B, el coeficiente de carga disminuye a 2.2 kg/m³.

El control de perforación y voladura y la adecuada selección de explosivos de frente pueden reducir significativamente el desarrollo de 2.07 metros lineales/tiro según planes mensuales y anuales de la producción.

INTRODUCCIÓN

Esta tesis se centra en el interrogante ¿cómo se puede optimizar la malla de perforación para conseguir una buena fragmentación de roca en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.?, además de plantear las cuestiones a) ¿cómo se puede optimizar la secuencia de salida en actividades mineras para potenciar la fragmentación del macizo rocoso?, b) ¿cómo se puede incrementar el factor de carga en tareas mineras para potenciar la fragmentación del macizo?

La meta principal consistió en elaborar una malla de perforación y voladura para potenciar la fragmentación del macizo rocoso en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A., con los objetivos concretos de a) establecer la secuencia de salida en actividades mineras para incrementar la fragmentación del macizo rocoso y b) establecer el factor de carga en actividades mineras para potenciar la fragmentación del macizo rocoso.

La hipótesis principal consistió en que un diseño adecuado de la malla de perforación y voladura potenciará la fragmentación del macizo rocoso en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A. y las hipótesis concretas: a) una secuencia de salida ideal en actividades mineras incrementará la fragmentación del macizo rocoso y b) un factor de carga ideal en actividades mineras potenciará la fragmentación del macizo rocoso.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

Frecuentemente, todas las compañías mineras a nivel global se apoyan en los precios de los metales en el mercado global. Para abordar el desafío provocado por la disminución de los precios de los metales, las compañías mineras están esforzándose por disminuir los gastos operativos tales como perforación, voladura, transporte, mantenimiento y limpieza. La perforación es un componente crucial ya que representa la actividad preparatoria más relevante para la exploración de depósitos minerales.

En las empresas mineras peruanas, el trabajo de preparación y desarrollo, especialmente en las galerías más importantes, implica una evaluación cuidadosa de todos los parámetros de perforación y voladura para lograr buenos resultados para luego estandarizar y mejorar constantemente el proceso para reducir los costos de perforación y voladura.

Al reafilar, se considera la experiencia de otras minas y en la teoría moderna, por lo que se utiliza ambas, pero en la presente investigación se prestará más atención a la teoría de Roger Holmberg. Esta teoría da una estimación aproximada, ya que es un modelo matemático confiable para calcular la carga y la distancia en función de la profundidad de perforación.

1.1.1. Problema general

- ¿De qué manera se podrá mejorar la malla de perforación para obtener buena la fragmentación de roca en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.?

1.1.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera se podrá optimizar la secuencia de salida en tareas mineras para optimizar la fragmentación del macizo rocoso mejorando la fragmentación del macizo rocoso?
- ¿De qué manera se podrá incrementar el factor de carga en tareas mineras para optimizar la fragmentación del macizo rocoso mejorar la fragmentación del macizo rocoso?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

- Diseñar una malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.

1.2.2. Objetivos específicos

- Establecer la secuencia de emisión en actividades mineras para optimizar la fragmentación del macizo rocoso.
- Establecer el factor de carga en tareas mineras con el fin de optimizar la fragmentación del macizo de piedra.

1.3. Justificación e importancia

1.3.1. Justificación

El objetivo del trabajo es mejorar la calidad de la fragmentación del macizo rocoso, teniendo en cuenta que un incorrecto diseño de la malla de perforación y voladura genera serios problemas en la calidad de la roca fragmentada lo que puede generar costos de explotación elevados por ello es importante el mejoramiento continuo de este proceso en la Galería 9180 de Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.

Además, este análisis se justifica dado que al optimizar la fragmentación podemos optimizar todas las tareas y trabajos de la minería subterránea, lo que beneficiará a Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A. y así resolver uno de los desafíos más habituales en cualquier tipo de explotación.

1.3.2. Importancia

Es crucial optimizar la fragmentación del macizo rocoso a través de un rediseño óptimo de la malla de perforación y voladura, ya que esto nos facilitará la disminución de los gastos operativos en la galería 9180 de Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A. Aplicando estándares óptimos y mejoras en las operaciones laborales. También es importante destacar la relevancia de la seguridad a través del uso de estándares y PETS para un ambiente de trabajo.

1.4. Delimitación del proyecto

Se determinó la Galería 9180 de producción de la compañía minera Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.

1.5. Hipótesis y variables

1.5.1. Hipótesis general

- Una malla de perforación y voladura adecuada potenciará la fragmentación del macizo rocoso en Marsa -Minera Aurífera Retamas S.A.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Una óptima secuencia de salida en labores mineras mejorará la fragmentación del macizo rocoso.
- Un óptimo factor de carga en labores mineras mejorará la fragmentación del macizo rocoso.

1.5.3. Variables

- **Variable independiente**
Malla de perforación y voladura.
- **Variable dependiente**
Fragmentación del macizo rocoso.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Para enriquecer este estudio se tuvieron en cuenta las siguientes tesis de investigación.

2.1.1. Antecedentes internacionales

- Nikkhah et al. (2020), en el documento científico llamado: "An Evaluation on the Impact of Ore Fragmented by Blasting on Mining Performance" publicado el 2022 indica que en las minas a cielo abierto, es imprescindible perfeccionar eficientemente el proceso de voladura, lo que resulta en una disminución de los costos de producción mediante la aplicación de técnicas específicas. Sin embargo, la literatura no posee información adecuada para vincular la voladura con las etapas de trituración. Así pues, la investigación establece que los parámetros eficaces de la fragmentación de la roca (RFD) provocada por la voladura se consideran el criterio principal para determinar las condiciones óptimas durante el proceso de voladura en la mina de cobre Sarcheshmeh. Al realizar un análisis estadístico de los datos obtenidos en el experimento, se optimizaron los parámetros operativos que inciden en la voladura, empleados para determinar el modelo de ajuste más apropiado. Por lo tanto, el enfoque de esta investigación se limitó a los parámetros efectivos para la eficacia de las voladuras. Según la investigación de los datos obtenidos de 20 voladuras en diferentes condiciones de operación, el diámetro del pozo llegó a 241,3 mm (1).
- Feijoo y Mejía (2019) en su trabajo de investigación titulada: «Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno» indica que el propósito de la Sociedad Minera Oro Sol Uno es optimizar los procesos de perforación y voladura. Se optó por emplear el método de Langefors y Kihlstrom para la elaboración de mallas de perforación y voladura, alcanzando una eficiencia elevada con un incremento del 6% en comparación con el método anterior y consiguiendo resultados positivos en la determinación de los parámetros. La perforación exacta lograda es de 4.31 m/m³, lo que se sitúa dentro del rango teórico establecido. A diferencia de la propuesta anterior, se nota una disminución del 50%. En la evaluación del consumo específico se registró un consumo de 1.90 kg/m³, lo que está dentro del rango teórico establecido que va de 1.80 kg/m³ a 2.48 kg/m³. Además, se calculó el volumen de inicio obteniendo un valor de 12.70 m³, lo que resulta ventajoso ya que se registró un incremento de 7.50 m³. La elección del método de Langefors y Kihlstrom es beneficiosa porque se logró un mayor avance y eficiencia (2).

- Espinosa y Hormaechea (2021) en su trabajo de investigación titulada: «Optimización de procesos de perforación y voladura en los frentes de trabajo de la sociedad minera Santa Clara» tuvieron que la meta de optimizar los procedimientos de perforación y voladura en varios campos de explotación de la comunidad minera. La investigación utilizó un método experimental y básico. Se estableció que la malla de perforación y voladura debía ser diseñada de manera óptima, por lo que decidieron utilizar el método sueco, dado que es uno de los métodos más reconocidos y empleados en la minería subterránea. Así, obtuvieron rendimientos positivos de aumento en cada área de la explotación, con un progreso de perforación de 2.04 m, un volumen inicial de 5.43 m³ y un consumo específico de 4.78 kg/cm³. (3).

2.1.2. Antecedentes nacionales

- Ricse Jeremias (2020) en su tesis de grado denominada: «*Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en Mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C.*» presentado en la Universidad Nacional del Centro del Perú, tuvo como objetivo del estudio aportar una metodología experimental apropiada para diseñar una malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de rocas en mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C. considerando la metodología con las siguientes características (4):

En la mina Paola, perteneciente a la Compañía Minera San Lucas S. A. C., se ha establecido una malla de perforación y voladura más avanzada y eficiente; esta malla se ha diseñado utilizando la teoría de Roger Holmberg, malla donde se han calculado y estandarizado los parámetros pertinentes.

La mina Paola se encuentra geológica y geomecánicamente en el grupo III A, también conocido como Regular A, con un RMR del 61,4 %. Adicionalmente, se optimizaron los parámetros de perforación, lo que mejoró lo siguiente: (4):

1. La cantidad de taladros se ha reducido de 31 a 41, lo que implica una mejora eficaz del 32,26 por ciento.
2. La longitud del taladro se ha incrementado de 3,22 m a 3,51 m, lo que implica un avance del 9 por ciento en cada disparo.

3. La longitud del taco se ha reducido de 0,5 m a 0,43 m, lo que señala una mejora del 14 por ciento y, en consecuencia, se ha potenciado su eficacia.
- Alarcon Zenteno (2019), en su tesis de grado denominada: «*Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - Unidad San Cristóbal Compañía Minera Volcan*» presentado en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, señala que la meta era mejorar el progreso lineal, el factor de carga y los gastos asociados a las actividades mineras de desarrollo y preparación de la unidad minera San Cristóbal en roca de baja calidad, a través de la implementación de nuevos estándares de voladura. La metodología de investigación se aplica de forma numérica. La muestra se realizó en la rampa 365 del Nv. 920 así como del Nv. CONF 823N. Los hallazgos finales en el nivel 920 de la rampa 365(-) en la veta Virginia demostraron que la eficacia de perforación y voladura aumentó en el avance lineal de 3,57 m a 3,65 m. En lo que respecta al rendimiento, se elevó del 83,6 % al 84,48 % y en el acceso ACC 823N Nivel 920 - veta Virginia, los descubrimientos señalaron que el rendimiento de perforación y voladura aumentó en el avance lineal de 3,02 m a 3,20 m. En lo que respecta al rendimiento, se elevó del 83,6 % al 88,89 % y el factor de carga se elevó de 30,1 kg/ml a 29,0 kg/ml. (5).
 - León Chavez (2022), en su tesis de grado denominada: «*Optimización de la malla de perforación y voladura para mejorar los indicadores de desempeño en Subniveles de la Concesión San Cristóbal Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A. - Glencore – 2022*» presentado en el propósito de la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo es mejorar el diseño de la perforación y voladura, así como cuantificar los indicadores de rendimiento de los subniveles de la concesión San Cristóbal Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.C. – Glencore – 2022. Se utiliza la metodología de investigación. La recolección de muestras tuvo lugar en el SN-66 (E-W, preparación del TJ-66), veta Split 658. Se trata de 10 exámenes de campo (10 ensayos en el SN-66), Los resultados indicaron los siguientes indicadores: factor de perforación: 142 pp/m; factor de carga por avance: 28.30 kg/m; carga por tonelaje: 0.61 kg/t; carga por volumen: 1.98Kg/m³; costo de perforación: 15.79\$/m, 1.10\$/m³, 0.34\$/t; costo de carga: 70.80\$/m, 4.95\$/m³ y 1.54\$/t; costo de carga: 70.80\$/m, 4.95\$/m³ y 1.54\$/t; (6).

2.2. Generalidades de la minera Marsa

2.2.1. Ubicación e infraestructura disponible

La unidad minera de San Andrés está situada al este del departamento de La Libertad, en el conocido batolito de Pataz. Este es un significativo cuerpo intrusivo granítico de edad

carbonífero (320 ma), donde sobresale el cerro El Gigante. Este alberga un característico sistema de fallas de orientación andina, que, a través de procesos de alteración y mineralización, dieron lugar a las principales vetas del distrito. En la actualidad, las actividades mineras se llevan a cabo desde la cota 3815 hasta la cota 2270, lugar donde se opera la veta Daniela.

La entrada principal a las áreas de funcionamiento se lleva a cabo mediante la rampa Patrick y el Pique Marsa.

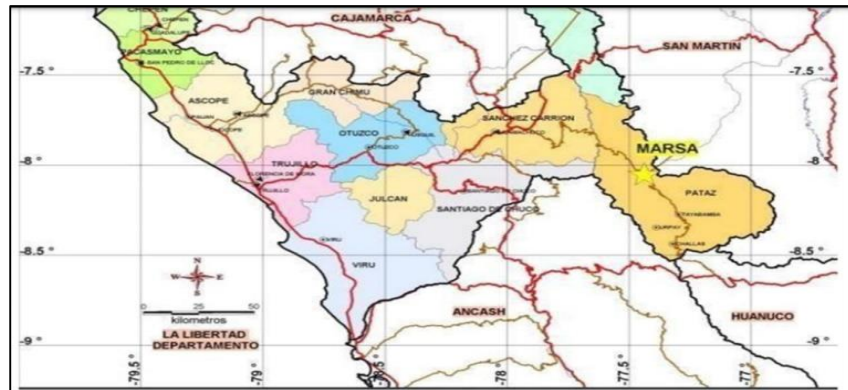


Figura 1. Ubicación e infraestructura
Tomada de Jhosmell George Arteaga

2.2.2. Geología regional

El batolito de Pataz, en la zona minera de Parcoy, alberga un yacimiento denominado El Gigante donde opera Marsa. Se encuentra dentro de una intrusión de granito Paleozoico. El enriquecimiento mineral, formado por vetas de cuarzo con concentraciones de sulfuros, se produce en forma de cuerpos mineralizados (brotes minerales) controlados por estructuras giroscópicas fusiformes.

La columna estratigráfica de esta zona está formada por rocas antiguas del complejo metamórfico inferior. Por encima, se encuentran sedimentos continentales y oceánicos pertenecientes a los períodos Paleozoico y Mesozoico, cuyos ángulos son contradictorios. En la parte superior, también en ángulos contradictorios, quedan expuestos flujos pertenecientes a lavas volcánicas y restos de piroclásticos.

Las rocas intrusivas de granodiorita rompen las rocas sedimentarias y llegan a la base de las rocas volcánicas. La siguiente es una descripción general de las formaciones encontradas en esta zona.

Las zonas de mineralización de oro de Parcoy, Bulibuyo y Gigante están asociadas a una zona de roca intrusiva conocida como el batolito de Pataz”que intruye filitas y vetas pertenecientes al complejo Marañón. Las vetas en el área de estudio pertenecen a un sistema principal con tendencia noroeste-sureste que se formó cuando el fluido formador de mineral llenó los vacíos a lo largo de discontinuidades y fallas en este sistema. El relleno mineraliza la estructura para formar cuarzo, pirita, argilita, arsenopirita y galena y también contiene oro nativo como se muestra.

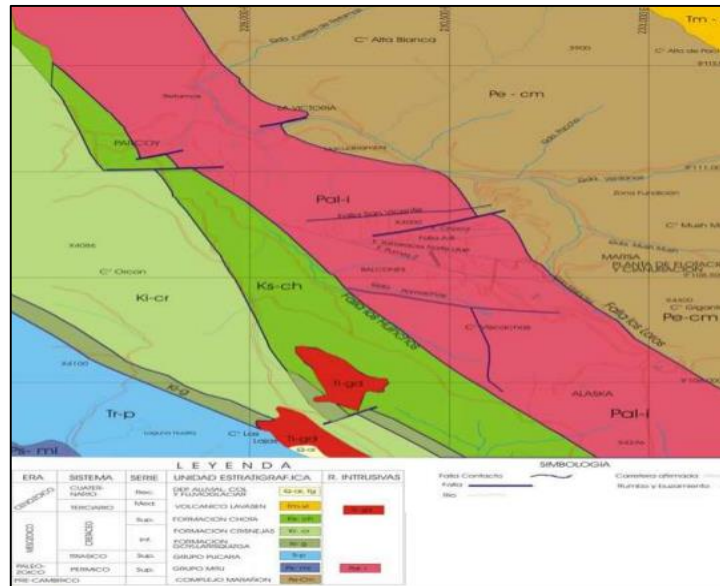


Figura 2. Plano geológico regional del yacimiento de la mediana empresa minera

2.2.3. Geología local

La zona minera El Gigante es famosa por la formación de complejos intrusivos paleozoicos. En la zona sureste los minerales son principalmente granodiorita y monzonita, mientras que en la zona noreste los minerales son principalmente diorita y diorita, incluyendo una serie de andesitas en la parte superior de la estructura, donde se ubica la zona de falla, también hay una zona de corte regional pronunciada. , que tiene más de 3000 metros de largo y se extiende hasta Parcoy y Balibuyo, produciendo fallas anómalas con un rumbo medio de 27°N y un ángulo de buzamiento de 30°N 60°, una zona periódicamente débil de 20 a 50 metros. creado.

Esta zona se llenó con un sistema primario de vetas de cuarzo, luego se fracturó y se relleno con pirita aurífera oscura. Acompañado de una pequeña cantidad de pirita. Se acumula en grupos de unos 20 metros de largo con orientación heterogénea y pendientes variables.

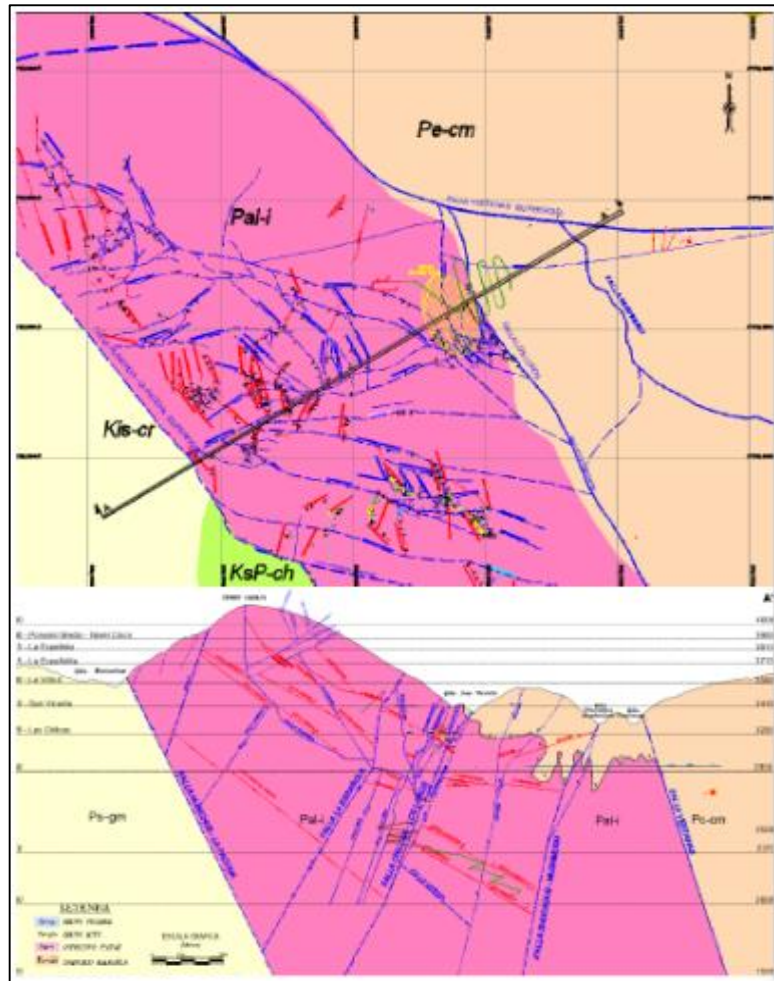


Figura 3. Geología local de Marsa

2.2.4. Estructura geológica

Según el marco estructural propuesto por Wilson y Reiss (1967), existen tres unidades estructurales en el área de estudio. La primera unidad estructural es un pliegue, la segunda unidad estructural es una unidad cubierta y la tercera unidad estructural es un bloque de falla; la tercera unidad abarca a la zona de estudio. Los bloques de falla se caracterizan por un gran movimiento vertical que ocurre a lo largo de la estructura de la falla, con una orientación promedio de noreste a sureste. De todos los ejes de falla, sólo uno corresponde al Complejo Maraño, cuyas rocas se encuentran comúnmente en la zona de contacto y las fallas están asociadas a estratos mesozoicos.

Los desplazamientos verticales debidos a la presencia de daños suelen tomarse muy en serio. Este fallo provocó una caída de 2000 metros. Dentro del bloque, los pliegues amplios y abiertos tienen una ventaja obvia, principalmente en los sedimentos del Paleozoico Medio y Superior.

Teniendo en cuenta algunos análisis y estudios de la estructura, se determinó el movimiento de las fallas, la edad relativa de los grupos de fallas y el grado de su relación con las etapas de la orogenia, lo que permitió determinar el modelo geométrico de la estructura y entenderlo. el comportamiento estructural del yacimiento y su impacto en la minería El impacto se caracteriza por la existencia cronológica del sistema.

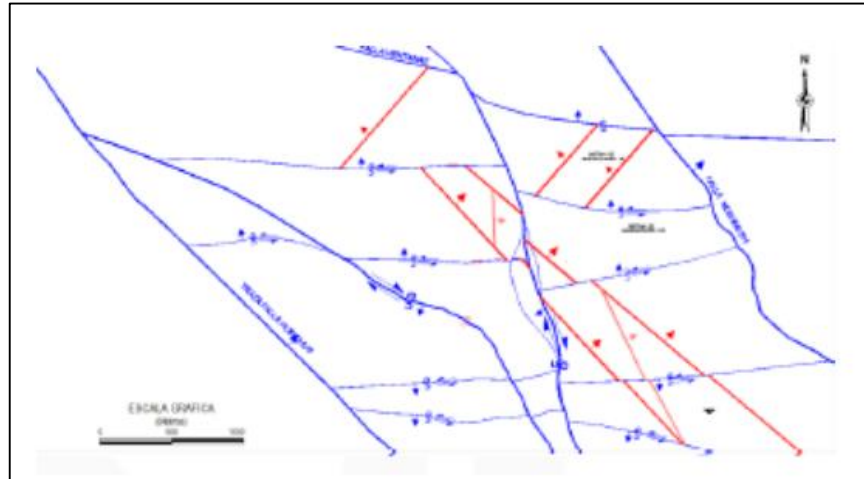


Figura 4. Geología estructural de Marsa

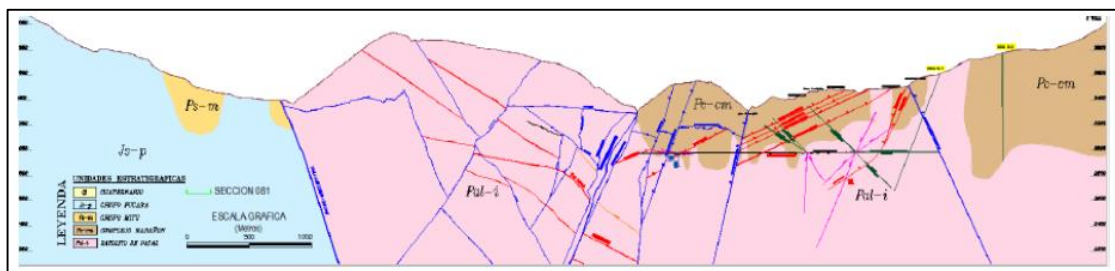


Figura 5. Unidades estratigráficas de Marsa

2.2.5. Mineralogía

Existen varias estructuras mineralizadas de NO a SE. La diferencia radica en el ángulo de buzamiento noreste de 10° a 35°, que es el resultado del emplazamiento de sistemas de fallas de corte como la veta Esperanza. extensión horizontal y las estructuras individuales varían de decenas a cientos de metros y en la mayoría de los casos están controladas por fallas transversales sincrónicas de actividad previa y posterior a la mineralización. El espesor varía mucho, desde centímetros hasta metros, y en otros casos forma venas rosarias.

Los cuerpos tienen frenillo, ramas fermentativas y tónicas. Los cambios de orientación y buzamiento son efectos del estrés y la presión que provocan pliegues y fallas. Los cambios en

Este depósito exhibe una relación metálica de oro, plata, Arsenio, fierro, plomo, zinc, cobre y bismuto, mostrando dos etapas de deposición de menas con alto contenido de sulfuros: La mineralogía de este depósito aurífero no es complicada, exhibe en gran cantidad cuarzo, blanco, pirita, arsenopirita, marmatita, galena y calcopirita, donde la pirita y marmatita presentan las concentraciones más elevadas de oro.

2.2.6. Caracterización geomecánica

[illegible]

RMR	Tipo de Roca	Calidad de Roca	GSi	Observación
42	III - B	REGULAR - B	IF/B - IF/R - MF/R - MF/P - F/P	Influenciado por LA FALLA LOS LOROS R-1

19

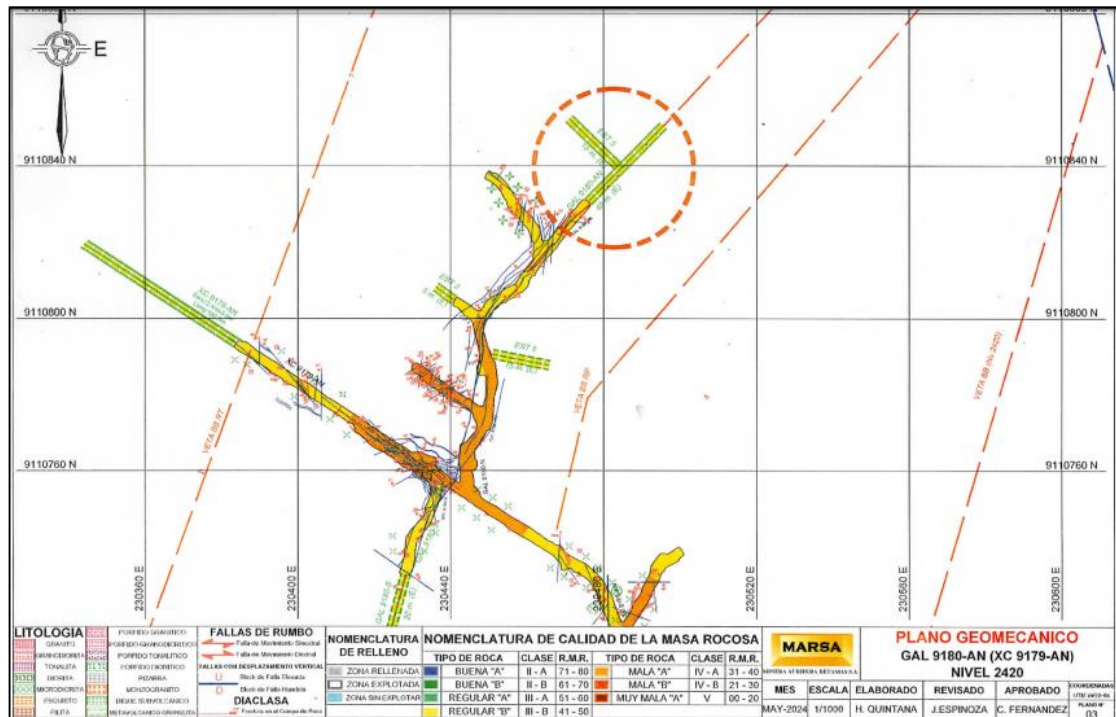


Figura 7. Plano Geomecánico de la galería 9180 – Marsa

2.3. Bases teóricas

2.3.1. Perforación y voladura

Hace referencia al método o proceso a través del cual se perforan las rocas, con el fin de brindarles un contenedor para los explosivos, 21 con la finalidad de que estos puedan aniquilar y/o desintegrar (fracturar y fragmentar) el macizo rocoso. En la actualidad, este proceso de perforación se realiza con el apoyo de equipos o máquinas creados específicamente para ese objetivo particular. Estos pueden clasificarse como neumáticos, eléctricos, hidráulicos e hidroneumáticos; percutivos, rotopercutivos, rotativos, eléctricos y parecidos.

A esto se le conoce como la técnica o técnica de crear agujeros en las rocas para dotarlas de contenedores de explosivos para destruir y/o destruir (fisurar y partir) el macizo rocoso. Actualmente, estos trabajos de perforación se realizan con el apoyo de equipos o máquinas especialmente diseñadas para este fin, que pueden ser de formas neumáticas, eléctricas, hidráulicas e hidroneumáticas, rotativas, eléctricas y similares.

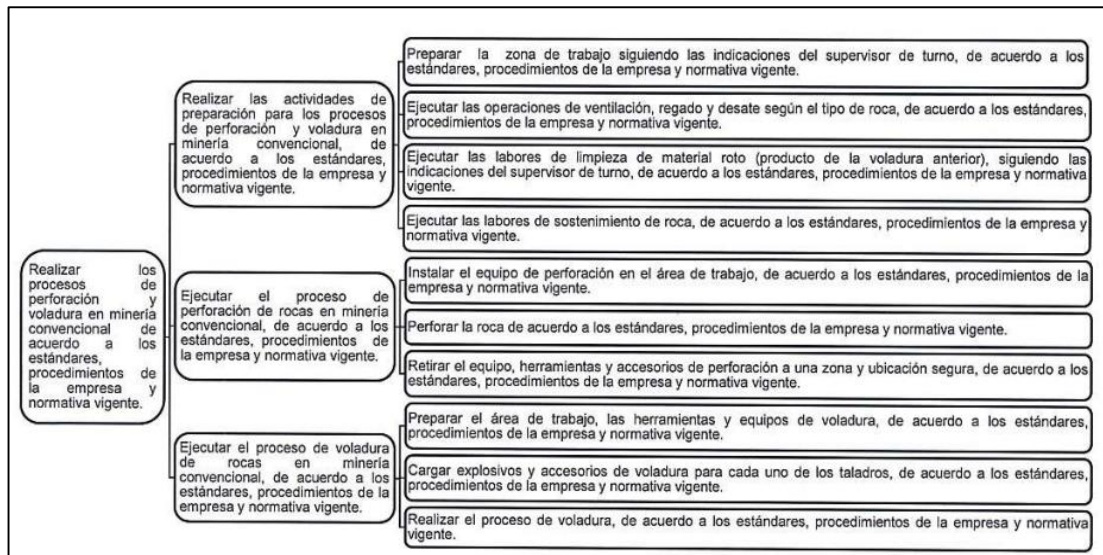


Figura 8. Mapa operativo del perfil laboral de operaciones
TOMADA DEL MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS

2.3.2. Malla de perforación

Una malla de perforación es un esquema específico y bien estructurado que tiene la capacidad de fracturar y desplazar el material partido conforme a las necesidades y habilidades necesarias del ejecutor.

Es muy necesario comprender la naturaleza y propiedades geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de las mallas de perforación.

2.3.3. Parámetros de perforación y voladura

Los parámetros considerados son los siguientes:

- Cantidad de taladros
- Diámetro de taladro
- Profundidad de perforación del taladro
- Burden
- Separación
- Presión de detonante
- Factor de carguío
- Enlace del explosivo
- Longitud de la carga explosiva
- Reparto de los taladros en trabajo
- Repartición de carga

2.3.4. Método de minado

La explotación minera produce 1650 TMD, minerales obtenidos, procesados y elaborados. El método de extracción predominante es el de Cámaras y Pilares Mecanizados, alcanzando rendimientos de 8 TM/h-g, Corte y Relleno Ascendente en 26 perforaciones en las que se emplean perforadoras de tipo jack leg, y para la limpieza se emplean arrastreras eléctricas en las tareas tradicionales y scooptrans en los tajos mecanizados, y relleno hidráulico de alta densidad para la recuperación del macizo rocoso.

Se realizan tareas de exploración, para su preparación se emplean jumbos electrohidráulicos de un solo brazo, scoops con capacidad de 1,5 yd³ a 4,5 yd³ y palas neumáticas de 10 pies³.

2.3.5. Ciclo de minado en MARSA

El ciclo básico de las operaciones mineras consiste en:

1. Perforación de los taladros.
2. Carguío de los taladros con los respectivos explosivos
3. Régimen de iniciación
4. Encendido o chispeado
5. Ventilación
6. Desatado

2.3.6. Cálculo de burden

Como se mencionó anteriormente, la capacidad de carga es la variable geométrica más importante en el diseño de voladuras. Durante décadas se han desarrollado extensas investigaciones y diversos métodos de cálculo para determinar esto.

1. Teoría de Andersen (1952)

$$B = \frac{39}{100} K * \sqrt{D * L}$$

2. Teoría de Hino (1959)

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PD}{RT} \right)^{1n}$$

Como: B: Obligación (m), PD: Detonación de presión (kg/cm²), RT: Resistencia al peso del macizo de piedra (kg/cm²), D: Dimensiones del embudo (mm), n: Coeficiente de respuesta a explosivo/roca Coeficiente de respuesta a explosivo/roca

3. Teoría de Allsman (1960)

$$B = \sqrt{\frac{PD * D * \Delta t * g}{\rho_r * \mu}}$$

Como: B: Obligación (m), PD: Detonación de la presión explosiva (Kg/cm²), D: Barreno de diámetro (mm), Δt : Periodo de detonación (s), ρ_r : Especificación de peso de la roca (N/m²), μ : Mayor velocidad que se debe proporcionar a la roca, g: Gravedad Clasificación de Gravedad

4. Teoría de Konya (1972)

$$B = 3,15 * d * \left[\frac{\rho_e}{\rho_r}\right]^{0,33}$$

2.3.7. Cálculo de longitud de taco

La longitud de taco es la parte superior de la broca, que generalmente se llena con escombros para contener gases explosivos, reduciendo así la sobrepresión del gas y la voladura y la cantidad de roca dispersa.

1. Teoría de Konya (1972)

$$T = 0.7 * B$$

2. Teoría sueca

$$T = B$$

Dónde: B: Burden

2.3.7. Diámetro del taladro

$$\varnothing = L / 2$$

2.3.8. Separación o espaciamiento

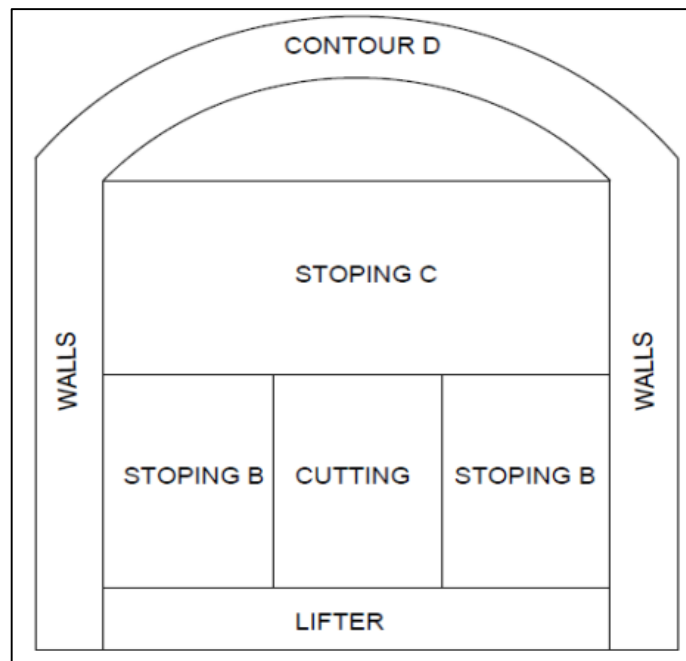
$$E = B$$

$$E = De 1,3 \text{ a } 1,5 B$$

Dónde: B: Burden, E: Espaciamiento

2.3.9. Modelo matemático de Roger Holmberg

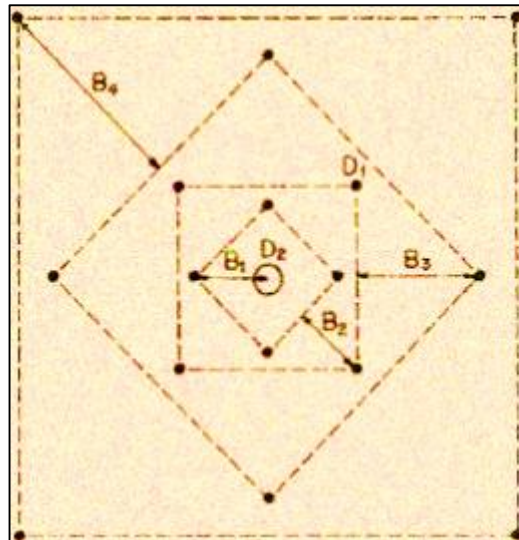
Las aplicaciones de los modelos matemáticos de Roger Holmberg incluyen el desarrollo de modelos de perforación para operaciones anticipadas, teniendo en cuenta parámetros controlables como carga, tamaño de la broca, tipo de gatillo, tipo de explosivo, tamaño del trabajo y parámetros incontrolables como gravedad específica, RMR, GSI y RQD optimización la labor al término de la voladura.



*Figura 9. División de frentes
Tomada de Método matemático de Roger Holmberg*

1. Corte de cuatro secciones

Este esquema es muy similar al corte cilíndrico excepto por la secuencia de inicio, carga y distancia. Si el material va a ser triturado y bien vertido, la distancia entre la broca vacía y la broca cargada no debe ser superior a $1.7 D_2$ (Diámetro del taladro vacío). Si la concentración de carga es alta, se producirán sinterización de rocas fragmentadas y defectos de fundición.



**Figura 10. Cuatro secciones corte
Tomada de Método matemático de Roger Holmberg**

Donde: D1: Diámetro del taladro cargado, D2: Diámetro del taladro vacío, B1: Búrcen práctico del primer cuadrante.

2. Avance por disparo

Existen variaciones entre la profundidad teórica y la profundidad práctica. Para una implementación de cuatro pasos, se puede calcular la profundidad teórica utilizando la fórmula siguiente:

$$H = 0.15 + 34.1Dequiv - 39.4 * Dequiv^2$$

Dónde: H: Profundidad teórica, Dequiv: Diámetro equivalente

La verdadera profundidad es la distancia real que quieres excavando, sin importar el diámetro correspondiente. Así pues, se emplea únicamente la profundidad teórica para determinar la carga o la distancia.

Cuando se utilizan perforaciones de más de dos taladros vacíos se debe de determinar un diámetro equivalente que reemplace este valor de cada taladro.

$$Dequiv = D2 * \sqrt{n}$$

Dónde: n: Número de taladros vacíos, D2: Diámetro de los taladros vacíos.

La rapidez extra de cada disparo se calcula como la longitud verdadera de la broca o H real dividida por un factor de escala, usualmente menor al 95%.

Dependiendo del tipo de carga aplicada, la longitud del taladro se puede dividir en tres partes.

Tabla 1. Longitud de carga en columna, fondo y taco para cada sección

Tipo	Arranque	Arrastre	Corona	Ayuda Hastial	Ayuda Corona	Hastiales
Lcc	Hp-(Lcf+T)	Hp-(Lcf+T)	Hp-(Lcf+T)	Hp-(Lcf+T)	Hp-(Lcf+T)	Hp-(Lcf+T)
Lcf	Hp/3	Hp/3	Hp/6	Hp/3	Hp/3	Hp/6
T	10*D1	10*D1	10*D1	10*D1	10*D1	10*D1

Tomada de Método matemático de Roger Holmberg

Como: Lcc: Longitud de la Columna de Carga, Lcf: La Duración de Carga en Fondo, T: Retacado o Taco, Hp: Experiencia práctica.

3. Factor de carga

El factor de carga proporciona una noción de nuestro objetivo en términos de velocidad, asumiendo que aspiramos a avanzar 3 metros. Es necesario determinar cuánta dinamita requiero para alcanzar el avance previo.

Se establece una relación que se puede expresar en kg/m, kg/Área y kg/t. Esta relación da lugar a los diferentes tipos de carga, como el factor de carga lineal (kg/m) y el factor de potencia (kg/t).

Basándonos en este hecho, es posible calcular la concentración de cargas lineales a través de la fórmula:

$$q = \frac{7.854 * p_{exp} * \phi_{exp}^2}{10000}$$

Aquí: q: Carga lineal (kg/m), p_{exp}: Densidad explosiva (g/cm³), diámetro exp: Circunferencia del explosivo (mm).

El valor unitario del factor de carga lineal se puede determinar según el tipo de explosivo utilizado. Si la granada anterior tiene dos opciones de explosivo, habrá dos factores de carga lineales (q₁ y q₂), donde q₁ representa el explosivo con mayor tamaño carga.

4. Sumario de fórmulas para cada sección

Se muestra una descripción general de las fórmulas anteriores, incluidas fórmulas adicionales específicas para cada parte que difieren de la inicialización pero que permanecen consistentes para cada parte del modelo matemático.

Debido a las diferencias en B máximo, B práctico, distancia entre orificios y número de orificios, el esquema funcional de la corona es muy diferente del resto.

Además, es crucial destacar las particularidades de este componente, dado que se asemeja a la forma de un arco creado en función de las dimensiones de la flecha y la cuerda.

Tabla 2. Ecuaciones correspondientes a la sección corona

CRITERIO	CORONA	UNIDADES
B máximo	$\frac{\text{Espaciamiento}}{S/B}$	M
B práctico	$B_{\max} - H_{\text{Teorico}} * \sin(\gamma) - E_p$	M
Arco ¹	$Arco = 2 * \left(\frac{Fl}{2} + \frac{Cu^2}{8Fl} \right) * \sin^{-1} \left(\frac{4Fl * Cu}{4Fl^2 + Cu^2} \right) * \frac{\pi}{180}$	M
Espaciamiento	$K * D^3$	M
Nº Talad/Corona	$\frac{Arco}{\text{Espaciamiento}} + 1$	Unid
Nº Cart/Talad	Ct / P_{expl}	Unid
Carga Fondo	$q_3 * L_{cf}$	Kg/Talad
Carga Columna	$Reductor * C_f$	Kg/Talad
Carga/Taladro Ct	$C_f + C_c$	Kg/Talad
Carga Total	$Ct * N^{\circ} \text{ Talad}$	Kg
q mínima	$90 * D^3^2$	Kg/m
q3	$\frac{7.85 * D_{expl}^2 * \rho_{expl}}{10000}$	Kg/m
K	16	Adimensional
S/B	0.8	Adimensional

Tomada de Método matemático de Roger Holmberg

Donde: γ : ángulo de los talados circundantes (Rad); para un progreso de 3m. Se toma como realce un valor de 3°, que en radianes es 0.052.

Fl, Cu: punta de arco (0.5) y cuerda de arco (longitud del trabajo). Reductor: se encuentra en un intervalo de 0.5 a 0.9.

D3: tamaño de los taladros de cortes previos. K & S/B: invariable y relación de espaciamiento dependiente

Tabla 3. Ecuaciones en Lifter, Stopping y Walls

CRITERIO	ARRASTRE	AYUDA HASTIAL	AYUDA CORONA	HASTIALES	UNID
B	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C * f + S/B}}$	M
Bmax	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C' * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C' * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C' * f + S/B}}$	$0.9 * \sqrt{\frac{q^2 + PRPAnfo}{C' * f + S/B}}$	M
Bpráctico	$B_{max} - H_{Teorico} * \sin(\gamma) - Ep$	$B_{max} - Ep$	$B_{max} - Ep$	$B_{max} - Ep$	M
Espaciamiento	$\frac{ATunel + (2 * H_{Teorico} * \sin(\gamma))}{N^o \text{ Talad} - 1}$	$S/B * B_{max}$	$S/B * B_{max}$	$S/B * B_{max}$	M
Espaciamiento Esquinas	$Epaciamiento - H_{Teorico} * \sin(\gamma)$	Nothing	Nothing	Nothing	M
Nº Talad/sección	$\frac{ATunel + 2H_{Teorico} * \sin(\gamma)}{B_{max}} + 2$	$\frac{Distancia}{B_{max} * S/B} + 2$	$\frac{Distancia}{B_{max} * S/B} + 2$	$\frac{Distancia}{B_{max} * S/B} + 1$	Unid
Nº Cartuchos/Tal.	$Ct/Pexpl$	$Ct/Pexpl$	$Ct/Pexpl$	$Ct/Pexpl$	Cart/Talad
C'	$C + 0.07/B$	$C + 0.07/B$	$C + 0.07/B$	$C + 0.07/B$	Adimensional
Carga Fondo (Cf)	$q^2 * Lcf$	$q^2 * Lcf$	$q^2 * Lcf$	$q^2 * Lcf$	Kg/Talad
Carga Columna (Cc)	$q^2 * Lcc$	$q^2 * Lcc$	$q^2 * Lcc$	$q^2 * Lcc$	Kg/Talad
Carga/Taladro (Ct)	$Cf + Cc$	$Cf + Cc$	$Cf + Cc$	$Cf + Cc$	Kg/Talad
Carga Total	$Ct * N^o \text{ Talad}$	$Ct * N^o \text{ Talad}$	$Ct * N^o \text{ Talad}$	$Ct * N^o \text{ Talad}$	Kg
F	1.45	1.45	1.20	1.20	Adimensional
S/B	0.8	1.25	1.25	1.25	Adimensional
Distancia	Nothing	$Ancho \text{ Tunel} - Ahc - Bph * 2$	$Altura \text{ Tunel} - Ahc - Bc - Bz$	$Ancho \text{ Tunel} - Bz - Bc * 2$	M

Tomada de Jimenez Casimiro Alexander Gonzalo

2.3.10. Parámetros de predicción de fragmentación

El modelo previamente analizado de fragmentación es el Kuz-Ram, creado por Claude Cunningham.

Basado en el modelo de Kuznetsov para estimar el tamaño medio de fragmentación y la función de distribución granulométrica de Rosin-Ramler.

$$X_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{1.15}{E_r} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X50: Tamaño medio de la roca fragmentada (cm).

A: Factor de roca.

V0: Volumen de roca removida por una perforación (m3).

Qt: Kilogramos de explosivos de TNT en el pozo.

Q: Kilos de explosivo.

Er: Potencia relativa al Anfo en peso.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Métodos y alcances de la investigación

3.1.1. Método general

Se emplea el análisis inferencial como método general (método deductivo y analítico).

3.1.2. Tipo de investigación

Esta investigación es de naturaleza aplicada, ya que se basa en hallazgos y conocimientos de investigación que pueden usarse para resolver directa e inmediatamente los problemas que surgen.

3.1.3. Nivel de investigación

Según su alcance, es explicativo, porque no sólo describe y relaciona, sino que también exige encontrar las causas (causas y motivos) del fenómeno. Por su diseño, es cuasiexperimental, ya que busca la relación entre causa y efecto mediante pretest y posttest, y no hay aleatoriedad en la variable porque la manipulación es una elección, no una intención. Según su enfoque: es cuantitativo y se basa en medidas numéricas.

3.1.4. Diseño de investigación

El diseño de investigación es una investigación transversal no experimental porque implica observar fenómenos sin que el investigador dicte situaciones o condiciones, lo que significa no manipular de ninguna manera las variables de la investigación.

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

La población está compuesta por los tajeos de explotación realizados en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.

3.2.2. Muestra

La galería 9180-AN (XC 9179-AN) del nivel 2420 en la zona Valeria IV en Marsa - Minera Aurífera Retamas S.A.

3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Las técnicas de recopilación de datos se implementarán mediante encuestas que utilicen una variedad de actividades estandarizadas; donde se analizan y recopilan datos de la muestra o población.

3.4. Técnicas utilizadas en la recolección de datos

Búsqueda de información: se empleó el método de investigación bibliográfica en diversas tesis relacionadas con nuestro asunto, con el fin de obtener fundamentos sobre la perforación y la voladura.

Comentario. La perforación es el procedimiento que se lleva a cabo con el objetivo de abrir cavidades en el macizo rocoso, con una disposición y geometría apropiadas, donde se ubicarán cargas explosivas.

Entrevistas incoherentes. Se lleva a cabo mediante chats que proponen preguntas que se transmiten al responsable del servicio, con la finalidad de obtener puntos de vista sobre el diseño de mallas de perforación.

3.5. Instrumentos utilizados en la recolección de datos

- Herramientas
- Observaciones
- Entrevistas
- Check list.

- Equipos.
- Fotográfico
- Microsoft Office (Excel)
- AutoCAD
- Split Deskto

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Presentación de resultados

4.1.1. Evaluación geomecánica de la galería 9180 de la zona Valeria IV, veta BB

Su estructura principal se encuentra en litología microdiorita en calidad de roca regular a mala, presenta sistema de fallas de segundo orden de manera transversal al avance de la excavación.

RMR	Tipo de Roca	Calidad de Roca	GSI	Observación
42	III - B	REGULAR - B	IF/B - IF/R - MF/R - MF/P - F/P	Influenciado por LA FALLA LOS LOROS R-1

TIPO DE ROCA	CLASE	R.M.R.
MALA "A"	IV - A	31 - 40
MALA "B"	IV - B	21 - 30

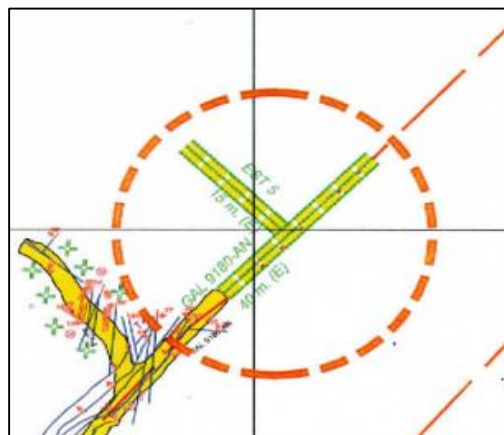


Figura 11. Evaluación geomecánica de la galería 9180 de la zona Valeria IV, veta BB

Interpretación

De acuerdo con la tabla, se presenta la descripción geomecánica de la galería central de la región Valeria IV, veta BB, donde se encuentra una roca de la categoría Regular "B" III B; por lo tanto.

Se realiza un sostenimiento con malla electrosoldada de 3" x 3" reforzada con barra helicoidal de 5 pies con un diámetro de 22mm, espaciado a 1.20x1.10 m (en cocada) según estándar de piso a piso + shotcrete de 2" S/F.

4.1.2. Escenario actual

Para analizar los errores en el escenario actual, se evaluó el diseño de la malla de perforación y voladura para identificar las fallas que provocaron el resultado del disparo.

La figura ilustra la configuración de la malla de perforación y voladura en la galería 9180 de la región IV.

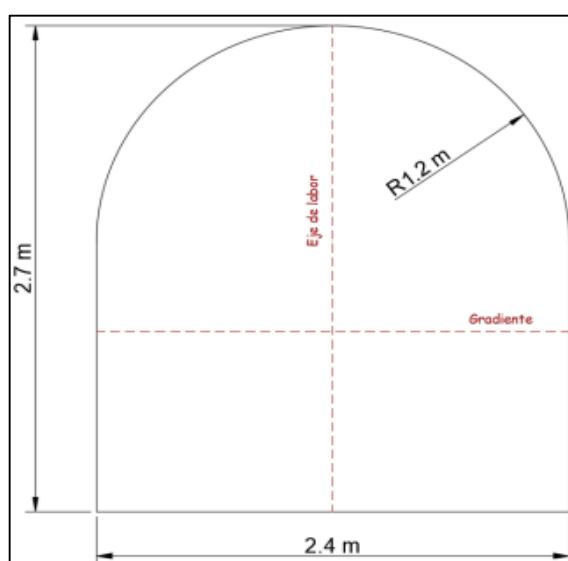


Figura 12. Marcado de contorno de labor
Tomada de División de operaciones de Marsa

1. Perforación actual

Se emplearán máquinas perforadoras RN-250X JACKLEG para la perforación completa de la sección de 2.40 m x 2.70 m.

Se emplearon varillas cónicas de 6 pies con broca de 38 mm para los taladros de alivio y 36 mm para los taladros cargados.

Tabla 4. Marcado de contorno de labor

Taladros Cargados	und.	20
Taladros de Alivio	und.	9
Taladros Rimados	und.	3
Diámetro de broca	mm.	38
Diámetro Rimadora	mm.	64

Tomada de División de operaciones de Marsa

- **Profundidad real de taladros**

$L = (\text{Longitud de taladro}) \times (\text{eficiencia de perforación})$

$L = 6' \times 92\%$

$L = 5.52 \text{ pie}$

$L = 1.69.25 \text{ m}$

- **Avance lineal de taladros**

$L = 0.15 + 34.1 (0.067) - 39.4 (0.067)$

$L = 1.69 \text{ m}$

$L = 1.69 \times 92\%$

Finalmente: $L = 1.55 \text{ m}$ de avance real.

2. Voladura actual

- El número de cartuchos depende de la calidad del macizo rocoso, la longitud y la localización de los taladros.
- Hacer uso de explosivos: Emulnor 500 1"x12", Emulnor 1000 1"x16", Emulnor 3000 1"x16" y Emulnor 5000 1"x16".

Tabla 5. Distribución de los taladros

SECCIÓN	2.4 m x 2.7 m	DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA			
RMR	21-30	6 pies			
UBICACIÓN DE TALADROS		E 5000 1 1/8"x16"	E 3000 1 1/8"x16"	E 1000 1 1/8"x16"	E 500 1"x12"
Arranque	3		4		
1º Ayuda	4		3		
2º Ayuda	2		1	2	
3º Ayuda	2			2	1
Cuadrador	2				3
Ay. Cuadrador	1			3	
Ay. Corona	2			2	1
Corona	0				
Arrastre	4		3		
TOTAL	20	0	40	23	18

Tomada de División de operaciones de Marsa

3. Factor de potencia actual

- Para el control de la voladura, los taladros de corona se cargarán con cartuchos de Emulnor 500 1"x12" espaciados y alojados sobre tubos de PVC seccionados y con una línea de cordón detonante.
- Para aprovechar al máximo la energía del explosivo, se sellarán los taladros con tacos de arcilla de 30 cm de longitud cada uno.
- El tamaño mínimo de la mecha armada (Carmex) será 30 cm superior al de la perforación.

Tabla 6. Factor de potencia para 6 pies de longitud de varilla

VOLADURA	UND	6 pies
Emulnor 500 1"x12"	cart.	18
Emulnor 1000 1 1/8"x16"	cart.	23
Emulnor 3000 1 1/8"x16"	cart.	40
Emulnor 5000 1 1/8"x16"	cart.	0
Total explosivo	kg.	20.5
Cordón detonante 5P	m.	
Mecha Rápida	m.	20
Fanel LP	pzs.	
Det. Ensamblado 7'	pzs.	26

Tomada de División de operaciones de Marsa

4. Resultados con el diseño actual

Al término de las labores ejecutadas con esta malla se obtuvieron estos resultados.

Tabla 7. Factor de potencia para 6 pies de longitud de varilla

RESULTADOS	UND	6 pies
Avance	m	1.55
Eficiencia de Avance	%	92.0%
Factor de Avance	kg/m	16.2
Factor de Carga	kg/m ³	2.7
Factor de Potencia	kg/TN	0.86

Tomada de División de operaciones de Marsa

4.1.3. Diseño de la nueva malla de perforación

Características de la perforación y voladura

Tabla 8. Factor de potencia para 8 pies de longitud de varilla

Taladros Cargados	und.	26
Taladros de Alivio	und.	9
Taladros Rimados	und.	3
Diámetro de broca	mm.	38
Diámetro Rimadora	mm.	64

SECCIÓN 2.4mx2.7m				RMR =
LONGITUD DE PERFORACION			UND	8ft
Emulnor 5000 1 1/8"x16"			Cart.	0
Emulnor 3000 1 1/8"x16"			Cart.	51
Emulnor 1000 1 1/8"x16"			Cart.	34
Emulnor 500 1"x12"			Cart.	24
Total explosivos			Kg	27.6
Cordón detonante 5p			mts	25
Mecha rápida			mts	0.1
Fanel LP			Pzas	26
Carmex 7'			Pzas	2
RESULTADOS		UND	LP=8ft	
Avance		m	2.25	
Eficiencia		%	97.8	
Densidad de roca		Tn/m ³	2.85	
Factor de Avance		Kg/m	12.3	
Factor de Carga		Kg/m ³	2.1	
Factor de Potencia		Kg/tn.	0.7	
FANEL (LP)	N°	Pzas	N°	Pzas
	#1	1	#2	1
	#8	2	#9	2
	#15	2	#16	2

Tomada de División de operaciones de Marsa

Tabla 9. Cantidad de cartuchos utilizados

EXPLOSIVO	Cart/Caja	Kg/cart
Emulnor 500 1"x12"	194	0.129
Emulnor 500 1 1/8"x12"	154	0.162
Emulnor 500 1 1/4"x12"	124	0.202
Emulnor 1000 1 1/8" x 16"	88	0.284
Emulnor 1000 1 1/4" x 16"	70	0.357
Emulnor 3000 1 1/8" x 16"	86	0.291
Emulnor 3000 1 1/4" x 24"	48	0.521
Emulnor 5000 1 1/8" x 16"	84	0.298
Emulnor 5000 1 1/4" x 24"	44	0.568

Tomada de Famesa

Tabla 10. Características técnicas de explosivos

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS					
		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)		0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	4 400	5 800	5 700	5 500
	S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)		628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera

Tomada de Famesa

Tabla 11. Parámetro para calidad de detritos

PARAMETRO	RATING
Descripción de la masa rocosa (RMD)	
Quebradizo/Desmenuzable	10
Se fractura en bloques	20
Totalmente masivo	50
Espaciamiento de los planos de diaclasas (JPS)	
Cercano (<0.1 m)	10
Intermedio (0.1 a 1m)	20
Amplio (>1 m)	50
Orientación de los planos de diaclasas (JPO)	
Horizontal	10
Inclinación hacia fuera de la cara	20
Rumbo normal a la cara	30
Inclinación hacia dentro de la cara del banco	40
Influencia de la Gravedad Especifica (SGI)	SGI = 25 * SG - 50 Donde SG es la densidad del macizo y está en ton/m³
Dureza (H = 0.05 x RC)	1 - 10

Tomada de División de operaciones de Marsa

Usaremos la teoría de Roger Holmberg para diseñar nuestro gráfico.

Utilizar barras cónicas 8' de longitud con brocas de 38 mm y 36 mm para la perforación.

Para los taladros de alivio, emplear una barra piloto de 8' con una cinta métrica de 64 mm.

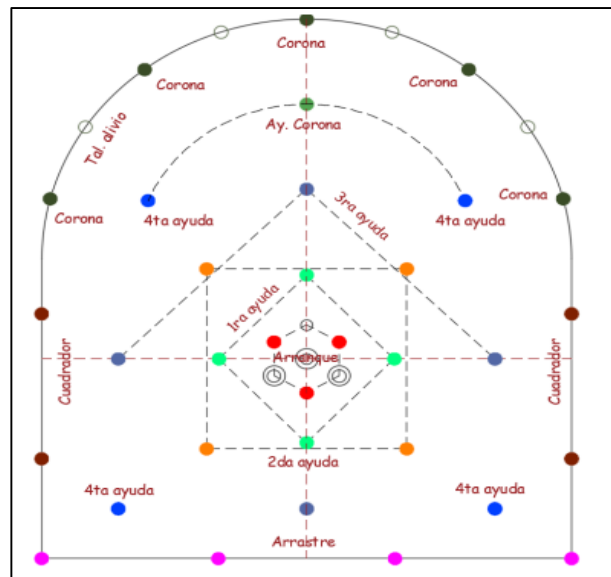


Figura 13. Nomenclatura de taladros acorde a la distribución Tomada de División de operaciones de Marsa

1. Diseño de la primera sección - Arranque

Para calcular los parámetros utilizaremos los datos y la teoría anteriores para el cálculo (fila superior).

- **Profundidad real de taladros**

$L = (\text{Longitud de taladro}) \times (\text{eficiencia de perforación})$

$L = 8' \times 92 \%$

$L = 7.824 \text{ pie}$

$L = 2.25 \text{ m}$

- **Avance lineal de taladros**

$L = 0.15 + 34.1 (0.067) - 39.4 (0.067)$

$L = 2.25 \text{ m}$

$L = 2.25 \times 92\%$

Finalmente: $L = 2.07 \text{ m de avance real}$

- **Burden teórico**

$$B = (\phi/2) \pi$$

$$B = 1.5708 \times 0.24934$$

$$B = 0.39 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

$$B_p = B - \text{Error de perforación (Ep)}$$

$$EP = (\alpha.L + e) = (0.01 \times 2.25) + 0.0675 = 0.09$$

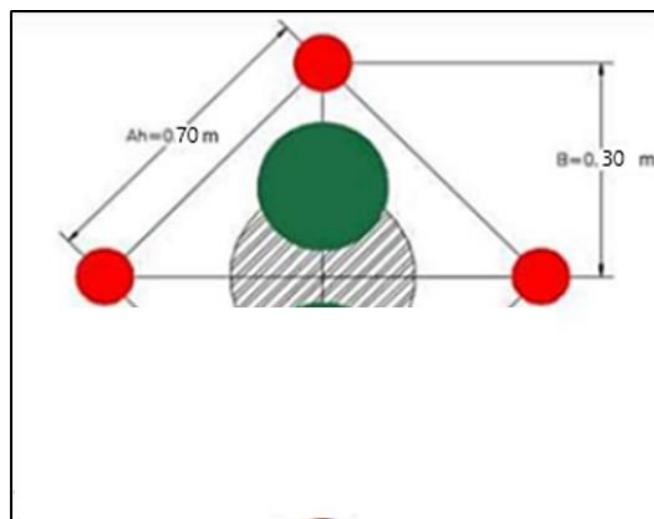
$$B_p = 0.39 - 0.09$$

$$B_p = 0.30 \text{ m}$$

- **Ancho de la abertura en el arranque**

$$Ah_0 (m) = \frac{\phi 1 \text{ broca (mm.)}}{1000} + \frac{\phi 2 \text{ broca (mm.)}}{1000} + 2 \times B_p (m)$$

$$Ah = \frac{38}{1000} + \frac{64}{1000} + 2 \times 0.30 = 0.7 \text{ m}$$



*Figura 14. Diseño de primera sección
Tomada de Kevin Oscar Ricse Jeremias*

- **Número de cartuchos por taladro**

$$N (c./tal) = \frac{I (m) - (0.5 \times Be \text{ máx. (m)})}{Long.Cart. (m)} - 1$$

Como: N (c./tal): cantidad de cartuchos por taladro, I (m): progreso efectivo del disparo, longitud del cartucho (m): longitud del cartucho, longitud del cartucho (m): longitud del cartucho.

$$N = \frac{2.25 - (0.5 \times 0.115)}{0.1778} - 1 = 11$$

- **Número de taladros del arranque**

$$N \text{ tal.} = \frac{A - Ah_0}{Ah_0} - 1$$

Como: A: longitud del trabajo 2.40 m, N tal: cantidad de taladros, Ah: anchura de la apertura al inicio 0.23 m.

$$N \text{ taladros} = \frac{2.4 - 0.23}{0.23} - 1$$

$$N \text{ taladros} = 8$$

- **Densidad de carga explosiva**

Dónde: q(Kg/m): densidad de carga del explosivo

$$q = \text{Densidad Explosivo} \times \frac{(\pi \times \phi \text{ del explosivo})}{4} \times 10^{-6}$$

- Densidad Explosivo: 1.1 g/cm³
- ϕ del explosivo: 0.0254 m

$$q = 2.2 \text{ kg/m}^3$$

- **Índice de Lilly**

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SGI + H')$$

Donde:

$$RMD = 20$$

$$JPS = 20$$

$$JPO = 20$$

SGI = 25 x SG – 50, donde SG es la densidad del macizo rocoso (t/m³)

$$SG = 2.65 \text{ gr/cm}^3 = 2.92 \text{ t/m}^3$$

$$SGI = 25 \times 2.92 - 50 = 23$$

$$H' = 5$$

$$BI = 35$$

- **Factor A**

$$A = 0.12 \times BI$$

$$A = 0.12 \times 35 = 4.2$$

- **Factor de energía (FE)**

$$FE = 0.7 \text{ kg/t}$$

- **Carga lineal de explosivo (qL)**

En la fórmula:

$$qL = 55 \times d \times \frac{\left(\frac{B_1}{\emptyset}\right)^{3/2} \times \left(B_1 - \frac{\emptyset}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0.4}\right)}{PRPanfo}$$

$$qL = 13.3 \text{ kg/m}$$

- **Longitud de taco**

Para aprovechar al máximo la energía del explosivo, se sellarán los taladros con tacos de arcilla de 30 cm de longitud cada uno.

- **Verificación de tamaño de detritos**

$$X_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{1.15}{E_r} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Dónde: Q = 20.5 kg, Vo = 1.58 m3, Er = 75

Reemplazando los valores obtenemos:

$$X_{50} = 6.35 \text{ cm}$$

2. Diseño de segunda sección – 1ra ayuda

- **Burden teórico**

$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_1 \times \text{PRP Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

Donde:

Dq: Densidad de carga

d (Øp): Diámetro del taladro de producción

C: Constante de roca

PRP: ANFO del explosivo utilizado

A1: Ancho de apertura de la primera sección

$$B = 0.475 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

$$B_{p2} = B - E2$$

$$B_{p2} = 0.475 - 0.075$$

$$B_{p2} = 0.40 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura**

$$A_h = \sqrt{2 \times (B - E_p)}$$

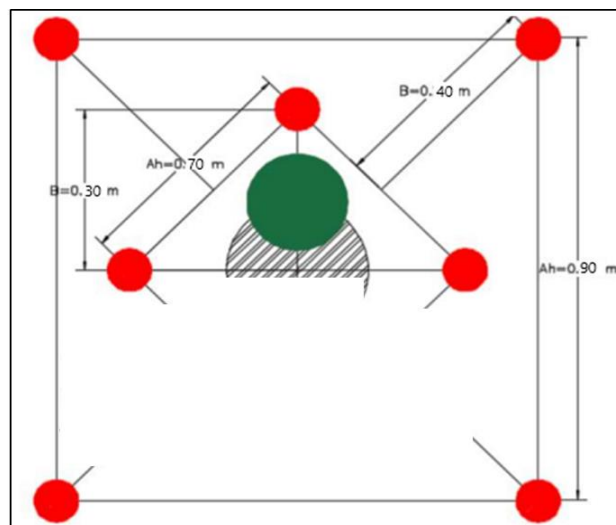
$$A_h = \sqrt{2 \times (0.40 - 0.075)} = 0.81 \text{ m}$$

$$A_h = 0.81 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura real**

$$A = \left[\frac{\frac{B_0}{\sqrt{2}} + B_1}{\sqrt{2}} + B_2 \right] \times \sqrt{2}$$

$$A_{hr} = 0.90 \text{ m}$$



*Figura 15. Diseño de segunda sección
Tomada de Kevin Oscar Ricse Jeremias*

3. Diseño de tercera sección – 3ra ayuda /Ayu. Corona

- **Burden teórico**

$$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{D_q \times A_1 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

$$B = 0.525 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

$$B_{p3} = B - E_2$$

$$B_{p3} = 0.525 - 0.075$$

$$B_{p3} = 0.45 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura**

$$A_h = \sqrt{2 \times (B - E_p)}$$

$$A_h = 1.16 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura real**

$$A = \left[\frac{\frac{B_0}{\sqrt{2}} + B_1}{\sqrt{2}} + B_2 \right] \times \sqrt{2}$$

$$A_{hr} = 1.25 \text{ m}$$

4. Diseño de la cuarta sección – 4ta ayuda

- **Burden teórico**

$$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{D_q \times A_1 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

$$B = 0.625 \text{ m}$$

- **Burden práctico**

$$B_{p3} = B - E_2$$

$$B_{p3} = 0.625 - 0.075$$

$$B_{p3} = 0.55 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura**

$$A_h = \sqrt{2 \times (B - E_p)}$$

$$A_h = 1.35 \text{ m}$$

- **Ancho de abertura real**

$$A = \left[\frac{\frac{B_0}{\sqrt{2}} + B_1}{\sqrt{2}} + B_2 \right] \times \sqrt{2}$$

Ahr = 1.45 m

5. Diseño de quinta sección

- Burden teórico**

$$B = 0.9 \times \sqrt{\left(\frac{q_1 \times PRP_{anfo}}{\hat{c} \times f \times \frac{E}{B}} \right)}$$

B = 1.05 m

- Burden práctico**

Bp3 = B - E2

Bp3 = 1.05 - 0.075

Bp3 = 0.975 m

6. Diseño de parámetros de perforación de las paredes

- Burden máximo**

Bm = 1.15 m

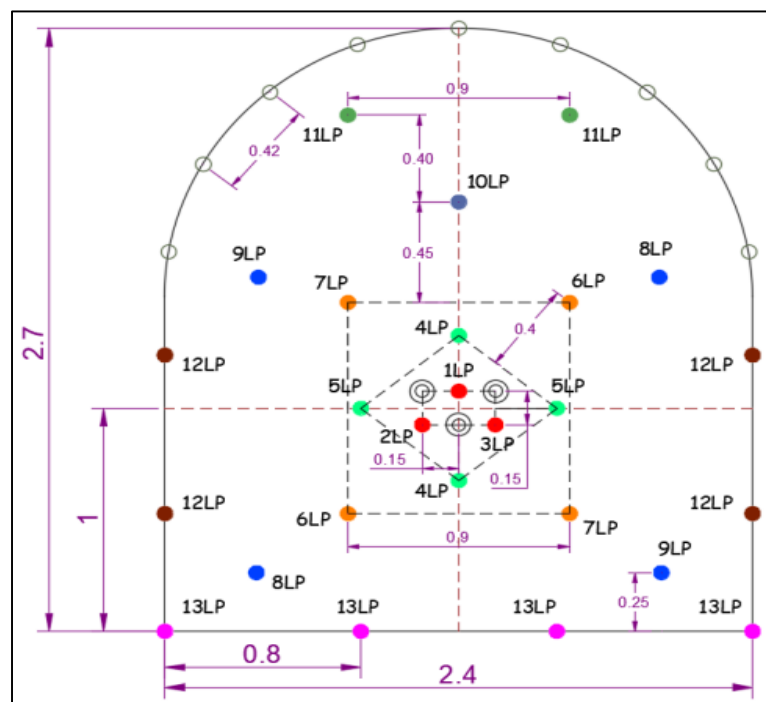


Figura 16. Diseño de malla de 2.4 m x 2.7 m

- **Burden práctico**

$$B_p = 1 \text{ m}$$

- **Espacio disponible**

$$A_{dis} = Alt - BPT - BPA$$

$$A_{dis} = 1.538 \text{ m}$$

- **Cantidad de taladros**

$$N_d = 4 \text{ taladros}$$

Espaciamiento

$$E = A_{dis}/N_d$$

$$E = 0.385 \text{ m}$$

Diseño de la nueva malla de perforación y voladura

Con base en estimaciones previas, obtenemos los resultados del diseño de una malla nueva en el frente de la galería 9180.

- **Resumen de colocación de taladros**

Tabla 12. Distribución de taladros

Ubicación de taladros	Cantidad de taladros	Longitud de taladro
Arranque	3	2.25 m
1° Ayuda	4	2.25 m
2° Ayuda	4	2.25 m
3° Ayuda	4	2.25 m
Cuadrador	4	2.25 m
Ay. Cuadrador	1	2.25 m
Ay. Corona	2	2.25 m
Corona Arrastre	0	2.25 m
Corona Arrastre	4	2.25 m

Tabla 13. Resumen de resultados

RESULTADOS	Und	8 pies
Avance	m	2.07
Eficiencia de avance	%	92
Factor de avance	kg/m	13.2
Factor de carga	kg/m ³	2.2
Factor de potencia	kg/TON	0.7

4.1.4. Valoración de la fragmentación

El proceso de fragmentación de macizos rocosos es una respuesta a la interacción entre las propiedades mecánicas de la roca, como su resistencia, que está controlada por la geología del material, y las tensiones provocadas por, por ejemplo, explosivos cargados.

Tras efectuar los cálculos correctos y diseñar la malla de perforación y voladura, ahora requerimos llevar a cabo un estudio para contrastar la fragmentación de los materiales volados.

Utilizando la siguiente fórmula descrita en la sección anterior procedemos a obtener el valor de fragmentación promedio para cada tipo de explosivo utilizado.

$$X_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \left(\frac{1.15}{E_r} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Tabla 14. Distribución de carga explosiva

Ubicación de taladros	Cantidad de taladros	E3000 1 1/8" x 16"	E1000 1 1/8" x 16"	E500 1" x 12"
Arranque	3	5		
1° Ayuda	4	4		
2° Ayuda	4	1	3	
3° Ayuda	4		3	1
Cuadrador	4			4
Ay. Cuadrador	1		4	
Ay. Corona	2		3	2
Corona Arrastre	0			
Corona Arrastre	4	4		
TOTAL	26	51	34	24

Tabla 15. Fragmentación de roca según ubicación

Ubicación de taladros	E3000 1 1/8" x 16"	E1000 1 1/8" x 16"	E500 1" x 12"	Fragmento promedio (cm)
Arranque	5			6.35
1° Ayuda	4			4.11
2° Ayuda	1	3		4.21
3° Ayuda		3	1	4.22
Cuadrador			4	4.43
Ay. Cuadrador		4		15.93
Ay. Corona		3	2	16.60
Corona Arrastre				
Corona Arrastre	4			19.41

4.2. Discusión de resultados

Tras detallar el diseño reciente de la malla de perforación y voladura empleando la teoría de Roger Holmberg, realizamos una comparación entre el diseño anterior y el diseño actual.

Tabla 16. Fragmentación de roca según ubicación

	Cantidad de taladros		Longitud de taladros (m)		Taco (m)	
Ubicación de taladros	Malla antes	Malla nueva	Malla antes	Malla nueva	Malla antes	Malla nueva
Arranque	3	3	1.69	2.25	0.45	0.3
1° Ayuda	4	4	1.69	2.25	0.45	0.3
2° Ayuda	2	4	1.69	2.25	0.45	0.3
3° Ayuda	2	4	1.69	2.25	0.45	0.3
Cuadrador	2	4	1.69	2.25	0.5	0.35
Ay. Cuadrador	1	1	1.69	2.25	0.7	0.55
Ay. Corona	2	2	1.69	2.25	0.54	0.39
Corona	0	0	1.69	2.25	0	0
Arrastre	4	4	1.69	2.25	0.39	0.24
TOTAL	20	26	1.69	2.25	0.44	0.30
Nuevo vs Antes (%)	130		133.12		68.18	
Cambios (%)	Aumenta 30		Aumenta 33.12		Disminuye 31.82	

Al comparar la malla previa con la presente, se nota que se han incorporado 6 taladros, lo que ha incrementado en un 30% la cantidad de taladros perforados.

Respecto a la profundidad (longitud) o progreso lineal del taladro, se ha registrado un incremento del 33.12 %, lo que representa un incremento de 0.56 metros por cada voladura; esto implica una mayor cantidad de mineral volado que, al final, se traduzca en un incremento de la producción.

Respecto a los tacos de los taladros, se nota una reducción del 31% en su longitud, lo que señala que la confinación de los explosivos es considerablemente más eficaz.

Respecto a los explosivos, hemos conseguido otras mejoras. Se consiguieron las siguientes reducciones que al final resultan en mejoras, tales como:

- Factor de carga del explosivo, de 2.7 kg/m^3 a 2.2 kg/m^3 , lo que optimiza en 22.73%.
- Factor de carga lineal del explosivo, que pasó de 16.2 kg/m a 13.3 kg/m ; con esta nueva cifra se redujo un 17.9%, lo que convierte a nuestra malla en la óptima.
- Factor de potencia explosiva, que pasa de 0.86 kg/t a 0.7 kg/t ; se mejora en un 18.6%.

Por lo tanto, se observa una reducción (mejora) del 20.03 por ciento en el gasto (consumo) de accesorios de voladura por cada frente que se ha disparado.

- Grado de fragmentación

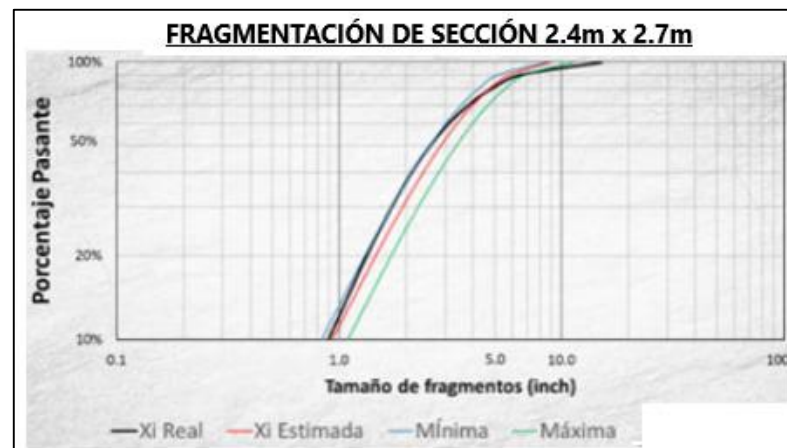


Figura 17. Curva granulométrica de 2.4 m x 2.7 m

Conforme a la teoría aritmética de Kuz – Ram, empleando los parámetros:

- Dimensiones de la masa explosiva
- Cantidad de explosivo
- Resistencia relativa frente al peso de Anfo.
- Consumo específico de explosivo

En la curva de tamaño de partícula, se puede ver que el 25 % pasa a través de la malla de 2", el 48 % pasa a través de la malla de 3.5" y el P80 pasa a través de la malla de 5". Los resultados de la fotografía son, en el mejor de los casos, eficientes. Una carga de residuos del 85 % es 5".

El diseño actualizado de las operaciones de perforación y voladura en la implementación de la malla de la galería ha contribuido a mejorar las carencias de las operaciones de perforación y voladura en el contexto actual con las siguientes optimizaciones.

Se llevó a cabo una nueva evaluación de la malla de perforación y voladura, obteniendo resultados positivos como rebases inferiores al 3% en el hastial y inferiores al 4% en la cresta, y un avance real de 2.07 m, tal como se demostró.

El número faltante de Emulnor se suministró continuamente, lo que aseguró una buena distribución y, por tanto, se pudo reducir la carga operativa del lanzamiento.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. Conclusiones

1. En la mina Marsa se ha implementado un nuevo y avanzado método de perforación y voladura; este método se ha diseñado basándose en la teoría de Roger Holmberg, donde se han determinado y normalizado los parámetros relevantes.
2. La mina Marsa, tanto geológica como geomecánicamente, se encuentra en el grupo III B, también conocido como Regular B, con un RMR del 40%.
3. Los parámetros de perforación se optimizaron, optimizando los siguientes.:
 - Se ha aumentado la cantidad de taladros de 26 a 20, lo que representa una un aumento de 30% en el uso de taladros.
 - La longitud del taladro ha crecido de 1.69 m a 2.25 m, lo que implica un avance del 33% en cada disparo.
 - La longitud del taco se ha reducido de 0.44 m a 0.30 m, lo que señala un incremento del 31% y, por ende, se ha potenciado su eficacia.
4. Los parámetros de velocidad se incrementaron, optimizando los siguientes.:
 - Factor de carga explosiva, que se reduce de 2.7 kg/m³ a 2.2 kg/m³, lo que mejora en un 22.73 %.
 - Factor lineal de carga del explosivo, que se incrementó de 16.2 kg/m a 13.3 kg/m; con esta nueva cifra, se disminuyó un 17.9 %, lo que sitúa nuestra malla como la más apropiada.
 - Factor de potencia explosiva, que pasa de 0.86 kg/t a 0.7 kg/t, lo que representa un aumento del 18.6%.
5. La fragmentación se uniformiza alcanzando un tamaño máximo de 19.41 cm. Esto facilitará su acceso por medio de la rejilla de la trituradora, previniendo de esta manera frustraciones.

5.2. Recomendaciones

- Siempre que cambien los factores geológicos, geomecánicos e hidrogeológicos del macizo rocoso, se recomienda realizar un nuevo diseño de rejilla de perforación y voladura porque refleja las diferentes dificultades de la operación minera.
- Si se hace un nuevo diseño de malla, también se deben calcular nuevos parámetros de voladura a medida que se conviertan en la nueva realidad.
- Dependiendo de la especialización del talento, es necesario educar y actualizar continuamente a todos los asociados, no sólo en el ámbito del entorno laboral, sino también en el ámbito de la extracción y el trabajo.
- Es muy importante mantener el paralelismo entre los agujeros y además evitar una perforación excesiva, ya que ambos son elementos que puede reducir la producción de metales.
- Se debe seguir el diseño de la red de perforación y asignar la cantidad adecuada de explosivos para minimizar los costos al realizar voladuras en la superficie de trabajo dependiendo del tipo de roca y el tamaño del proyecto.
- Los empleados que trabajan en el área de perforación y voladura necesitan capacitación para mejorar la eficiencia de la producción.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. NIKKHAH, Ayyub et al. An Evaluation on the Impact of Ore Fragmented by Blasting on Mining Performance. *Minerals*, 2022, 12(2), 258. Recuperado de <https://www.mdpi.com/2075-163X/12/2/258>.
2. FEIJOO, Ernesto y MEJÍA Salazar, Kristel. Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cuenca, Ecuador. Universidad del Azuay, 2019, 189 pp.
3. ESPINOZA, Nixon y HORMAECHEA, Rony. Optimización de procesos de perforación y voladura en los frentes de trabajo de la sociedad minera Santa Clara. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cuenca, Ecuador. Universidad del Azuay, 107 pp.
4. RICSE, Kevin. Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en Mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú, 2020, 95 pp.
5. ALARCÓN, Nicolás. (2019). Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - Unidad San Cristóbal Compañía Minera Volcan. . Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019.
6. LEÓN, Orlando. Optimización de la malla de perforación y voladura para mejorar los indicadores de desempeño en Subniveles de la Concesión San Cristóbal Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A. - Glencore - 2022. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Ancash: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, 2022.

ANEXOS

Anexo 1
Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES
¿De qué manera se podrá mejorar la malla de perforación para obtener buena la fragmentación de roca en MARSÁ - Minera Aurífera Retamas S.A.?	Diseñar una malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso en MARSÁ - Minera Aurífera Retamas S.A.	Un óptimo diseño de la malla de perforación y voladura mejorará la fragmentación del macizo rocoso en MARSÁ - Minera Aurífera Retamas S.A.	<u>VARIABLE DEPENDIENTE</u> Fragmentación del macizo rocoso	- Tamaño de detritus - Calidad de roca - Tipo de roca	- m - Adimensional - Adimensional
¿De qué manera se podrá mejorar la secuencia de salida en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso?	Determinar la secuencia de salida en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso.	Una óptima secuencia de salida en labores mineras mejorará la fragmentación del macizo rocoso.	<u>VARIABLE INDEPENDIENTE</u> Malla de perforación y voladura	- Sección - Profundidad de taladro - Profundidad de carga - Diámetro del taladro - Burden - Espaciamiento	- M2 - m - m - mm - m - m
¿De qué manera se podrá mejorar el factor de carga en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso?	Determinar el factor de carga en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso.	Un óptimo factor de carga en labores mineras mejorará la fragmentación del macizo rocoso.			
¿De qué manera se podrá mejorar el factor de avance en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso?	Determinar el factor de avance en labores mineras para mejorar la fragmentación del macizo rocoso.	Un óptimo factor de avance en labores mineras mejorará la fragmentación del macizo rocoso.			

Anexo 2

Fotografías

Sostenimiento y perforación estado actual de sección



Fragmentación de roca sección optimizada

