

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Diseño de mallas de perforación para mejorar avances en labores subterráneas en Mina Animón - Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Bach. José Enrique MAYTA CANO

Asesor:

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

Cerro de Pasco – Perú - 2024

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



T E S I S

Diseño de mallas de perforación para mejorar avances en labores subterráneas en Mina Animón - Compañía Minera Chungar S.A.C.

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Edwin Elias SANCHEZ ESPINOZA
PRESIDENTE

Mg. Raúl FERNANDEZ MALLQUI
MIEMBRO

Ing. Julio Cesar SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
Facultad de Ingeniería de Minas
Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N°081-JUIFIM-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Presentado por:

Bachiller: José Enrique MAYTA CANO

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería de Minas

Tipo de trabajo:

Tesis

**Diseño de mallas de perforación para mejorar avances en labores subterráneas en
MINA ANIMÓN - COMPAÑÍA MINERA CHUNGAR S.A.C.**

Asesor:

Mg. Silvestre Fabian, BENAVIDES CHAGUA

Índice de Similitud: 23%

Calificativo

APROBADO

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 06 de marzo 2024



Firmado digitalmente por AGUIRRE
ADAUTO Agustín Arturo FAU
20154605046.scdf
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 06.03.2024 15:47:29 -05:00

.....
Dr. Agustín Arturo AGUIRRE ADAUTO
JEFE DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION DE LA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

C.c.
Archivo

DEDICATORIA

El presente trabajo va dedicado a mis queridos padres Nicolás Mayta Capcha y Leonarda Cano Churampi por su esfuerzo, sacrificio y dedicación en todo momento para poder lograr mis objetivos

A mis hermanas, por su apoyo incondicional durante toda esta trayectoria. A mis amistades que conocí durante el transcurso de estudio y trabajo los cuales impartieron sus saberes para poder ser un profesional de éxito.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater Universidad Nacional Daniel A. Carrión, Facultad de Ingeniería de Minas, por brindarme la satisfacción de lograr mi carrera profesional y las sanas enseñanzas.

RESUMEN

La preocupación en la mejora continua de las operaciones de perforación y voladura han dado origen a la investigación titulada “Diseño de mallas de perforación para mejorar avances en labores subterráneas en Mina Animón - Compañía Minera Chungar S.A.C.” En la construcción de las labores subterráneas horizontales es importante su ejecución en el tiempo adecuado de acuerdo con la programación establecida. Por ello se planteó la interrogante de ¿Cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora del avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.? Por lo tanto el objetivo de la investigación fue determinar cómo el diseño de mallas de perforación influye en mejorar los avances por disparo en las labores subterráneas de la mina Animón. La investigación se realizó siguiendo los criterios del método científico, siendo un estudio en el que se aplica los conocimientos de los diseños de las mallas y su posterior implementación. Realizado el diseño de la malla de perforación y voladura, ésta fue utilizada para los disparos de pruebas realizadas durante seis días. De los resultados se tiene que la longitud de perforación fue del 100,8% respecto a la línea base; el avance por disparo ha aumentado en 11 centímetros y significa un incremento del 2,9%. El factor de avance propuesta fue de 18.95 kg/ml, este valor fue reducida a la cantidad de 18.41 kg/ml, es decir, que se ha reducido en 0.540 kilogramos en promedio de las pruebas realizada. El promedio de la sobrerotura es 4.83%. Tal valor comparado con el 10% planteado como propuesta es menor en 51,7%; esto implica que se mejora la estabilidad de las labores.

Palabras clave: Perforación, malla, avances, sobrerotura.

ABSTRACT

The concern for the continuous improvement of drilling and blasting operations has given rise to the research entitled "Design of drilling meshes to improve progress in underground work at Animón Mine - Compañía Minera Chungar S.A.C." In the construction of horizontal underground works, it is important to carry them out at the right time in accordance with the established schedule. For this reason, the question was raised: How does the design of drilling meshes influence the improvement of the progress in the underground works in the Animón mine of the Chungar Mining Company S.A.C.? Therefore, the objective of the research was to determine how the design of drill meshes influences to improve the progress per shot in the underground workings of the Animón mine. The research was carried out following the criteria of the scientific method, being a study in which the knowledge of the designs of the meshes and their subsequent implementation is applied. Once the design of the drill and blast mesh was carried out, it was used for the test firing carried out for six days. The results show that the drill length was 100.8% of the baseline; The advance per shot has increased by 11 centimeters and represents an increase of 2.9%. The proposed advancement factor was 18.95 kg/ml, this value was reduced to the amount of 18.41 kg/ml, that is, it has been reduced by 0.540 kilograms on average of the tests performed. The average overbreak is 4.83%. This value, compared to the 10% proposed as a proposal, is lower at 51.7%; This implies that the stability of the work is improved.

Keywords: Drilling, pattern, advances, overbreak.

INTRODUCCIÓN

La minería internacional y nacional se han preocupado de mejorar sus procesos de perforación y voladura. Para eso se hace uso de la ciencia y la tecnología que no tiene límites aún la presencia de catástrofes y otras situaciones negativas.

Como parte de la ingeniería, la ingeniería minera, que es parte de la mejora de la calidad de la vida del ser humano, se ha preocupado de mejorar los beneficios económicos no solamente de las empresas mineras sino del estado y de los trabajadores. Para ello, los profesionales han dado importancia a las operaciones unitarias tales como la perforación y seguidamente la voladura, por lo que los indicadores de tales actividades son mejorados continuamente.

En la investigación realizada, el objetivo principal ha sido mejorar los avances por cada disparo realizado en el frente de las labores subterráneas con la finalidad de cumplir los programas de exploraciones y desarrollo.

Para diseñar las mallas de perforación y voladura se ha realizado en primer lugar la evaluación geomecánica de la zona en estudio, en el nivel 4125 de la Veta Rosa María. Se ha determinado que la masa rocosa es de calidad mala IVB a regular IIIB. En base a ello se determinó la cantidad de taladros requeridos para una sección de 3,80m x 4,0m. Se calculó 38 taladros, pero con la implementación de la voladura controlada se llegó a 39 taladros.

En forma general se alcanzó y mejoró los indicadores propuestos en la línea base, pero ello se logró con una supervisión constante para el cumplimiento de los procedimientos previamente establecidos.

El informe final consta de cuatro capítulos. El Capítulo I está referida al Problema de Investigación. El Capítulo II es relacionado al marco Teórico de la investigación. El Capítulo III concierne a la Metodología y Técnicas de Investigación. Finalmente se tiene el Capítulo IV son la presentación de los Resultados y Discusión de los mismos.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

CAPITULO I

I. PROBLEMA DE INVESTIGACION

| | | |
|--------|--|---|
| 1.1. | Planteamiento del problema..... | 1 |
| 1.2. | Delimitación de la investigación..... | 2 |
| 1.2.1. | Delimitación espacial | 2 |
| 1.2.2. | Delimitación temporal | 2 |
| 1.3. | Formulación del problema | 3 |
| 1.3.1. | Problema general | 3 |
| 1.3.2. | Problema específicos..... | 3 |
| 1.4. | Formulación de objetivos..... | 3 |
| 1.4.1. | Objetivo general..... | 3 |
| 1.4.2. | Objetivos específicos | 3 |
| 1.5. | Justificación de la investigación..... | 4 |
| 1.6. | Limitaciones de la investigacion | 4 |

CAPITULO II

II MARCO TEÓRICO

| | | |
|--------|---|-----|
| 2.1. | Antecedentes de estudio..... | 5 |
| 2.1.1. | Antecedentes nacionales..... | 5 |
| 2.1.2. | Antecedentes internacionales..... | 6 |
| 2.2. | Bases teóricas científicas..... | 6 |
| 2.2.1. | Perforación y voladura en minería subterránea | 6 |
| 2.2.2. | Mallas de perforación | 11 |
| 2.2.3. | Cortes..... | 11 |
| 2.2.4. | Avances en labores subterráneas..... | 16 |
| 2.2.5. | Ubicación de la Mina Animón | 17 |
| 2.2.6. | Rasgos geológicos | 19 |
| 2.3. | Definición de términos conceptuales..... | 26 |
| 2.4. | Enfoque filosófico – epistémico | 288 |

CAPITULO III

III METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

| | | |
|--------|---|----|
| 3.1. | Tipo de investigación..... | 30 |
| 3.2. | Nivel de investigacion..... | 30 |
| 3.3. | Características de la investigacion | 30 |
| 3.4. | Método de investigación..... | 31 |
| 3.5. | Diseño de investigación | 31 |
| 3.6. | Procedimiento del muestreo..... | 31 |
| 3.6.1. | Población..... | 31 |

| | | |
|--------|---|----|
| 3.6.2. | Muestra | 31 |
| 3.7. | Técnicas e instrumentos de recolección de datos | 32 |
| 3.7.1. | Técnicas | 32 |
| 3.7.2. | Instrumentos..... | 32 |
| 3.8. | Técnicas de procesamiento y análisis de datos..... | 32 |
| 3.9. | Orientación ética | 33 |

CAPITULO IV

IV PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

| | | |
|--------|---|----|
| 4.1. | Presentación, análisis e interpretación de resultados..... | 34 |
| 4.1.1. | Resumen de clasificación geomecánica de veta Rosa María | 45 |
| 4.1.2. | Diseño de la malla de perforación y voladura | 47 |
| 4.1.3. | Implementación de la malla de perforación y voladura | 50 |
| 4.2. | Discusión de resultados | 53 |
| 4.2.1. | Resultados | 53 |
| 4.2.2. | Prueba de Hipótesis | 56 |

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1: Tipos de corte en frentes. | 13 |
| Figura 2: Rasgos Geomorfológicos de Animón, flanco Oeste. | 18 |
| Figura 3: Conglomerados y areniscas forman crestones y cobertura de roca suave. . | 19 |
| Figura 4: Caja techo veta María Rosa..... | 38 |
| Figura 5: Caja piso veta María Rosa..... | 41 |
| Figura 6: Estructura Mineralizada Carbonatada. | 42 |
| Figura 7: Estructura Mineralizada (Veta María Rosa)..... | 45 |
| Figura 8: Diseño de malla de perforación y voladura. | 49 |
| Figura 9: Arranque con tres taladros de carga y tres de alivio..... | 49 |
| Figura 10: Perforación del arranque en el frente. | 50 |
| Figura 11: Esquema de carguío de los explosivos y accesorios en los taladros..... | 51 |
| Figura 12: Carguío de los taladros en el frente de la labor. | 52 |
| Figura 13: Resultado después del disparo | 53 |
| Figura 14: Longitud de perforación los días de prueba..... | 54 |
| Figura 15: Avance por disparo en los días de prueba. | 55 |
| Figura16: Eficiencia del avance en los días de prueba..... | 55 |
| Figura 17: Sobrerotura en los días de prueba..... | 56 |
| Figura 18: Resumen de los indicadores. | 57 |
| Figura 19: Resultados de la longitud de perforación y avance por disparo..... | 58 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 1: Clasificación con índice Q de Barton..... | 45 |
| Tabla 2: Clasificación con índice RMR de Bieniawski. | 46 |
| Tabla 3: Clasificación RMR..... | 46 |
| Tabla 4: Clasificación con índice GSI de Hoek..... | 46 |
| Tabla 5: Clasificación RMR para la veta Rosa María. | 47 |
| Tabla 6: Distribución de carga explosiva por taladro. | 50 |
| Tabla 7: Cantidad de accesorios y explosivo usados en un disparo..... | 52 |
| Tabla 8: Resumen de pruebas realizadas con taladros de 14 pies. | 54 |
| Tabla 9: Resumen de pruebas realizadas con taladros de 14 pies. | 549 |
| Tabla 10: Resumen de la sobrerotura..... | 60 |

CAPITULO I

I. PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del problema

Las excavaciones en minería subterránea se realizan mediante las operaciones unitarias de perforación y voladura. En ese contexto, es necesario considerar que, para el inicio de la perforación de taladros en los frentes de las labores subterráneas, en los que es importante los avances que se obtienen por cada disparo, se requiere tener de manera indubitable primeramente el diseño de la malla de perforación.

También es importante tener en consideración que la voladura de labores subterráneas como las galerías por ejemplo es una necesidad en todas las operaciones mineras subterráneas. Las labores subterráneas horizontales son trascendentales porque se ejecutan por la necesidad de tener labores de transporte, como labores de acceso a la zona mineralizada y otros. Tales labores pueden ser ejecutados en rocas homogéneas o heterogéneas, con diferentes resistencias a la compresión, de diferentes características geomecánicas, etc.

Lo que hace que las labores tipo galerías sean únicos es el hecho de que solo se tiene una sola cara libre en donde se desarrollará la detonación de los explosivos. Tal característica genera gran cantidad de dificultades de naturaleza

particular que no están presentes en otros tipos de voladura, porque solo hay la presencia de un solo camino o cara libre para el escape del material fragmentado y por la angostura de la abertura es necesario el uso de un factor de carga mayor que en las voladuras de bancos. Desde la mecánica de la voladura se observa que se proporciona menos área de superficie para la reflexión de las ondas de tensión. La mayoría de las mallas de perforación y la técnicas de la voladura están fundamentadas en que se tiene que realizar un corte de material en la cara libre del frente, dicha abertura servirá la generación de otras caras libres cuando se realiza una voladura secuencial hasta la rotura completa de la cara libre original.

Todas las características y condiciones detalladas anteriormente sin no son evaluadas y consideradas en el diseño de las mallas de perforación y voladura perturbarán principalmente los avances por disparo propuestos, por ejemplo, se ha determinado que en los frentes actualmente con barras de 14 pies solamente se tienen avances de 3,20 metros aproximadamente representando una eficiencia de 85%, lo cual es muy bajo.

Con tales consideraciones, se propone la realización de una investigación para realizar el diseño adecuado de las mallas de perforación con la finalidad de alcanzar eficiencias significativas en los avances por disparo en las labores mineras subterráneas de la Mina Animón..

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Delimitación espacial

La ubicación de la ejecución de esta propuesta de investigación es en la mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.2.2. Delimitación temporal

El proyecto de investigación tendrá una prolongación de setiembre a diciembre de 2023.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿Cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora del avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.3.2. Problema específicos

Problema específico a

¿De qué manera el diseño de mallas de perforación influye en la mejora del factor de avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?

Problema específico b

¿Cómo el diseño de mallas de perforación influye en la reducción de la sobrerotura de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Determinar cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora del avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.4.2. Objetivos específicos

Objetivo específico a

Determinar de qué manera el diseño de mallas de perforación influye en la mejora del factor de avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C

Objetivo específico b.

Analizar cómo el diseño de mallas de perforación influye en la reducción de la sobrerotura de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

1.5. Justificación de la investigación

La presente investigación se realizará porque es importantísimo diseñar mallas para perforación adecuadas a las excavaciones en las operaciones subterráneas tipo galerías porque lo más trascendente de cada disparo o tanda de voladura es tener la mayor longitud de avance. Por lo tanto, esas mallas tienen que ser las adecuadas, de acuerdo con la calidad del terreno, las dimensiones de las labores, así como si son permanentes o no. Además, deben ser seguras después de la voladura para reducir el sostenimiento y mantener la seguridad en beneficio de los trabajadores, así como mejorar los beneficios económicos para la empresa minera.

1.6. Limitaciones de la investigación

La investigación es la propuesta de una evaluación preliminar realizada en las diferentes labores de la unidad minera, de modo que respecto a las limitaciones que podría tener el estudio se puede señalar que:

- No existirá limitaciones relacionadas al acceso de información respecto a los indicadores de perforación y voladura.
- No tendrá limitación económica en su financiamiento, así como no se detendrá las operaciones unitarias de perforación y voladura porque es indispensable el cumplimiento de programas establecidos con anterioridad.

CAPITULO II

II MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

Se tiene los siguientes antecedentes:

2.1.1. Antecedentes nacionales

La tesis (ROMANI, 2018), en la investigación “Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.”, reporta que el avance promedio fue de 3.02 m por disparo, alcanzando el 95% de 3.20m de la longitud de perforación. La sobre rotura alcanzada es del 4.86% que está por debajo del 5% planteado como referencia. De igual manera también el factor de avance fue solo de 31.3 kg/ml, en vez de 32kg/ml. (p. 84).

La tesis (SAUCEDO, ZEGARRA, 2022), en el estudio “Diseño y aplicación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de la libertad – 2021”, señalan que: Realizado el estudio se optimizó los costos de perforación y voladura en 30.93 US\$/disparo, siendo el beneficio 11,248.36 US\$, en el mes de implementación. Se eliminó 5 taladros de las 45 iniciales, por lo que el costo de mano de obra se disminuyó en 1,87 US\$/disparo y el costo total de perforación y voladura por disparo fue reducido en 17%. (p. 130-131).

La tesis (POMASONCCO, 2021), en su investigación “Aplicación de la voladura de pre-corte en las labores de desarrollo de la mina MARSÁ para la reducir la sobrerotura en el macizo rocoso”, confirma que: Al aplicar las voladuras controladas de pre-corte disminuyó el daño en los contornos, y de esta manera se redujo el porcentaje de roturas excesivas y se pudo lograr una estabilidad física mejorada. El porcentaje con la malla propuesta es 8% disminuyendo al 50%), si se compara con la primera malla de la unidad minera (16%), en este último caso resalta que tiende los propuesto. También con el nuevo diseño con barras de 8’ el avance logrado fue 2.10 metros por disparo en vez de 1.41 metros por disparo obtenido con barras de 6’. Mientras que el factor lineal se redujo en 15% y la productividad se aumentó de 0,5m/h-g a 0,7m/h-g. (p. 96-97).

2.1.2. Antecedentes internacionales

La tesis (GADIKOR, 2018) en la Tesis para Maestro en Ingeniería de Minas “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en una mina de cobre a cielo abierto”, tiene como conclusiones que: Se observó una tendencia a la subestimación en la predicción de los tamaños medios de los fragmentos para al menos cinco de las ocho voladuras realizadas. La tendencia es subestimar los finos < 0.75 pulgadas y una sobreestimación de los de gran tamaño ≥ 25 pulgadas, utilizando los modelos Kuz-Ram y Kuz-Ram modificado. En los modelos de regresión, los valores de coeficiente de correlación, R y coeficiente de determinación, R² de todos los modelos están por encima del 95%, es decir son modelos que representan adecuadamente los tamaños de los fragmentos después de la perforación y la voladura. (p. 60).

2.2. Bases teóricas científicas

2.2.1. Perforación y voladura en minería subterránea

Estas dos operaciones principales en las labores mineras en los niveles subterráneos se desarrollan posteriormente se confirme económicamente el valor

operativo de la mina en sus depósitos que se encuentren en los cuerpos de rocas a explotar además de una evaluación del perfil geotécnico de la roca madre.

En cuanto técnica minera se trata de un procedimiento que cumple el siguiente secuenciamiento específico:

- (1) establecer una malla de perforación
- (2) perforar los taladros en el frente
- (3) cargarlos con explosivos
- (4) detonarlo para lograr diferentes fragmentos de roca.

La perforación de taladros de voladura es una de las operaciones más importantes desde el costo y su influencia en el rendimiento de la trituradora, el molino y el concentrador después de la voladura.

Revisar una perforación con un alto nivel de precisión garantiza que la voladura en operaciones controladas resulte eficiente. En las operaciones a nivel subterráneo se disponen de una variedad de técnicas para realizar las voladuras.

En términos generales las perforaciones presentan un costo operativo similar para los distintos tipos de voladuras controladas, existen diferencias entre las áreas de fracturas de rocas que se produce debido a que para técnicas con voladura suave o smooth blasting presentan una mayor cantidad de material fracturado a diferencia de las otras técnicas.

Un aspecto relevante por el lado de los taladros perforados es el nivel de desviación que presentan debido a que dicha desviación puede terminar afectando la producción en términos de costos en labores mineras específicas.

La desviación de los taladros perforados con fines de voladura puede afectar los costos de producción en ciertas operaciones mineras. Por lo tanto, es clave dar prioridad a invertir en la precisión de perforación de taladros largos.

Inicialmente las voladuras presentan una forma que se denomina primaria. Cuando en un segundo momento posterior a la voladura primaria el material

rocoso se reduce de fragmentos de grandes este proceso se denomina voladura secundaria.

Para el caso de este tipo específico de operaciones mineras se cuenta con medidas confiables que los efectos con la finalidad de asegurar una mejoría ni un nivel de precisión para las perforaciones, este sistema está basado en asegurar una reducción al momento de la realización del segundo tipo de voladura que es la secundaria.

Además, en labores de perforaciones subterráneas tiene aplicaciones distintas, aunque existen dos aplicaciones esenciales para este sistema.

Por un lado, se encuentran los trabajos exploratorios orientados a recoger información en detalle acerca de las diversas formaciones pétreas que se encuentran por debajo de la superficie.

Por otro lado, este tipo de técnicas están destinadas a labores productivas que puedan desarrollar métodos para extraer el material mineral de una forma más accesible y fácil.

En cuanto al método que más se emplea, se trata de la voladura en paredes lisas. Este método está indicado para labores mineras en espacios subterráneos y tiene su origen en la industria minera sueca. Este procedimiento consiste en tomar las líneas de las paredes lisas que componen el contorno final de las excavaciones en el nivel subterráneo, en el sector específico donde los orificios deben cargarse con una cantidad exacta que no genere una sobre fractura del material. Además, el material explosivo debe desacoplarse de los pozos. Una de las principales características de este procedimiento se ubica en la iniciación de los taladros que tiene lugar justo después de las voladuras primarias. En ese caso este tipo de voladura garantiza que el daño tenga un alcance que sobrepasa la línea de la pared lisa antes de que se inicien.

De modo que el material más afectado es retirado de la línea de excavaciones final y produce un perfilado de acabado liso en el perímetro. Así

mismo, esta técnica requiere de un mayor número de taladros para perforaciones perimetrales a diferencia de los otros métodos de excavación en niveles subterráneos usuales.

En cuanto al rango del costo operacional de este método es económicamente mayor para las operaciones. Además, es necesario señalar que las voladuras de pared lisa presentan inconvenientes en cuanto al rendimiento cuando se trata de cuerpos de roca de consistencia débil. En este caso si la pared de roca presenta un grado de debilidad que incluso no puede autosostenerse este método no garantizará que se pueda prescindir de métodos de soporte adicionales.

También se debe tener en consideración que un criterio determinante en este tipo de métodos es la precisión de las perforaciones. Esto se debe a las características propias de las operaciones de perforación y de voladuras en los emplazamientos subterráneos. En ese sentido, logran un alto nivel de precisión garantiza que las voladuras en paredes lisas tengan un rendimiento óptimo. En el caso que los taladros lisos de la pared no se disparen en una sola secuencia, el relieve se limitará al arco y en menor medida al hastial de los escombros. En ese caso el resultado de este método tendrá valores reducidos cuando se encuentre debajo de los hastiales.

En cuanto a la malla de perforación y específicamente a su diseño para la posterior perforación de los taladros y la voladura es un factor determinante al momento de gestionar y planificar las labores mineras por su con gran impacto en la seguridad y la eficiencia. Las minas subterráneas generalmente tienen horarios primarios designados diariamente.

La voladura primaria se lleva a cabo tanto en el desarrollo como en los tajeos. La seguridad laboral en la minería subterránea está relacionada con las operaciones de voladura, las condiciones de las rocas y los métodos de minería.

El potencial de problemas en el techo, desprendimiento de rocas, roturas de rocas, caídas de rocas y daños en las cejas es abundante. Es un problema común que la voladura de rocas en minas subterráneas contamina el agua subterránea local. El problema se deriva de dos razones. En primer lugar, en la voladura de múltiples taladros, los explosivos en uno o más taladros no se detonan. El explosivo sin detonar irá en parte al sistema local de agua subterránea y en parte será transportado a plantas de procesamiento de minerales junto con los minerales.

Cuando se carga un taladro hacia arriba, por ejemplo, en un anillo de subnivel, el explosivo se carga en los taladros y luego de la voladura cae al suelo y después se realiza el carguío de los fragmentos de roca. Esto sucede con frecuencia en la carga de producción, especialmente cuando la emulsión se bombea a un taladro húmedo. Guiados por la necesidad de aumentar la recuperación de mineral a través de la reducción de la pérdida de recursos en las operaciones mineras, la seguridad en la minería subterránea no es negociable y no debe ocurrir a expensas de los trabajadores mineros. Para aumentar las ganancias en el proceso minero, la seguridad y la salud de los trabajadores deben complementar las ganancias económicas de las operaciones mineras subterráneas.

En las actividades mineras a nivel subterráneas las labores de perforación y voladura resultan determinantes para poder alcanzar los niveles de producción que puedan retribuir los beneficios económicos planificados. Con ese objetivo se debe fijar una planificación adecuada que considere las características propias de las formaciones rocosas que se seleccionen en las evaluaciones técnicas geológicas.

Finalmente, en términos de rendimiento económico un factor igual de determinante para alcanzar los beneficios fijados es asegurar los estándares de seguridad que puedan mantener las operaciones bajo control, así como la salud

de los empleados. En aspectos específicos como el control de industrial de los gases y el polvo que se producen en este tipo de actividades se deben implementar las medidas de seguridad más adecuadas que garanticen la integridad de las personas, así como de la infraestructura operativa en general.

2.2.2. Mallas de perforación

La malla de perforación asegura la distribución del material detonante en la roca y el resultado de voladura deseado. Se debe considerar distintos factores a la hora de diseñar la malla de perforación

- a) la capacidad de perforación de rocas
- b) la capacidad de voladura
- c) el tipo de explosivos
- d) las restricciones de vibración de la voladura
- e) los requisitos de precisión de la pared volada, entre otros.

El sistema de mallado debe poder ofrecer una capacidad de adaptación al diseño de la voladura que se planificó cuidando de no generar un nivel de sobrecarga que pueda alterar la voladura primaria. Además, en caso el diseño de la malla sea el adecuado la voladura secundaria no debería usarse con el objetivo de reducir la sobrecarga.

2.2.3. Cortes

Las mallas de perforación también llevan diferentes tipos de cortes y los principales son:

- (1) Corte piramidal o corte de cono
- (2) Corte en cuña
- (3) Corte de dragado
- (4) Corte de ventilador
- (5) Corte quemado
- (6) Corte de Coromant
- (7) Perforación en anillo.

En general, cada taladro en una ronda cubre un área de 0.3 a 0.5 m; los taladros del corte están ubicados a unos 0,45 m de distancia vertical, y las ayudas de 0,5 a 0,6 m de distancia; los taladros de recorte se perforan a intervalos de aproximadamente 0,6 m alrededor del perímetro de la galería o túnel.

(1) Corte piramidal:

El corte piramidal consiste en perforar agujeros (en el centro del eje de la galería) en las esquinas de un cuadrado, de 0,7 a 1 m de lado, casi para encontrarse en un punto en la parte posterior de la ronda. En un diseño modificado conocido como corte de cono, los taladros se perforan formando esquinas de un polígono con taladros centrales, todos casi encontrándose en un punto en la parte posterior del corte. La profundidad del corte piramidal generalmente se limita al 50% al 60% del ancho de la galería.

(2) Corte en cuña:

El corte en cuña se perfora de 2 a 4 pares de agujeros para formar una cuña, cada par comienza desde dos lados del centro de la galería e inclinado en un ángulo inferior a 45° hacia el centro casi encontrándose en la parte posterior del corte a lo largo de una línea.

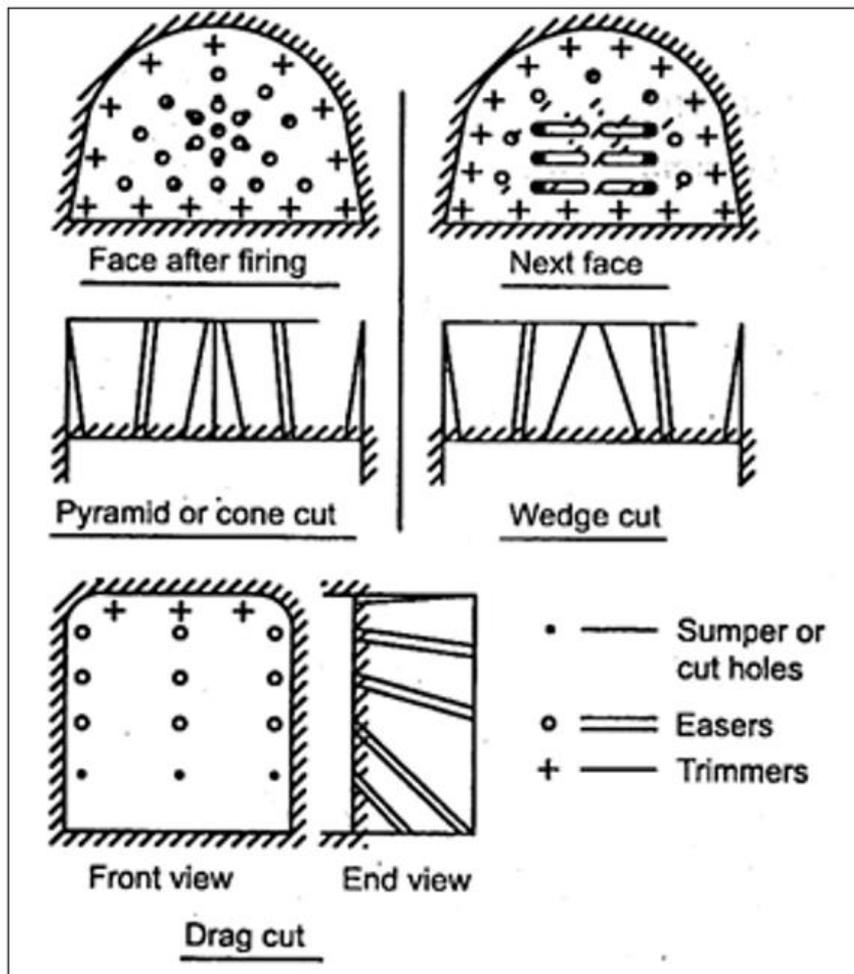
Los cortes piramidales y de cuña, las formas más utilizadas, son adecuados para rocas uniformes, gruesas y duras. Consumen la menor cantidad total de explosivos, pero la profundidad de avance está restringida por el ancho de la galería.

(3) Drag Cut:

El corte de arrastre, utilizado para pequeñas galerías, de 1,8 a 2,4 m de ancho, consiste en perforar agujeros en ángulo con la escisión para que los estratos se rompan a lo largo de los planos de corte. Esta malla al depender de la dirección de los planos de corte requiere cambios frecuentes, que son perjudiciales para el trabajo sistemático y, por lo tanto, la malla no se ve favorecida para grandes excavaciones.

Figura 1

Tipos de corte en frentes.



(4) Corte en abanico:

El corte en abanico, favorecido para estratos laminados, en su mayoría blandos, cubre la cara con un-a malla en forma de abanico. Como cada disparo tiene que actuar por sí mismo, la carga en cada taladro es alta. Este corte no se recomienda para terrenos duros.

Con los cortes, normalmente es difícil perforar más profundo que la mitad del ancho de la galería debido al ángulo del taladro, pero con el corte quemado, se puede obtener un avance igual al ancho de la galería.

(5) Corte quemado:

En el corte quemado, se perforan taladros paralelos en ángulo recto con la cara en un grupo que puede tomar varias formas. Algunos de los taladros (que a veces son de diámetro más grande que el resto) se dejan sin carga para aliviar la gran concentración de explosivos en los taladros cargados. Este corte es efectivo en terrenos duros, quebradizos y homogéneos que se rompen uniformemente; pero no se puede usar en suelos de carácter elástico plástico.

Las ventajas que se dicen del corte quemado:

- i. El tiempo de perforación se reduce considerablemente y la supervisión en la perforación es más fácil ya que taladros son rectos.
- ii. La profundidad de avance depende del tamaño de la galería, y
- iii. Una cantidad de material fragmentado no se proyecta lejos con una forma del racimo.

Todos los taladros, tanto cargados como no cargados, pueden ser perforados por el mismo barreno y los que se dejan sin carga pueden ser escariados por una broca escariadora. En algunas minas, los taladros para el corte quemado están realizadas en las unidades de 32 mm de diámetro y los taladros centrales que no están cargados se escarian a 58 mm. de diámetro.

(6) El corte de Coromant:

El corte Coromant es un nuevo tipo de corte de taladro paralelo que se ha elaborado con el objetivo de lograr un mayor avance por tanda de voladura en túneles o galerías de área pequeña. En principio, el corte de Coromant consiste en una ranura, que se deja descargada, junto con 6 orificios de corte exterior, cuyas ubicaciones se calculan cuidadosamente.

Toda la perforación se realiza con el mismo taladro. La ranura se produce por la perforación contigua de dos agujeros. La perforación se lleva a cabo utilizando una barra de perforación de 20 mm con cono y una broca especial de 57 mm de diámetro.

El taladro se perfora primero, dirigiéndose ligeramente hacia arriba para ayudar en la eliminación de desviaciones. La perforación continua requiere orientación en la perforación del segundo agujero. Para ello se utiliza un tubo guía, que se inserta en el primer taladro y se asegura mediante un expansor.

El corte quemado y el corte Coromant se conocen como cortes de taladro paralelo. En la perforación de cortes de taladros paralelos, la precisión es siempre un factor importante. Por lo tanto, se ha diseñado una plantilla o plantilla de perforación especial que proporciona la precisión deseada y las instalaciones de perforación para los taladros de corte exteriores.

Esta plantilla también perfora considerablemente más rápido. La plantilla normalmente utilizada es la plantilla de 6 agujeros que encaja con el patrón de perforación estándar del Corte Coromant. Los dos tubos centrales de la plantilla se deslizan en la ranura terminada, y la plantilla se asegura en su lugar por medio de un expansor en uno de los tubos. La perforación de agujeros periféricos en el corte se lleva a cabo utilizando aceros integrales ordinarios.

Puede ser posible tener un solo taladro central dependiendo de la naturaleza de la roca. La carga varía con el diámetro del taladro vacío y en el caso de una malla común, la carga recomendada es de 0,3-0,4 kg/m de longitud del taladro. Los taladros se disparan en una secuencia de acuerdo con el número de retardo diseñado en la malla de perforación.

Los taladros del corte y el resto de los taladros en la galería normalmente se detonan en la misma ronda con la ayuda de detonadores de retardo de medio segundo. Se ha descubierto que la malla de corte Coromant estándar que cubre seis taladros en el corte es adecuado para la gran mayoría de las rocas. La disposición de los taladros y el orden de disparo se han elegido de tal manera que la roca desalojada tenga suficiente espacio para expandirse.

(7) Perforación en anillo:

Para algunos tipos de operaciones de tajeos en las minas metalíferas se practica la perforación con taladros largos.

Hay 2 tipos de perforación en anillo:

- a) Perforación vertical con anillos, donde los anillos se perforan en planos verticales, radialmente como un abanico para romperse en una cara vertical; aplicable en tajeos de subnivel.
- b) Perforación de anillo horizontal en la que los taladros se extienden radialmente en planos horizontales para romperse en una cara horizontal.

El principio es el mismo que para la perforación vertical y la voladura. El intervalo de retardo corto de 25 milisegundos generalmente se emplea entre los agujeros en cada fila o anillo, comenzando desde la sección de rotura más fácil en el medio y progresando hacia las paredes.

El control de los taladros largos se realiza en cuerpos anchos o con paredes fuertes para que la dilución sea mínima. En cuerpos minerales estrechos, por otro lado, la voladura de taladros largos generalmente no es económica debido al alto costo de la perforación. El método tampoco es del todo aplicable en cuerpos de mineral irregulares porque los taladros largos tenderían a dejar mineral sin explotar en algunos lugares o a romperse en rocas de desmonte.

2.2.4. Avances en labores subterráneas

Labor subterránea se denomina así a las galerías, cruceros, piques, chimeneas, estocadas, frentes de avance, cruceros, etc., las cuales son desarrolladas bajo tierra o subterráneamente para explotar un yacimiento.

Cuando se habla de avances generalmente se refiere a la longitud alcanzado por cada disparo realizado en el frente de las labores subterráneas horizontales o casi horizontales. Entre este tipo de labores se tiene a las galerías, los cruceros, las estocadas, los subniveles, etc.

El avance por disparo (m/disparo) es importante en la ejecución de las labores porque de ello dependerá el cumplimiento de los programas de exploración y desarrollo planificados, generalmente, con anterioridad.

2.2.5. Ubicación de la Mina Animón

Ubicación

Las actividades de esta unidad se encuentran localizadas a una altura operativa sobre el nivel del mar de 4600 metros. Así mismo el emplazamiento ocupa un sector en la ladera oeste de Los Andes Céntrales. En términos territoriales se la puede ubicar como parte de la localidad de Huayllay que pertenece provincialmente a la jurisdicción de Cerro de Pasco cuya distancia se encuentra a 50 km aproximadamente y a nivel departamental a Pasco.

Cartográficamente puede ser ubicada entre los cuadrantes U.T.M.: N-8'780,728 y E-344654 dentro del cuadrante 23-K-Ondores.

Accesibilidad

En la actualidad existen tres formas de acceder a la unidad minera de estas operaciones, continuación serán señaladas:

- Partiendo desde la ciudad de Lima se debe tomar la ruta en dirección a la ciudad de la Oroya, desde ahí se debe seguir por la ruta con dirección a la ciudad de Cerro de Pasco, hasta el desvío a la localidad de Huayllay con dirección a la unidad Chungar, esta ruta totaliza unos 304 Km aproximadamente.
- También partiendo de desde la ciudad de Lima se debe tomar la ruta en dirección a la ciudad de la Huaral, desde ahí se debe seguir por la ruta con dirección directamente a la localidad de Chungar, esta ruta totaliza unos 225 km aproximadamente.
- Por último, la tercera ruta de acceso es también partiendo de desde la ciudad de Lima se debe tomar la ruta en dirección a la ciudad de la Canta, desde ahí

se debe seguir por la ruta con dirección directamente a la localidad de Chungar, esta ruta totaliza unos 219 km aproximadamente.

Geomorfología

Se pueden establecer como elementos representativos que sirvan para la medición de la superficie que actualmente ocupa las operaciones de la unidad Chungar, entre estos elementos podemos distinguir cuerpos de roca, cuerpos de agua, cerros, acumulaciones glaciares, en términos prácticos a esta composición superficial se la denomina fisiografía o más simplemente: Paisaje. A continuación, se presenta el paisaje general de la unidad minera por medio de una imagen.

Figura 2

Rasgos Geomorfológicos de Animón, flanco Oeste.



Partiendo la imagen anterior se puede distinguir la correlación directa entre el perfil estructural de los cuerpos rocosos y el perfil de meteorización de los cuerpos ubicados a nivel subterráneo.

En cuanto a los componentes climáticos se puede señalar que se trata de un elemento determinante para la actual caracterización del perfil geomorfológico de la zona, lo cual en combinación con su perfil estructural condiciona la peculiar morfología del sitio.

Por su parte, a nivel de topografía se distingue una composición de rasgos variedad los cuales se encuentran vinculados con el proceso de meteorización y las erosiones del material rocoso que aflora a la superficie. Entre la tipología de este material se puede ubicar rasgos topográficos muy bien definidos como la pendiente suave en el caso de la marga, en cambio aparecen crestones para el caso de las areniscas y los conglomerados, lo que muestra también la presencia de material con menor presencia y valor cuya erosión se produjo con parte del proceso de glaciación. Ver figura posterior.

Figura 3

Conglomerados y areniscas forman crestones y cobertura de roca suave.



A partir de un amplio diagnóstico en términos geotécnicos, y además de una evaluación del proceso general de meteorización y de las consecuentes erosiones del suelo que son fenómenos propios de climas como el que presenta el emplazamiento de la unidad minera, y considerando la tipología del material rocoso podemos observar que la composición paisajística nos indica procesos llamativos de inestabilización de rocas.

2.2.6. Rasgos geológicos

Geología Regional

Como parte de los conjuntos lito-estratigráficos presentes en la zona su constitución indica presencia de material sedimentario que es comúnmente denominado “Capas Rojas”, además presenta hipa bísales en forma de intrusión de plutones. Así mismo, se dice que estas formaciones son compuestas de Grupo Casapalca, el cual se extiende por toda por toda la franja occidental de la cordillera andina, a partir de la divisoria continental en dirección Este. Su constitución es principalmente por material arenisco, magro y arcilloso con una predominante coloración gris, rojiza y verde. En cuanto a sus estratos, estos presentan un espesor delgado y en algunos casos hay presencia de conglomerado y horizonte lenticular conformado por arenisca gris y caliza. Las mediciones indican un grosor de 2385 metros como promedio. Su edad de datación las ubica en cretáceo superior inferior.

La geomorfológica del emplazamiento esta completada con la presencia de evidencia de una reacción de origen pleistocénica glacial, por las evidencias se asume que ese fenómeno tuvo una repercusión determinante para la geomorfología regional debido a que a partir de ahí hubo generación de grandes cuerpos de agua y otras subsidencias.

Geología Local

En términos litológicos la zona de operación de Chungar se conforma por material sedimentario que es indicativo de un proceso intenso de denudación además de periodos de emersión.

En ese contexto las denominadas capas rojas indican dos periodos de sedimentación. La potencia más alta pertenece al periodo más antiguo con hasta 1500 metros de grosor, a comparación del perdido más joven que presenta una potencia de hasta 900 metros de grosor. Ambos periodos presentan características similares en sus sectores inferiores como una presencia abundante de conglomerados y areniscas, además de horizontes de conglomerados y volcano-clásticos en sus sectores superiores.

Por el grado y la orientación que muestran los clastos se puede interpretar que los materiales tienen un origen en el sector este, zona que actualmente se encuentra ocupada por los Andes Orientales.

Geología Estructural

En términos estructurales este yacimiento está conformado geológicamente por distintas estructuras, las que presentan una variación en términos de dimensiones que pueden ser absolutamente disímiles como por ejemplo se encuentra el anticlinal de Huarón, y al mismo tiempo podemos identificar un pequeño fragmento de material como un plano estratificado. En general las composiciones estructurales de mayor importancia se encuentran conformadas por conjuntos de estructuras más pequeñas cuyo origen fue el proceso de sedimentación, intrusiones magmáticas, derivas continentales, así como por el ascenso y descenso del nivel de la superficie terrestre hasta su actual emplazamiento.

La composición principal de este yacimiento es roca sedimentaria distribuida en diferentes estratos y tipos como puede ser arenisca, marga roja y gris, intrusivo de cuarzo monzonita en la periferia y conglomerados.

El material alimentario está presente en secuencias alteradas y en graduaciones que se pueden distinguir con claridad en la superficie. Este es el elemento que presenta un movimiento en ascenso desde el techo de océano durante millones de años por lo cual el macizo ha podido ser elevado, y como consecuencia se formó la cordillera con su perfil topográfico actual. Este fenómeno explica las formaciones actuales en la topografía de la zona donde se reconocen pliegues que sobresale y anticlinales que es justamente donde se encuentra en emplazada el cuerpo mineralizado de Chungar.

A continuación, se desarrollará en detalle los distintos niveles geo estructurales, su emplaza superficial y el grado de riesgo que presenta cada estructura:

a) Pliegues

En términos estructurales los pliegues que dieron origen al anticlinal de Huarón, son secciones del macizo que cedió a la compresión ejercida al interior de la corteza terrestre que se generó por los movimientos laterales de los cuerpos continentales. Este fenómeno se caracteriza por presentar un plegamiento de forma corrugada de los estratos de la zona, como productos de la acción de altos niveles de esfuerzo sobre el cuerpo de macizo.

Este tipo de esfuerzos provocan que la roca ceda a la alta intensidad que le demanda una mayor capacidad de elasticidad que puede resistir, lo cual provoca su ruptura.

b) Intrusiones de Roca

Los sectores de fractura en una etapa posterior propiciaron la circulación de los fluidos al funcionar como canales naturales por los cuales se precipitó fluido de origen ígneo con una composición monzonítica cuarcífera. Por su parte longitudinalmente los diques axiales evidencian afloramientos duplicados por acción del fallamiento de origen post intrusivo y premineral. Técnicamente estas fallas se originan con el ascenso de la sección central del anticlinal que presenta un hundimiento duplicado. Este dique puede alcanzar un ancho en su parte superficial y central de 350 metros, sin embargo, cuando se examina su profundidad se verifica que adelgaza con un buzamiento de entre 85 y 88 grados en dirección oeste. En cambio, el dique transversal ejerce un desplazamiento de poca magnitud sobre los horizontes litológicos, lo cual no ha provocado el fenómeno de metamorfismo por contacto significativo con el cuerpo rocoso encajonante. Por otra parte, los flujos de origen hidrotermal post intrusivos produjeron seritización, caolinización y una alta piritización en los diques, por este efecto se dificulta la visualización de las texturas y la composición modal del intrusivo.

c) Fallas Geológicas

En el rumbo E-W los fallamientos que se pueden observar principalmente en sus gran mayoría se encuentran rellenos por soluciones de mineralización que se identifican como vetas que son explotadas en la actualidad. Presentan distintas dimensiones en cuanto a su extensión longitudinal o a su ancho. El fenómeno de mineralización produjo que estas zonas se refuercen de factores debilitantes incluso hasta alcanzar un nivel de competencia más alto que la roca encajonante.

Por su parte, el fallamiento de la roca se produjo por la acción de dos familias premineral. Por un lado, el sistema transversal de orientación E-W y el sistema longitudinal de orientación N-S.

El primer sistema está caracterizado por la presencia de dos subsistemas de discontinuidades que convergen en un nivel profundo. El subsistema inicial presenta un buzamiento de entre 70°-80° en dirección norte y está localizado en el sector medio y sur del distrito, forman parte de una cantidad significativa de fallas geológicamente importantes, entre las que destacan las formaciones inversas mineralizadas: Andalucía, Principal, Cometa, Elena entre otras. El subsistema siguiente que presenta un buzamiento entre 80°y 90° con orientación sur y se encuentra localizado en el sector norte que conforma los fallamientos geológicos entre los que se identifican las discontinuidades inversas; a diferencia del sector suroeste (Quimacocha) se ubican una cantidad más grande de discontinuidades inversas mineralizadas con buzamientos entre 55°-65° de orientación Sur.

Por otra parte, los fallamientos geológicos post-minerales presentan una magnitud mucho menor a comparación de los pre-minerales y en la mayoría de los casos se presentan de forma concordante con las los fallamientos geológicos pre-minerales.

Mineralización

Inicialmente el fluido de origen hidrotermal invadió y comenzó a circular tomando como canales abiertos las discontinuidades que encontraba a su paso a un nivel de temperatura considerablemente alto. Así mismo los componentes de estas soluciones que se precipitaron fueron tetraedrita, enargita y cuarzo lechoso. Específicamente la enargita está presente en cantidades abundantes en los sectores centrales del distrito y la tetraedrita con presencia de plata relativamente baja tiene presencia en los sectores exteriores del área de enargita. En términos temporales el fenómeno de las precipitaciones se prolongó por bastante tiempo, circunstancia que facilitó la cristalización de cuerpos de medianos diámetros. Por otro lado las cajas al presentar movimientos diferenciales permitieron que el fluido precipitado del primer ciclo puedan ser brochados, instruidos y cementados por la mineralización de la segunda etapa, en la que la sucesión paragenética fue: cuarzo lechoso, pirita, marmatita y galena. Para el caso del segundo ciclo el tiempo que duró la precipitación sí prolongó aún más que el primer ciclo lo que tuvo como consecuencia un enfriamiento más prolongado, y esta circunstancia dio como resultado una cristalización con diámetros aún mayores.

Para el caso de los brechamientos y los consecuentes aumentos de la permeabilidad del material mineral depositado, Estos hicieron posible una fácil circulación de los nuevos fluidos de origen hidrotermal que presentaban bajas temperaturas. En ese caso las precipitaciones consecuentes muestran una textura con características colomorfas y botroidales y unos cristales finos; este fenómeno que indica un nivel de precipitación rápido en un periodo temporal corto. Este ciclo se caracterizó por una cantidad abundante en la precipitación además de elementos carbonatos continuos, los que se iniciaron con la siderita y tienen una evolución gradual hacia la dolomita, rodocrosita y calcita.

Así mismo, son parte de este ciclo los elementos: carbonatos, esfalerita rubia rojiza, esfalerita rubia clara, la baritina, tetraedrita, galena y otros más. La

bolsonada Lourdes contiene este tipo de precipitados, este fenómeno se ubica el sector este de las vetas Veta Principal, Marthita, Nor Este y Andalucía.

a) Estructuras en Vetas de Chungar

Este sistema de vetas fue rellenado con material mineral compuesto por Zn, Pb, Ag y Cu. en su conjunto este sistema de vetas totaliza más de 20, sin embargo, las que se identificaron con una mayor competencia por sus proyecciones y desarrollos son 8. En cuanto a los desarrollos en dirección horizontal en cada uno de los cuerpos se agrupan entre unos centenares en las vetas menores en relación a su relevancia como la Veta Nor Este y desde agrupaciones de 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor relevancia como: La Veta Principal y Precaución.

En términos generales estos depósitos se conocen de manera parcial desde el nivel superficial y alcanzan una profundidad de 500 metros en el Nivel 150 de Chungar. En cuanto al nivel de potencia de estos sistemas, este presenta una variación que va de 0.80m y puede alcanzar los 20m. Por su parte, en el nivel 200 la Veta Principal alcanza una potencia de 8.0m, y de 15m la veta 085, en cuanto a la veta Lorena alcanza 12m de potencia máxima. Las Vetas Este-Oeste presentan un buzamiento desde 75° hasta 90°, los diques monzoníticos en las Vetas al cruzar se ramifican y cuando ingresan a los conglomerados ocupan el lugar de los clastos calcáreos. También existen como María Rosa, 085 y Lorena que presenta el fenómeno del disturbamiento por acción de fallamientos post-mineral con orientaciones transversales o concordantes; lo que sumado a la alteración hidrotermal de magnitud considerable de las cajas caolinización y silicificación.

b) Alteración Hidrotermal

En cuanto al fenómeno de la mineralización el primer ciclo está asociado a alteraciones zonreadas en los cuerpos de roca: Específicamente a un tipo de Alteración sílico-potásico en las cercanías de las Vetas y una alteración

porfílica en sector periférico. En cambio, se presenta una alteración del tipo argílica y silicificación con epidotización para el segundo ciclo de mineralizaciones. Por último, la mineralización del tercer ciclo se asocia a una alteración argílica con un avance hacia persuasiva.

2.3. Definición de términos conceptuales

Accesos:

Podemos definirlo como “Labores en minería a niveles subterráneos cuyo objetivo es poder comunicar el cuerpo de minerales con nivel superficial, con el fin de hacer más fácil su explotación. Este tipo de estructuras pueden ser: 1. Túneles de acceso o socavón. 2. Chimeneas. 3. Rampas (o inclinados).”

<https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>

ANFO:

Definido como el: “1. Acrónimo de la combinación entre el nitrato de amonio y óleo combustible sus siglas vienen del inglés: ammonium nitrate and fuel oil. 2. La mezcla de nitrato de amonio y el combustible debe alcanzar aproximadamente 5,7%),

”<https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>

Avance:

Se dice de aquella longitud obtenida en una labor subterránea horizontal después de realizada la voladura con un conjunto de taladros. Generalmente se mide en metros.

Diseño:

Se dice de aquel proceso que realiza la búsqueda de una solución mediante una configuración mental preliminar, o "prefiguración".

Diseño de malla de perforación:

Se conoce este concepto como la manera en que se encuentran distribuidos los taladros en la cara libre de un frente cuando se trata de labores subterráneas horizontales o en cualquiera de las caras libres de un banco.

Echadero:

“En minería se trata de labor con orientaciones verticales o semi verticales que tiene la finalidad de servir como medio para transportar del mineral o el desmonte entre un nivel y otro.” (D.S.024-2016-EM).

Explosivos:

“Son materiales de composición química que en condiciones de inestabilidad su rápida descomposición produce un volumen de gas y temperatura incontrolable instantáneamente ejercen una presión en el entorno que al liberar esa energía producida genera efectos destructivos.” (D.S.024-2016-EM).

Frente:

En minería se dice: “1. Sitio identificado y elegido para la explotación de la materia mineral de valor económico. 2. Zona susceptible de recibir actividad extractiva. 3. Sector al final de las labores mineras (cruzada, galería, túnel u otras) destinado a la ejecución de las actividades de avance y desarrollo minero.”

<https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>

Labores subterráneas:

Son aquellas labores realizadas en la minería subterránea que permiten la excavación y extracción del mineral del subsuelo.

Perforación de taladros:

Es la actividad mediante la cual se perfora a la masa rocosa con un barreno para la crear taladros. Dichos taladros posteriormente serán llenados con mezclas explosivas y otros no.

Proceso de Voladura:

Se trata de: “El conjunto de actividades que incluyen: trasladar el explosivo y los accesorios de los polvorines al lugar de la detonación, organizar labores de prevención antes del carguío, el carguío de los explosivos, conectar los taladros cargados, verificar de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.” (D.S.024-2016-EM)-

Voladura primaria:

Es la forma inicial de la voladura en el que se reduce la masa rocosa a fragmentos de menor tamaño.

2.4. Enfoque filosófico – epistémico

Al desarrollar la presente investigación podremos aproximarnos al quehacer científico desde varias perspectivas. En ese sentido reconocemos la posibilidad de que nuestro objetivo sea dar solución al problema sobre un asunto minero específico como por ejemplo las mallas de perforación. Sin embargo, lo que recibamos de esta tarea en el sentido explicativo o creíble puede resultar de distinta manera si la trasladamos a otro contexto o lo ejecuta otro miembro de la comunidad científica que no es necesariamente especialista como puede ser un profesional de otra rama del conocimiento. En otras palabras, nuestra atención sobre los fenómenos científicos puede variar dependiendo del contexto desde donde los observemos o consideremos. En ese sentido la relevancia al momento de juzgar o evaluar a la ciencia resulta ser diferente según nuestra vinculación con ella en determinados contextos: si nos aproximamos a ella como ingenieros, funcionarios, productores, divulgadores o consumidores. Por lo tanto, nos encontramos inicialmente con un conjunto complejo de prejuicios al abordar la labor científica de acuerdo a nuestro punto de partida. En esta investigación ocuparemos el lugar de investigadores de un sector de la ciencia específica sobre la que nuestra intención es vincularla a la problemática e intereses del quehacer minero y su consecuente desarrollo.

Además, para abordar esta problemática o comenzar a comprenderlo además de contar con la ciencia existen distintas vías para acceder a un determinado conocimiento; y cualquiera de ellas puede reclamar legitimidad y eficiencia. En ese sentido debemos tener siempre en cuenta que la ciencia no es la única manera de comprender el mundo y nuestra experiencia vital, aunque sí es, junto con la tecnología, la que puede ofrecer una explicación plausible y

exponer y debatir los métodos en que se apoya, y los métodos de que hacen uso otras vías. De hecho, en las sociedades contemporáneas coexisten muchas maneras simultáneamente. Es común que nuestra comprensión personal y en nuestra cultura puede haber formas de pensamiento mágico, costumbres, conocimientos compartidos como efectivos porque se apoyan en alguna forma de autoridad que la usa y lo sostiene, además de ser producto del consenso como frutos del diálogo colectivo. Estas se tratan de intuiciones culturales respaldadas por medio de relatos comunitarios de alcance y validez general.

CAPITULO III

III METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación usada fue la aplicada. Porque para el buen término de la investigación se requiere tener los conocimientos más avanzados en el diseño de las mallas de perforación y voladura, tales como el criterio de Roger Holmberg, Richard Ash, entre otros.

3.2. Nivel de investigación

Concerniente al nivel de investigación se consideró en primer lugar el nivel descriptivo que permitirá la descripción correcta de las operaciones de perforación y voladura, así como lo relacionado a los métodos para la obtención del mayor avance lineal por disparo en las labores subterráneas. Posteriormente se hará un análisis explicativo para entender la causa y el efecto de la obtención de avances adecuados.

3.3. Características de la investigación

Esta investigación se concentrará en la aplicación directa de las mallas de perforación en operaciones subterráneas para poder aumentar el avance por disparo y disminuir la sobrerotura, mediante un enfoque metodológico deductivo que parte de principios generales hacia soluciones particulares.

3.4. Método de investigación

La investigación fue desarrollada considerando los pasos establecidos por el método de la investigación científica. Y con la finalidad de tener en cuenta los factores que intervienen en el problema de investigación se tendrá los métodos de la analíticos de la inducción, así como la deducción, la síntesis y la especulación científica

3.5. Diseño de investigación

Como diseño de la investigación se tuvo en consideración el diseño descriptivo comparativo por lo que se tendrá una comparación entre la línea base y los resultados finales de la investigación.



3.6. Procedimiento del muestreo

3.6.1. Población

La población para considerar fueron las labores subterráneas horizontales de la Zona Alta de la Mina Animón.

3.6.2. Muestra

El grupo muestral se seleccionó de manera no aleatoria y fue la GAL 4125.

3.7. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Entre las técnicas empleadas se encuentran las siguientes:

3.7.1. Técnicas

Entre las técnicas de recolección de datos se tomaron en cuenta principalmente a los siguientes:

| |
|---|
| <ul style="list-style-type: none">• Análisis Documental |
| <ul style="list-style-type: none">• Observación |

3.7.2. Instrumentos

Entre los instrumentos que fueron tomados en cuenta para la recolección de datos serán los siguientes:

| |
|---|
| Guía de Análisis Documental |
| Guía de Observación |
| Técnicas de procesamiento y análisis de datos |

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos

Con el objetivo de procesar los datos se llevó a cabo una tabulación manual para anotarlos para después realizar un análisis estadístico por medio de hojas electrónicas.

Se definió las Técnicas Lógicas o Estadísticas para el analizar los datos destinadas a descifrar lo que puedan revelar la recolección de datos. Encinas (1993), señala que la importancia de estos datos en sí mismos es limitada, es por el que se hace determinante «hacerlos hablar», en ello consiste, esencialmente, la interpretación y el análisis de los datos.

3.9. Orientación ética

La ética es un elemento de la filosofía y por lo tanto las cuestiones éticas de la verdad como parte de la investigación es imprescindible para que los resultados obtenidos puedan ser considerados válidos aún para análisis de otros investigadores.

Desde la óptica de la filosofía en la ingeniería es importante el análisis de la influencia de la aplicación de nuevos conocimientos y tecnologías en la sociedad, porque el fin de la ingeniería es mejorar la calidad de vida del ser humano.

Desde el punto de vista la de orientación epistémica, del tratamiento de la teoría relacionada con la práctica, es importante tener en cuenta que la interrelación entre los conocimientos teóricos y su posterior uso en las actividades operacionales deben ser concordantes para que la teoría sea confirmada, rechazada o mejorada para que el conocimiento científico sea incrementado en beneficio de la sociedad.

CAPITULO IV

IV PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Evaluación Geomecánica Veta María Rosa

La investigación se va a realizar en las labores del Nivel 125 ubicada en la Veta María Rosa, por lo que para el diseño de la malla de perforación y voladura es importante conocer la calidad de la masa rocosa, por lo que se adjunta la evaluación geomecánica de la mencionada Veta.

En esta veta se ejecuta una explotación del tipo Brestring. En un inicio a partir del Nivel 390, pero actualmente la operación alcanza el Nivel 125. Las dimensiones de esta veta presentan variaciones, con 1,20 metros en su sección ancha, y cuerpos de 10 metros de ancho diseminados en los que se aplicó Split y/o ramales.

Evaluación y análisis de la labor minera

Veta María Rosa, presenta una explotación longitudinal que alcanza los 600 metros, sus dimensiones son variables con secciones anchas que van desde 1.2 metros hasta 10 metros. En este caso el sistema de explotación es el de corte y relleno ascendente, además de una voladura en Brestring y un minado selectivo.

El sistema al que pertenece esta veta de tipo Rosario es el E-W y presenta un buzamiento al N.

En la actualidad presenta trabajos en los niveles Nivel 225 y Nivel 125, donde el rumbo es N80°E hasta la Coordenada E-4220 donde inflexiona hacia el S75°E, y con buzamiento entre 35° a 45° hacia el Sur, este bajo buzamiento y la presencia de falsas cajas detrás de la caja techo hacen que se presente condiciones geomecánicas desfavorables.

Además, se realizan obras para explotar un ramal en el Nivel de veta María Rosa Piso. la longitud de su tajo es de 120m y presenta un rumbo S70° E con un buzamiento entre 45 – 55 grados SW; su sección ancha varía entre 1.5 metros a 4.0 metros. La explotación de esta veta se encuentra todavía en este nivel con continuidades hacia nivel superior. En cuanto a los niveles de estabilidad no se han reporta problemas.

Caracterización geomecánica de las rocas y minerales de la labor según normas de la ISRM.

Actualmente está trabajando en la veta María Rosa en los niveles, Nivel 225 y Nivel 125; como labor se tomó en cuenta a la galería GAL 125. Las labores están conformadas por rocas sedimentarias en las cajas techo y piso, mientras que la veta con mineral polimetálico al centro; las cuales describimos y caracterizamos a continuación:

a) Roca Caja Techo de Veta María Rosa

a.1 Análisis del fragmento rocoso.

Basándonos en su origen se trata de: material sedimentario, denominado marga gris.

- Coloración: Gris verdoso claro.
- Dimensiones de gránulos componentes de la roca: fenocristales de minerales de ganga como cuarzo, plagioclasa, olivino y diseminación de minerales de pirita, calcopirita y esfalerita.

- Textura: En capas y estratificaciones.
- Meteorización: Los fragmentos de roca presentan una alta a intensa meteorización.
- Resistencia: Roca es de muy baja resistencia, se rompe fácilmente con un golpe del martillo de geólogo. En ciertos tramos las muestras son demasiado débiles como para obtener testigos para someterla a ensayos triaxial ya que con la presión de los dedos se descompone.
- Durabilidad: frente a las pruebas de duración que se practicaron a las muestras nos indicaron que se trata de un material de bajo debilitamiento y desintegración al sumergirse en medio acuoso.
- Porosidad: alto, pero no permeable.
- Permeabilidad: secundario debido a fracturas.
- Densidad seca: entre 2.08 gr./cm³ a 2.64 gr./cm³.
- Densidad húmeda: 2.20 gr./cm³ a 2.67 gr./cm³.

a.2 Análisis del macizo rocoso

- Discontinuidades: La caja de la sección superior techo se encuentra en contacto - falla con la veta y presenta intenso fracturamiento en varios sentidos al rumbo de la mineralización, siendo la más crítica los planos paralelos al rumbo y buzamiento de la veta, ya que al ser planos de gran continuidad pueden atravesar toda la caja, y cortar las discontinuidades del tipo sistemático generando cuñas o bloques colgados. El sector de contacto es directo entre la caja techo y el mineral, formando una zona de debilidad, pero cuando la falla contiene zonas de trituración, materiales de relleno de baja resistencia o brecha de falla, es el sector de fracturas o superficie de debilidad con espesores que varían entre 0.10m hasta 1.0m, que evita el contacto directamente entre el mineral y la caja techo.
- Persistencia de discontinuidad: La discontinuidad del contacto falla es de un nivel muy alto, con longitud que supera los 20m, orientado por el rumbo de la

estructura de mineralización; los sistemas de diaclasas muestran una persistencia media entre 3 a 10m y son las que ponen principalmente condicionamientos a los planos de rotura del cuerpo rocoso.

- Espaciamiento de discontinuidades: es moderadamente junto o medio entre 20 a 600mm.
- Separación de las superficies de discontinuidades: Estrechas en extremo con una sección de abertura de 0 a 1.0mm.
- Rugosidad: pulida a lisa con presencia de ondulaciones al contactar la brecha de falla, en las diaclasas es lisa llegando a ser rugoso y plano.
- Relleno de las discontinuidades: En esta caja se tiene a la veta y carbonatos con pirita; y en ciertos tramos brecha de falla con arcilla, como materiales de relleno; en cambio en las diaclasas se muestran como material de rellenos a la arcilla, calcita, carbonatos, pirita y en ciertos casos es limpia.
- Humedad y permeabilidad del relleno: El material con relleno blando se presenta generalmente húmedo, pero sin agua libre, pero por lo general no hay presencia de agua libre, ni goteras, la permeabilidad es de orden secundario.
- Aguas subterráneas: El agua circula por la roca de la caja techo es de naturaleza esporádica a lo largo de las discontinuidades, y se manifiesta como sucesión de gotas lentamente en sectores puntuales.
- Grado de alteración de la roca caja: la caja techo presenta un nivel de fuerte a intenso, estos procesos de alteración afectan a toda la caja techo.
- Número de familias de discontinuidades: La roca caja techo, muestra tres sistemas de discontinuidades donde predomina el que se despliega paralelamente a la estructura mineralizada, estas características y otras como la orientación, espaciado y su continuidad definen la dimensión y forma de los fragmentos rocosos. Estos fragmentos tridimensionales presentan un grado de libertad más alto respecto a la deformación del cuerpo de rocas; no

se pudo observar discontinuidades en estos casos en dirección adentro de la caja techo que, si presenta. Este fenómeno es conocido como fallamiento oculto, que son producidos por la acción de empujes laterales como efecto de los esfuerzos del macizo rocoso, revisar formaciones y el desprendimiento de cuñas y agentes inestabilizadores de rocas.

- Las dimensiones de los fragmentos y la resistencia al cizallamiento: Los fragmentos al unirse tienden a determinar los comportamientos mecánicos del macizo rocoso bajo un nivel específico de tensiones. En esta caja se encuentra fragmentos del tipo cúbico de distinta dimensión; además, de encontrarse otros de forma tabular con una dimensión considerablemente menor que las otras.
- Grado de fracturamiento: El fracturamiento del del cuerpo de rocas se encuentra defino por la cantidad, espaciado y condición de las discontinuidades, indistintamente de su clase u origen. La caja techo se presenta como Muy Fracturado (MF), formando bloques medianos con una densidad por encima de 20 diaclasas por metro cúbico.

Figura 4

Caja techo veta María Rosa



b) Roca Caja Piso de Veta María Rosa

b.1 Análisis del fragmento rocoso

Por su origen: Sedimentario detrítico, denominado Marga gris.

- Coloración: Gris verdoso claro.
- Dimensiones de granos componentes de la roca: calcáreo limo-arcillosa.
- Textura: granulación fina de forma de hojuelas sub horizontales.
- Meteorización: los fragmentos de roca presentan meteorización moderada.
- Resistencia: Roca de resistencia muy baja y débil, requiere de un golpe fuerte para ser rota o disgregada, y se hacen agujeros de hasta 3mm con la punta del martillo de geólogo.
- Durabilidad: las pruebas a las muestras muestran una roca de desintegración fuerte con debilitamiento al sumergirse en el agua.
- Porosidad: presencia de porosidad.
- Permeabilidad: Se produce debido a las fracturas de la roca (permeabilidad secundaria).
- Densidad seca: entre 2.08 gr./cm³ a 2.64 gr./cm³.
- Densidad húmeda: entre 2.20 gr./cm³ a 2.67 gr./cm³.

b.2 Análisis del macizo rocoso

Discontinuidades: La caja piso entra en contacto litológico con la veta y presenta diaclasas transversales al rumbo de las mineralizaciones. La zona de contacto por lo general presenta material de relleno (relleno de roca triturada con panizo), y cuando esté constituye una vía preferente para la circulación de agua se genera distintos comportamientos frente a la estabilidad ya que está en función de la diferencia de permeabilidad entre los materiales a cada lado de la zona de contacto. En presencia de materiales blandos o sueltos, se pueden producir desprendimiento o inestabilidades importantes, además de las filtraciones correspondientes.

- Persistencia de discontinuidad: el contacto litológico es muy alto, su longitud es mayor a 20m, con una orientación de la estructura de mineralización; las diaclasas muestran una muy baja persistencia menor a 1m.
- Espaciamiento de discontinuidades: es junto entre 60 a 200mm.
- Separación de las superficies de discontinuidades: estrecho en extremo hasta cerrarse de 0 a 1 mm.
- Rugosidad: En el contacto litológico es áspera a rugosa ondulante y lisa a rugosa plana en las diaclasas.
- Relleno de discontinuidad: en el caso de la roca caja piso tenemos a la veta y al contacto litológico con relleno de materiales blandos o alterados como brecha de falla, arcilla los cuales al cambiar su contenido de humedad sufren variaciones importantes en sus propiedades resistentes, y en otros tramos se presentan carbonatos con pirita. En las diaclasas se tienen como relleno a la calcita, pirita, carbonatos y en algunos casos es limpio.
- Humedad y permeabilidad del relleno: El material de relleno se encuentran permanentemente mojados por goteo ocasional, la permeabilidad es secundaria.
- Aguas subterráneas: la circulación de aguas en la roca caja piso se realiza a lo largo de la zona de contacto litológico por discontinuidades (permeabilidad secundaria). En algunos tramos se manifestándose como flujo de agua continuo y en otros tramos como, pero sin flujo continuo.
- Grado de alteración de la roca caja piso: evidencia moderada alteración, con decoloración en las paredes de las diaclasas debido a la presencia de agua. En la medida que el grado de alteración aumenta la resistencia del material rocoso disminuye.
- Número de familias de discontinuidades: la roca caja piso evidencia tres familias de discontinuidades además de una aleatoria.

- Tamaño de bloques y la resistencia al fallamiento: esta característica de los bloques condiciona los comportamientos, sus propiedades resistentes y las deformaciones. La forma espacial es del tipo cúbico formando bloques aproximadamente equi-dimensionales, en otras formas en romboedros.
- Grado de fracturamiento y tamaño de los fragmentos: La caja piso se encuentra muy fracturada (MF), formando fragmentos de dimensiones pequeñas con densidades que alcanzan las 20 diaclasas por metro cúbico.

Figura 5

Caja piso veta María Rosa.



c) Veta María Rosa

c.1 Análisis del fragmento rocoso

Por su génesis u origen: relleno de falla, mineral poli-metálico de esfalerita, galena, tetrahedrita, marmatita, cobres grises, pirita, calcita y otros.

- Color: Gris oscuro, marrón oscuro, amarillo latón, con venillas blanco-grisáceo.
- Dimensiones de granos componentes del mineral: cristales bien definidos de mineral formando tetraedros, cúbicos, romboedros, dodecaedros pentagonales y amorfos de distinta dimensión.

- Textura: Cuerpo tabular cristalino heterométrico, y aquí-granular; formando bandas de mineral.
- Meteorización: Es ligera en los minerales; mientras que en los carbonatos que se encuentran rellenando fracturas y oquedades es alta. En estos, cuando hay presencia de material granular son deleznable, y al ser lavadas dejan vacíos generando fallas ocultas.
- Resistencia: El mineral masivo fresco es resistente, requiere de más de un golpe para ser rota. Cuando esta con presencia de carbonatos es medianamente resistente requiriendo varios goles de picota para romperla.
- Durabilidad: las muestras evidencian que se trata de un mineral de bajo debilitamiento y desintegración al ser sumergido al agua; solo los carbonatos son higroscópicos, que se debilitan fácilmente.
- Porosidad: No presenta.
- Permeabilidad: secundaria, por fracturas.
- Densidad seca: 2.31 gr./cm³.
- Densidad Húmeda: 2.34 gr./cm³.

Figura 6

Estructura Mineralizada Carbonatada.



c.2 Análisis del macizo rocoso

Discontinuidades: la veta que se encuentra en contacto falla con la caja techo por medio de una brecha de falla, por fallamiento geológico post mineralización; al piso el contacto es litológico (mineral adherido a la roca por precipitación); la veta presenta además fracturas de orientación transversal muy irregulares, fracturas en toda la longitud por el coqueamiento durante la mineralización, oquedades en forma de geodas y drusas con minerales de cuarzo por Inter crecimiento.

- Persistencia de discontinuidad: en el sector que se encuentra en contacto falla es muy alto con una longitud mayor a 20m, sigue el rumbo de la estructura de mineralización; en cambio las diaclasas y oquedades muestran una persistencia de nivel muy bajo menor de 1m, con formaciones de bloques tabulares.
- Espaciamiento de discontinuidades: es espaciado entre 0.60 a 2.00m.
- Separación de las superficies de discontinuidades: abierto parcialmente y cerrado entre 0.5 a <0.1mm; para el caso de los oquedades es muy ancho 1 a 10cm.
- Rugosidad: entre suave y lisa con ondulaciones en el contacto con la brecha de falla; en las diaclasas es rugosa con irregularidades ondulantes.
- Relleno de discontinuidad: es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el contacto con la caja techo tenemos a la brecha de falla de 0.25m compuesto por panizo, arenas, y fragmentos angulosos unidos firmemente por una matriz de arcilla; en cambio las diaclasas presentan un relleno compuesto por calcita, pirita, carbonatos y en algunos casos es limpia.
- Humedad y permeabilidad del relleno: el material de relleno esta mojado, con un esporádico goteo, además de una secundaria permeabilidad.

- Aguas subterráneas: el agua circula en el mineral es por las discontinuidades, mediante goteo principalmente en el contacto litológico con la caja piso.
- Grado de alteración de la roca caja: el material primario no presenta alteraciones, en cambio los secundarios como la calcita o los carbonatos muestran una fuerte alteración, evidenciándose un material deleznable.
- Número de familia de discontinuidades: el mineral muestra un sistema principal de discontinuidades, más dos aleatorias sin rumbo definido ni buzamiento establecidos; el sistema principal se encuentra orientado paralelo al rumbo de la estructura mineralización. Normalmente la veta o estructura mineralizada por su formación de precipitación se presentan en cuerpos tabulares uniformes, sin o con pocas discontinuidades horizontales; estos forman bloques tabulares tridimensionales que presentan un grado mayor de libertad para las deformaciones del macizo; en casos como estos no se puede observar las discontinuidades hacia arriba de la veta, este fenómeno es conocido como fallas ocultas, que se encuentran relajados por un empuje vertical producto de la columna litostática y otros agentes inestabilizadores.
- Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: el tamaño de los bloques se encuentra determinado por los comportamientos mecánicos del mineral bajo un nivel específico de tensiones, en casos como este son tabulares conformados por las familias de discontinuidades y roturas tensionales que se conocen como fallas ocultas.
- Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques: presenta un nivel de mediana fractura (MF), que producen bloques con densidades entre 8 y 15 discontinuidades por metro cúbico.

Figura 7

Estructura Mineralizada (Veta María Rosa).



4.1.1. Resumen de clasificación geomecánica de veta Rosa María

Entonces considerando los resultados de la evaluación geomecánica se presenta la clasificación en los tres principales sistemas conocidos.

Tabla 1

Clasificación con índice Q de Barton.

| | | |
|--------------|--------------------------------------|----------|
| RQD | Índice de calidad de roca | 25 – 50% |
| Jn | Nº. de familias de discontinuidades | 6 – 3 |
| Jr | Rugosidad planos de discontinuidades | 1.5 – 3 |
| Ja | Alteración de discontinuidades | 6 – 1 |
| Jw | Presencia de agua | 1.0 |
| SRF | Factor de reducción de Esfuerzos | 10 – 5 |
| Q | $RQD/Jn \times Jr/Ja \times Jw/SRF$ | |
| Q | Entre: 0.10 a 10 | |
| Tipo de Roca | Muy Mala a Regular. | |

Tabla 2*Clasificación con índice RMR de Bieniawski.*

| | |
|--|----------------|
| Resistencia a la Compresión Uniaxial: | 2 |
| Índice de la Calidad de la Roca (RQD): | 3 – 8 |
| Espacio entre discontinuidades: | 10 – 20 |
| Condición de las discontinuidades: | 12 |
| Condición de Infiltración de agua: | 7 |
| Orientación de las discontinuidades: | (-)10 – (-)5 |
| RMR | 24 a 44 |
| Tipo de Roca IV a III: | Mala a Regular |

Tabla 3*Clasificación RMR.*

| R.M.R. | Descripción del macizo rocoso | Clase |
|--|--------------------------------------|--------------|
| Suma de los puntajes obtenidos de las tablas anteriores | | |
| 81 - 100 | Muy bueno | I |
| 61 - 80 | Bueno | II |
| 41 - 60 | Medio | III |
| 21 - 40 | Malo | IV |
| 0 - 20 | Muy malo | V |

Tabla 4*Clasificación con índice GSI de Hoek.*

| | |
|---------------------------|--|
| Grado de fracturamiento: | Muy a Intensamente Fracturada, RQD = 25 – 50% |
| Condiciones: | Pobre, blanda muy alterada, se indenta superficialmente. |
| Relleno de Fracturas: | Intensamente Fracturada, con un sistema de discontinuidades más dos aleatorias; relleno de calcita, arenas y carbonatos. |
| Clasificación GSI: | MF / P: Intensamente Fracturada, Pobre. |

4.1.2. Diseño de la malla de perforación y voladura

Para el diseño de la malla de perforación y voladura se toma en consideración el estudio geomecánico determinado con el índice de clasificación geomecánico RMR.

Determinado dicho índice se obtuvo que el RMR a considerar para la Veta Rosa María es de 22 a 44, por lo que tenemos la siguiente clasificación.

Tabla 5

Clasificación RMR para la veta Rosa María.

| RMR | CALIDAD |
|------------|----------------|
| 21-30 | Mala IVB |
| 31-40 | Mala IVA |
| 41-50 | Regular IIIB |

Para el cálculo de la cantidad de taladros se tiene en cuenta la siguiente ecuación empírica.

$$NT = P/dt + C.S$$

Donde:

NT = Cantidad o número de taladros

S = Área, m².

$P = \sqrt{S} \times 4$

dt = Distancia entre taladros

0,7 para roca suave

0,6 para roca intermedia

0,5 para roca dura.

C = Coeficiente de roca.

1,0 para roca suave

1,5 para roca intermedia

2,0 para roca dura.

En consecuencia, para el diseño de la malla de perforación y voladura para una masa rocosa de calidad Mala IVB, se consideró a tal calidad para su reemplazo en la ecuación como roca suave.

Por lo tanto, el cálculo es de la manera siguiente:

$$\mathbf{NT = P/dt + C.S}$$

$$P = \sqrt{(3.8 \times 4)} \times 4$$

$$P = 15,60.$$

Reemplazando en la ecuación tendremos que:

$$\mathbf{NT = 15.60/0.7 + (1)(3.8 \times 4)}$$

$$\mathbf{NT = 38 \text{ taladros.}}$$

Entonces en el diseño de la malla de perforación y voladura para la galería de sección 3,80m x 4,0m se tendrá que perforar 38 taladros de acuerdo a los cálculos realizados.

Posteriormente se presenta el diseño de la malla de perforación y voladura para la labor.

Figura 8

Diseño de malla de perforación y voladura.

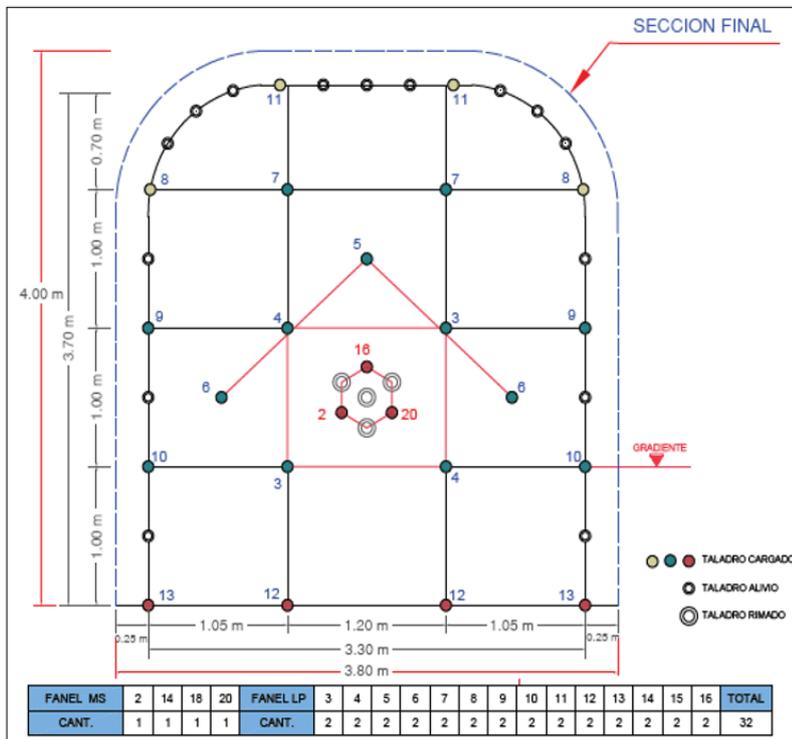


Figura 9

Arranque con tres taladros de carga y cuatro de alivio.

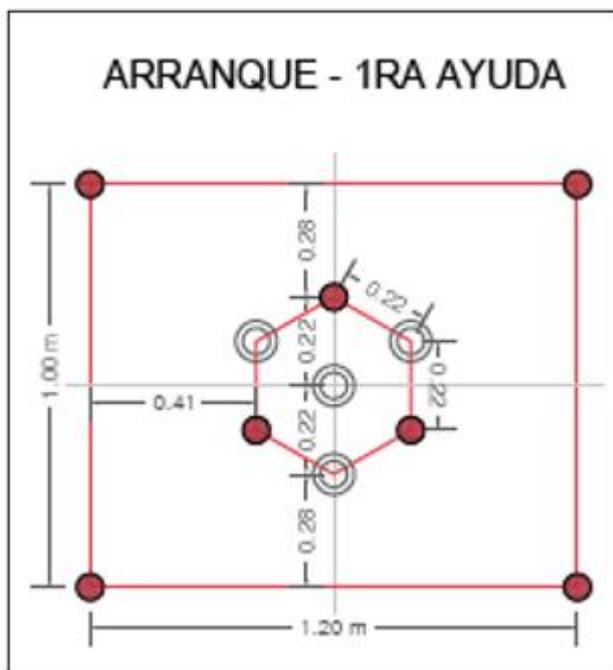


Tabla 6

Distribución de carga explosiva por taladro.

| DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA POR TALADRO | | | | | | | | | | |
|---|----------|------------------------------|------------------------------|-----------------------------|------------------------------|------------------------------|-----------------------------|------------------------------|------------------------------|-----------------------------|
| TIPO | CANTIDAD | 14 pies | | | 12 pies | | | 10 pies | | |
| | | EMULNOR 3000 1 1/4" x 12" | EMULNOR 1000 1 1/8" x 12" | EMULNOR 500 1 1/8" x 12" | EMULNOR 3000 1 1/4" x 12" | EMULNOR 1000 1 1/8" x 12" | EMULNOR 500 1 1/8" x 12" | EMULNOR 3000 1 1/4" x 12" | EMULNOR 1000 1 1/8" x 12" | EMULNOR 500 1 1/8" x 12" |
| CEBO | 24 | 1 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 | 1 | 0 | 0 |
| ARRANQUE | 3 | 13 | 0 | 0 | 12 | 0 | 0 | 11 | 0 | 0 |
| 1RA AYUDA | 4 | 0 | 12 | 0 | 0 | 11 | 0 | 0 | 10 | 0 |
| 2DA AYUDA | 3 | 0 | 12 | 0 | 0 | 11 | 0 | 0 | 9 | 0 |
| AY. CORONA | 2 | 0 | 12 | 0 | 0 | 11 | 0 | 0 | 9 | 0 |
| HASTIALES | 4 | 0 | 11 | 0 | 0 | 10 | 0 | 0 | 9 | 0 |
| CORONA | 4 | 0 | 0 | 9 | 0 | 0 | 8 | 0 | 0 | 6 |
| ARRASTRE | 4 | 13 | 0 | 0 | 12 | 0 | 0 | 10 | 0 | 0 |
| TOTAL | 24 | 115 | 152 | 36 | 108 | 139 | 32 | 97 | 121 | 24 |

Es necesario señalar que los taladros con carga fueron 24 taladros y 15 son parte de la voladura controlada.

4.1.3. Implementación de la malla de perforación y voladura

Para la implementación de la malla en primer lugar se tuvo que realizar el pintado de la malla de perforación en el frente de la labor. Seguidamente se perforó el arranque, tal como se puede observar en la Figura siguiente:

Figura 10

Perforación del arranque en el frente.

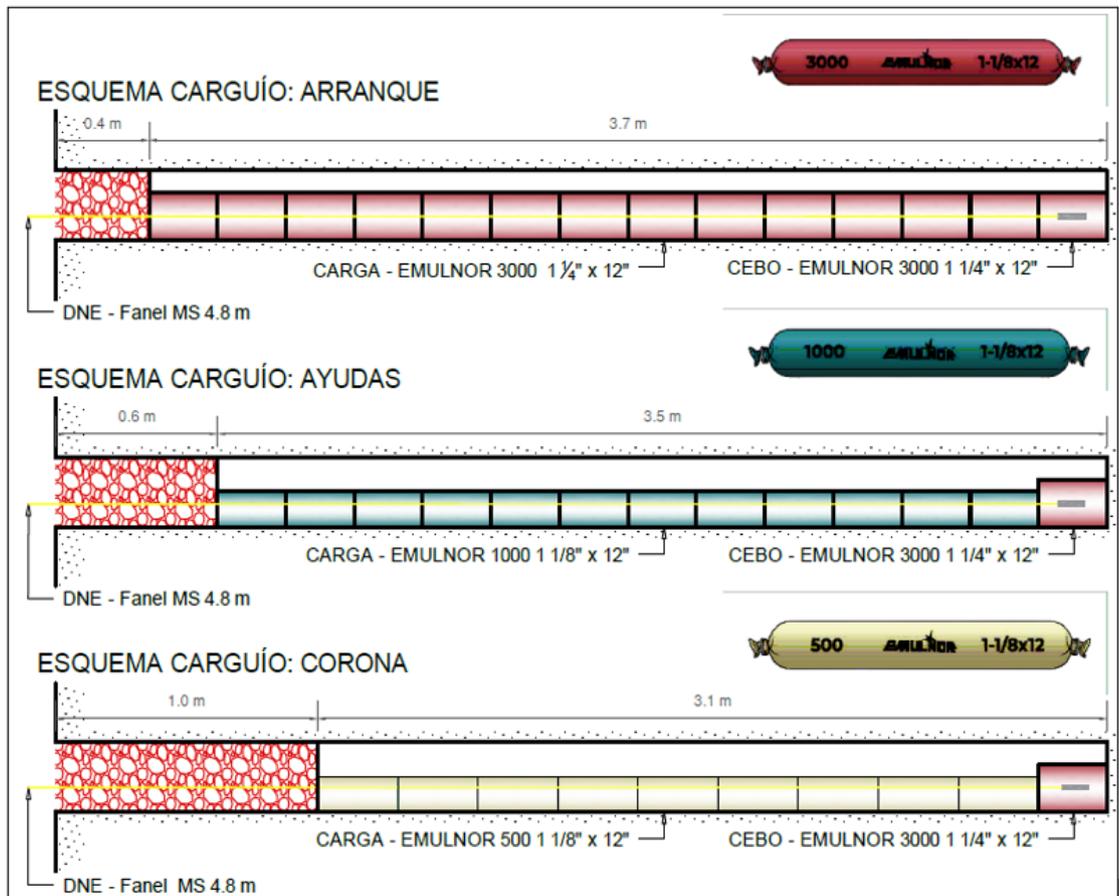


Posteriormente se perforó el frente de acuerdo con la malla pintada con el uso de barrenos de 14 pies que serán los que se utilizarán a partir de la presente investigación.

Luego, se realizó el carguío de los taladros de acuerdo usando los esquemas siguientes:

Figura 11

Esquema de carguío de los explosivos y accesorios en los taladros.



Entonces con la distribución de la carga explosiva propuesta en la Tabla 6 se realizó el carguío de los taladros entre los trabajadores encargados y la supervisión del investigador para el cumplimiento de los estándares.

También es importante presentar la cantidad de los accesorios y los explosivos usados dentro de los taladros de acuerdo con la Tabla siguiente:

Tabla 7

Cantidad de accesorios y explosivo usados en un disparo.

| EXPLOSIVOS | UNIDAD | 14 PIES |
|--------------------------------|-----------|---------|
| EMULNOR 3000 1 ¼" x 12" | cartuchos | 115 |
| EMULNOR 1000 1 ⅛" x 12" | cartuchos | 152 |
| EMULNOR 500 1 ⅛" x 12" | cartuchos | 36 |
| Kg Explosivos | Kg | 72 |
| Cordón det. NP3 | m | 25 |
| DNE Fanel MS + LP 4.8 m | piezas | 24 |
| Det. Ensamblado (7') | piezas | 2 |
| Mecha Rápida | m | 0.20 |

La etapa de carguío de los explosivos dentro de los taladros se puede observar en la Figura posterior.

Figura 12

Carguío de los taladros en el frente de la labor.



Seguidamente se realizó el disparo de la labor de acuerdo con la secuencia de salida establecida, obteniéndose el resultado siguiente:

Figura 13

Resultado después del disparo



4.2. Discusión de resultados

4.2.1. Resultados

Como parte de la investigación se realizó 6 disparos en la GAL 4125, para poder tabular, analizar e interpretar los resultados. Tales valores se tienen en la Tabla siguiente:

Tabla 8

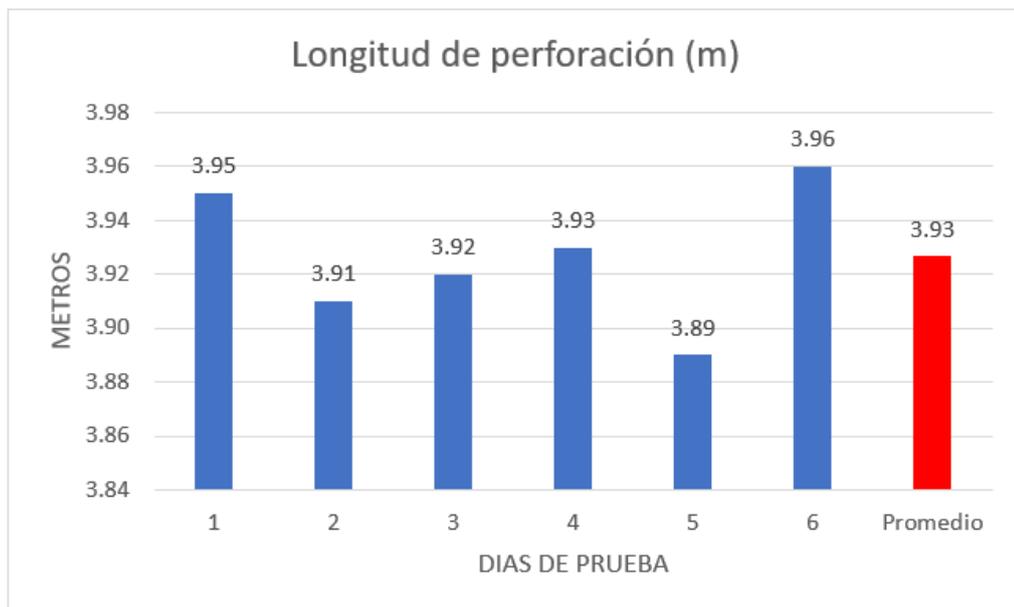
Resumen de pruebas realizadas con taladros de 14 pies.

| No. Día | Longitud de perforación (m) | Avance por disparo (m) | Eficiencia (%) | Sobrerotura (%) |
|-----------------|-----------------------------|------------------------|----------------|-----------------|
| 1 | 3.95 | 3.91 | 99% | 6 |
| 2 | 3.91 | 3.89 | 99% | 4 |
| 3 | 3.92 | 3.90 | 99% | 6 |
| 4 | 3.93 | 3.92 | 100% | 4 |
| 5 | 3.89 | 3.88 | 100% | 6 |
| 6 | 3.96 | 3.94 | 99% | 3 |
| Promedio | 3.93 | 3.91 | 99% | 4.83 |

De la tabla anterior se puede observar y analizar algunas características de los resultados en las Figuras siguientes.

Figura 14

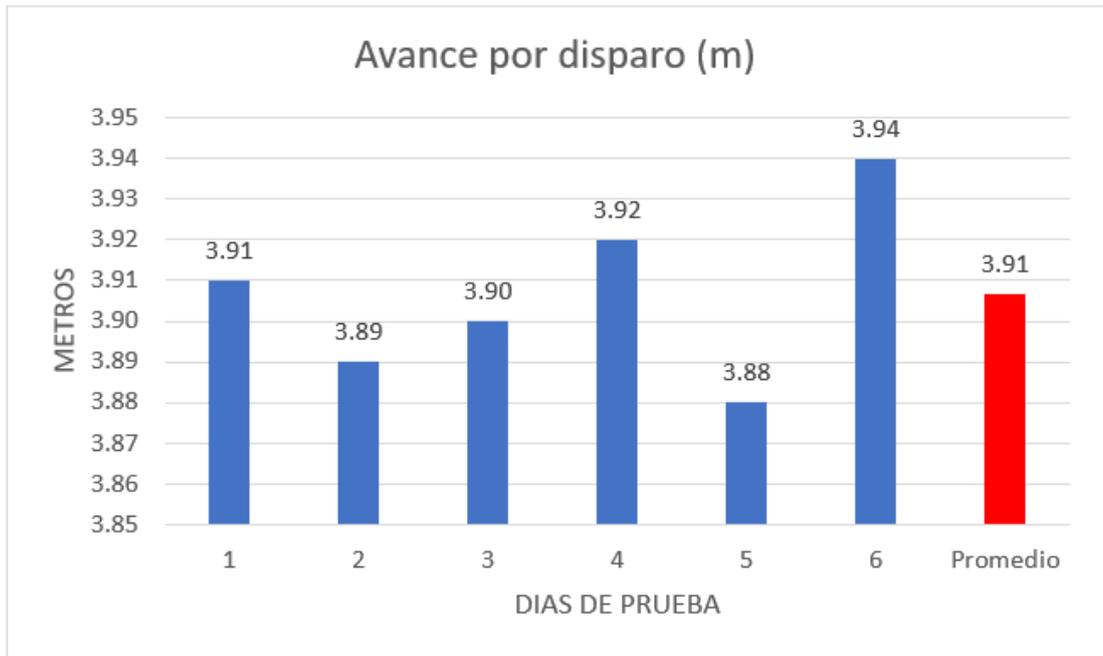
Longitud de perforación los días de prueba.



Como se puede observar en la Figura anterior el promedio de la longitud de perforación de los días de prueba es 3.93 metros.

Figura 15

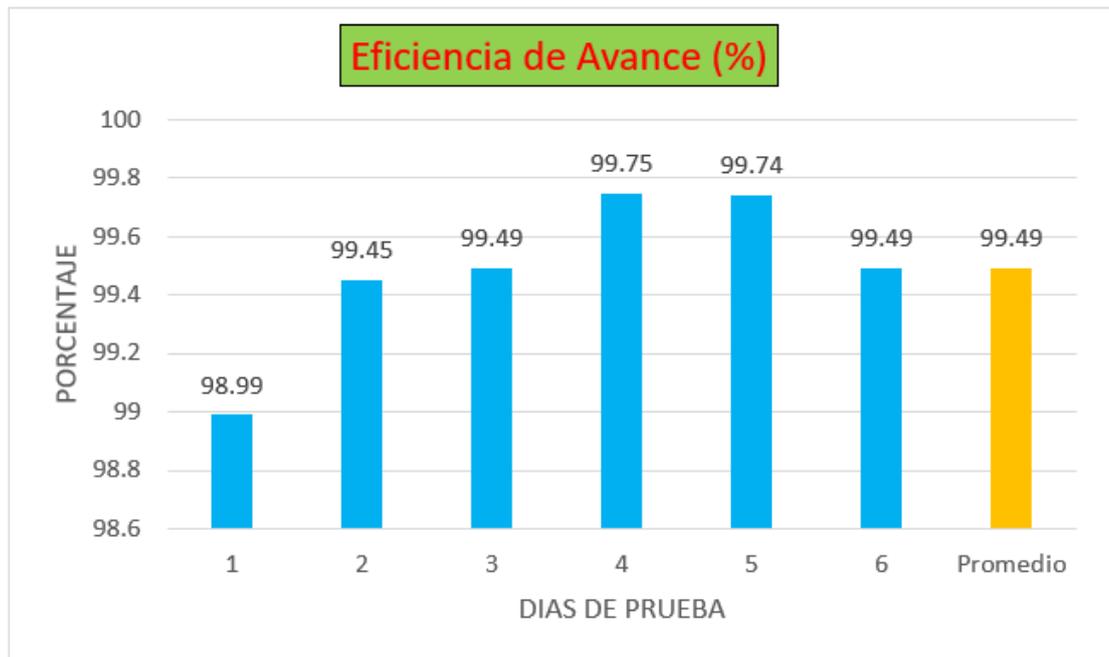
Avance por disparo en los días de prueba.



Respecto al avance por disparo, el promedio de la longitud de avance lineal alcanzado es de 3.91 metros.

Figura16

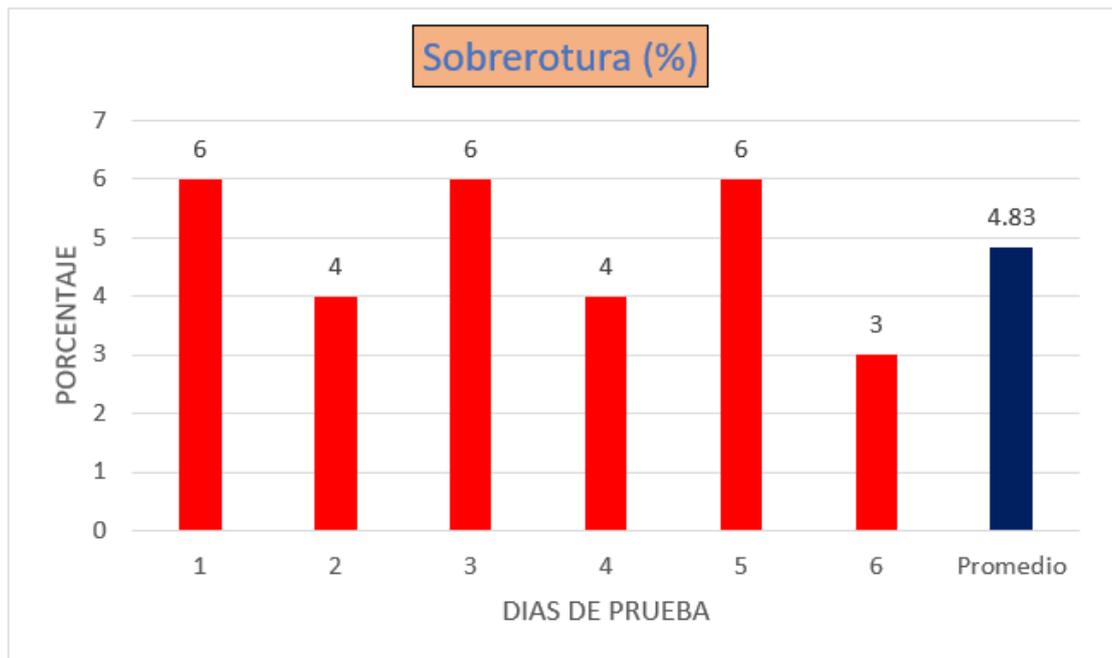
Eficiencia del avance en los días de prueba.



De la figura anterior se puede señalar que la eficiencia del avance promedio de los días en los que se realizó las pruebas fue del 99,49%. En casi todos los días se alcanzó valores mayores al 99%, salvo el día 1 que fue el 98.99%.

Figura 17

Sobrerotura en los días de prueba



De igual manera el promedio de los valores de la sobrerotura alcanzada es de 4,83%, que es menor al 10% propuesto como línea base por parte de la empresa minera.

4.2.2. Prueba de Hipótesis

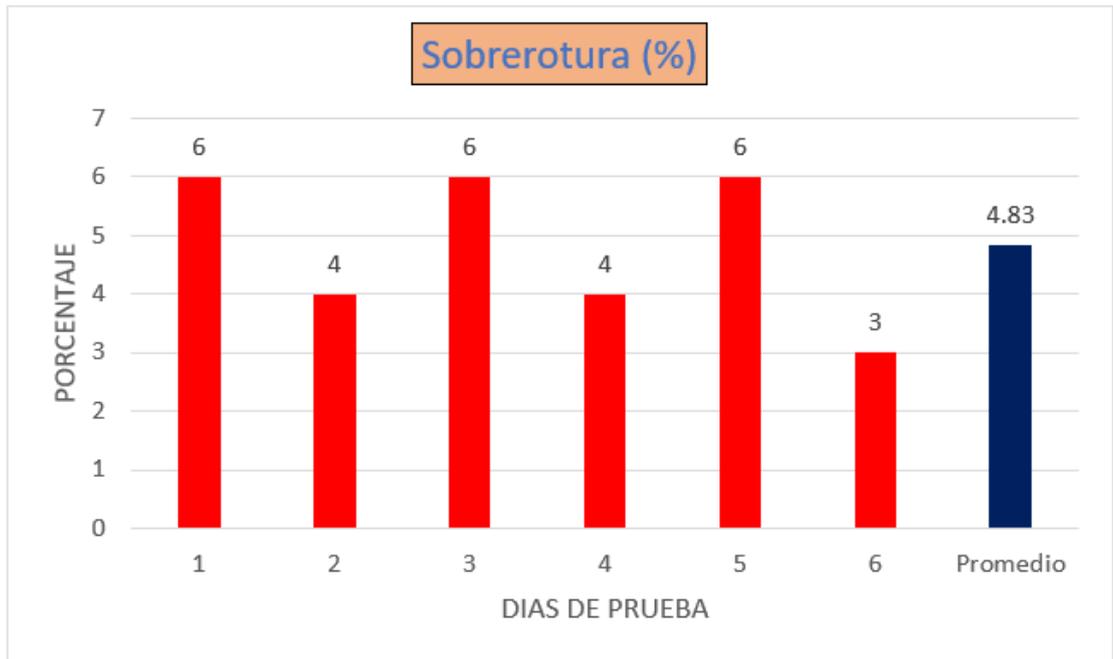
Hipótesis general

En la investigación se ha considerado como hipótesis general que: El diseño de mallas de perforación influye positivamente en la mejora del avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para demostrar esta hipótesis general se considera la Tabla siguiente:

Figura 18

Resumen de los indicadores.

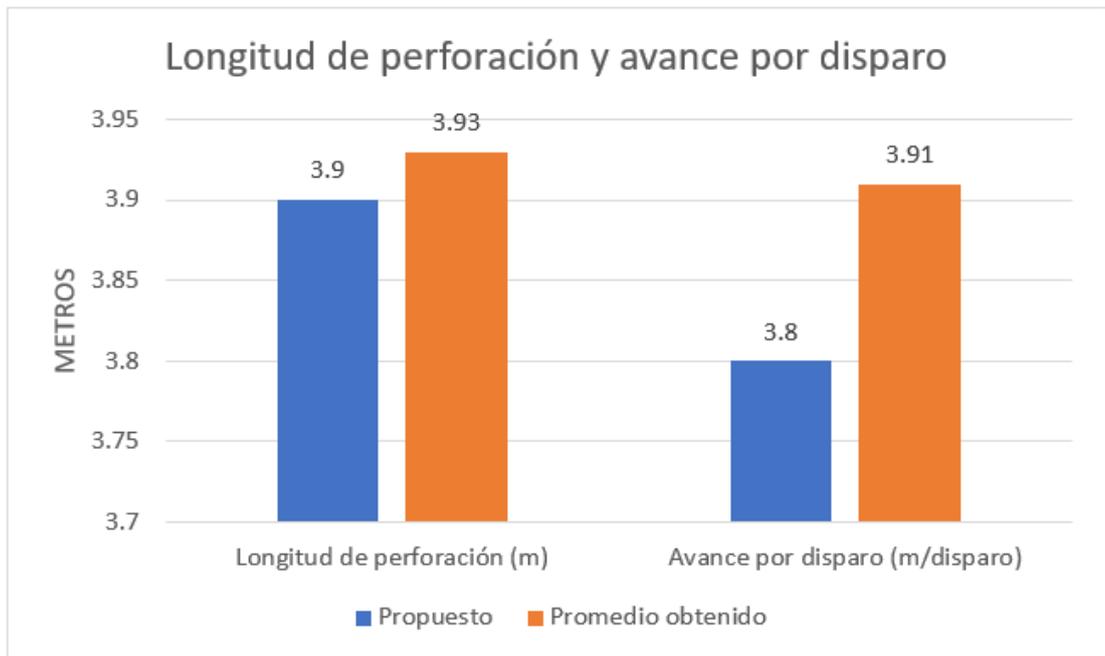


En la tabla anterior se tiene los principales indicadores relacionados al título de la investigación principalmente, posteriormente se presentará otra Tabla que se considera lo relacionado al consumo de explosivos, entre otros que también son parte de los indicadores de las operaciones de perforación y voladura.

En ese contexto para la demostración de la hipótesis general se tomó en cuenta la longitud de perforación y el avance por disparo, porque son los factores influyentes para el cumplimiento de los programas de avances. Para tal fin se adjunta Figura siguiente:

Figura 19

Resultados de la longitud de perforación y avance por disparo.



Como se puede apreciar en la Tabla 10 y la Figura 15, la longitud de perforación se ha cumplido al 100,8%; de igual manera el avance por disparo ha aumentado en 11 centímetros que la cantidad propuesta, esta significa un incremento del 2,9%. Entonces el cumplimiento de la longitud de la perforación y el incremento del avance por disparo permiten confirmar que la hipótesis general es verdadera.

Hipótesis específicas

a) El diseño de mallas de perforación influye positivamente en la mejora del factor de avance en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

Para esta hipótesis determinaremos el factor de avance tanto para el factor avance propuesto por la empresa, así como lo logrado en las pruebas realizadas. Posteriormente se adjunta la Tabla siguiente que permitirá identificar la veracidad de la hipótesis específica.

Tabla 9

Factor de avance

| Indicador | Cantidad de Explosivos por disparo (kg) | Longitud de avance (m/ disparo) | Factor de avance (k/ml) |
|-------------------|--|--|--------------------------------|
| Propuesto | 72 | 3.80 | 18.95 |
| Alcanzado | 72 | 3.91 | 18.41 |
| Diferencia | 0 | 0,11 | -0.54 |

De acuerdo con la tabla anterior se puede observar que el factor de avance propuesta fue de 18.95 kg/ml, este valor fue reducida a la cantidad de obtenida posteriormente como resultado de la investigación a 18.41 kg/ml, es decir, que se ha reducido en 0.540 kilogramos en promedio de las pruebas realizada. Por lo tanto, se puede concluir que la hipótesis específica es verdadera.

b) El diseño de mallas de perforación influye en la reducción de la sobrerotura de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.

En primer lugar vale recalcar que la preocupación del control de la sobrerotura se debe también a que se tiene mantener la labor de manera estable, y evitar la sobrerotura es una de las primeras acciones.

Para la demostración de la hipótesis tomaremos en cuenta la Tabla siguiente:

Tabla 10

Resumen de la sobrerotura

| No. Día | Sobrerotura (%) |
|-----------------|-----------------|
| 1 | 6 |
| 2 | 4 |
| 3 | 6 |
| 4 | 4 |
| 5 | 6 |
| 6 | 3 |
| Promedio | 4.83 |

Como se puede observar en la Tabla anterior, el promedio de la sobrerotura es 4.83%. Tal valor comparado con el 10% planteado como propuesta es menor en 51,7%. Este valor es importante y con ello se puede concluir que la hipótesis específica es verdadera.

De acuerdo con Romaní, R. (2018) en su estudio “Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.”, concluye que avance promedio por disparo fue de 3.02 m que representa el 95% de la longitud perforada que era 3.20m. de la longitud de perforación. De igual manera la sobre rotura llegó a ser 4.86%. En la investigación realizada se ha logrado un avance del 99%, mientras que en la sobrerotura se alcanzó el 4.83%. En ambos casos es importante señalar que el diseño de las mallas considerando las condiciones geomecánicas es muy importante y necesario.

CONCLUSIONES

1. Con el fin de diseñar la malla de perforación y voladura se tomó en consideración el estudio geomecánico que en la Veta Rosa María el valor RMR varía de 22 a 44, es decir es de calidad mala IVB a regular IIIB.

2. La cantidad de taladros determinados para el diseño fue de 38 taladros, en la practica al considerar la voladura controlada fue en total 39 taladros.

3. De los resultados se tiene que la longitud de perforación fue del 100,8% de la línea base; el avance por disparo ha aumentado en 11 centímetros y significa un incremento del 2,9%.

4. El factor de avance propuesta fue de 18.95 kg/ml, este valor fue reducida a la cantidad de 18.41 kg/ml, es decir, que se ha reducido en 0.540 kilogramos en promedio de las pruebas realizada.

5. El promedio de la sobrerotura es 4.83%. Tal valor comparado con el 10% planteado como propuesta es menor en 51,7%. Esto valor es importante porque permite inducir que la estabilidad de la labor será mejor.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda pintar la malla de perforación y voladura para cada disparo.
2. Se recomienda capacitar permanentemente al personal encargado de las operaciones de perforación y voladura.
3. Se recomienda considerar para el diseño de la malla de perforación y voladura la evaluación geomecánica del macizo rocoso.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

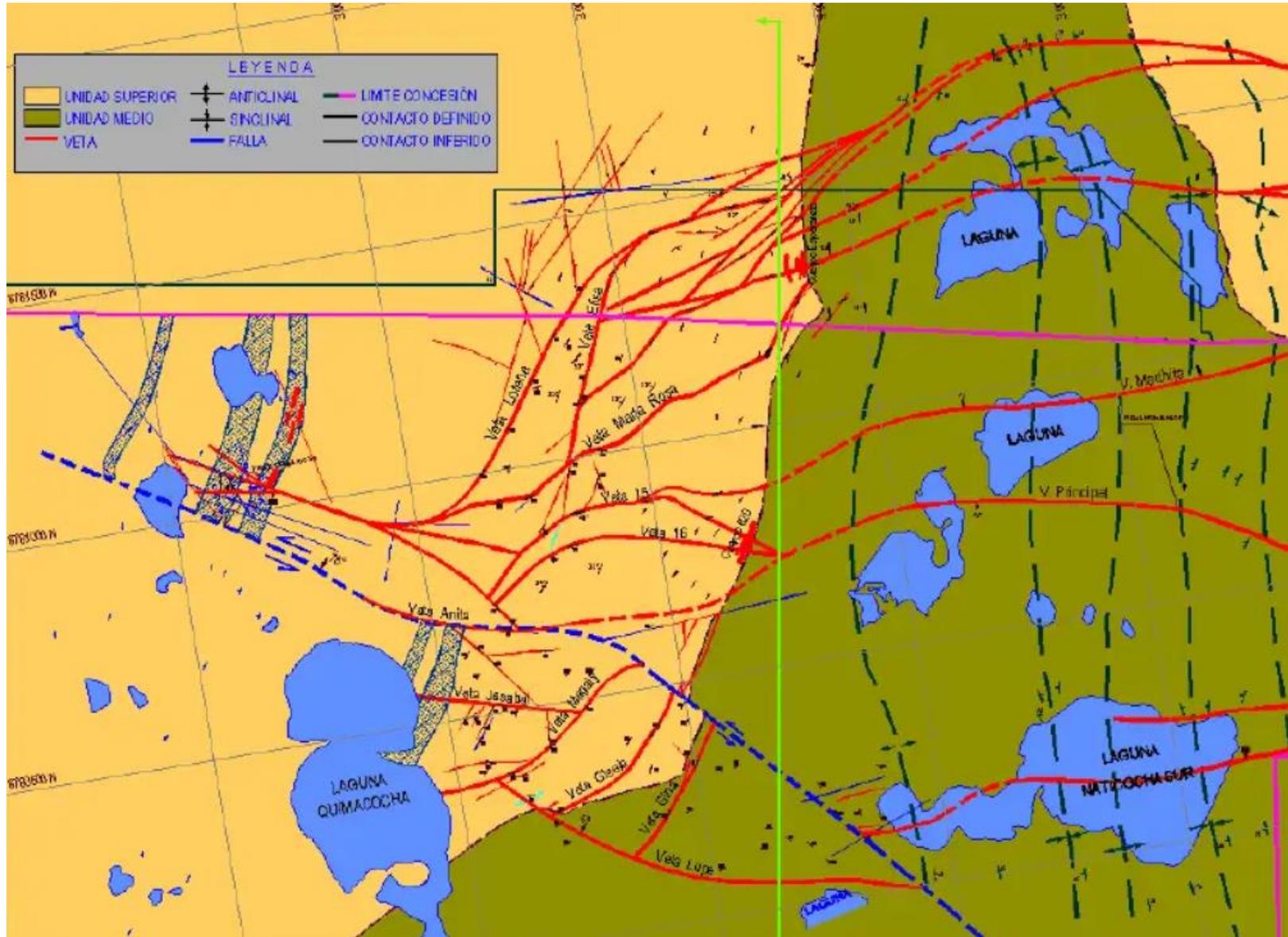
- Baena , G. (2014). *Metodología de la investigacion*. Grupo Editorial Patria.
- BELTRAN, S. (2022). “*DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA OPTIMIZAR LA PRODUCTIVIDAD EN UNA MINA SUBTERRÁNEA EN PATAZ LA LIBERTAD 2020*”. [tesis de licenciamiento, Universidad Privada del Norte.
- BERNAL, C. (2010). *Metodología de la investigacion, tercera edicion*. Pearson Educacion de Colombia Ltda.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforacion y voladura de rocas en mineria*. DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE RECURSOS MINERALES Y OBRAS SUBTERRÁNEAS, Universidad Poitecnica de Madrid.
- BERROSPI, V. (2019). *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A*. [tesis de licenciamiento de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion] repositorio de la Universidad nacional Daniel Alcides Carrion.
- CHAMBI, E. (2018). *EVALUACIÓN TÉCNICA – ECONÓMICA Y ECOLÓGICA DE LA APLICACIÓN DE EMULSIÓN GASIFICABLE EN LUGAR DE HEAVY ANFO TRADICIONAL EN MINA APUMAYO*. [tesis de licenciamiento, U.N. San Agustin de Arequipa] repositorio institucional U.N. San Agustin de Arequipa.
- ENAEX. (s.f.). *Manual de tronadura ENAEX S.A*. ENAEX, Gerencia tecnica.
- ESCRIBA, E. (2018). [tesis de licenciatura, U. N. San Agustin de Arequipa]repositorio institucional U.N.San Agustin de Arequipa.
- EXSA. (s.f.). *Manual practico de voladura, 4ta edicion*. exsa.
- GADIKOR, J. (2018). *Optimizacion de la perforacion y voladura en el tajo abierto de una mina de cobre*. [tesis de maestro Universidad de Montana Tech] repositorio de la universidad de Montana Tech.
- Hernandez ; Fernandez; Baptista, R. (2014). *Metodología de la investigacion, sexta edicion*. MCGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A. DE C.V.

- HUINCHO, J. (2022). *Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.* [tesis de licenciamento Universidad continental] repositorio institucional Universidad Continental.
- Instituto Geologico y Minero de España. (1987). *Manual de perforacion y voladura de rocas.* Instituto Geologico y Minero de España.
- Ministerio de Energia Y Minas MEM - D.S. 024 - 2016. (2016). Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.
- POMASONCCO, A. (2021). *Aplicación de la voladura de pre-corte en las labores de desarrollo de la mina MARSÁ para la reducir la sobrerotura en el macizo rocoso.* [tesis de licenciamento Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas] repositorio institucional Universidad peruana de Ciencias Aplicadas.
- REPUBLICA DE COLOMBIA, MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA . (2003). *Glosario tecnico minero.* Colombia.
- ROMANI, R. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.* [tesis de licenciamento Universidad Nacional del Centro del Peru] repositorio Institucional Universidad Nacional del Centro del Peru.
- SAUCEDO, ZEGARRA, G. (2022). *Diseño y aplicacion de una nueva malla de perforacion y voladura para optimizar los costos en una unidad minera de la Libertad . 2021.* [tesis de licenciamento Universidad Privada del Norte] repositorio institucional Universidad Privada del Norte.
- SOCIEDAD NACIONAL DE MINERIA PETROLEO Y ENERGIA. (2004). *Manual de geomecanica aplicada a la prevencion de accidentes por caida de rocas.*
- Universidad de Chile . (2017). *Apuntes del curso de explotacion de minas, Julian Ortiz C.*
- Universidad Politecnica de Madrid . (2020). *Introduccion a la Minería Subterranea. Vol. IV Metodos de explotacion de interior .*

ANEXOS

Instrumentos de recolección de datos

Plano Geológico de Unidad Minera Animón:



Características Geomecánicas Veta MARIA ROSA:

Clasificación con índice Q de Barton

| | | |
|--------------|--------------------------------------|----------|
| RQD | Índice de calidad de roca | 25 – 50% |
| Jn | Nº. de familias de discontinuidades | 6 – 3 |
| Jr | Rugosidad planos de discontinuidades | 1.5 – 3 |
| Ja | Alteración de discontinuidades | 6 – 1 |
| Jw | Presencia de agua | 1.0 |
| SRF | Factor de reducción de Esfuerzos | 10 – 5 |
| Q | $RQD/Jn \times Jr/Ja \times Jw/SRF$ | |
| Q | Entre: 0.10 a 10 | |
| Tipo de Roca | Muy Mala a Regular. | |

Clasificación con índice RMR de Bieniawski

| | |
|--|----------------|
| Resistencia a la Compresión Uniaxial: | 2 |
| Índice de la Calidad de la Roca (RQD): | 3 – 8 |
| Espacio entre discontinuidades: | 10 – 20 |
| Condición de las discontinuidades: | 12 |
| Condición de Infiltración de agua: | 7 |
| Orientación de las discontinuidades: | (-)10 – (-)5 |
| RMR | 24 a 44 |
| Tipo de Roca IV a III: | Mala a Regular |

Clasificación con índice GSI de Hoek.

| | |
|--------------------------|--|
| Grado de fracturamiento: | Muy a Intensamente Fracturada, RQD = 25 – 50% |
| Condiciones: | Pobre, blanda muy alterada, se indenta superficialmente. |
| Relleno de Fracturas: | Intensamente Fracturada, con un sistema de discontinuidades más dos aleatorias; relleno de calcita, arenas y carbonatos. |
| Clasificación GSI: | MF / P: Intensamente Fracturada, Pobre. |

Matriz de Consistencia

| MATRIZ DE CONSISTENCIA | | | | |
|---|--|---|---|---|
| TITULO | PROBLEMA | OBJETIVO | HIPÓTESIS | VARIABLES |
| <p>“Diseño de mallas de perforación para mejorar avances en labores subterráneas en Mina Animon - Compañía Minera Chungar S.A.C.”</p> | <p>5.2.1 Problema general ¿Cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de los avances en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p> <p>5.2.2 Problemas específicos</p> <p>a. ¿De qué manera el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de los factores de carga en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p> <p>b. ¿Cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de la estabilidad de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.?</p> | <p>Objetivo general Determinar cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de los avances en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a. Determinar de qué manera el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de los factores de carga en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>b. Analizar cómo el diseño de mallas de perforación influye en la mejora de la estabilidad de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> | <p>5.2.1 Hipótesis General El diseño de mallas de perforación influye positivamente en la mejora de los avances en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>5.2.2 Hipótesis específicas</p> <p>Hipótesis específica a. El diseño de mallas de perforación influye positivamente en la mejora de los factores de carga en las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> <p>Hipótesis específica b. El diseño de mallas de perforación influye en la mejora de la estabilidad de las labores subterráneas en mina Animón de la Compañía Minera Chungar S.A.C.</p> | <p>5.2.1 - Variable general</p> <p>•Variable Independiente: “Diseño de mallas de perforación y voladura”</p> <p>•Variable Dependiente: “Avances en labores subterráneas”</p> <p>5.2.2 Variables específicas</p> <p>•Para la hipótesis a. Variable independiente Diseño de mallas de perforación.</p> <p>Variable dependiente Factores de carga.</p> <p>•Para la hipótesis b. Variable independiente Diseño de mallas de perforación.</p> <p>Variable dependiente Estabilidad de labores subterráneas.</p> |