



UNIVERSIDAD
PRIVADA
DEL NORTE

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“ESTUDIO GEOMECÁNICO PARA REALIZAR EL DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE UN TÚNEL MINERO UBICADO EN LA REGIÓN CAJAMARCA”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Elder Valdivia Armas

Asesor:

Ing. Elmer Ovidio Luque Luque

Cajamarca - Perú

2021

DEDICATORIA

A Dios, a mis padres, hermanos y amigos por su apoyo, motivación y consejos para lograr ser un profesional de éxito.

Elder Valdivia

AGRADECIMIENTO

Antes de todo gracias, a Dios por la oportunidad de estar encaminado en la lucha de mi futuro profesional, a mi adorada familia que son mi fortaleza para todo, a mis profesores por todo el soporte y respaldo técnico durante toda mi formación académica, a mis asesores por todo su empeño en lograr en mí una adecuada enseñanza, a mis compañeros de estudios por todo lo compartido y aprendido. A todos ellos mi más profundo agradecimiento, el apoyo que me han brindado ha sido uno de los más impactantes en mi vida y en este camino hacia mi realización profesional, siempre apoyándome, alentándome y comprendiendo. Siempre serán para mí las personas en las que me puedo apoyar, el regazo donde puedo realmente descansar.

Muchas gracias, madre incansable como tú no hay nadie, muchas gracias, amor por todo tu tiempo en mi vida.

Elder Valdivia

INDICE

| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| DEDICATORIA | 2 |
| AGRADECIMIENTO | 3 |
| ÍNDICE DE TABLAS | 5 |
| ÍNDICE DE FIGURAS | 6 |
| ÍNDICE DE ECUACIONES | 7 |
| CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN | 9 |
| 1.1. Realidad problemática | 9 |
| 1.2. Formulación del problema | 27 |
| 1.3. Objetivos | 27 |
| 1.3.2. Objetivos específicos | 28 |
| 1.4. Hipótesis | 28 |
| CAPÍTULO II. METODOLOGÍA | 29 |
| 2.1. Tipo de investigación | 29 |
| 2.2. Población y muestra | 29 |
| 2.2.2. Población | 29 |
| 2.2.3. Muestra | 29 |
| 2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos | 30 |
| 2.4.1. Técnicas | 30 |
| 2.4.2. Instrumentos | 31 |
| 2.5. Procedimiento | 31 |
| CAPÍTULO III. RESULTADOS | 35 |
| 3.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso del túnel minero | 35 |
| 3.2. Diseño de la malla de perforación de un túnel minero | 36 |
| 3.3. Reducción de los costos operativos al aplicar el diseño de malla propuesta | 54 |
| CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES | 58 |
| 4.1. Discusión | 58 |
| 4.2. Conclusiones | 60 |
| REFERENCIAS | 62 |
| ANEXOS | 66 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|-----------------------------------------------------------------|----|
| Tabla 1. Procedimiento para elaborar el documento de tesis..... | 32 |
| Tabla 2. Resumen del RMR..... | 36 |
| Tabla 3. Trabajos deficientes de voladura..... | 54 |
| Tabla 4. Consumo de explosivos por meses. | 55 |
| Tabla 5. índice de reducción de costos trimestrales..... | 56 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Figura 1. Zonas de una voladura en un frente..... | 14 |
| Figura 2 . Esquema de Burden en el arranque | 16 |
| Figura 3. Arranque de cuatro secciones..... | 17 |
| Figura 4.Tabla GSI..... | 35 |
| Figura 5. Estándares de perforación..... | 44 |
| Figura 6. Estándares de voladura. | 45 |
| Figura 7. Acumulación de Bancos de 56 cm aprox. en la parte derecha de la carga. | 45 |
| Figura 8. Acumulación de Carga de 30 cm aprox. lado izquierdo..... | 46 |
| Figura 9. Presencia de fallas con aberturas sin relleno. | 46 |
| Figura 10. Malla de perforación para tajos. | 47 |
| Figura 11. Malla perforada..... | 50 |
| Figura 12. Se aprecia las cañas de la voladura controlada realizada con taladros de alivio. | 51 |
| Figura 13. Malla de perforación que se está aplicando - rp 415 s (-)..... | 53 |
| Figura 14. Representación geométrica del criterio de Langefors..... | 54 |
| Figura 15. Disparo del 14/01/2020 Día – Tj 427 E – NIVEL 10..... | 49 |
| Figura 16. Distribución de energía en los taladros de carga. | 50 |
| Figura 17. Trabajo Deficientes de Voladura por Meses..... | 55 |
| Figura 18. Costo del consumo de explosivo mensual. | 56 |
| Figura 19. Índice de reducción de trimestre..... | 57 |

ÍNDICE DE ECUACIONES

| | |
|----------------------------------------------------------------------|----|
| Longitud de avance | 15 |
| Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente..... | 15 |
| Cálculo del diámetro del taladro vacío | 15 |
| Cálculo de Burden en los taladros de arranque..... | 16 |
| Cálculo de RDQ | 22 |
| Cálculo de RMR..... | 23 |
| Cálculo de Q..... | 23 |

RESUMEN

El objetivo del estudio fue realizar el estudio geomecánico para realizar el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca, para ello se plantearon los objetivos específicos realizar la caracterización geomecánica, diseñar la malla de perforación y determinar la reducción de los costos operativos al aplicar el diseño de malla propuesta. La investigación es aplicada, explicativa, cuantitativa y experimental. El túnel minero ubicado en la región Cajamarca, presenta RMR de 55, calificándola como roca regular, además presenta un GSI de 50 y Q de 4, todos estos parámetros se calcularon bajo la clasificación de Bienawski. El diseño de la malla de perforación de un túnel minero es largo del tajeo 40 m, ancho del tajeo 4 m, altura del tajeo 4 m, diámetro del taladro 51 mm, longitud del barreno 3.65 m (12'), longitud promedio de perforación es 3.20 m, utilizando malla Cuadrada. En la práctica para distribuir la carga explosiva, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome). Con el diseño de malla de perforación y voladura en los frentes de avance se obtiene una reducción de costos en los dos trimestres a una diferencia de s/. 43 591,68 por mes en la empresa en estudio.

Palabras clave: caracterización geomecánica, malla, perforación y voladura.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

En la actualidad no hay un método práctico para diseñar una malla de perforación y voladura en operaciones subterráneas, como frentes, galerías, rampas, túneles, etc.; por ello para lograr una voladura adecuada se realizan constantes pruebas, lo cual genera altos costos operativos (Chipana, 2015).

En Perú, las empresas mineras tienen la necesidad de reducir costos en el cumplimiento de los programas de avance de la empresa, tales como labores de exploración, desarrollo y preparación, destinadas a ejecutarlas con eficiencia, cuidando la significación de sus costos; han hecho que continuamente se vayan diseñando modalidades destinadas a mejores logros; la actividad de perforación y voladura es el primer trabajo en la operación de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella (Rodríguez, 2015).

En la región Cajamarca, empresas dedicadas a la minería subterránea explican que la mala distribución de la carga explosiva genera voladuras secundarias producto de la presencia de tiros cortados y soplados, bancos de gran dimensión que generan una condición sub estándar. Trayendo todo esto como consecuencia que los costos de perforación y voladura, y de todo el ciclo de minado aumente (Llaique y Sánchez, 2015).

Dentro de los antecedentes tenemos:

Sánchez (2014), realizó su Tesis: *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth*, en la Universidad Central de Ecuador, tuvo como objetivo encontrar falencias en el número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance de la frente y tiempo destinado a las labores de barrenación y cargado de sustancia explosiva y con ellas en el costo de explotación. El autor concluyó que la roca es de muy buena calidad (RMR dentro del rango 80 – 100) y además determinó con el diseño de malla de perforación propuesto aplicando la nueva teoría para calcular el burden, se necesita usar explosivos con alta velocidad de detonación para reducir el número de taladros (de 62 a 48) y la cantidad de sustancia explosiva requerida en cada voladura, mejoras que disminuirán (de 5h43 a 4h42). De este antecedente se utilizará el procedimiento para determinar el diseño de malla, así como los estudios geomecánicos que se deben realizar.

Buele (2017), presentó su Tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas titulada: *“Optimización en los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos”* a la Universidad del Azuay. Explicó que al aplicar la malla de perforación y voladura optimizada en la mina Cabo de Hornos, se ha incrementado la eficiencia de avance en un 12% (del 83% al 95%). El nuevo diseño redujo el número de tacos de explosivos de 50 a 46 en las cargas de fondo y de 100 a 92 en la carga de columna. Otro aspecto en tomar en cuenta que con la misma perforación aparente se genera en la nueva malla una mejor perforación específica de 11,90 m/m³ a 10,38 m/m³ es decir, la relación perforación total/volumen, de la misma forma se observa en el consumo específico de sustancia explosiva 8,51 a 6,82 kg/m³ (consumo explosivo/volumen) por lo tanto, se demuestra que un mayor avance del frente no es proporcional a la cantidad de carga explosiva, sino que depende de una mejor distribución. Una de las variantes más importantes en el diseño optimizado es la

distribución de los taladros, cuyos cálculos de ingeniería determinan tres taladros de alivio con un ángulo de 45° y espaciamiento 7 cm entre los mismos influyendo significativamente en los resultados (eficiencia) de avance del frente en comparación con la malla anterior.

Valenzuela (2016), presentó su Tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas titulada: *“Mejoramiento de las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas; caso tajo mariano, unidad minera San Rafael”* a la Universidad de Cuenca, con el objetivo de mejora las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas, caso Tajo Mariano unidad minera San Rafael – Minsur. Con los resultados obtenidos se llegó a concluir que el diseño de mallas de perforación según Pearse es el adecuado para el tipo de explotación con los factores que se presentaron en la operación, asimismo la técnica de perforación tipo Casing disminuyó el porcentaje de desviación de los talados; con el se redujeron los costos de producción.

Montiel (2016), presentó su Tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas titulada: *“Optimización del diseño de perforación y voladura aplicando cámara de aire con el explosivo Fortis Extra, mina Paso Diablo, carbones del Zulia S.A, estado Zulia”*, con el objetivo Optimizar los diseños de perforación y voladura en función de las características del macizo rocoso. Conllevando a inferir que los pisos de los mantos menos resistentes y fáciles de volar son aquellos que necesitan un factor de carga de 0,30 y 0,31 Kg/m³, la diferencia es de 0,01 Kg/m³ se debe a que entre ellos este valor no reflejará gran discrepancia en los parámetros de voladura; asimismo, mediante cámaras de aire optimizó sus parámetros de perforación y voladura en 40%, por lo que es necesario el aumento de la longitud de la sobreperforación debido a que los

desniveles por encima del piso del banco se encuentran en promedio en 1,4 metros, representando un 12% de la altura de banco de trabajo.

Chipana (2015), en “*Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.*”; tuvo como objetivo determinar deficiencias de perforación y voladura que incurrieron a los altos costos a la contrata minera. Para lo cual, diseñó una malla de perforación con burden de 0.56m, espaciamiento de 0.608m, longitud de barreno de 1.52m, diámetro de broca de 38mm, profundidad de taladro a perforar de 1.38m, y un avance efectivo de 1.31m, el número de taladros se ha disminuyó en los cuadradores y en los arrastres sumando un total de 42 taladros por disparo.

Por ende, con el nuevo diseño de malla se estandarizó parámetros en diseño de perforación, disminución en número de tiros sopladados y cortados, y redujo los costos de perforación de US\$ 98,48 a US\$ 87,25. Se concluyó que la propuesta un nuevo diseño de malla de perforación y redujo los costos de perforación a US\$ 87,25 por disparo. Este antecedente tiene la misma finalidad que esta investigación diseñar la adecuada malla a partir de las características del macizo, por lo tanto, se tuvo como base los pasos para diseñar una malla de perforación.

Perforación y voladura. Respecto a la perforación y voladura, se considera que es una técnica que se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

Diseño de mallas de perforación en minería subterránea. Según Chinchay (2018), los parámetros que se consideran en el diseño de malla de perforación dependen de

variables controlables y no controlables:

Parámetros no controlables.

Parámetros del macizo rocoso.

Parámetros controlables.

Diseño geométrico y dimensionamiento de la sección.

Parámetros de perforación.

Parámetros de explosivos.

Parámetros de carguío.

Parámetros de tiempos y secuencias.

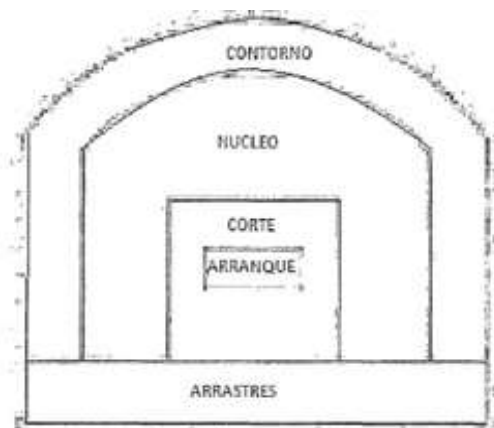
Actualmente, existen teorías o métodos con modelos matemáticos que muestran el diseño de mallas de perforación en voladuras subterráneas, las cuales tienen limitaciones para su aplicación, tal como se menciona en el siguiente: El Método de Roger Holmberg para diseño de malla en Túneles; El modelo matemático de áreas de influencia para diseño de malla galerías; La teoría de la Conminución para diseño de malla en rampas; Métodos empíricos, que calculan número de taladros (Chinchay, 2018). En el presente estudio se aplicará el Método de Roger Holmberg, para tal, se considera lo siguiente:

Diseño del arranque. El tipo de arranque utilizado en este modelo de diseño será el corte cilindro; que comprende a un grupo de taladros de diferentes diámetros y que son paralelo entre sí, de forma que los taladros de alivio son de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.

La perforación en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre (Valenzuela, 2017).

Figura 1.

Zonas de una voladura en un frente.



Fuente: Valenzuela (2017)

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance. En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material,

el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Altamirano y Santamaria, 2018).

Longitud de avance. El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "x" pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros "L" (Novoa y Salazar, 2017).

$$X = 0.95 * L$$

Longitud de avance esperado en función del diámetro equivalente. En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1\phi - 39.4\phi^2$$

Dónde:

ϕ = Diámetro del taladro vacío

Cálculo del diámetro del taladro vacío. Cuando se utilizan arranques de "NB" taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo (Pachas, 2017):

$$\phi = \phi_2 * \sqrt{NB}$$

Dónde:

ϕ_2 = Es el diámetro del taladro vacío de menor diámetro.

Cálculo de Burden en los taladros de arranque.

Por principio de longitud de arco, se tiene que:

$$B = 1.57\phi$$

Luego se calcula el Burden práctico, de la siguiente manera

$$B_p = B - E_p$$

Donde:

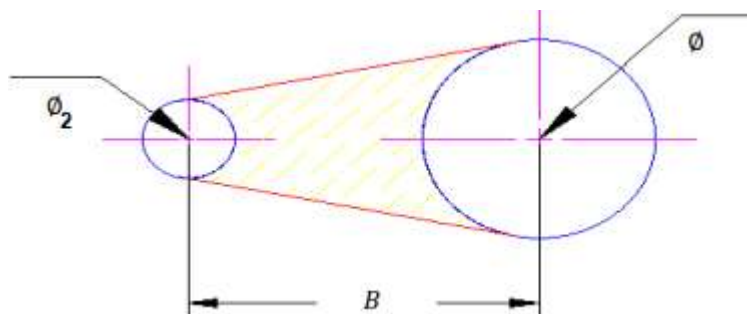
B_p : Burden práctico en arranque

B : Buren máximo en taladros de alivio en arranque

E_p : Error de perforación

Figura 2 .

Esquema de Burden en el arranque



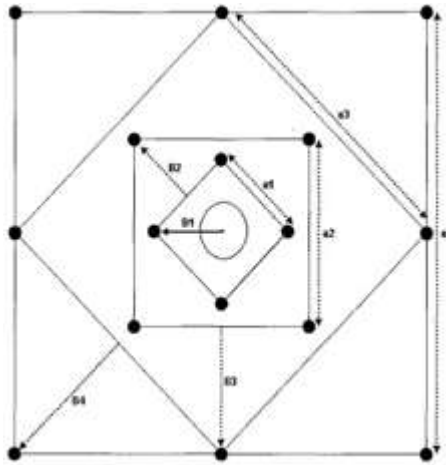
Fuente: Chinchay (2018)

Diseño de los taladros de arranque de cuatro secciones

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 2. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7 \emptyset ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío (Buele, 2017).

Figura 3.

Arranque de cuatro secciones.



Fuente: (Buele, 2017).

Diseño de taladros de arrastre

Para los taladros de arrastre sometidos en filas se calculará el Burden considerando mínimo la presencia de 2 caras libres

La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad. Evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente. Los conocimientos necesarios que le faltan para mejorar su trabajo, el perforista debe ser consiente en su capacitación buscando ser multihabiloso, flexible al cambio permanente, participando en grupos de mejoramientos continuo (Becerra y Hernández, 2016).

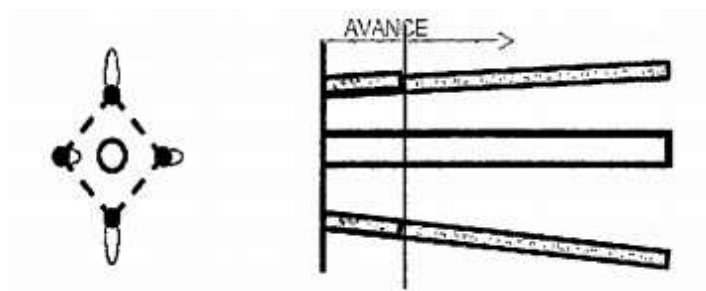
Errores en la perforación

A continuación, se muestra los errores en la perforación, de los cuales son causantes de trabajos de mala calidad en avances (Buele, 2017).

- Huevo de alivio de diámetro muy pequeño: Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo (Altamirano y Santamaria, 2018).



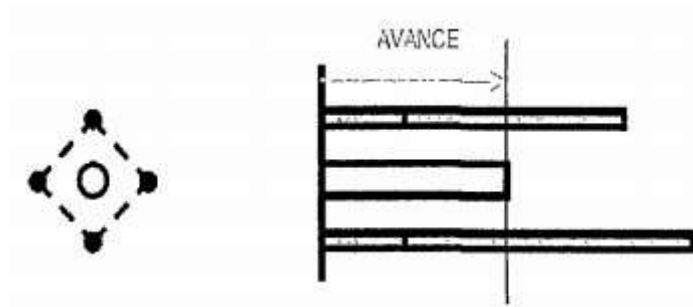
- Desviaciones en el paralelismo: En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías (Altamirano y Santamaria, 2018).



- Espaciamientos irregulares entre taladros: Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo (Altamirano y Santamaria, 2018).



- Irregular longitud de los taladros: Influye en el avance (Especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular (Altamirano y Santamaria, 2018).



Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca (Novoa y Salazar, 2017).

Por otra parte, la *mecánica de rocas* estudia de manera teórica y práctica las propiedades y comportamiento mecánico de los materiales rocosos, y de su respuesta frente a la acción de fuerzas aplicadas en su entorno físico. En este sentido, mediante ensayos de laboratorio se determinan las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa que definen su comportamiento mecánico, a la vez de que los ensayos in situ caracterizan las propiedades de los macizos rocosos en su estado y condiciones naturales (Chinchay, 2018).

Asimismo, *los modelos geomecánicos* comprenden las propiedades mecánicas de las rocas y de los macizos rocosos, así como las propiedades mecánicas de las discontinuidades, incluyendo los ensayos para determinar las mencionadas propiedades y las tensiones existentes en el macizo rocoso (Chinchay, 2018).

Para la *caracterización del macizo rocoso*, es importante tener en cuenta la diferencia

entre la matriz rocosa, discontinuidades y macizo rocoso. La *matriz rocosa* es el material rocoso que carece de las *discontinuidades* que es cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que separa los bloques de matriz rocosa en un *macizo rocoso*, el cual es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades confiriéndole ser medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos (Torres y Castillejo, 2018).

La *caracterización del macizo rocoso* se realiza mediante el estudio detallado de los datos recopilados tanto en el laboratorio (ensayos que determinan las propiedades físicas y mecánicas); así como en los ensayos in situ (como el levantamiento del mapeo geomecánico y prueba de detonación de taladro) para la estimación del comportamiento del macizo (Torres y Castillejo, 2018).

Según Hudson (1989), son las propiedades que condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento resistente, deformacional e hidráulico de los macizos rocosos. Y para su estimación es necesario definir la cantidad de familias presentes, las características y propiedades de los planos de discontinuidad, como son físicas y geométricas para cada una de las familias (Bustamante, 2013).

- Identificación: tipo de plano (estratificación: S0, esquistosidad: S1, juntas: J1, J2, fallas: F1, F2, etc.)
- Características (para cada tipo o familia de discontinuidades):
 - Orientación: dirección y buzamiento (valores)
 - Espaciado, en mm (7 clases)
 - Continuidad según dirección y buzamiento, en m (5 clases)
 - Rugosidad, establecer tipos y clases en cada tipo (3 x 3 clases)
- Apertura, en mm (9 clases)

- Ancho C/relleno:
 - Composición
 - Espesor, en mm
- Grado de meteorización
- Filtraciones o existencia de agua,
- Resistencia a la compresión de las paredes (Depende del tipo de matriz rocosa, del grado de meteorización y de la existencia o no de relleno.):
 - Índices de campo
 - Valor del penetrómetro de bolsillo (martillo Schmidt)
- Resistencia al corte (parámetro cuantitativo)

La *clasificación de los macizos rocosos* con fines geomecánicos, es la obtención de diversos parámetros para su empleo en diseño y proyectos de la ingeniería, implica el estudio geológico del comportamiento de rocas (Pantaleón y Carbajal, 2017). Las clasificaciones más usadas en mecánica de rocas son las denominadas clasificaciones geomecánicas, las más conocidas y utilizadas son: RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI; estas establecen diferentes grados de calidad del macizo en función de las propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

El Sistema *RMR* (Rock Mass Rating), introducido por Bieniawski (1976), es posiblemente la clasificación geomecánica más usada, inicialmente pensado para valorar la estabilidad y los soportes requeridos en túneles, ha resultado ser apto también para la valoración de la estabilidad en taludes. El RMR es una clasificación geomecánica, en la que se tienen en cuenta los siguientes parámetros del macizo rocoso (Bustamante, 2013):

- (1) *Resistencia a compresión uniaxial*. Se determinadas mediante diferentes formas de ensayo que son los siguientes: 1) mediante ensayo de campo; que se realiza mediante el uso de Martillo de Schmidt, que mide el índice de rebote con respecto al ángulo de impacto, 2) mediante el uso del martillo del geólogo que mide el índice de la calidad a través de golpes de impacto y 3) mediante ensayos de laboratorio; se realiza con ensayos triaxiales o ensayos de carga puntual
- (2) *RQD*, comprende el cálculo mediante la función del número de fisuras, por metro lineal, que se establece mediante a siguiente expresión:

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)}x(1 + 0.1\lambda)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{número de discontinuidades}}{\text{longitud lineal (m)}}$$

- (3) Espaciado de las discontinuidades, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona a estudio.
- (4) Condición de las discontinuidades, que incluye:
- i. Longitud de la discontinuidad
 - ii. Abertura
 - iii. Rugosidad
 - iv. Relleno
 - v. Alteración
- (5) Presencia de agua subterránea

A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor, el RMR se obtiene como la suma de todos ellos.

RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)(Bieniawski, 1989).

Otra de las clasificaciones geomecánicas es el *Índice Q de Barton (Rock Mass Quality)*. Esta clasificación Geomecánica fue desarrollado por Barton en 1974, que se basa en el índice de calidad Q que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, de manera que dicho índice viene dado por la siguiente expresión (Chinchay, 2018):

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD : Índice de calidad de la roca.

J_n : Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de Familias.

J_r : Índice de rugosidad de las juntas.

J_a : Índice de alteración de las juntas.

J_w : Factor, factor de reducción por presencia de agua en las Juntas.

SRF : Factor de reducción por esfuerzos

Finalmente, el *Índice de resistencia geológica GSI (Geological Strength Index)*, según Chinchay (2018) es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo, propuesto por Hoek et al, en el año 1995, cuyo rango numérico, comprendido entre 0 y 100, se basa en la identificación y clasificación en campo de dos de las características físicomecánicas de un macizo rocoso: la macroestructura y la condición de las superficies de las discontinuidades, (grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades).

Las definiciones teóricas que fundamentan el presente estudio se presentan del modo siguiente:

Macizo rocoso. El macizo rocoso es el conjunto de bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades por las que se ve afectado como son fallas, juntas, pliegues, planos de estratificación etc. Los macizos rocosos son por tanto discontinuos y heterogéneos, siendo la consecuencia más importante de ello el efecto escala y que las propiedades tenso deformacionales de los macizos son de naturaleza anisótropa (Dirección General de Política Energética y Minas del Ministerio de Industria, 2015).

Roca. Agregado natural de partículas de uno o más minerales, con fuerte unión cohesiva permanente, que constituyen masas geológicamente independientes y cartografiables.

Geomecánica. Estudia el comportamiento del macizo rocoso. (Depaz y Cáceres, 2018).

Túnel. Es un obra subterránea se caracterizan por su trazado y sección, definidos por criterios geométricos de gálibo, pendiente, radio de curvatura y otras consideraciones de proyecto. Bajo el punto de vista de la ingeniería los datos más significativos son la sección, perfil longitudinal, trazado, pendientes, situación de excavaciones adyacentes, boquillas y accesos intermedios (MTC, 2014).

Perforación. La perforación es la operación que se realiza con el fin de abrir huecos con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos rocosos, donde se

alojan las cargas de explosivos y sus accesorios iniciadores. El principio de la perforación es efectuar golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición, el resultado final será la perforación de un taladro cuyo diámetro será igual al diámetro del filo cortante usado (López, López y García, 2014).

Malla de perforación. Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad del taladro (Depaz y Cáceres, 2018).

Diseño de malla de perforación. Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicarse. Su elaboración consiste en realizar líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca en un frente para guiar al perforista. Cada tipo de roca tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de la malla, todas las mallas siempre en el techo tienen taladros de alivio para que la labor tenga acabado arqueado para un mejor control del terreno (Otaño y Blanco, 2013).

Burden. Es la distancia más corta medido perpendicularmente desde el eje de un taladro hacia la cara libre o taladros de alivio (López, López y García, 2014).

Espaciamiento. Es la distancia lateral entre taladros y taladro de un mismo cuadrante en minería subterránea (FAMESA, 2019).

Taladro. Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de

carga (FAMESA, 2019).

Arranque. Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cavidad inicial en el frente, por lo general se cargan 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros (FAMESA, 2019).

Paralelismo. El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección (Otaño y Blanco, 2013).

Voladura. La voladura se puede definir como la ignición de una carga masiva de explosivos. El proceso de voladura comprende el cargue de los huecos hechos en la perforación. Con una sustancia explosiva, que al entrar en acción origina una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a una alta presión y temperatura de una forma substancialmente instantánea, para arrancar, fracturar o remover una cantidad de material según los parámetros de diseño de la voladura misma (Jiménez, Díaz & Guarín, 2012).

Explosivos. Son compuestos o mezclas de sustancias en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones. Estos fenómenos son aprovechados para realizar trabajo mecánico aplicado para el rompimiento de materiales pétreos, en lo que constituye la técnica de voladura de rocas (EXSA, 2019).

La presente investigación se justifica porque en la actualidad, la empresa en estudio, viene operando la mina subterránea de la región Cajamarca, durante su etapa inicial se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia de que constantemente quedaban taladros cargados que no explosionaban que también se los llaman tiros cortado y sopladados, inadecuado diseño de malla de perforación con demasiado número de taladros y con burden y espaciamiento inadecuados a su vez no llevaban un buen paralelismo de los taladros por falta de guidores todas estas deficiencias han implicado a elevados costos en perforación, también otro de los problemas observados fue la excesiva distribución de explosivos que el capataz de perforación y voladura empleaba creyendo que así se aseguraba obtener un buen disparo en el frente de la galería como consecuencia de la excesiva distribución de explosivo también se ha visto elevados costos en la voladura. Como consecuencias de estas deficiencias que se presentan en los frentes de la mina se ha afrontado altos costos en perforación y voladura y surgió la necesidad de diseñar la nueva malla de perforación de acuerdo a los cálculos teóricos y a las características del macizo rocoso que se presente en la ejecución de la mina, el diseño de la malla permitirá disminuir el número de taladros y adecuar las medidas exactas de burden y espaciamiento e implicará la optimización en perforación de igual forma se plantea la nueva distribución de explosivo.

1.2. Formulación del problema

¿Cómo el estudio geomecánico determina la realización del diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Realizar el estudio geomecánico para diseñar la malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

1.3.2. Objetivos específicos

- Caracterizar geomecánicamente el macizo rocoso del túnel minero ubicado en la región Cajamarca.
- Diseñar la malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca.
- Reducir los costos operativos al aplicar el diseño de malla propuesta en el túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

1.4. Hipótesis

El estudio geomecánico determina el diseño de malla de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

Según su propósito: La investigación es aplicada, ya que se aplica teoría ya conocida como lo es la perforación y voladura.

Según su profundidad: La investigación fue explicativa, porque se estudió las relaciones de influencia entre las dos variables, es decir del diseño de malla de perforación y voladura y los costos operativos de la mina.

Según la naturaleza de datos: La investigación es cuantitativa, ya que se va a utilizar procesos de medición de los parámetros de perforación y voladura.

Según su manipulación de la variable: La investigación es experimental, ya que se ha manipulado la variable independiente que es la malla de perforación y voladura para reducir los costos operativos de la mina (Oblitas, 2018).

2.2. Población y muestra

2.2.1. Unidad de estudio

El macizo rocoso del túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

2.2.2. Población

La población es la presente investigación está conformado por el macizo rocoso y los parámetros de perforación de un túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

2.2.3. Muestra

La muestra está conformada por 2 estaciones de muestreo tanto de geomecánica,

como de los parámetros de perforación del túnel minero ubicado en la región Cajamarca.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Se efectúa la recolección de información bibliográfica acerca de caracterización geomecánica, mapas geológicos, cartografía y datos históricos, referente a la ubicación y tipo de yacimientos de la mina Paredones – San Pablo, como parte del trabajo de gabinete, el cual servirá como base para el análisis y discusión de los resultados producto de la observación directa, muestreo y análisis de los ensayos geomecánicos de laboratorio.

2.4.1. Técnicas

Observación directa: Por medio de la observación in situ, se tomará nota de la evidencia de los datos solicitados por las herramientas de registros, como son la conformación, alteraciones y estado actual del macizo rocoso, asimismo la presencia de filtraciones de agua y erosiones, con la finalidad de identificar las características físicas y los aspectos generales del túnel en estudio.

Muestreo: A lo largo del túnel de exploración, tomando en consideración las diferentes características de los estratos, alteraciones, fallas y zonas de contacto entre deformaciones rocosas, se obtuvo 02 fragmentos de roca a fin de efectuarse ensayos de carga puntual.

Caracterización geomecánica: Con los datos de los ensayos se podrá determinar la calidad del macizo rocos mediante fórmulas y tablas de clasificación del RMR de Bienawski 1989.

Ensayo de compresión uniaxial: Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia máxima a compresión simple de la roca sin confinamiento σ_c .

2.4.2. Instrumentos

Fueron todas las fichas de toma de datos para la determinación de la calidad de roca.

Técnicas e instrumentos de análisis de datos

Después de haber obtenido la información y los datos requeridos, se procedió a organizar, analizar e interpretar los datos obtenidos en campo y laboratorio, lo cual permitió elaborar las tablas que describen los resultados finales de las variables y dimensiones tanto de geomecánica como de los parámetros que considera el diseño de llama, conllevando a desarrollar una propuesta de un diseño de malla considerando las condiciones geomecánicas propias del túnel en estudio. Además, para la redacción del informe se utilizó el paquete office 2016.

2.5. Procedimiento

– **Para la revisión documental:**

- Preparación del instrumento: se analizaron las distintas clasificaciones geomecánicas, luego, se ordenó de acuerdo a las más utilizadas como lo es la clasificación RMR de Bienawski 89.
- Secuencia de la revisión: estudiar los datos obtenidos en campo, interpretar los datos mediante las fichas de clasificación.

– **Para la realización del documento de tesis:**

Se siguieron las etapas fundamentales para la elaboración del documento de tesis mediante la tabla 1.

Tabla 1.

Procedimiento para elaborar el documento de tesis.

| Pasos | Actividad |
|------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Trabajo de campo | Se realizó visitas al túnel exploratorio, donde se tomaron los datos, además se observó el proceso de minado. |
| Pruebas de laboratorio | Se realizó pruebas granulométricas, ensayos Slam, Pull Test, ensayos de comprensión. |
| Trabajo de gabinete | Se analizó los datos obtenidos en campo, información bibliográfica y se determinó la caracterización geomecánica. Se analizó y decidió la malla de perforación y voladura de acuerdo a la calidad de roca. |

Detalle de procedimiento

Trabajo de campo

1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso del túnel minero.

1.1. Evaluación geomecánica en el Sistema GSI, facilitado por el área de geomecánica.

1.2. Determinación del RMR.

Trabajo de Laboratorio

2. Ensayos de Laboratorio

2.1. Pruebas de resistencias tempranas mediante Penetrómetro.

Trabajo de gabinete

3. Determinación de parámetros de perforación y voladura, y diseño de malla de Perforación

3.1. Evaluación de propiedades del macizo rocoso

3.2. Análisis de las características de la mezcla explosiva: Emulnor

3.3. Definición de parámetros técnicos de perforación como: polígono de perforación, diámetro de taladro, longitud de barreno, longitud de perforación, tipo de malla.

3.4. Determinación de la fragmentación

3.5. Cálculo de energía de deformación

3.6. Cálculo de la relación de reducción.

3.7. Cálculo de la energía total requerida para la fracturación.

3.8. Cálculo de la cantidad del explosivo Emulnor

3.9. Cálculo del factor de carga

3.10. Cálculo de las mallas de perforación

3.11. Determinación de avance de perforación y voladura

3.12. Cálculo de la carga

3.13. Cálculo de la sección del frente

3.14. Determinación del número de taladros

3.15. Determinación de espaciamiento entre cartuchos en taladros de coladura controlada

3.16. Cálculo de longitud de cordón detonante

4. Procesamiento y Análisis de resultados
5. Elaboración final de la tesis

Aspectos éticos de la investigación

La presente investigación se realizó de acuerdo con el formato que maneja la Universidad Privada del Norte, por tal el investigador está sujeto a: en primer lugar, cumplir la normatividad institucional que rigen una investigación como derechos de autor. En segundo lugar, revelar las fuentes y hallazgos informativos considerados para el desarrollo del tema presente. En tercer lugar, facilitar información abierta y completa en beneficio de la comunidad científica, cuyo contenido mostrado y compartido contribuirá para nuevas investigaciones. En cuarto lugar, presentar un contenido entendible y legible de toda la investigación, especialmente metodología, resultados, análisis e interpretación de los mismos. Por último, citar acorde a la norma APA séptima edición, correctamente

aplicaciones para el empleo de excavaciones de túneles este resultado se obtiene en base a la tabla GSI establecida por el área geomecánica de la empresa contratista especializada cuyos valores han arrojado lo siguiente:

Tabla 2.

Resumen del RMR.

| Rock Mass Summary from Cell Mapping | Range | |
|------------------------------------------------|--------------|--------------|
| | Upper | Lower |
| RMR 89 | 5.6 | 46 |
| Q^I | 20 | 4.7 |
| Q | 6.7 | 1.6 |
| Q Convert (from RMR) | 3.7 | 1.2 |
| GSI | 50 | 35 |
| RMR Convert (from GSI) | 55 | 40 |
| Values for desing | | |
| RMR | 55 | 40 |
| Q | 4 | 1 |

3.2. Diseño de la malla de perforación de un túnel minero

3.2.1. Cálculos de perforación y voladura

a. Características geomecánicas de las rocas

Densidad de la Roca: 2.86 tn/m³

Resistencia la Tensión Dinámica de la Roca: Std = 174 (Mpa)

Módulo de Elasticidad de Young Dinámico: Ed = 190 (Gpa)

Clasificación de la Roca: Dura y Fisurada.

b. Características de la mezcla explosiva comercial

Tipo de Explosivo: Emulnor 5000

Dimensiones (ø x L): 1 1/4" x 12"

Densidad: 1.16

Peso del Cartucho: 0.28 kg

Velocidad de Detonación: 5 500 m/s

Presión de Detonación: P2 = 88 (Kbar)

Calor de Explosión: 1 010 (Kcal/Kg)

Potencia Relativa por Peso: 105

c. Datos de campo

Largo del Tajeo: 40 m

Ancho del Tajeo: 4 m

Altura del Tajeo: 4 m

Diámetro del Taladro: 51 mm

Longitud del Barreno: 3.65 m (12`)

Longitud Promedio de Perforación: 3.20 m

Malla Cuadrada

Tamaño de la fragmentación requerida

Tamaño promedio estimado según las parrillas de los echaderos.

$$D=10'' = 25\text{cm}$$

Cálculo de la energía elástica de deformación:

$$ed = \frac{Std^2 \text{ erg/cm}^3}{2Ed}$$

Donde:

ed = Energía elástica de deformación (erg/cm³).

Std = Resistencia tensional dinámica de la roca (dinas/cm²).

Ed = Modulo de Elasticidad de Young dinámico de la roca (dinas/cm²).

$$ed = \frac{(174 * 10^7)^2 \text{ erg/cm}^3}{2(190 * 10^{10})}$$

$$ed = 796736.84$$

$$ed = 7.967 \times 10^5 \text{ erg/cm}^3$$

Cálculo de la relación de reducción

Volumen de la roca a ser disparado: D_3

$$D_3 = 4m \times 30m \times 3.20m$$

$$D_3 = 384 \text{ m}^3$$

$$D_3 = 7.268m$$

$$d = 0.25m$$

$$R = \frac{D}{d}$$

$$R = \frac{7.268}{0.25}$$

$$R = 29.1$$

Cálculo de la energía total requerida para fracturar la roca

$$E_T = \frac{3(ed)(D_3)(R + 1)}{2}$$

$$E_T = 13797907451 \text{ erg}$$

$$E_T = 1.379 \times 10^{15} \text{ erg}$$

Cálculo de la energía total

$$\Delta E = 0.6xQ_3$$

$$\Delta E = 0.6 (1010)kcal/kg$$

$$\Delta E = 606 kcal/kg$$

$$\Delta E = 2.536 x10^{13} erg/kg$$

Cálculo de la cantidad de Emulnor necesaria

$$1 kg de Emulnor produce 2.536 x10^{13} erg$$

$$X kg de Emulnor se requiere para producir 1.979 x10^{15} erg$$

$$X = 78.04 kg de Emulnor$$

Cálculo del factor de carga

$$L.F. = \frac{\text{kg de explosivo}}{Tm} \text{ kg/Tm}$$

$$L.F. = \frac{78.04}{146.43} \text{ kg/Tm}$$

$$L.F. = 0.533 \text{ kg/Tm}$$

Cálculo de la cantidad de Emulnor por taladro

$$D_c = \frac{(d_{expl} \times \phi_{expl} \times \pi)}{4000} \text{ kg/m}$$

Donde:

d_{expl} : densidad del explosivo en gr/cc

ϕ_{expl} : diámetro del explosivo en mm

Reemplazando se tiene:

$$D_c = 0.92 \text{ kg/m}$$

Cálculo de los kilogramos de emulnor por taladro

$$\text{Longitud de carga} = 0.76 \times 3.20 \text{ m} = 2.43\text{m}$$

$$\text{Por tanto: } 0.92 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \times 2.43 \text{ m} = 2.24 \text{ kg/tal}$$

$$N^\circ \text{ de cartuchos} = \frac{2.24}{0.28} = 8 \text{ unid}$$

Cálculo del número de taladros cargados por corte

$$N^{\circ} \text{ taladros} = \frac{78.04}{2.24}$$

$$N^{\circ} \text{ taladros} = 34.9 \text{ tal}$$

Cálculo de las mallas de perforación y voladura

Usando este modelo matemático, se puede hablar la malla de perforación y voladura.

Pero usaremos el siguiente criterio:

| | | | |
|--------------------------------------------------|------|---------------------------|------------|
| N° de taladros por corte: | | Área Total M ² | |
| | | Área/ Taladro | |
| $\frac{4.00\text{m} * 4.00\text{m}}{B \times S}$ | = | 44.44 | Tal. |
| B x S = | 0.36 | | |
| | | | B = 0.60 m |
| | | | S = 0.60 m |

Aplicando el modelo Kuz - Ram

$$X = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} \times Q_e^{0.167} \times \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633}$$

Calculando el factor triturante (carga específica) requerido para obtener la fragmentación media deseada.

$$K = \left[\frac{A}{X} \times Q_e^{0.167} \times \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633} \right]^{1.25}$$

Entonces :

$$V_0 = B \times E \times 3.20 \text{ m}$$

$$V_0 = 0.36 \text{ m}^2 \times 3.20 \text{ m}$$

$$V_0 = 1.15 \text{ m}^3$$

Reemplazando se tiene:

$$X = 14 \left(\frac{1.15}{2.24} \right)^{0.8} \times 2.24^{0.167} \times \left(\frac{115}{105} \right)^{0.633}$$

$$X = 14.71 \text{ cm}$$

$$K = \left[\frac{14}{25} \times 2.24^{0.167} \times \left(\frac{115}{105} \right)^{0.633} \right]^{1.25}$$

$$K = 1.13 \text{ kg/m}^3$$

Avance de perforación y voladura

En el tajo 427 (por la ventana 446) nivel 10, de fecha 25/01/2020 turno día, al cabo de la perforación y voladura se obtuvo una granulometría regular con presencia de bancos encima de la carga, específicamente están analizadas las causas. Cabe resaltar que los bancos de grandes dimensiones fueron ocasionados por el desatado de rocas y poco porcentaje influye la voladura. Mi persona estuvo presente en el momento de la limpieza y obtuvimos una granulometría normal en la parte interior de la carga.

Causas:

Primarias:

- 1.- Terreno competente altamente diaclasado formando presencia de bloques.
- 2.- La orientación de las estructuras en el avance de los tajos no es favorable.
- 3.- Presencia de fallas continuas con aberturas de 2 a 5 cm con relleno y sin relleno.
- 4.- Terreno con RQD de 50%
- 5.- Terreno movido por el mismo método de explotación.
- 6.- Terreno Chancroso, el cual nos exige a perforar con broca de 51 mm.
- 7.- Ineficiente factor de acoplamiento del explosivo.

Secundarias:

- 1.- Mientras más apertura tiene la sección del tajo obtenemos mayor presencia de cuñas.
- 2.- Después del ciclo de voladura, es preciso señalar que los bancos que se forman son por causa del desatado de rocas.

d. Medidas de control:

Cumplir y realizar un seguimiento minucioso a los Estándares de Perforación y Voladura.

Estándares de Perforación

- Burden de 60 cm
- Espaciamiento de 60 cm
- Pintado de malla de perforación (con pintura roja)
- Respetar el ancho y la altura de la sección dada por el área de Geomecánica.
- Entubado a todos los taladros de perforación para un eficiente carguío y una buena voladura.

Figura 5.

Estándares de perforación.



Estándares de Voladura

- Secuencia de salida de los taladros en V
- Uso de faneles de periodo corto.
- Factor de carga por taladro los $\frac{3}{4}$ de la longitud de perforación.
- Voladura Controlada (carga desacoplada en la corona)

- Uso de tacos inertes.

Figura 6.

Estándares de voladura.



Figura 7.

Acumulación de Bancos de 56 cm aprox. en la parte derecha de la carga.



Figura 8.

Acumulación de Carga de 30 cm aprox. lado izquierdo.



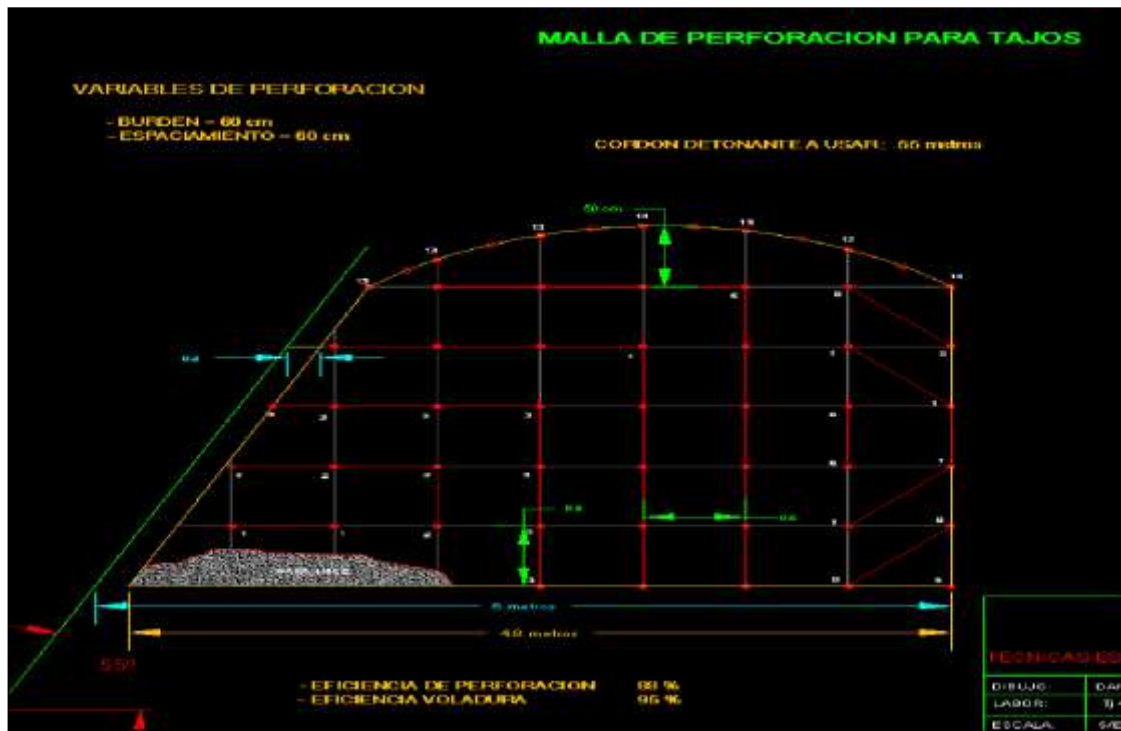
Figura 9.

Presencia de fallas con aberturas sin relleno.



Figura 10.

Malla de perforación para tajos.



e. Procedimiento para el cálculo de carga

1. CÁLCULO DE LA SECCION DEL FRENTE

$$S = A \times H \times k$$

Donde:

A (m) = Ancho

H (m) = Altura

k = Factor de ajuste

| A (m) | H (m) | K | S (m ²) |
|-------|-------|------|---------------------|
| 5.00 | 3.50 | 0.93 | 16.28 |

2. NÚMERO DE TALADROS DEL TAJO

| N° TALADROS PERFORADOS | N° TALADROS CARGADOS | N° TALADROS DE ALIVIO (CORONA) |
|------------------------|----------------------|--------------------------------|
| 54 | 48 | 6 |

Long. Perforación = de 3.4 mts

3. CÁLCULO DE CARGA

. CARGA / TALADRO (CT)

$$Kg/m = (D_{expl} \times (\varnothing_{expl})^2 \times 3,1416) / 4000$$

| | |
|-----------------------------|-------|
| $D_{expl} (gr/cc) =$ | 1.14 |
| $\varnothing_{expl} (mm) =$ | 31.75 |

$$Kg/m = 0.903$$

$$Kg / taladro = 2.30$$

. PESO DEL EXPLOSIVO / CARTUCHO (PEC)

| | |
|--------------|------------|
| | PEC |
| EMULNOR 3000 | (kg/cart.) |
| 1.1/4"x12" | 0.272 |

| | |
|--------------|------------|
| | PEC |
| EMULNOR 5000 | (kg/cart.) |
| 1.1/4"x12" | 0.278 |

4. CÁLCULO DE CARGA PARA VOLADURA CONTROLADA

. CARGA / TALADRO (CT)

$$C_{expl} = ((D_H)^2 / 12,14) / 1000$$

$$D_H (mm) = 51$$

$$Kg/m = 0.214$$

$$Kg / taladro = 0.728$$

| TIPO DE TALADRO | N° Tal. (a) | FACTOR CARGA (b) | CT (c) | KILOS DE EXPLOSIVO (d = a x b x c) | EMULNOR 3000 1.1/4"x12" | |
|------------------------------|----------------|---------------------|-----------|---------------------------------------|------------------------------|------------|
| | | | | | Cart./Tal. | TOTAL |
| | | | | | Tal. Produccion (1ra salida) | 2 |
| Tal. Produccion (2da salida) | 4 | 1.1 | 2.30 | 10.1269 | 9 | 37 |
| Tal. Produccion (3ra salida) | 7 | 1.1 | 2.30 | 17.7221 | 9 | 65 |
| Tal. Produccion (4ta salida) | 8 | 1.1 | 2.30 | 20.2538 | 9 | 74 |
| Tal. Produccion (5ta salida) | 9 | 1.1 | 2.30 | 22.7855 | 9 | 84 |
| Tal. Produccion (6ta salida) | 2 | 1.1 | 2.30 | 5.0634 | 9 | 19 |
| Tal. Produccion (7ma salida) | 4 | 1.1 | 2.30 | 10.1269 | 9 | 37 |
| Tal. Produccion (8va salida) | 4 | 1.1 | 2.30 | 10.1269 | 9 | 37 |
| Tal. Produccion (9na salida) | 1 | 1.1 | 2.30 | 2.5317 | 9 | 9 |
| ALZAS | 7 | | 0.728 | 5.0992 | 3 | 19 |
| TOTAL | 48 | | | 108.8998 | | 400 |

En la práctica para distribuir la carga explosiva, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

5. CÁLCULO DE FACTOR DE CARGA (Kg / m3)

$$\begin{aligned} \text{Volumen en m}^3 &= S \times \text{Avance del disparo} & \text{..Avance del disparo (m)} &= 3.06 \\ \text{Volumen en m}^3 &= 53.55 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen en Tn} &= VR.m^3 \times D_{roca} & .D_{roca} (\text{ton/m}^3) &= 2.5 \\ \text{Volumen en Tn} &= 133.88 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} FC \text{ Kg / m}^3 &= \text{Kg / m}^3 & .FC \text{ Kg / ton} &= \text{Kg/ton} \\ FC \text{ Kg / m}^3 &= 2.03 & .FC \text{ Kg / ton} &= 0.81 \end{aligned}$$

6. ESPACIAMIENTO DE CARTUCHO A CARTUCHO EN LOS TALADROS DE LA VOLADURA CONTROLADA

$$X = (LT - (N^{\circ}C \times Lc)) / (N^{\circ}C - 2)$$

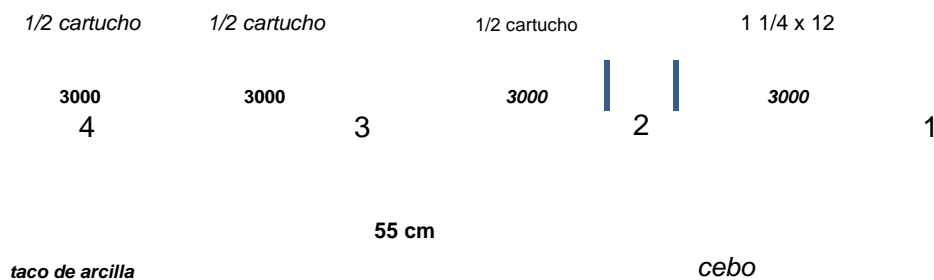
$$X \text{ (cm)} = 57.60$$

LT = Longitud del taladro (cm)

N°C = Numero de cartuchos

LC = Longitud del cartucho (cm)

Emulnor 1 1/4 x12



7. CÁLCULO DE LONGITUD DE CORDON DETONATE

$$\text{.Long. De Cordón Detonante (m)} = (\text{Perímetro} * H) + (\text{Taladros de la corona} * \text{Long. Perf}) + \text{ancho}$$

$$\text{.Long. De Cordón Detonante (m)} = 46.52$$

f. Resultados de la voladura

GRADO DE FRAGMENTACION (Granulometría): EFICIENTE – MUY BIEN (95%)

VOLADURA CONTROLADA: BIEN (90 %)

AVANCE DE VOLADURA: 3.06 metros

Figura 11.

Malla perforada.



Figura 12.

Se aprecia las cañas de la voladura controlada realizada con taladros de alivio.



g. Mejoras continuas

Se realizó una capacitación el día 11 de mayo del presente año, tema específico perforación y voladura en tajos y frentes, aplicando el carguío en “V” en tajos y como aplicar la voladura controlada, etc.

Parámetros de perforación y voladura en frentes:

| DATOS | UNIDAD | 1 | 2 | 3 | 4 |
|-----------------------|--------|--------------|--------------|--------------|--------------|
| Fecha | | 10/01/2020 | 13/01/2020 | 14/01/2020 | 15/01/2020 |
| Turno | | Día | Día | Día | Día |
| Empresa Especializada | | CIS | CIS | CIS | CIS |
| Zona | | Animas | Animas | Animas | Animas |
| Nivel | | 06 | 06 | 06 | 06 |
| Labor | | RP 415 S (-) | RP 415 S (-) | RP 415 S (-) | RP 415 S (-) |
| Ancho medido | m | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 |
| Altura medida | m | 3 | 3 | 3 | 3 |
| Sección | m2 | 10.5 | 10.5 | 10.5 | 10.5 |
| Volumen Roto Estimado | m3 | 32.55 | 27.3 | 33.6 | 33.86 |

| | | | | | |
|---------------------------------------------|--------|----------|----------|----------|----------|
| Nro. de Taladros Cargados | unid | 31 | 31 | 30 | 30 |
| Nro de tal. de alivio en el contorno | unid | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Nro de tal. de alivio en el arranque | unid | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Nro total de taladros perforados | unid | 35 | 35 | 34 | 34 |
| Longitud promedio de taladros | m | 2.81 | 2.60 | 3.20 | 3.20 |
| Diámetro de taladro | mm | 45 | 45 | 45 | 45 |
| Metros perforados | m | 108.5 | 108.5 | 108.8 | 108.8 |
| RMR | | 41-50 | 20-40 | 50-75 | 50-75 |
| Material | | Desmante | Desmante | Desmante | Desmante |
| Densidad del mineral | ton/m3 | 2.50 | 2.50 | 2.50 | 2.50 |
| Toneladas rotas | ton | 81.38 | 78.08 | 84 | 84 |

ACCESORIOS DE VOLADURA

| | | | | | |
|---------------------------------------|------|----|----|----|----|
| Detonador No Eléctrico (Fanel) | Pza. | 31 | 31 | 30 | 30 |
| Guía Ensamblada | unid | 2 | 2 | 2 | 2 |

EXPLOSIVOS

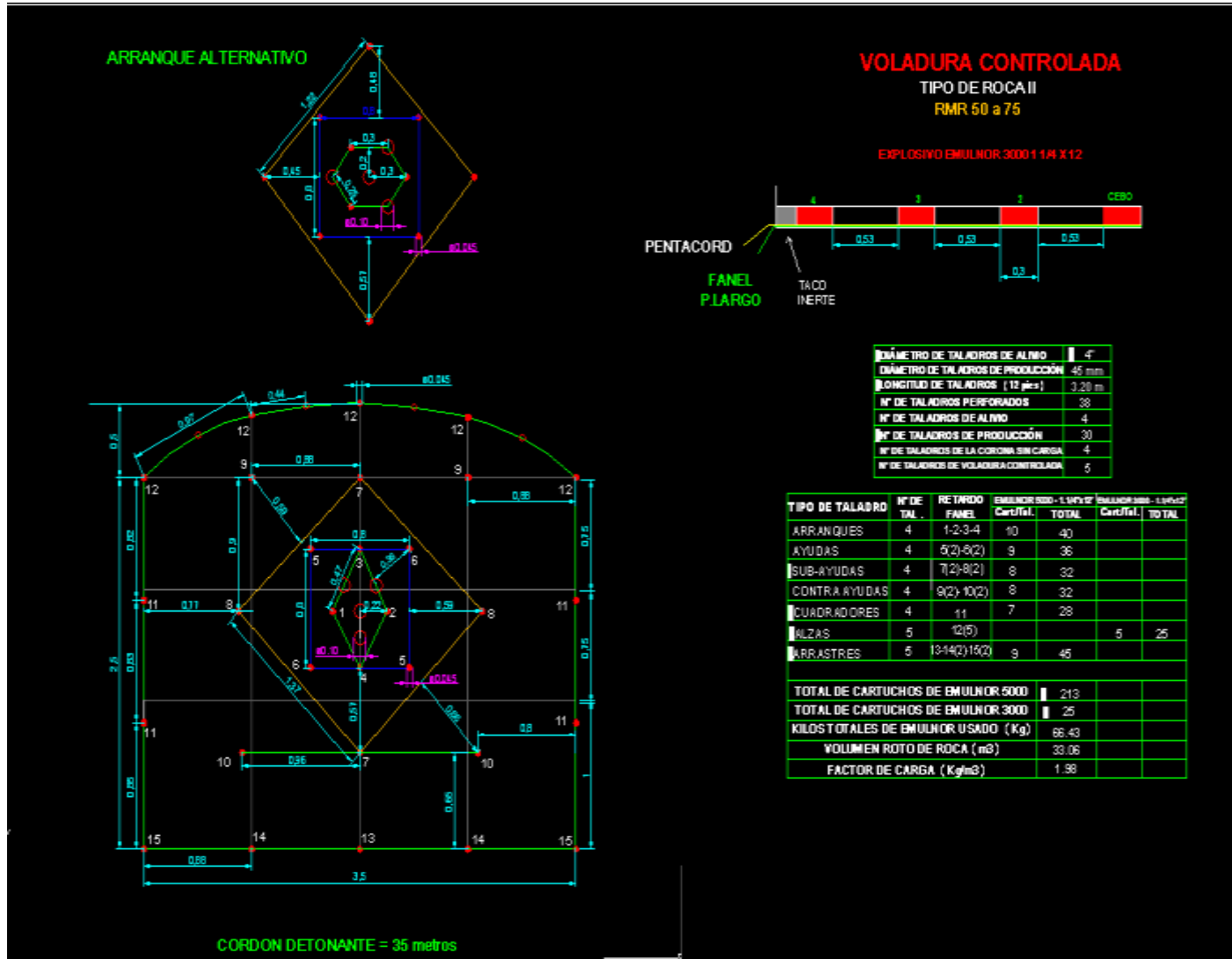
| | | | | | |
|-----------------------------------|----|-------|-------|-------|-------|
| Subtotal Peso Emulnor 5000 | | | | | |
| 1 1/4 x 12 | Kg | 56 | 42 | 21.74 | 53.2 |
| Subtotal Peso Emulnor 3000 | | | | | |
| 1 1/4 x 12 | Kg | 18.48 | 20.38 | 49.84 | 13.58 |
| Total de Explosivos | Kg | 74.48 | 62.38 | 71.57 | 66.78 |

RESULTADOS

| | | | | | |
|---------------------------------|--------|-----------|-------|-------|-------|
| Avance | m | 0 | 3.00 | 3.00 | 3.00 |
| Tacos quedados | m | - | - | 0.010 | 0.05 |
| Volumen Roto | m3 | 0 | 32.6 | 31.5 | 31.5 |
| Tonelaje Roto | Ton | 0 | 78.75 | 78.75 | 78.05 |
| Factor de carga | Kg/m3 | 2.29 | 1.98 | 2.27 | 2.12 |
| Factor de avance | Kg/m | 24.02 | 20.79 | 23.86 | 22.26 |
| Factor de Potencia | Kg/Ton | 0.92 | 0.79 | 0.90 | 0.85 |
| Eficiencia | % | 0 % | 98 | 95 | 95 |
| Tiros Cortados o Soplado | unid | Si | - | - | - |
| Tiempo de Perforación | Hrs | 2.00 | 2.10 | 2.20 | 2.12 |

Figura 13.

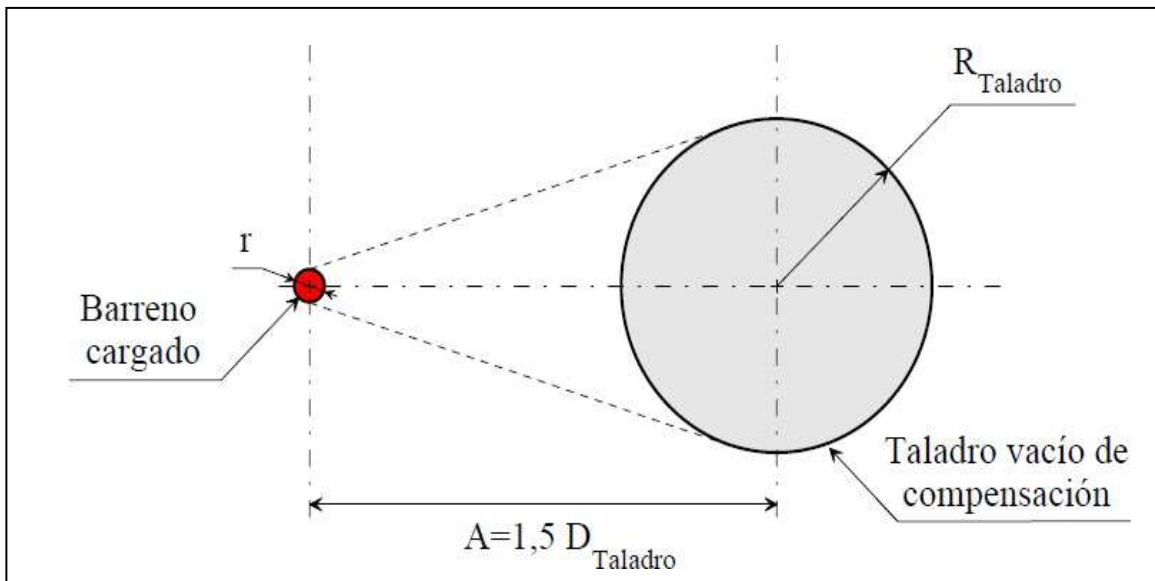
Malla de perforación que se está aplicando - rp 415 s (-)



La esencia de la voladura en frentes es el Arranque y por eso se tomó el Principio de Langefors

Figura 14.

Representación geométrica del criterio de Langefors.



h. Descripción de los Disparos:

Primer Disparo: (Disparo Soplado), las causas del ineficiente disparo fueron los siguientes:

- Falta de información, se estaba cruzando una falla con tipo de roca IV en forma diagonal con presencia de panizo y fallas juntamente con filtraciones de agua.
- No se tenía idea de qué tipo de roca teníamos a 1.80 metros más adelante del frente.
- 01 taladro de producción del arranque no se encontraba muy bien perforado (falta de simetría).
- Los taladros se encontraban perforados en negativo, el cual había acumulación de agua en el fondo de los taladros, causa secundaria por que el cebo no detono eficientemente y de la misma manera la columna de carga explosiva.

- En conclusión, el primer taladro del arranque que fue disparado no realizo la suficiente cara libre como para que los demás taladros puedan encontrar una cara libre adecuada y como fin los taladros terminaron detonando sin encontrar una cara libre y terminaron bombeando el terreno.

Medidas Correctivas que se tomaron:

- Como medida básica se retomó el flujo de comunicación de cualquier tipo de información.
- Se le recalco al maestro Jumbero que la base primordial de la voladura es el arranque y que por consiguiente realice taladros con un buen paralelismo y buena simetría.
- Se implementó Sopletear los taladros (el cual se vienen realizando) para así dejar los taladros totalmente limpios.
- En caso de presencia de fallas en los taladros de arranque se implementó cargar con cordón detonante para así pueda detonar mejor la columna de carga explosiva.

Los disparos siguientes que se realizó en la RP 415 S (-) son eficientes en cuanto al avance de voladura, pero con medidas correctivas que tenemos que tener en cuenta llevar mejor el piso de la sección.

Cabe resaltar y hacerle presente que la VOLADURA CONTROLADA se realiza en todas las labores ya sea lineal o tajo.

ESPACIAMIENTO DE CARTUCHO A CARTUCHO EN LOS TALADROS DE LA VOLADURA CONTROLADA

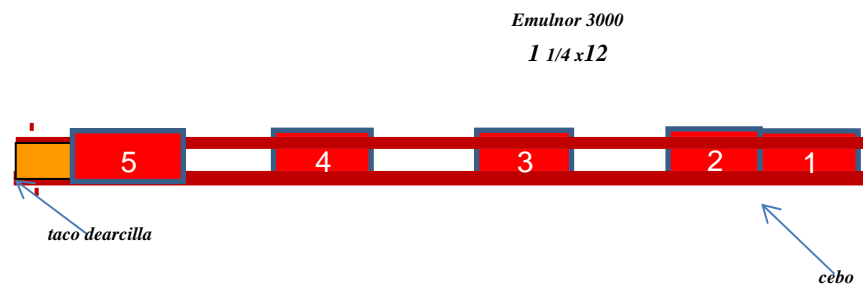
$$X = (LT - (N^{\circ}C \times Lc)) / (N^{\circ}C - 1.7)$$

$$X (cm) = 49.64$$

LT = Longitud del taladro (cm)

N°C = Numero de cartuchos

LC = Longitud del cartucho (cm)



Se colocó 01 cartucho más seguido del cebo para que pueda darle mayor brisance y así no pueda taquear.

Parámetros de perforación y voladura en tajos:

| NUMERO DE DISPAROS | UNIDAD | 1 | 2 | 3 | 4 |
|--------------------------------------|--------------------|-----------|----------|----------|----------|
| Fecha | | 14/04/12 | 14/04/12 | | |
| Turno | | Noche | Noche | Día | Día |
| Empresa Especializada | | CIS | CIS | CIS | CIS |
| Zona | | Animas | Animas | Animas | Animas |
| Nivel | | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Labor | | Tj 4267-E | Tj 402-E | Tj 427-E | Tj 427-E |
| Ancho medido | m | 10.5 | 10.5 | 10.5 | 10.5 |
| Altura meidada | m | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Seccion | m ² | 42 | 42 | 42 | 42 |
| Volumen Roto Estimado | m ³ | 56.20 | 50.580 | 56.2 | 50.58 |
| Nro de Taladros Cargados | unid | 150 | 60 | 70 | 60 |
| Nro de tal. de alivio en el contorno | unid | - | 0 | 0 | 0 |
| Nro de tal. de alivio en el arranque | unid | - | 0 | 0 | 0 |
| Nro total de taladros perforados | unid | 150 | 60 | 70 | 60 |
| Longitud promedio de taladros | m | 3.30 | 2.81 | 2.81 | 2.81 |
| Diametro de taladro | mm | 51 | 45 | 45 | 45 |
| Metros perforados | m | 495 | 168.6 | 196.7 | 168.6 |
| RMR | | 50-70 | 65 | 65 | 55 |
| Material | | Mineral | Mineral | Mineral | Mineral |
| Densidad del mineral | ton/m ³ | 2.86 | 2.86 | 2.86 | 2.86 |
| Toneladas rotas | tons | 160.73 | 144.66 | 160.73 | 144.66 |

| ACCESORIOS DE VOLADURA | | | | | |
|--------------------------------|-----|-----|----|----|----|
| Detonador No Electrico (fanel) | Pza | 150 | 60 | 70 | 60 |

| | | | | | |
|------------------------|------|---|---|---|---|
| Guia Ensamblada | unid | 2 | 2 | 2 | 2 |
|------------------------|------|---|---|---|---|

| EXPLOSIVOS | | | | | | | | |
|--------------------------------------------------|--|--|--|----|------|-----|-----|-----|
| SubTotal Peso Emulnor 5000 1 1/4 x 12 | | | | Kg | 1350 | 117 | 136 | 117 |
| SubTotal Peso Emulnor 3000 1 1/4 x 12 | | | | Kg | - | | | |
| Total de Explosivos | | | | Kg | 378 | 117 | 136 | 117 |

| RESULTADOS | | | | | | |
|------------------------------|-------------------|---------|--------|--------|--------|--------|
| Avance | m | 3.20 | 2.70 | 2.70 | 2.70 | 2.70 |
| Tacos quedados | m | 0.05 | 0.1 | 0.1 | 0.1 | 0.1 |
| Volumen Roto | m ³ | 134.4 | 48.66 | 54.06 | 48.66 | 48.66 |
| Tonelaje Roto | Ton | 384.38 | 139.16 | 154.62 | 139.16 | 139.16 |
| Factor de carga | Kg/m ³ | 2.81 | 2.40 | 2.52 | 2.40 | 2.40 |
| Factor de avance | Kg/m | 118.125 | 43.28 | 50.31 | 43.28 | 43.28 |
| Factor de Potencia | Kg/Ton | 0.98 | 0.84 | 0.88 | 0.84 | 0.84 |
| Eficiencia | % | 96.2 | 96.2 | 96.2 | 96.2 | 96.2 |
| Tiros Cortados | unid | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Tiempo de Perforación | Hr | 4 | 3.2 | 3.5 | 3.2 | 3.2 |

3.2.2. Distribución de Faneles en los taladros

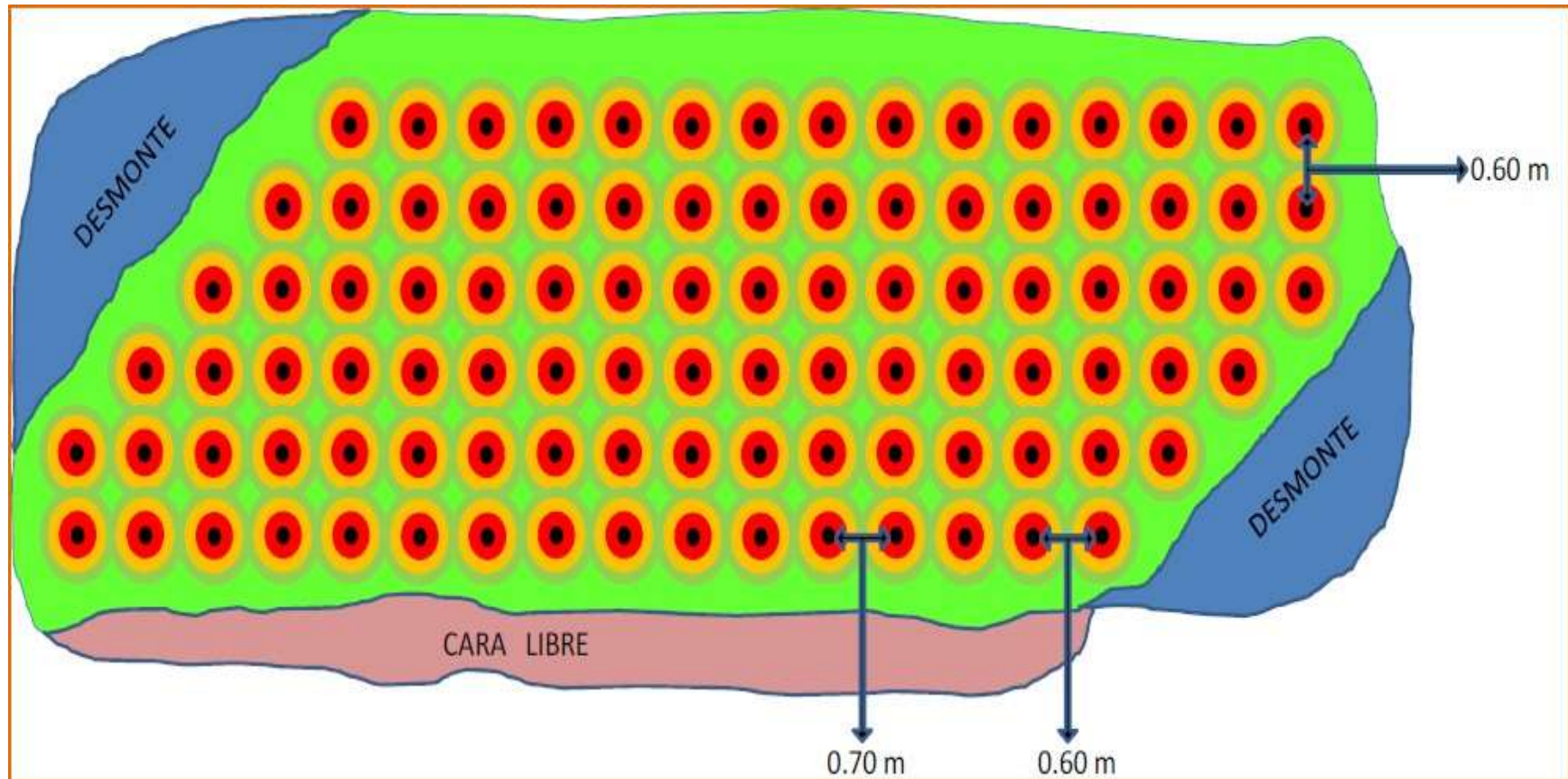
Figura 15.

Disparo del 14/01/2020 Día – Tj 427 E – NIVEL 10



Figura 16.

Distribución de energía en los taladros de carga.

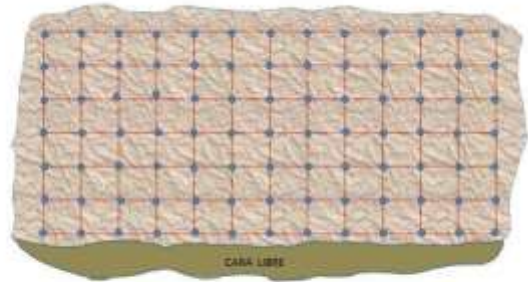


Consideraciones

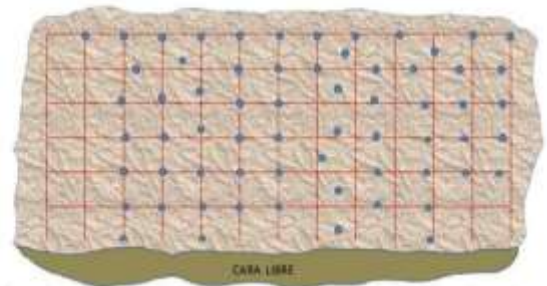
- Continuar con el marcado de malla ya que es útil para el perforista y a la vez el perforista tiene que realizar los taladros en la malla marcada y no en puntos como se observó en algunos taladros, esto implica a generar cuerpos donde el producto de la voladura será la creación de bancos.



Respetando la malla



No respeta la malla



- Continuar con el uso de tacos inertes al final de la columna de la carga para aprovechar la máxima energía del explosivo y tengamos mejor fracturamiento de la roca, el taco inerte tiene que ser atacado y no solo puesto en la boca del taladro así no cumple su función.



- A pesar de la Roca sea estable se tiene que seguir aplicando la voladura controlada haciendo uso de las medias cañas esto le da mayor autosostenimiento al macizo rocoso después de la voladura.



- En la perforación de los taladros la longitud debe ser simétrica y es posible ayudarse marcando la pluma del Jumbo ya sea a 11 o 10 pies para que todos los taladros tengan la misma longitud de perforación y evitar la presencia de tacos.



- Continuar aplicando los guidores para que la perforación se realice lo más paralela posible y obtener una buena voladura.



3.3. Reducción de los costos operativos al aplicar el diseño de malla propuesta

3.3.1. Control de Trabajos Deficientes de Voladura en Frentes de Avance.

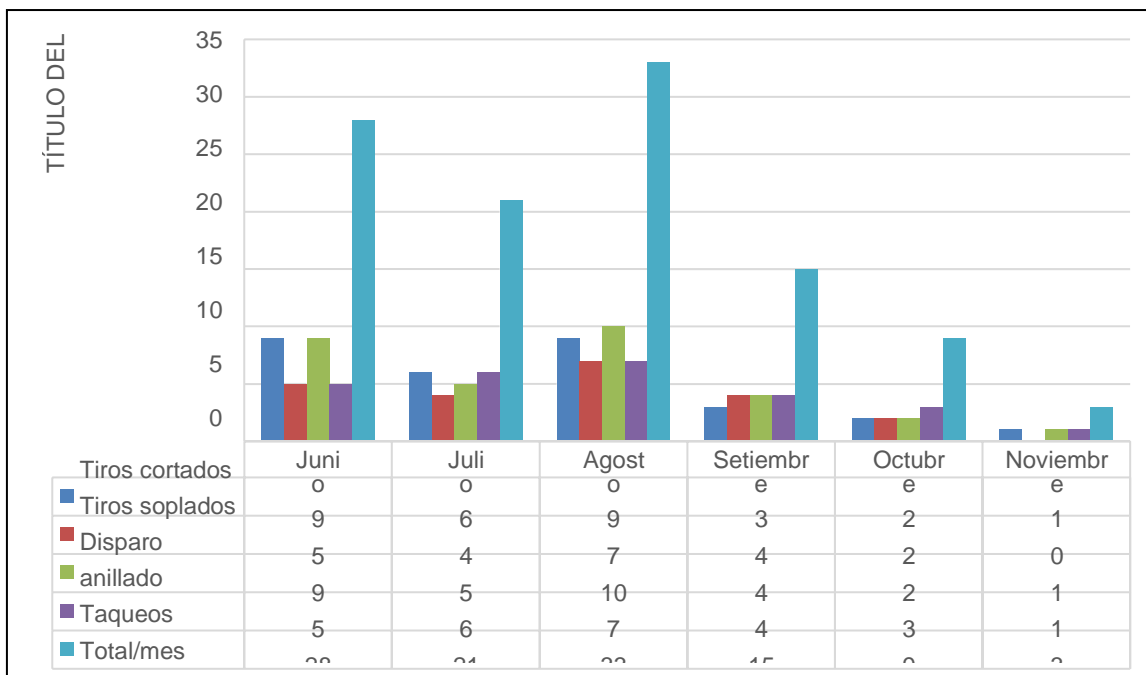
Tabla 3.

Trabajos deficientes de voladura.

| Mes | Tiros cortados | Tiros sopladados | Disparo anillado | Taqueos | Total/mes |
|-----------|----------------|------------------|------------------|---------|-----------|
| Junio | 9 | 5 | 9 | 5 | 28 |
| Julio | 6 | 4 | 5 | 6 | 21 |
| Agosto | 9 | 7 | 10 | 7 | 33 |
| Setiembre | 3 | 4 | 4 | 4 | 15 |
| Octubre | 2 | 2 | 2 | 3 | 9 |
| Noviembre | 1 | 0 | 1 | 1 | 3 |

Figura 17.

Trabajo Deficientes de Voladura por Meses.



Interpretación.

Se ha minimizado los trabajos deficientes mediante la capacitación teórica y práctica en las técnicas de perforación y voladura (marcado de malla de perforación, control de paralelismo, factor de carga, etc.); Sumándose a todo ello el seguimiento continuo y control por parte de la supervisión para mejorar en la reducción de costos en la empresa en estudio.

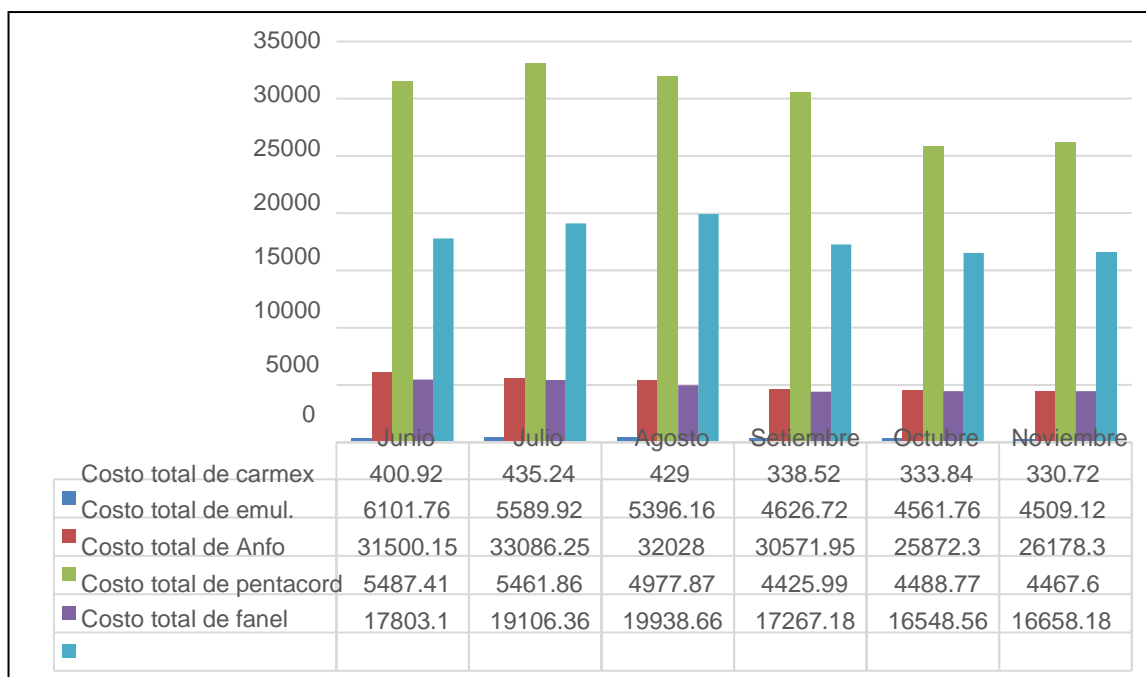
Tabla 4.

Consumo de explosivos por meses.

| Mes | Costo total de carmex | Costo total de emul. | Costo total de Anfo | Costo total de pentacord | Costo total de fanel |
|-----------|-----------------------|----------------------|---------------------|--------------------------|----------------------|
| Junio | 400.92 | 6101.76 | 31500.15 | 5487.41 | 17803.10 |
| Julio | 435.24 | 5589.92 | 33086.25 | 5461.86 | 19106.36 |
| Agosto | 429.00 | 5396.16 | 32028.00 | 4977.87 | 19938.66 |
| Setiembre | 338.52 | 4626.72 | 30571.95 | 4425.99 | 17267.18 |
| Octubre | 333.84 | 4561.76 | 25872.30 | 4488.77 | 16548.56 |
| Noviembre | 330.72 | 4509.12 | 26178.30 | 4467.60 | 16658.18 |

Figura 18.

Costo del consumo de explosivo mensual.



Interpretación.

Los indicadores de consumo de explosivo han reducido los costos debido a una adecuada distribución y aplicación en la malla propuesto de explosivos por frentes de avances y la capacitación, seguimiento y control por parte de la supervisión en la empresa en estudio.

Análisis por malla anterior y propuesta.

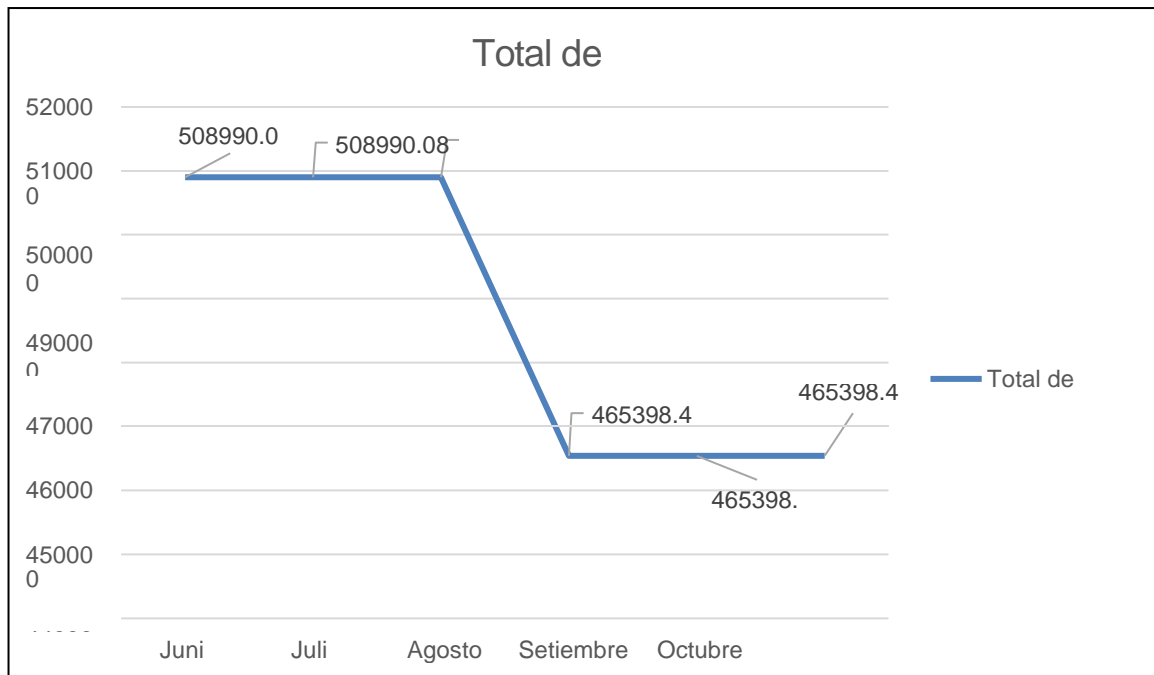
Tabla 5.

índice de reducción de costos trimestrales

| Mes | PROGR. (m) | EJEC. (m) | Total de costos con malla anterior | Total de costos con malla propuesta |
|-----------|------------|-----------|------------------------------------|-------------------------------------|
| Junio | 384 | 277.95 | 508990.08 | 0.00 |
| Julio | 384 | 305.70 | 508990.08 | 0.00 |
| Agosto | 384 | 280.40 | 508990.08 | 0.00 |
| Setiembre | 384 | 328.82 | 0.00 | 465398.40 |
| Octubre | 384 | 343.50 | 0.00 | 465398.40 |
| Noviembre | 384 | 359.95 | 0.00 | 465398.40 |

Figura 19.

Índice de reducción de trimestre.



Interpretación

Con el diseño de malla de perforación y voladura en los frentes de avance se obtiene una reducción de costos en los dos trimestres a una diferencia de s/.

43, 591,68 por mes en la empresa en estudio.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

De acuerdo a los resultados obtenidos en el presente estudio respecto a la caracterización geomecánica se obtuvo un GSI en el rango de 35 a 50, un RMR entre 40 y 55, en promedio 50 lo que indica que la roca del túnel es de regular calidad. A comparación de Córdova (2014), utilizó el criterio de Bieniawski (1989) obteniendo que la lava andesítica es de calidad Buena (RMR 51 a 68 - promedio 63), el pórfido dacítico- andesítico es de calidad Regular a Buena (RMR 49 a 67 - promedio 58), los tufos son de calidad Regular a Buena (RMR 39 a 63 - promedio 55), y las brechas son de calidad Regular (RMR 34 a 64 - promedio 49). Por tanto, en promedio se determinó que la roca es de calidad regular a buena. De manera similar Buele (2017), en la mina Cabo Horno determinó que la roca es de buena calidad, por lo que el túnel no requiere de fortificación.

Por ende, el tiempo es un factor importante que influye en el comportamiento de la masa rocosa circundante a las excavaciones, originando inestabilidades locales importantes; conforme pase el tiempo, la intemperización natural de la masa rocosa, el efecto de las vibraciones producidas por las voladuras y el efecto del agua, podrían acentuar progresivamente estas inestabilidades locales llegando a constituirse en un problema significativo si es que no se adoptaran las medidas que se recomiendan.

Según Torovero (2018), determinó que las labores mineras son susceptibles a cambios tensionales, desplazamientos de las geoestructuras (fallas, diaclasas), afectando la estabilidad de las labores subterráneas; para tal comportamiento sería la elección del mejor sistema de sostenimiento produciendo el equilibrio de tensiones tanto del macizo rocoso y el sistema de soporte instalado, en términos de seguridad y costo. Sin embargo, este autor a diferencia de esta tesis no propuso el método de

Por otro lado, el diseño de la malla de perforación y voladura determinado para el presente estudio presenta las características siguientes: forma cuadrada con un burden de 0.60m, espaciamiento de 0.60 m, largo del tajeo 40 m, ancho del tajeo 4 m, altura del tajeo 4 m, diámetro del taladro 51 mm, longitud del barreno 3.65 m (12'), longitud promedio de perforación es 3.20 m, requiere de una cantidad de 44 taladros, asimismo, el factor de carga fue de 1.13kg/m^3 . A diferencia de Montiel (2014), los pisos de los mantos menos resistentes y fáciles de volar son aquellos que necesitan un factor de carga de 0,30 y $0,31\text{ Kg/m}^3$, la diferencia es de $0,01\text{ Kg/m}^3$ se debe a que entre ellos este valor no reflejará gran discrepancia en los parámetros de voladura; asimismo este autor, mediante cámaras de aire optimizó sus parámetros de perforación y voladura en 40%.

Similarmente, Chipana (2015) diseñó una malla de perforación con burden de 0.56m, espaciamiento de 0.608m, longitud de barreno de 1.52m, diámetro de broca de 38mm, profundidad de taladro a perforar de 1.38m, y un avance efectivo de 1.31m, el número de taladros se ha disminuido en los cuadradores y en los arrastres sumando un total de 42 taladros por disparo en la ejecución de la Galería Progreso. Por ende, con el nuevo diseño de malla se estandarizó parámetros en diseño de perforación como son burdenes, espaciamientos con un trazo adecuado se tuvo mucho en cuenta el control de los guidores para el paralelismo, disminución en número de tiros sopladados y cortados.

De este modo se espera lograr lo que obtuvo Buele (2017) que gracias a la nueva malla de perforación generó mayor beneficio en los aspectos técnico, ambientales y económico, siendo así que las actividades de perforación y voladura permitieron

utilizar un número adecuado de barrenos y explosivos. Este autor optimizó la eficiencia de avance de 83% al 95%, incrementando en 12% , asimismo en la nueva malla generó un mejor perforación específica de $11.90\text{m}^3/\text{m}^3$ a $10.38\text{m}^3/\text{m}^3$. Asimismo, Valenzuela (2017), disminuyó el porcentaje de desviación de los talados, y las pruebas de voladura utilizando un correcto diagrama y técnicas de carguío en los taladros.

Finalmente, al aplicar el diseño de malla propuesto para el túnel de estudio permite reducir los costos operativos de perforación y voladura en s/. 43, 591,68 por mes. A comparación de Chipana (2015) con el nuevo diseño de malla adecuada de perforación, redujo los costos de perforación de US\$ 98,48 a US\$ 87,25, implicando a estandarizar los burdenes y espaciamientos en el frente de la Galería Progreso de la contrata minera Cavilquis. Por su parte, Valenzuela (2017) con el rediseño de la malla de perforación para la unidad minera San Rafael redujo los costos de producción en 17% .

4.2. Conclusiones

- En la caracterización geomecánica del macizo rocoso del túnel minero ubicado en la región Cajamarca se determinó que el RMR fue de 40 a 55, GSI entre 35 y 50, y el factor Q entre 1 y 4, lo cual conllevó a concluir que la roca es de regular calidad.
- En síntesis, el diseño de la malla de perforación de un túnel minero presenta las características siguiente: largo del tajeo 40 m, ancho del tajeo 4 m, altura del tajeo 4 m, diámetro del taladro 51 mm, longitud del barreno 3.65 m (12`), longitud promedio de perforación es 3.20 m, utilizando malla Cuadrada con

burden de 0.60m y espaciamiento de 0.60m y un factor de carga 1.13kg/m^3 . En la práctica para distribuir la carga explosiva, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

- En conclusión, los costos operativos al aplicar el diseño de malla propuesta en el túnel minero ubicado en la región Cajamarca se reducen mensualmente en s/. 43, 591,68.

REFERENCIAS

- Ames, V. (2014). *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Utilizando la Energía Producida por las Mezclas Explosivas* (Tesis de grado). Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería. Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni/635/1/ames>.
- Artigas, M. (2014). *Diseño de Patrones de Perforación y Voladura para Normalizar la Fragmentación del Material Resultante de la Mina Choco 10 Empresa PMG S.A. el Callao, Estado Bolívar* (Tesis de grado). Caracas, Venezuela. Obtenido de <http://docslide.net/documents/disenio-de-patrones-de-perforacion-y-voladura.html>.
- Becerra, R., & Hernández, A. (2016). *Estudio y Selección de los Métodos de Perforación y Voladura para Optimizar la Fragmentación de la Roca, en la Cantera Mitopampa, Cajamarca*. (Tesis de grado). Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú. Obtenido de <http://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/7547>.
- Caguana, F. (2014). *Optimización de los Parámetros de Perforación y Voladura en la Cantera "Las Victorias"*. (Tesis de grado). Ecuador: Universidad de Cuenca. Obtenido de <http://dspace.ucuenca.edu.ec/bitstream>.
- Chinchay, J.C. (2018). *Diseño de malla de perforación basado en los modelos geomecánicos para optimizar la voladura en minería subterránea – 2018* (Tesis de grado). Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz, Perú.
- Chipana, R. (2015). *Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.* (Tesis de grado). Universidad Nacional del Altiplano Puno, Perú. Obtenido de <http://tesis.unap.edu.pe>.

Cueva, O. (2014). *Técnicas Modernas de Voladuras Controladas en Minería a Cielo Abierto*.

Huaraz (Tesis de grado). Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. Obtenido de <https://www.convencionminera.com/perumin>.

Depaz, L.M. y Cáceres, C.M. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño de malla de perforación de la GA - 475E del nivel 2050 en la Unidad Alpacay, MYSAC año 2016* (Tesis de grado). Universidad Nacional Santiago Antúnez De Mayolo, Huarza, Perú.

Dirección General de Política Energética y Minas del Ministerio de Industria, E. (2015). *Guía sobre control Geotécnico en Minería Subterránea*. España.

EXSA (2019). *Manual Práctico de Voladura*. Perú.

FAMESA (2019). *Manual de Perforación y Voladura*. Chile: Lom

Geocatmin. (2018). Cartera de proyectos mineros. Perú. Obtenido de <http://geocatmin.ingemmet.gob.pe/geocatmin/>

González, L. (2002). *Ingeniería Geológica*. (reprint). España: Pearson Educación. Obtenido de <http://info.igme.es>.

Hernández, R.; Fernández C. y Baptista P. *Metodología de la Investigación*. (5ta Edición). México D.F: McGRAW-HILL.

Leiva, A. (2016). *Influencia de la Optimización de la Fragmentación de Roca en la Rentabilidad de las Operaciones Mina – Molienda* (Tesis de grado). Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú. Obtenido de tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/123456789.

Jiménez, J. A., Díaz, J. C., & Guarín, M. A. (2012). Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, (32), 15-22. Disponible en <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/30381>

López, C., López, E. y García, P. (2014). *Manual de perforación y Voladura de Rocas*.

- Llaique, A., & Sánchez, W. (2015). *Determinación del Costo Total de Perforación para Optimizar esta Operación Unitaria en Mina Modelo a Tajo Abierto* (Tesis de grado). Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú. Obtenido de <http://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle>.
- Mayoral, R. (2014). *Optimización Técnico-Económica de Perforación de Barrenos en Terrenos Homogéneos* (Tesis de Doctorado). Oviedo, España: Universidad de Oviedo. Obtenido de <http://digibuo.uniovi.es/dspace/bitstream/10651/13154/2>.
- Medina, R. (2014). *Evaluación Técnico-Económica-Ecológica de los Resultados de las Pruebas Realizadas Usando Emulsiones Gasificadas en Cujone – Southern Perú* (Tesis de grado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú. Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/bitstream/uni>.
- MTC. (2014). *Manual de Túneles, Muros y Obras Complementarias*. Ministerio de transportes y comunicaciones de Perú a través de la Dirección General de Ferrocarriles.
- Ojeda, R. (2014). *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea Aplicando Modelo Matemático de Áreas de Influencia*. Huancayo, Perú. Obtenido de <https://es.slideshare.net/arturoamerico/disenio>.
- Orihuela, S. (2014). *Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una Mina modelo* (Tesis de grado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú. Obtenido de <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/123456789/215>
- Otaño, J. y Blanco, R. (2013). *Optimización de parámetros de perforación y voladura de la cantera Las Victorias*. Universidad de Cuenca, Ecuador.
- Rodríguez, R. (2015). *Perforación y Voladura de Rocas en la Compañía Minera Los Chunchos SAC* (Tesis de grado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú. Obtenido de <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle>.

- Palomino, V. (2016). *Optimización del Proceso de Perforación y Voladura en las Labores de Desarrollo para Mejorar la Eficiencia en Minera Poderosa* (Tesis de grado). La Libertad, Perú: Universidad Nacional de Trujillo. Obtenido de <http://dspace.unitru.edu.pe/xmlui/handle/UNITRU/5348>
- Poma, J. (2012). *Importancia de la Fragmentación de la Roca en el Proceso Gold Mill* (Tesis de grado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Cajamarca. Obtenido de <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/123456789>
- Sánchez, V. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth* (Tesis de grado). Universidad Central del Ecuador, Quito, Ecuador. Obtenido de <http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/217>
- Torres, L.A. y Castillejo, R.C. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño de malla de perforación de la GA - 475E del nivel 2050 en la Unidad Alpacay, MYSAC año 2016* (Tesis de grado). Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz, Perú
- Vilela, W. (2014). *Análisis de Factibilidad Para el Uso de Anfo Pesado a Base de Emulsión Gasificable en Minera Yanacocha*. Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú. Obtenido de <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle89/>

ANEXOS

ANEXO 1. Fotografías

