

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización del diseño de perforación
y voladura para reducir el costo en el
desarrollo de la galería 5361, empresa
minera Vicus S. A. C.**

Nihimias De La Cruz Bujaico
Miguel Angel Rodriguez Ricaldi

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

ASESOR

Ing. TANTAVILCA MARTINEZ, Nelida

AGRADECIMIENTO

A nuestro ser divino, nuestro asesor por guiarnos en la presente tesis y a nuestros padres por apoyarnos en cada momento de nuestra formación académica.

DEDICATORIA

A nuestros padres quienes son el pilar de nuestra formación académica, a nuestro asesor y catedráticos por el apoyo incondicional en cada momento de nuestra travesía.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

| | |
|---|------|
| PORTADA..... | i |
| ASESOR..... | ii |
| AGRADECIMIENTO | iii |
| DEDICATORIA | iv |
| ÍNDICE DE CONTENIDOS..... | v |
| LISTA DE FIGURAS..... | viii |
| LISTA DE TABLAS | ix |
| RESUMEN..... | x |
| ABSTRACT..... | xi |
| INTRODUCCIÓN..... | xii |
| CAPÍTULO I..... | 13 |
| PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | 13 |
| 1.1 Planteamiento y Formulación del Problema | 13 |
| 1.1.1 Planteamiento del problema..... | 13 |
| 1.1.2 Formulación del problema..... | 14 |
| 1.2 Objetivos | 14 |
| 1.2.1 Objetivo general..... | 14 |
| 1.2.2 Objetivos específicos | 14 |
| 1.3 Justificación e Importancia | 14 |
| 1.3.1 Justificación practica | 14 |
| 1.3.2 Justificación teórica..... | 15 |
| 1.3.3 Justificación metodológica | 15 |
| 1.4 Hipótesis | 15 |
| 1.4.1 Hipótesis general | 15 |
| 1.4.2 Hipótesis específicas | 15 |
| 1.5 Identificación de variable | 16 |
| 1.5.1 Variable..... | 16 |
| 1.5.2 Matriz de operacionalización de variables | 17 |
| CAPÍTULO II..... | 18 |
| MARCO TEÓRICO | 18 |
| 2.1 Antecedentes del Problema..... | 18 |
| 2.1.1 Antecedentes Internacionales | 18 |
| 2.1.2 Antecedentes nacionales | 19 |
| 2.1.3 Antecedentes locales | 23 |
| 2.2 Generalidades de la Empresa Minera Vicus – Unidad Capacho de Oro..... | 24 |

| | |
|---|----|
| 2.2.1 Ubicación y accesibilidad | 24 |
| 2.3 GEOLOGÍA | 26 |
| 2.3.1 Geología Regional | 26 |
| 2.3.2 Geología Local..... | 26 |
| 2.3.3 Geología Estructural | 26 |
| 2.4 Bases teóricas..... | 27 |
| 2.3.4 Diseño de malla de perforación y voladura..... | 27 |
| 2.3.5 Esquema propuesto por el método de Roger Holmberg..... | 31 |
| 2.3.6 Dureza del macizo rocoso..... | 34 |
| 2.3.7 Voladura de las labores subterráneas | 34 |
| CAPÍTULO III..... | 39 |
| MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO | 39 |
| 3.1 Método y Alcances de la Investigación | 39 |
| 3.1.1 Métodos de la investigación | 39 |
| 3.1.2 Alcances de la investigación | 39 |
| 3.2 Diseño de la investigación | 39 |
| 3.3 Población y muestra..... | 39 |
| 3.3.1 Población | 39 |
| 3.3.2 Muestra | 39 |
| 3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos | 40 |
| 3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos..... | 40 |
| 3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos..... | 40 |
| 3.4.3 Metodología para la recolección de datos | 40 |
| CAPÍTULO IV | 42 |
| RESULTADOS Y DISCUSIÓN | 42 |
| 4.1 Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C | 42 |
| 4.1.1 Diseño de la Malla de perforación y voladura utilizado en la Galería 5361 Nivel 180 de la Veta Daniela..... | 42 |
| 4.1.2 RESULTADOS DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACION | 46 |
| 4.1.1.1. Cálculo mediante el modelo matemático de roger holmberg para 6 pies. 47 | |
| 4.1.1.2. Cálculo mediante el modelo matemático de roger holmberg para 8 pies. 60 | |
| 4.1.2.2 Descripción de la distribución de la carga explosiva de la nueva malla de perforación y voladura para 6 y 8 pies..... | 73 |
| 4.1.1.3. Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería, Empresa Minera Vicus S.A.C..... | 75 |

| | |
|--|----|
| 4.1.3 Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería, Empresa Minera Vicus S.A.C. | 80 |
| CONCLUSIONES | 83 |
| RECOMENDACIONES..... | 84 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 85 |
| ANEXOS..... | 87 |
| Anexo 1. Matriz de Consistencia | 88 |
| Anexo 2. Perforación del arranque con presencia de carga molida – situación actual con barra de 6 pies. | 89 |
| Anexo 3. Corrección de la perforación situación actual y situación óptima. | 89 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| FIGURA 1: <i>PLANO DE LOCALIZACIÓN Y UBICACIÓN DE LA EMPRESA MINERA VICUS S.A.C .</i> | 25 |
| FIGURA 2. <i>DESTRUCCIÓN PARA TODA LA SECCIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.</i> | 27 |
| FIGURA 3. <i>PROPIEDADES DE LA JACK LEG NEUMÁTICA</i> | 29 |
| FIGURA 4. <i>ACCESORIOS DE LA JACK LEG NEUMÁTICA</i> | 29 |
| FIGURA 5. <i>COMPONENTES DEL BRAZO Y DISPOSITIVO DE AVANCE</i> | 30 |
| FIGURA 6. <i>PARTES DE UN BARRENO</i> | 30 |
| FIGURA 7: <i>ZONAS DE UNA VOLADURA EN UN FRENTE.</i> | 32 |
| FIGURA 8: <i>ESCALA DE MOHS</i> | 34 |
| FIGURA 9: <i>METODOLOGÍA DE LA RECOLECCIÓN DE DATOS PARA LA MEJORA DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA</i> | 41 |
| FIGURA 10. <i>DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA UTILIZADO EN LA GALERÍA 5361 NIVEL 180 DE LA VETA DANIELA</i> | 43 |
| FIGURA 11. <i>NUEVO ESTÁNDAR DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA</i> | 47 |
| FIGURA 1. <i>Longitud de carga de la columna explosiva para 6 pies</i> | 74 |
| FIGURA 23. <i>Longitud de carga de la columna explosiva para 8 pies</i> | 75 |

LISTA DE TABLAS

| | |
|--|----|
| TABLA 1: MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES | 17 |
| TABLA 2: UBICACIÓN DE LOS LÍMITES GEOGRÁFICOS DE LA MINERA VICUS S.A.C | 24 |
| TABLA 3: COORDENADAS GEOGRÁFICA Y UBICACIÓN DE LA EMPRESA MINERA VICUS S.A.C | 25 |
| TABLA 4: DISTRIBUCIÓN DE CARGA Y DATOS TÉCNICOS DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA UTILIZADO EN LA GALERÍA PRINCIPAL 5361-N NIVEL 180 DE LA VETA DANIELA..... | 44 |
| TABLA 5: PARÁMETROS DE DISEÑO PARA EL DESARROLLO DEL MODELO MATEMÁTICO HOLMBERG. | 46 |
| TABLA 6: DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA Y DATOS TÉCNICOS PERFORACIÓN PARA 6 PIES..... | 73 |
| TABLA 7: DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA Y DATOS TÉCNICOS PERFORACIÓN PARA 8 PIES..... | 74 |
| TABLA 8: PARÁMETROS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON BARRA DE 6 PIES.. | 76 |
| TABLA 9: VALORIZACIÓN DEL COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – SITUACIÓN ACTUAL | 77 |
| TABLA 10: PARÁMETROS TÉCNICOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON BARRA DE 6 Y 8 PIES | 78 |
| TABLA 11: VALORIZACIÓN DEL COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA – SITUACIÓN ÓPTIMA | 79 |
| TABLA 12: REDUCCIÓN DEL NÚMERO DE DISPAROS..... | 80 |
| TABLA 13: REDUCCIÓN DE COSTOS DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA. | 82 |

RESUMEN

La Empresa Minera Vicus S.A.C, las acciones de perforación y voladura para la realización de las galerías, en la Veta Daniela, las deficiencias en la perforación y voladura con el diseño de malla actual, tras el disparo se tiene sobre roturas, de la periferia de la labor, tiros cortados y el avance alcanzado no es el ideal para el avance de las galerías principales, estas deficiencias generan pérdidas operativas y trabajos secundarios de perforación y voladura generando así pérdidas económicas en la rentabilidad del proyecto minero, tras lo mencionado se plantea realizar un buen diseño de la malla de perforación y voladura, a fin de optimizar la perforación y voladura como también la viabilidad del aumento en los frentes de avance de las galerías.

La optimización de perforación y voladura con barra de 6 pies en la situación actual, se tiene un costo total por la unidad valorizada es decir el costo por metro lineal de progreso es de S/ 1212.98 soles y en una situación óptima el costo disminuye a S/ 1044.84 soles. Esta reducción viene hacer el S/. 168.14 soles.

En la situación actual, el diseño de la perforación y voladura, con barra de 6 pies, para el tramo de los 200 metros lineales se tendría que realizar 139 disparos entre día y noche. El resultado en una situación óptima es de 119 disparos; lo cual hay una diferencia de 20 disparos.

Por último, para el tramo de los 200 metros lineales en la situación actual; el costo de perforación y voladura para el proyecto es de S/. 168,448.09 soles. En la situación óptima, el costo de perforación y voladura para el proyecto es de S/. 124,201.05 soles. Obteniendo una reducción de S/. 44,247.04 soles.

Palabras clave: *Optimización del diseño de perforación y voladura.*

ABSTRACT

The Vicus S.A.C Mining Company, the drilling and blasting actions for the realization of the galleries, in the Daniela Vein, the deficiencies in the drilling and blasting with the current mesh design, after the shot there are breaks, of the periphery of the work, cutting shots and the progress achieved is not ideal for the progress of the main galleries, these deficiencies generate operational losses and secondary drilling and blasting works, therefore they present economic losses in the profitability of the mining project, after what is mentioned proposes to carry out a good design of the drilling and blasting mesh, in order to optimize drilling and blasting as well as the possibility of increasing the advancing fronts of the galleries.

The optimization of drilling and blasting with a 6-foot bar in the current situation has a total cost per valued unit, that is, the cost per linear meter of progress is S/ 1212.98 soles and in an optimal situation the cost decreases to S/.1044.84 soles. This reduction comes to make the S /. 168.14 soles.

In the current situation, the drilling and blasting design, with a 6-foot rod, for the 200-linear-meter section, 139 shots must be fired between day and night. The result in an optimal situation is 119 shots; which is a difference of 20 shots.

Finally, for the 200 linear meter section in the current situation; the cost of drilling and blasting the project is S/. 168,448.09 soles. In the optimal situation, the drilling and blasting cost of the project is S/. 124,201.05 soles. Obtaining a reduction of S/. 44,247.04 soles.

Keywords: *Drill and blast design optimization.*

INTRODUCCIÓN

En la Empresa Minera Vicus S.A.C, las actividades de perforación y voladura en la realización de las galerías, en la Veta Daniela, las deficiencias en la perforación y voladura con el diseño de malla actual, tras el disparo se tiene sobre roturas, de la periferia de la labor, tiros cortados y el avance alcanzado no es el ideal para el avance de las galerías principales, estas deficiencias generan pérdidas operativas y trabajos secundarios de perforación y voladura generando así pérdidas económicas en la rentabilidad del proyecto minero, tras lo mencionado se plantea realizar un buen diseño de la malla de perforación y voladura, a fin de optimizar la perforación y voladura como también la viabilidad del aumento en los frentes de avance de las galerías

Al aplicar del tipo numérico de R. Holmberg, se mejoró el diseño de la malla de perforación y voladura reduciendo los costos.

La Empresa Minera Vicus S.A.C., viene trabajando con un diseño de malla de perforación y voladura con criterios empíricos sin un estudio de una metodología adecuada y sin controles es su diseño con la ayuda del modelo numérico de R. Holmberg, se consiguió optimizar los disparos de la Galería 5361 de la veta Daniela, el modelo numérico de R. Holmberg, asistirá con tener un control de los factores y parámetros de perforación y voladura.

El modelo numérico de Holmberg asistirá con tener un control de la separación de la perforación, mayor control del carguío del explosivo, así se podrá evitar y reducir las malas prácticas de perforación y voladura, minimizar los tiros soplados el cual genera trabajos secundarios y mayor consumo de explosivos adicional para el plasteo, el cachorro.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y Formulación del Problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Las operaciones unitarias en toda unidad minera se enfocan en su mayoría en la perforación y voladura, transporte, relleno y ventilación, estas son los más representativos, ya que se realizan de forma rutinaria del día a día en las explotaciones mineras.

En esta investigación nos vamos a enfocar en la optimización del diseño de perforación y voladura, por medio de mejoras en los factores y parámetros de perforación y voladura de los frentes de avance, evaluando la Geomecánica, aumentando el avance lineal, reduciendo los costos para la factibilidad del proyecto minero.

En las operaciones de los métodos de explotación en empresas mineras a mediana escala, internacionales y nacionales, se encuentran las operaciones unitarias que se desarrollan diariamente. Dichas operaciones son reformuladas para poder mejorar en cada una de ellas a fin de optimizar las operaciones mineras e incrementar la rentabilidad del proyecto.

Las empresas mineras a nivel nacional de mediana minera a pequeña minería se enfocan en la optimización de las operaciones unitarias de todo el proceso de la explotación minera según el método de minado que están aplicando en dicha unidad minera a fin de incrementar la rentabilidad del proyecto.

En la Empresa Minera Vicus S.A.C, los trabajos de perforación y voladura en la realización de las galerías, en la Veta Daniela, las deficiencias en la perforación y voladura con el diseño de malla actual, tras el disparo se tiene sobre roturas, de la periferia de la labor, tiros cortados y el avance alcanzado no es el ideal para el avance de las galerías principales, estas deficiencias generan pérdidas operativas y trabajos secundarios de perforación y voladura generando pérdidas económicas en la rentabilidad del proyecto minero, tras lo mencionado se plantea realizar un buen diseño de la malla de perforación y voladura, a fin de optimizar la perforación y voladura como también la viabilidad del aumento en los frentes de avance de las galerías.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para el aumento del avance lineal de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.?
- ¿Cómo se realizará la aplicación del modelo matemático Holmberg para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.?
- ¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para disminuir el costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

1.2.2 Objetivos específicos

- Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para el aumento del avance lineal de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.
- Realizar la aplicación del modelo matemático Holmberg para reducir el costo de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.
- Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para disminuir el costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

1.3 Justificación e Importancia

1.3.1 Justificación práctica

En la Empresa Minera Vicus S.A.C., las labores de perforación y voladura en la realización de las galerías, en la Veta Daniela es la que más deficiencias tiene, cuenta con un rumbo de N 25° a 35°E, con buzamiento de 80° a 81° SE, con una potencia de 0,05 a 0,15 metros; cuenta con relleno de sulfuros con incrustaciones de cuarzo blanco con presencia de calcopirita. Está igualmente impactada y desarraigada por la falla cercana, designada como Falla "A", N 65°O, con una inclinación típica de 45° SO. Con desarrollo

sinextral, desplazando a la veta en más de 1,80 m. Longitudinalmente, la veta Daniela mide 60m. De la caracterización geomecánica se tiene dos tipos de roca: el Tipo II buena y el Tipo IV mala, los trabajos de la galería se realizan en tramos donde la roca es de tipo II es decir es roca buena.

1.3.2 Justificación teórica

La Empresa Minera Vicus S.A.C, viene utilizando el diseño de la malla de perforación y voladura, estandarizado para los frentes de avance de las Galerías, con resultados deficientes y una constancia de deficiencias en el disparo generado bancos en promedio el 65% del material volado generando trabajos secundarios como es la perforación y voladura secundaria, estos trabajos generan pérdidas operativas materializadas en costos generando así una disminución en la rentabilidad del proyecto.

1.3.3 Justificación metodológica

En la Empresa Minera Vicus S.A.C., existen deficiencias en la perforación y voladura con el diseño de malla actual, ya que tras el disparo se tiene sobre roturas del perímetro de la labor, tiros cortados y el avance alcanzado no es el ideal para el avance de las galerías principales, estas deficiencias generan pérdidas operativas y trabajos secundarios de perforación y voladura, así como pérdidas económicas. Por lo expuesto, se plantea realizar un buen diseño de la malla de perforación y voladura, a fin de optimizar la perforación y voladura como también la viabilidad del aumento en los frentes de avance de las galerías.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La optimización del diseño de perforación y voladura influye positivamente en la reducción del costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C

1.4.2 Hipótesis específicas

- La optimización del diseño de perforación y voladura influirá positivamente al aumento del avance lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.
- La aplicación del modelo matemático Holmberg influirá positivamente en la reducción del costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

- La optimización del diseño de perforación y voladura influirá positivamente a la disminución del costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

1.5 Identificación de variable

1.5.1 Variable

Optimización del diseño de perforación y voladura.

1.5.2 Matriz de operacionalización de variables

Tabla 1: *Matriz de operacionalización de variables*

| Variable | Definición conceptual | Dimensiones | Indicadores |
|--|--|--|---|
| Optimización del diseño de perforación y voladura. | Es la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura, por medio de un buen análisis del macizo rocoso y el control de parámetros en la perforación y voladura. | Análisis de los parámetros de perforación y voladura. | <ul style="list-style-type: none"> • RMR • Burden (m) • Espaciamiento (m) • Longitud de taladro (m). • Número total de taladros (unidades) |
| | Los más importantes que influyen significativamente en la mejora, es el burden, el espaciamiento y la longitud de perforación, con estos parámetros se puede reducir los costos de la perforación y voladura, por ende, los costos de desarrollo también que tendrá una reducción y aumentará la rentabilidad del proyecto minero. | Análisis del modelo matemático Holmberg | <ul style="list-style-type: none"> • Eficiencia de perforación (%) • Avance por disparo(m) • Cantidad de explosivo por taladro • Tipo de equipo de perforación • Diámetro de broca |
| | | Análisis de los costos directos e indirectos y el costo total para la realización de las Galerías. | <ul style="list-style-type: none"> • Tipo de cambio (s/ x \$). • Factor de carga (Kg/m³, Kg/TM, Kg/m). • Total, de Costos directos (\$/m) • Total, de costos indirectos (\$/m) • Costo total (S./m, \$/m) |

Fuente: *Elaboración propia*

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del Problema

2.1.1 Antecedentes Internacionales

En la Investigación de título “Metodología para diseño óptimo semiautomático de rampas en Minería Subterránea”, “el **objetivo** del artículo es contribuir un sistema adecuado para desarrollar una metodología que permita asistir el diseño de rampas para minería subterránea minimizando los costos de construcción y tiempos de construcción” (1):

Además, la metodología tiene las siguientes características:

- “El diseño de los accesos a interior mina es de mayor importancia, ya que son labores principales permanente durante toda la vida útil de la mina” (1).
- “El modelo propuesto es óptimo en cuanto a los proyectos actuales que fueron analizados, ya que consolida los costos de ventilación como información y considera los gastos reducidos dentro del modelo de mejora, por lo que cubre todo el acceso principal” (1). “Esto da como resultado genera mayor valor al modelo al incluir más aspectos adicionales en el problema” (1).
- “De esta investigación se obtuvo que las calidades varían un poco más del 2%, lo cual es sensato y podría ser debido a los desentrañamientos utilizados. Teniendo en cuenta esto, se considera que estas estimaciones son correctas y son una conjetura decente del último diseño, por lo que tienen un grado significativo del diseño y sus gastos” (1).

En la Tesis titulada “Análisis de la implementación del control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales”, “el **objetivo** del artículo es contribuir una sistemática experimental adecuada para realizar una evaluación técnica, económica y operacional de la implementación del control computarizado, en la perforación para el desarrollo de túneles y galerías pequeñas y medianas para la minería” (2):

“Además, la **metodología** tiene las siguientes características”:

- “La implementación del control computarizado en los jumbos de avance en el PNNM entregó resultados favorables a la operación; los equipos con la tecnología lograron un avance promedio por disparo de 89,5% frente a un 84,7% en el caso de los convencionales, lo que en base al análisis económico realizado, al reducir el número de ciclos de perforación y tronadura requeridos para desarrollar un largo de túnel determinado,

reduce los costos de perforación y aceros en un 5,5%, los de explosivos en un 5,5%, los de mantención en un 14% y los de mano de obra en un 4,2%” (2).

- “Por otra parte, estos equipos lograron una sobre excavación promedio de 11,1% frente a un 21,5% en el caso de los convencionales, lo que reduce los costos de extracción de marinas en un 8,6%. Esto hace que el costo total por metro de túnel sea un 4,6% menor, generando en 10 meses ahorros suficientes para pagar la inversión inicial requerida para la implementación” (2).
- “Para una empresa minera esto también es favorable ya que le permite comenzar antes la producción y adelantar los ingresos en el flujo de caja” (2).
- “En este estudio no se consideró el impacto que genera la sobre excavación en la fortificación, debido a que en PNNM se utiliza una fortificación estandarizada para cada zona geológica, sin considerar el menor daño en el entorno del macizo rocoso por la mayor precisión de la perforación” (2).
- “Tampoco se pudieron evaluar los 64 beneficios de la tecnología en la marcación de la frente y optimización de la tronadura. Por otra parte, los equipos se encontraban en malas condiciones y en ocasiones la planificación de la perforación y tronadura no fue óptima. Esto sugiere que, en óptimas condiciones, las mejoras podrían ser aún mayores” (2).

2.1.2 Antecedentes nacionales

En la Investigación con título “Optimización de costos unitarios mediante el diseño de un estándar de malla de perforación y voladura en la Galería 091 en la Compañía Minera La Soledad S. A. C.”, “el **objetivo** del artículo es contribuir una sistemática experimental conveniente para optimizar los costes mediante la determinación de un patrón de malla de perforación y voladura en la Galería 091W” (3).

“Además, la **metodología** tiene las siguientes características” (3):

- Al normalizar los límites de la perforación y voladura, el coste unitario de la GL 091W es de 65,91 US\$/m, lo que supone una disminución del 24% respecto a lo que se estaba obteniendo, esto supone una disminución de los costos de explotación de la mina de 74.979.216 US\$ cada año (3).
- La ejecución de la malla de perforación y voladura, propuesta en esta exploración, la ejecución de la malla de perforación y voladura, propuesta

en esta investigación, para el desarrollo de la veta 091W, de la Minera Soledad S. A. C. se tendría un ahorro de US\$ 45,83 (en perforación y voladura) en cada disparo, Esto se debe a la mengua de la cantidad de taladros de perforación y a la correcta aplicación de la energía explosiva (3).

- Con la disminución del coste unitario total, se adquiere una disminución del costo del 12% del all out cash cost de la empresa el 12% del Cash Cost total de la organización minera, debido a que el gasto de explotación de la mina supone aproximadamente el 83% del Cash Cost total de la empresa minera. El costo de la explotación de la mina, representa aproximadamente el 83% del Cash Cost total de la empresa minera (3).
- La acción minera, al igual que todas las actividades de la rentabilidad monetaria, requiere una auditoría extremadamente duradera e incesante de sus ciclo de minado, en una auditoría extremadamente duradera e incesante de sus ciclos, para actualizarlos y ajustarlos a lo innovador, lógico y funcional además, ajustarlos a los avances lineales, lógicos y cómodos a su aplicación que se puedan trabajar sobre el beneficio y la productividad de las actividades trabajar en la productividad y competencia de las actividades (3).
- Los factores fundamentales de logro que deciden la mejora del conjunto de la perforación y voladura son los que acompañan al proceso de voladura la observación y el control de las tareas asociadas al proceder de perforación y voladura, así como la preparación y la preparación (3).

En la Tesis titulada “Reducción y Optimización de Costos en Perforación y Voladura Implementando Barrenos de 16 Pies para Labores de Desarrollo en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C.”, “el **objetivo** del artículo es contribuir una sistemática experimental oportuna para mejorar mediante la evaluación técnico-económico en el diseño de la malla de perforación y voladura para trabajos de progreso, empleando barrenos de 16 pies en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C” (4).

“Además, la **metodología** tiene las siguientes características” (4):

- La hipótesis que propone el plan para el diseño de malla de perforación y voladura de 16 pies que es más factible con respecto a los costos de avance lineal comparables a un estándar de 12 pies más factible en cuanto a costes de avance correspondiente a una sección perforación patrón de 12 pies que se está desarrollando en la minera Inmaculada O.U. - Sociedad Minera Ares S.A.C. Comprobando que la aplicación de

la malla de perforación con una malla de 16 pies es tanto más factible de hecho y monetariamente por un desarrollo mayor con un coste menor. (4).

- El desarrollo más notable con una ventaja positiva de ahorro de dinero para la empresa minera: Es plausible planificar una malla de perforación y voladura con una longitud de 16 pies, es realizable, aplicando este plan que se desarrolla el trabajo realizado en unidad minera Inmaculada. Los aspectos para la obra fueron de 4,0 mts.x 4,0 mts, realizándose varios 52 taladros. (4).
- La clase de roca que predomina en la Sociedad Minera A.O. Inmaculada, que tiene un lugar con la Sociedad Minera Ares SAC. Es de clase regular (III-B) con elevada presencia de lavas andesíticas. Lo cual no influye la longitud de perforación realizado. (4).
- El macizo rocoso, tiene las cualidades que se acompañan en el espacio donde se realiza los trabajos de perforación y voladura se ajusta a la marca acompañante con un GSI normal de 40 a 60. Con RQD de 80 con varias roturas de 8/m. (4).
- La investigación monetaria del plan de la sección transversal de perforación es de 16 pies también, 12 pies. las consecuencias que se obtienen observando los dos planos son: coste por disparo a longitud de 12 pies y 16 pies:
 - ✓ el coste por disparo a cuenta de 12 pies es de 810,86 dólares, mientras que el de 16 pies el resultado es de 1051,24 dólares. (4).
 - ✓ en la red de 12 pies es de 0,057 dólares, mientras que en la malla de 16 pies el resultado es de 0,05 dólares. (4).

En la Tesis titulada “Optimización de perforación y voladura mediante el diseño de malla y carga explosiva en la Mina POMASI”, “el **objetivo** del estudio es contribuir una sistemática experimental adecuada para la mejora de perforación y voladura a través del diseño de malla y carga explosiva en la Mina Pomasi y reducir costos operacionales en la empresa minera”**Invalid source specified.**

“Además, la **metodología** tiene las siguientes características” **Invalid source specified.:**

- “Se logró obtener nuevas ratios de perforación y voladura; desarrollo avance lineal es de 1,55m, volumen roto 6,83m³, toneladas rotas 23,93t, cantidad de explosivo es de 24,87kg por disparo, factor de carga lineal es de 16,04kg/m y factor de carga 3,64kg/m³, y de igual manera en el tajo 715

se logra el factor de potencia 0,52kg/t y perforación por rendimiento 1,11t por disparo” **Invalid source specified.**

- La racionalización de la perforación y voladura a través del diseño de malla y de igual manera se logra disminuir el gasto de remanentes de disparos secundarios es de \$327.39/m a \$299.44/m, logrando un ahorro de \$27.95/m para la organización” **Invalid source specified.**

En la Tesis titulada "Optimización de malla de perforación doble espiral para túnel y reducir costos de perforación y voladura en el Proyecto Chavimochic – La Libertad, 2017", “el **objetivo** del estudio es mejorar los parámetros de diseño con el objetivo de disminuir los costes de perforación y voladura, mediante el uso del arranque con salida en doble espiral con la aplicación del método de Holmberg; sin afectar los indicadores de eficiencia actual de las voladuras (avance, fragmentación, tiempos, factor de carga, proyección, etc.)” (5).

“Además, la metodología tiene las siguientes características” (5):

- Se redujo el coste de las operaciones unitarias de perforación y voladura, de 14.3 \$/m³ a 12.4 \$/m³ para roca tipo II, siendo en octubre el valor más bajo con 10.9 \$/m³ y de 12.4 \$/m³ a 10.1 \$/m³ para roca tipo III; en la excavación del túnel restitución optimizándose el diseño de malla doble espiral. (5)
- Se realizó el diseño de malla doble espiral que redujo los taladros de 110 a 100 taladros para roca tipo II y de 98 a 94 taladros para roca tipo III. (5)
- En la ejecución de la malla doble espiral no se afectó el indicador de eficiencia, se muestra que, en los últimos meses, la eficiencia promedio se estabiliza por encima del 95%, con la ejecución de las nuevas mallas de perforación para cada tipo de roca. (5)
- en los meses de octubre y noviembre el avance promedio supero el avance permitido según el tipo de roca. (5)
- En la ejecución de la malla doble espiral no se afectó el indicador de eficiencia, como lo es la fragmentación, el promedio es variable, y aunque en los primeros meses ha sido menor, con una tendencia lineal aumentando con el pasar de los meses, aun así, se conserva debajo del límite de fragmentación (300 mm). (5)
- “Se redujo el factor de carga promedio, ya que disminuyó con el paso del tiempo, de 2.11 kg/m³ a 1.71 kg/m³, no variando mucho el componente de carga real del teórico” (5)
- Se redujo el tiempo de perforación promedio, disminuyendo a causa de las nuevo. (5)

En la Tesis titulada "Optimización del diseño de perforación y voladura, para reducir costos en labores de avance en la Mina Santa María - Poderosa S.A.", "el **objetivo** del estudio es optimizar el diseño de Perforación y Voladura en labores de avance tipo CR, con la finalidad de reducir costos operativos en dichas labores durante el proceso de preparación y explotación de la veta Briana en la Mina Santa María de Compañía Minera Poderosa S.A" (6).

"Además, la **metodología** tiene las siguientes características" (6):

- "El procedimiento propuesto por Holmberg para el cálculo del plano de la red de perforación e impacto permite construir el desarrollo recto por disparo de 1,65 m, con una productividad por disparo del 97,63%" (6).
- "El elemento de potencia promedio bajó de 0,82 kg/ton a 0,57 kg/ton, por ejemplo 0,25 kg/ton menos" (6).
- "Obteniendo un mejor rendimiento por cada disparo, menor utilización de explosivos, disminución de la cantidad de taladros por cara, esto se refleja claramente en la disminución del gasto de Perforación y Voladura que fue de 328,82 \$/m a 282,37 \$/m" (6).
- "La utilización de Famecorte E-20 para apilar las aberturas centrales, así como el transporte satisfactorio de la carga peligrosa en el frente disminuye notablemente la sobrecarga del 10,62% al 2,87%, lo que se refleja en un perfil decente de la obra posterior a la terminación" (7)

2.1.3 Antecedentes locales

En la Tesis titulada " Implementación de Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo Bajo La Norma ISO 45001 para optimizar las operaciones en la Minera Vicus S.A.C", "el **objetivo** del estudio es determinar la relación de la implementación de sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo bajo la norma ISO 45001 para optimizar las operaciones en la minera Vicus S.A.C" (7).

"Además, la **metodología** tiene las siguientes características":

- "Los elementos y parámetros de perforación y voladura fueron Implementados con el sistema de gestión de seguridad y salud en el trabajo, bajo la norma ISO 45001 y Optimizar las actividades. Se concluye a la vista de los datos manejados en el SPSS de IBM, se obtuvo información del uso de una encuesta a 116 trabajadores de Minera Vicus S.A.C., de 18 preguntas, con 3 cosas potenciales: 1) nunca 2) a veces 3) constantemente; como respuesta a cada pregunta, se adquirió que existe una enorme relación, según el valor "sig." = 0.000" (7).

- “Para la especulación explícita 1 (H1), se concluye una enorme relación de 0.01 y un nivel de certeza cercano al 100% entre la ejecución del marco de bienestar y bienestar de los ejecutivos en el trabajo bajo la norma ISO 45001 y los índices de accidentes en las labores de la minera Vicus S.A.C.; por conexión de Pearson se obtuvo 0.758 y por coeficiente de Spearman fue 0.72, demostrando una alta conexión segura en los dos coeficientes” (8)
- “De la equivalencia se obtuvo en la especulación particular 2 (H2), una relación crítica de 0.01 y un nivel de certeza cercano al 100% entre la ejecución de la palabra relacionada con el bienestar y la seguridad del marco de la junta directiva bajo la norma ISO 45001 y los registros de competencia en las tareas de la minera Vicus S.A.C.; donde la Correlación de Pearson fue de 0.555 y el coeficiente de Spearman fue de 0.504, decidiendo una conexión positiva moderada en los dos casos” (8).

2.2 Generalidades de la Empresa Minera Vicus – Unidad Capacho de Oro

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

A. Ubicación de Unidad Capacho de Oro

La Unidad Capacho de Oro, es una de las unidades de la Empresa Minera Vicus S.A.C, “se ubica en el Norte del Perú, a 138 km. Sureste de la provincia de Barranca y Departamento de Lima, Políticamente pertenece al centro poblado Las Minas, distrito de Supe, provincia de Barranca, departamento de Lima” (8).

En la siguiente figura se muestra la ubicación de los límites geográficos de la Minera Vicus S.A.C

Tabla 2: Ubicación de los límites geográficos de la Minera Vicus S.A.C

| Concesión | Área Hectáreas (ha) | Vértice | Este (E) | Norte (N) |
|-------------------------|---------------------|---------|----------|-----------|
| Capacho de Oro I | 478 | 1 | 231911 | 8798613 |
| | | 2 | 230313 | 8793874 |
| | | 3 | 229449 | 8794165 |
| | | 4 | 230963 | 8798932 |

Fuente: Informe del estudio de las reservas y recursos minerales. Empresa Minera Vicus S.A.C, 2022 (8).

En la siguiente figura se muestra el plano de localización y ubicación de la Empresa Minera Vicus S.A.C.

Figura 3: Plano de localización y ubicación de la Empresa Minera Vicus S.A.C



Fuente: Informe del estudio de las reservas y recursos minerales. Barranca: Empresa Minera Vicus S.A.C, 2021. (8)

B. Accesibilidad.

“El acceso desde Lima es por vía Terrestre, según el siguiente itinerario” (8).

Tabla 3: Coordenadas geográfica y Ubicación de la Empresa Minera Vicus S.A.C

| Lugar | Distancia (Km.) | Tiempo | Tipo de Carretera |
|----------------------|-----------------|--------------------|-------------------|
| Lima - Supe | 160 | 2 h 30 min. | Asfaltada |
| Supe - Caral | 35 | 30 min. | Afirmada |
| Caral – Minera Vicus | 3 | 10 min. | Afirmada |
| Total | 198 | 3 h 10 min. | |

Fuente: Informe del estudio de las reservas y recursos minerales. Empresa Minera Vicus S.A.C, 2021 (8).

2.3 GEOLOGÍA

2.3.1 Geología Regional

El Yacimiento aurífero de la Empresa Minera Vicus S.A.C., se encuentra sobre una terraza fluvial del río Supe sobre depósitos de aluviones, la cual presenta dunas en dirección NE-SO, emplazada transversalmente sobre las quebradas donde se emplazan las principales vetas del yacimiento (8).

La geoforma eólica (colinas con forma) y la geoforma plana están conectadas entre sí, se dilucidan los procedimientos de rotura de bloques de dioritas de grano medio y de bloques con granodioritas intercaladas de grano grueso con plagioclasa argilitizada, incluyendo el uso de craqueo de nivel, como asientos, así como las regiones de canteras de doble explotación de estas rocas (10).

Se infiere que la diorita y la andesita, así como las estructuras y la existencia de lodos como el caolín, la crisocola y la calcita, son las unidades litológicas supervivientes más fundamentales (10).

2.3.2 Geología Local

“La Empresa Minera Vicus S.A.C., es un yacimiento filoneano de inicio epitermal, donde hay vetas en pliegues y veteados a modo de rosario, conformando ramificaciones cistoides en un plano llano y en sentido ascendente, con relleno de cuarzo y dispersiones de pirita, presencia de sulfuros como Galena, Esfalerita, Marmatita, Arsenopirita, Calcopirita, Pirrotita a Pirrotita con alta conductividad atractiva, incluyendo adicionalmente la Tetraedrita particularmente hacia el extremo norte del yacimiento” (8).

2.3.3 Geología Estructural

“La Empresa Minera Vicus S.A.C., tiene como yacimiento filogénico y se encuentra en un espacio agrietado por una disposición de fallas importantes en dirección Noreste, Suroeste con buzamiento sub-verticales, dentro del Corredor de Capacho de Oro, que aún no se ha resuelto tanto hacia el Este como hacia el Oeste, debido a la ausencia de personal, no se desarrolla con mayor velocidad; sin embargo se puede decir con certeza la existencia de Vetas Principales con Dirección NE – SW, como también Vetas secundarias conocidas como las tensionales” (8).

El Sistema de fallas están asociadas a Intrusiones Granodioríticas como Dioríticas por lo que dio lugar a la fracturación, las fallas transversales son locales, mientras que las fallas longitudinales se han formado gracias a esfuerzos generados por la subducción con Dirección Nor – oeste, Sur – este. Por ende,

se encuentran los filones con relleno de sulfuros con presencia de cuarzo lechozo (8).

2.4 Bases teóricas

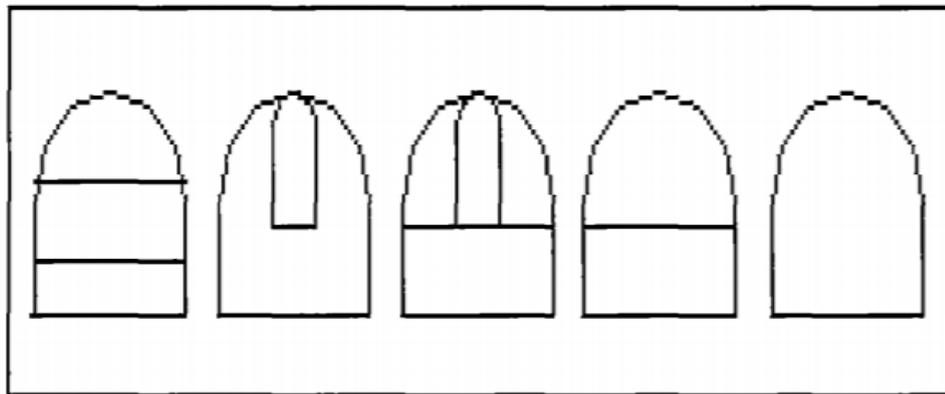
2.3.4 Diseño de malla de perforación y voladura

Según el Método de Holmberg, la forma o el esquema según el cual se atacará la sección de un frente dependerá de diversos factores tales como:

- Equipo de perforación.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

Según el manual de perforación y voladura de (9), trabajar con menos de 100 m² de capacidad, con tipos de roca que se pueden perforar en su totalidad mediante excavación y voladura o túneles grandes con secciones demasiado grandes y no cubiertas por formaciones rocosas mediante el uso del método de excavación paso a paso que puede abrirlo, se permite la destrucción en toda la sección (9).

Figura 2. *Destrucción para toda la sección de malla de perforación y voladura.*



Fuente: López Jimeno y otros. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* Madrid. (9)

A. Perforación de rocas

Es una de las operaciones más importantes en la minería, independientemente del método que se utilice, la perforación se basa en el mismo principio para todos. (10) Es decir, durante las

percusiones consecutivas y los giros del agujero, cada turno hará un corte en la roca en una ubicación diferente. (10).

El resultado final es un taladro con un diámetro igual al diámetro mayor del filo, con el único propósito de crear agujeros cilíndricos en rocas y minerales llamados agujeros. Estos sirven para almacenar o colocar explosivos y accesorios. (11).

B. Objetivo de la perforación

La perforación se realiza con el objetivo de lanzar o hacer explotar la mayor cantidad de rocas y minerales colocando los explosivos en los lugares adecuados (en este caso las brocas) utilizando la menor cantidad posible de explosivos. (11).

En otras palabras, la excavación es la remoción de ciertos trozos de roca o minerales del frente, stope o tajeo. “Por este motivo, primero se analizó la roca y se perforaron una serie de pozos. De este modo, se podrá usar relativamente poco explosivo para poder volar un gran volumen” (11).

C. Equipos de perforación convencionales

- **Jack Hammer.** “Perforadoras usadas para la construcción de piques, realizando la perforación vertical o inclinada hacia abajo. La cantidad de anticipo está determinada por el peso del taladro” (11).
- **Stoper.** “Perforadora para la construcción de chimeneas y obras mineras (perforación vertical y hacia arriba). Consiste en una plataforma montada en la barra de potencia, creando una unidad rígida y compacta” (11).
- **Jack Leg.** “Las perforadoras con barra de avance se pueden utilizar para perforaciones horizontales e inclinadas. Se utiliza principalmente para la construcción de galerías, reventa de pisos y lámparas. Se usa una barra de elevación libre para sostener el taladro y suministrar comodidad al taladro” (11).

Para muestra tenemos las características del equipo neumático Jack leg (PUMITA), que se utiliza principalmente para crear pozos, chimeneas y tajeos, en secciones pequeñas y medianas debido a su bajo peso operativo.

Figura 3. Propiedades de la Jack leg neumática

| | PUMA | PUMITA |
|--------------------------|--|--|
| Marca | Atlas Copco | Atlas Copco |
| Modelo | BBC-16W | BBC-12T |
| Presión máxima | 7 bares (102psi) | 7 bares (50psi) |
| Vida Útil | 100 000 pp | 100 000 pp |
| Nº de percusión | 38 golpes/seg | 20 golpes/seg |
| Velocidad de Penetración | Roca dura 0.9 pie/min, Roca suave 1.1 pie/min. | Roca dura 0.5 pie/min, Roca suave 0.6 pie/min. |
| Peso de la maquina | Pesado 25 kilos. | Liviano 15 kilos. |

Fuente: Bedia Sanchez, Jimena. *Equipos y accesorios de perforación. (12).*

Figura 4. Accesorios de la Jack leg neumática

| TIPO | LONGITUD | DIÁMETRO |
|---|------------------------|-----------------|
| Barrenos integrales (barreno y broca integrado) | Long 3 pies (patero) | 41 mm |
| | Long 4 pies (seguidor) | 38 mm |
| Barrenos cónicas | Long 3 pies (patero) | 41 mm |
| | Long 4 pies (seguidor) | 38 mm |
| Brocas cónicas | | 41 mm |
| | | 38 mm |

Fuente: Bedia Sanchez, Jimena. *Equipos y accesorios de perforación (12).*

Sin embargo, debemos mencionar que los sistemas más importantes en un equipo de perforación son:

- Sistema de suministro de energía.
- Sistemas de izaje
- Sistema de circulación
- Sistema rotatorio.
- Sistemas de control
- Sistema de medición de parámetros de perforación

D. ACCESORIOS

“Los accesorios en general de un equipo de perforación, el componente más importante es la perforadora. Donde la parte del brazo y dispositivo de avance muestran en la figura, los accesorios necesarios que se usan con la perforadora, tenemos a los barrenos y las pastillas o brocas” (13).

Figura 5. Componentes del brazo y dispositivo de avance

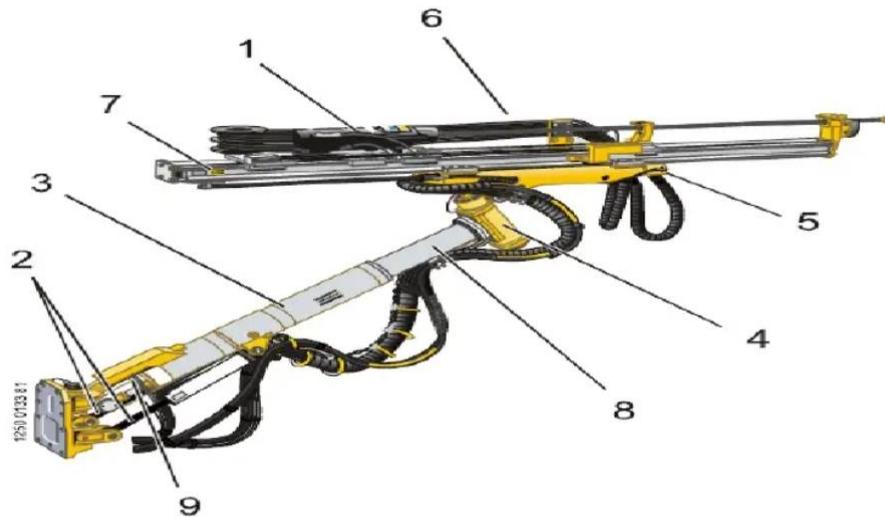


Figura: Brazo y dispositivo de avance

- | | |
|---|---|
| 1 | Perforadora |
| 2 | Cilindros traseros del brazo |
| 3 | Telescopio de brazo |
| 4 | Dispositivo de giro delantero |
| 5 | Cilindro saliente |
| 6 | Soporte del dispositivo de avance |
| 7 | Cilindro saliente del dispositivo de avance |
| 8 | Tubo telescópico |
| 9 | Dispositivo de giro trasero |

Fuente: Minería Pan-America. Equipo de perforación para minería de vetas bajas (13)

▪ **BARRENOS**

“El barreno es una varilla de acero que su propósito es generar la misma broca transmitiendo una fuerza de golpe desde la máquina al suelo donde se realiza el taladro, debido que el extremo del barreno estará provisto de uno o más filos cortantes de mayor dureza que la roca”.

▪ **TIPOS Y PARTES DE BARRENOS.**

Los barrenos pueden ser de desiguales tipologías según el acero usado y el ejemplar del dispositivo de corte, así como las partes que la componen, vea la figura 7.

Figura 6. Partes de un barreno



Fuente: Sigarrostegui Mendoza, Enrique. CLASE 4: PERFORACIÓN EN MINERÍA I. Lima: Portal Digital Educativo la Academia, 2018.

- **La espiga:** es la porción del agujero que entra en el cuerno de la máquina y cuyo extremo "culatín" recibe los golpes del martillo.
- **El collar:** es una protuberancia o anillo que sujeta eficazmente la broca en un único punto de apoyo dentro del cuerno de la máquina, para que el golpe o recorrido del trineo no se mueva; esta posición rígida de la broca se consigue también con la ayuda de la cincha de la máquina, quedando la broca completamente sujeta dentro del cuerno.
- **El extremo con el dispositivo de corte:** ya hemos visto que puede ser una almohadilla montada en acero o una broca.

E. HERRAMIENTAS

“Un buen perforista no debe olvidarse de llevar siempre las siguientes herramientas” (14), y son:

- Barretillas para desatar (5' y 8')
- Llave Stillson de 18"
- Llave sacabarrenos
- Pico, lampa y combo.
- Cuchara de fierro de 6'
- Soplete con su válvula
- Atacador, punzón y cuñas de madera
- Cuchilla
- Fósforos
- Cordel o pita, etc.

2.3.5 Esquema propuesto por el método de Roger Holmberg

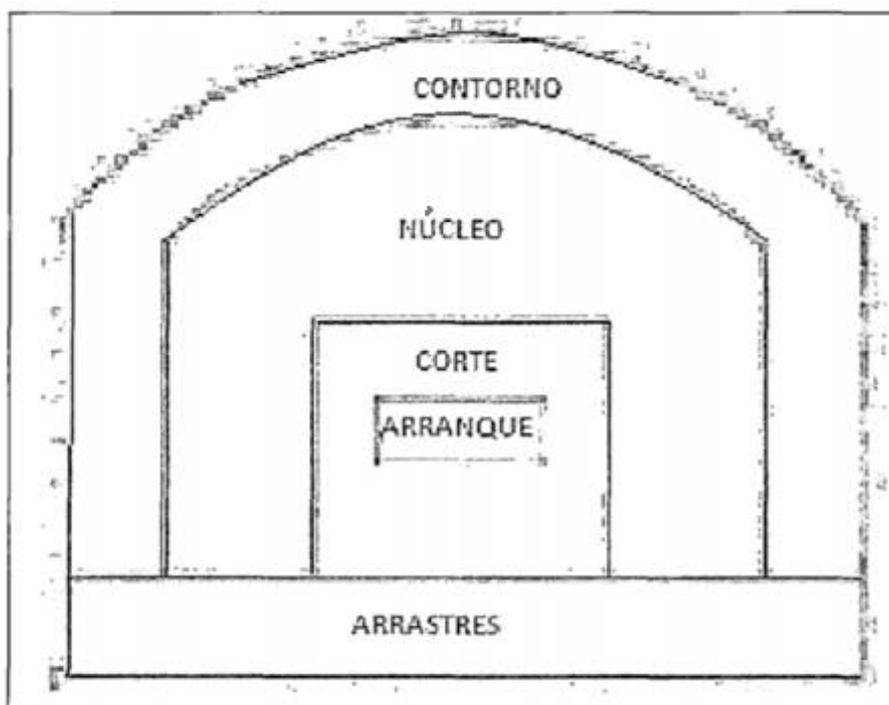
A. Esquema de perforación y Voladura

El disparo de los frentes de avance de las labores subterráneas se retrata en 5 secciones de forma en que no hay una superficie de salida libre, con la excepción de la cara real. La pauta de ejecución se basa en que el exceso del segmento se permite hacer aberturas utilizando taladros de alivio para la primera sección denominada arranque. Dicha abertura tiene en general una superficie de 1 a 2 m². A pesar de que con las grandes perforaciones se logran medidas de hasta 4 m². (9)

En este núcleo el consumo de explosivo se compara a la de un banco, a su vez requiere de 4 a 10 veces el porcentaje de consumo del explosivo, se debe tener en cuenta también existe áreas donde los efectos son negativos generando así errores de perforación, minimización del espacio de perturbación, entre otros. (9)

En la siguiente figura se muestra las áreas o secciones de un frente de avance.

Figura 7. Zonas de una voladura en un frente.



Fuente: López Jimeno y otros. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* Madrid. (9)

La perforación del contorno, forma el estado final de la pieza de perforación y se dispone dentro del fuerte con distancias de deslizamiento para crear una preapertura para el punzón. De las tres posiciones: borde, foco de la base y foco de la parte superior, la posición inicial determina la expulsión de restos, la discontinuidad y la cantidad de aberturas. En general, se elige la última opción para evitar que el material caiga sin obstáculos, y así mejorar el perfil de la sección, tener menos presión, mejor fragmentación, y aumentar el perfil de la sección (17).

B. Tipos de perforación en minería

• Perforación manual

Se realiza tradicionalmente con dos personas, con una barrena implantada en la roca y una bomba utilizada para realizar los golpes. Un trabajador se encarga de colocar y girar la barrena, mientras que el otro se encarga de realizar los golpes (13).

- **Perforación neumática**

Equipo manual con un conjunto de barrenos de 4, 6 y 8 pies, entre otros, que funciona por golpeo y giro. Dos personas realizan el trabajo: un ayudante de perforación que ayuda a sostener la barrena y un maestro perforador que trabaja el equipo manual de pata de gato (13).

Se ejecuta mediante un método común o tradicional, se utiliza la energía del aire comprimido para crear pequeñas aberturas con orificios largos y achaflanados (grabados), se encarga de aplastar la roca dentro de la broca y con cada golpe, la broca hace girar la roca en un círculo proporcional al diámetro del giro establecido. Esto obliga a la roca a girar en un círculo acorde con su tamaño, formando así una perforación (13).

- **Perforación eléctrica**

Esta perforación se realiza con corriente eléctrica suministrada por un generador y se emplea un taladro con un agujero helicoidal que puede excavar hasta 90cm de diámetro. La desventaja más importante es que el taladro se debe fijarse en su lugar (13).

- **Perforación hidráulica**

Emplea un engranaje mecánico que ha sido robotizado con un excelente acabado y ejecución. Emplea capacidades de presión de aire y agua para comunicar y controlar las fuerzas y la progresión de la perforación. Además, dispone de un panel de control de PC con programación para la perforación que muestra las líneas de penetración requeridas. La excepcional precisión y nivelación de este instrumento durante la penetración es su principal ventaja (13).

C. Avance lineal de los frentes de avance.

Se puede lograr un buen avance teniendo en cuenta la habilidad del perforador y del paralelismo del arrastre. (15) Independientemente, se parte del frente y para esta situación la anchura de la pieza es restringida. Esto implica que la mayor hondura de descarga que se puede lograr a partir del frente en un solitario tiro es equivalente a la anchura de la inclinación, exposición, cruce, etc. Esta norma depende de la "cuña", alimentador en V, por ello, varias minas no vuelven a perforar con este modelo de alimentadores o cadena. El avance está sujeto a las variables adjuntas:

- **Fracturas:** en el caso de que la entrada de la fundición se acerque de forma discontinua, puede provocar fugas de gas, lo que puede influir en el avance de la obra suponiendo que haya roturas en el terreno. Para

ello, es importante aplicar un montón cuando la grieta, posteriormente la necesidad de calibrar bien la profundidad de la perforación. Asimismo, nos damos cuenta definitivamente de que es atractivo que las aberturas sean cuadradas para estas roturas. Se debe utilizar un accesorio ocioso (suciedad) para compensar el derrame de gas. (15)

- **Tiempo disponible:** la destreza de los herrajes y la eficacia de los trabajos de desenterramiento para terminar toda la abertura a la longitud esperada son significativas. (15)

2.3.6 Dureza del macizo rocoso.

En caso de que la roca sea demasiado dura, la profundidad de las aberturas de perforación se verá restringida, en cualquier caso, es importante involucrar los peligros de alta potencia en la cantidad esencial para lograr grandes avances. (14).

Actualmente el grado de Mohs es la estrategia más implicada en la estimación de esta marca.

Figura 8. *Escala de Mohs*

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

Fuente: *RocasBy Minerales. Minerales de la escala de Mohs (16)*

La dureza Mohs, fue diseñada por el geólogo alemán Friedrich Mohs en 1812, con la intención de instaurar contrastes entre las rocas y los minerales (16).

2.3.7 Voladura de las labores subterráneas

Los trabajos en las labores de subterráneas se dividen regularmente en dos clasificaciones generales: el desarrollo y preparación y el programa de producción. El desarrollo y preparación, incluye la excavación de galerías subniveles y chimeneas en el caso del procedimiento de minado corte, relleno ascendente; en la producción, interviene la perforación y voladura del corte descendente, ascendente, etc., con el objetivo de que los cuerpos mineralizados estén efectivamente disponibles y se envíen después del

destape (17). Los trabajos de producción pueden dividirse en dos clases: aperturas cortas y largas de perforación.

2.3.7.1. Factores para el proceso de voladura más explosivos

De acuerdo con los estándares de la mecánica de fragmentación, el disparo en la roca es un suceso de tres capas, en el que las tensiones creadas por los explosivos ligados interno de las aberturas perforadas en la roca, inician una demarcación de enfoque de elevada energía que provoca dos poderosos resultados: la discontinuidad y la remoción. (18).

2.3.7.2. Factores del macizo rocoso

Son precisos, y los explosivos y sus estrategias de esmero deben ajustarse a las circunstancias de la roca. Entre ellas poseemos:

Propiedades reales

a. Dureza

Se presenta en la dificultad para la perforación.

b. Robustez

Demuestra la facilidad de romperse al impacto de las potencias de presión, tensión y efecto, cambiando entre los ámbitos de friable (sencillo), intermedio a implacable (problemático).

c. Espesor

Demuestra el aproximado de la incidencia del impactarlo y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en general. Los batidos gruesos requieren además explosivos gruesos y veloces para romperlos.

d. Superficie

Trama o tipo de aseguramiento de las gemas o granos y su nivel de cementación o unión, adicionalmente relacionado con su simplicidad de rompimiento.

e. Porosidad

Extensión de los orificios y su suficiencia para atraer agua.

f. Fluctuación

Las rocas no son uniformes en pieza y superficie ya que poseen un elevado ritmo de anisotropía o variedad.

g. Nivel de ajuste

Desmoronamiento provocado por el resultado de las aguas perdurables y freáticas, a pesar de las peculiaridades del terreno que las ajustan o modifican.

Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas

Recurrencia sísmica o rapidez de difusión de las transmisiones sísmicas y sonoras: es la rapidez a la que estas ondas traspasan la roca.

- b. Resistencia mecánica: es la protección de los poderes de compresión y ductilidad.
- c. Desbaste interior: capacidad de las superficies interiores para colarse por la presión (rocas delineadas).
- d. Módulo de Young: protección versátil contra la desfiguración.
- e. Barrido de Poisson: barrido de compresión transversal o expansión prolongada de materia bajo presión.
- f. Impedancia: proporción de la rapidez sísmica y el espesor de la roca frente a la rapidez de explosión y el espesor de la roca, generalmente las sacudidas con elevada recurrencia sísmica solicitan explosivos de elevada rapidez de explosión.

2.3.7.3. Condiciones de la carga explosiva

- a. Medida de la carga (anchura de la abertura): incide directamente en la presentación de lo peligroso y en la abundancia de la malla de perforación y voladura. Todos los explosivos tienen una anchura básica, por debajo de esta distancia no explotan.
- b. Matriz de la carga: conexión entre la distancia de la acusación de su medida y el lugar donde se empieza. Se refleja en el sistema de rotura y en el desarrollo de "zonas de grietas" en los cargamentos en forma de tubo y en las aberturas de impacto.
- c. Nivel de acoplamiento: barrido de la anchura de la carga a la anchura de la abertura. El acoplamiento real entre la carga peligrosa y la piedra, admite el intercambio de la frecuencia de chocar entre ellas, asumiendo una persona extremadamente crítica en la rotura.
- d. Nivel de represión: depende del acoplamiento, de la obstaculización o de la realización, de la utilización de la escuadra ociosa para sellar la abertura y de la matemática de la carga (peso y distancia entre las aberturas). Una restricción demasiado libre decidirá un mal resultado de impacto. Por otra parte, un nivel grave de control (debido a un asalto irrazonable de lo peligroso) puede ampliar su espesor tanto que puede hacer que no tenga corazón hacia la transferencia de la frecuencia de explosión y quede corto.
- e. Espesor de la carga (D_c): da la proporción de relleno de una perforación. Por un relleno ideal sin abandonar la mínima área

vacante obtendremos para definir un espesor de carga = 1. Por regla común, cuando un orificio de perforación se llene hasta el X% de su espacio implicado por el touchy poseeremos $D_c = 0,92$.

- f. Dispersión del cargamento en el orificio de perforación: el cargamento peligroso puede ser de modelo solitario en toda la abertura (cargamento único) o poseer inicialmente una carga inestable más densa y notable (carga base) y después una táctil menos gruesa (carga de segmento) o algunas cargas parecidas o de varios tipos aisladas unas de otras por material latente (cargas dispersas o cubiertas).
- g. Tipo y área de la trampa: se puede utilizar el bedviling simple, el goading variado (al menos dos en rosario, en un segmento de cargamento similar o uno en cada mazo en cargamentos dispersos) y el teasing prolongado (pivotante), este último en su mayor parte con cuerda explosiva.
- h. Transporte de energía, en cal/t de roca: la energía afanosa en la roca depende de la dispersión del cargamento en el pozo, el espesor de la carga, el puesto de inicio y el modelo de peligro usado, en tanto que la utilización de la energía valiosa está relacionada con la temporada de restricción y persistencia del sistema de rotura antes de que los gases se diseminen en el clima.
- i. Tramos de inicio de la carga (temporización): los taladros conviene ser terminados conservando una agrupación metódica y buena, para hacer las caras libre libres, los cuales son vitales para la salida de cada taladro, lo que se alcanza con detonador diferidos o con técnicas tradicionales de terminación escalonada.

2.3.7.4. Parámetros de los explosivos

- **Densidad:** peso específico en g/cm³ (a más espesor, más potencia), oscila entre 0,7 y 1,6 g/cm³, todos los explosivos tienen un espesor básico por encima del cual no explotan.
- **Transmisión o compasión:** transferencia de la frecuencia de explosión en el segmento de cargamento, una compasión decente garantiza la explosión total de la sección de cargamento.
- **Oposición al agua:** es la capacidad de soportar la apertura retardada al agua sin perder sus cualidades. Fluctúa de nada a magnífico (algunas horas).

- **Energía del explosivo:** calculada en función de su definición, material a fin de conocer su límite de funcionamiento.
- **Aversión al inicio:** cada peligroso requiere un iniciador de base o preliminar para comenzar (típicamente tomado como fuente de perspectiva al detonador N°8, para calificarlo como elevados explosivos (delicados) y especialistas en impacto (fríos), requiriendo posteriormente un trabajo de base aún más impresionante).
- **Volumen ordinario de gases:** cuantía de gases globalmente producida por la explosión de 1 kg de peligroso a 0°C y 1 atm, presión comunicada en l/kg, demuestra en torno a cuánta energía accesible para el trabajo a realizar y en su mayor parte fluctúa en el rango de 600 y 1000 l/kg.
- **Presión de perforación:** fuerza de impulso aplicada por los gases sobre de los divisores de la perforación comunicada en kg/cm², kilo bar (kbar) o uber pascal (MPa).
- **Clasificación de los humos:** factor de seguridad que considera su nocividad (todos los explosivos crean gases de CO y no en diversos grados).

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1 Método y Alcances de la Investigación

3.1.1 Métodos de la investigación

A. Método General

Es el método científico, puesto que reside en mejorar el diseño de la malla de perforación y voladura, por medio de parámetros y factores de perforación y voladura, empleando datos de campo de la perforación en la galería y el disparo después de haber realizado el respectivo carguío de los taladros dichos datos serán obtenidos en el espacio de sistematizaciones de la Compañía Minera Vicus S.A.C.

B. Método Específico

Es el procedimiento experimental inductivo, porque después de desarrollar la mejora del diseño de perforación y voladura, se disminuirá el costo del desarrollo de la Galería 5361, ya que los trabajos en la realización de las galerías llevan un mayor costo por deficiencias en el diseño estándar de la perforación y voladura de la Empresa Minera Vicus S.A.C.

3.1.2 Alcances de la investigación

A) Tipo de investigación

La investigación es aplicada, puesto que el fin es desarrollar la mejora del diseño de perforación y voladura para la disminución del costo del desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

B) Nivel de investigación

Es descriptivo puesto que intenta de manifestar el desarrollo de la mejora del diseño de perforación y voladura para poder disminuir el costo del desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.

3.2 Diseño de la investigación

Es no experimental longitudinal.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Todas las Galerías de preparación, Empresa Minera Vicus S.A.C.

3.3.2 Muestra

Galería 5361 de la Veta Daniela, Empresa Minera Vicus S.A.C

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos

En el presente documento de investigación se ha realizado una buena toma de datos de las labores de preparativo, específicamente de las Galerías, tomando datos de las labores de perforación y trabajos de voladura, para luego proceder a la elaboración de informes de campo del estado situacional del avance lineal de la Galería 5361, informes mensuales de avance, el plan de anual de los trabajos realizados en la minera, catálogos de equipos de perforación y laptop para los trabajos de gabinete proceso de datos.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

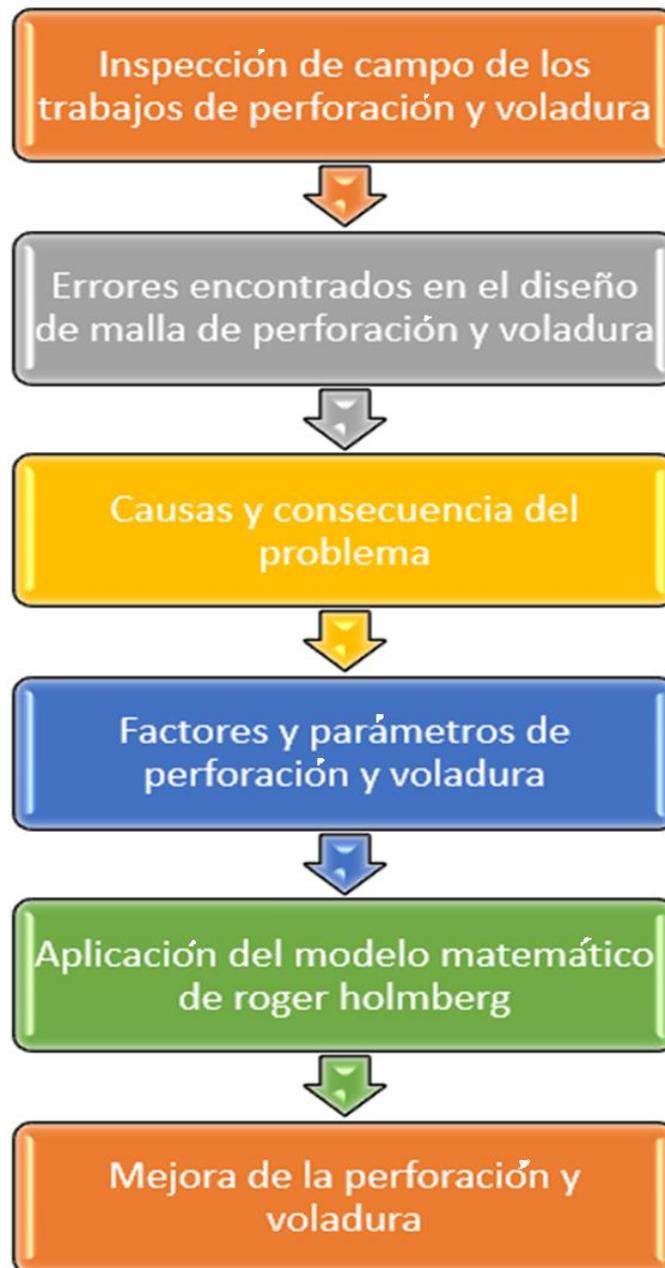
Para esta tesis se utilizó los siguientes instrumentos de campo:

- Libreta de notas.
- Planos de la minera.
- Informes de la perforación y voladura.
- Plan anual de los trabajos realizado en la minera

3.4.3 Metodología para la recolección de datos

La metodología de la recolección de datos se tuvo como se muestra en la siguiente imagen.

Figura 9.4 Metodología de la recolección de datos para la mejora de la perforación y voladura.



Fuente: *Elaboración propia.*

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C

La Galería 5361 de la Veta Daniela, tiene un modelo de roca media con RMR: 41 a 60, el avance realizado debe ser de 1.5 metros a 3 metros, la labor es recomendable en forma de bóveda, realizar el sostenimiento después de la voladura a 10 metros del frente de avance, utilizar perno de anclaje con empernado sistemático con una longitud de 4 metros con espaciados de 1.5 a 2 metros en la corona como en los hastiales, como malla electro soldada en la corona y por último proyectar shotcrete en la corona entre 50 a 100 mm y en los hastiales de 30mm respectivamente esta labor de preparación es para la extracción de mineral del procedimiento de minado por corte y relleno ascendente de la Empresa Minera Vicus S.A.C.

4.1.1 Diseño de la Malla de perforación y voladura utilizado en la Galería 5361 Nivel 180 de la Veta Daniela.

La galería principal, se realiza con el equipo manual con Jackleg y la sección es de 2.40 m X 2.40 m con una distancia de perforación de 6 Pies, en la siguiente figura se presenta el diseño de malla de perforación y voladura.

En la siguiente distribución de carga y datos técnicos de la malla de perforación y voladura utilizado en la Galería principal Nivel 180 de la Veta Daniela.

Tabla 4: Distribución de carga y datos técnicos de la Malla de perforación y voladura utilizado en la Galería principal 5361-N Nivel 180 de la Veta Daniela.

| TALADROS | Nº Taladros Cargados | Emulnor 5000 | Semexsa 45 | Emulnor | Total | Emulnor | Semexsa 45 | Emulnor | Tipo de |
|----------------|----------------------|----------------------|------------|----------|--------------------|-----------------------|------------|------------|-----------------|
| | | 1 1/4 x 12" | % 7/8x7" | 3000 1*8 | Cartuchos por tal. | 5000 1 1/4 x 12" | % 7/8x7" | 3000 1*8 | explosivos |
| | | Cartucho por taladro | | | Und. | Nº Cartucho por Grupo | | | Und. |
| Arranque | 4 | | | 9 | | | | 36 | Und |
| 1ra ayuda | 4 | | | 8 | | | | 32 | Und |
| 2da ayuda | 4 | | | 7 | | | | 28 | Und |
| 3ra ayuda | 4 | | | 7 | | | | 28 | Und |
| Ayuda corona | 3 | | | 5 | | | | 15 | Und |
| Hastiales | 4 | | | 5 | | | | 20 | Und |
| Corona | 5 | | 5 | 1 | | | 25 | 5 | Und |
| Arrastres | 4 | | | 9 | | | | 36 | Und |
| Total | 32 | | | | | | 25 | 200 | Nº Cart. |
| Total Taladros | 42 | | | | | | | | |

| | | | |
|---------------------|---|----|----------|
| | 4 | 24 | Kg |
| Kilos de explosivos | | 28 | kg/disp. |

| DATOS | | |
|-------------------------|--------|------|
| Tipo de roca | III | |
| Densidad de roca | gr/cm3 | 2.70 |
| Ancho de sección | m | 2.40 |
| Alto de la sección | m | 2.40 |
| sección | m2 | 5.76 |
| Nº de taladros cargados | tal. | 32 |
| Nº de taladros alivio | tal. | 5 |
| Diámetro de taladros | mm | 38 |
| Long. Taladros | m | 1.70 |
| Avance efectivo | m | 1.53 |

| FACTORES TÉCNICOS | | |
|-------------------|------|-------|
| Volumen roto | m3 | 9.79 |
| Tonelaje roto | t | 26.44 |
| Factor de carga | kg/t | 1.07 |
| Factor de avance | kg/t | 16.65 |

| FACTORES REALES | | |
|------------------|------|-------|
| Volumen roto | m3 | 8.81 |
| Tonelaje roto | t | 23.79 |
| Factor de carga | kg/t | 18.50 |
| Factor de avance | kg/t | 18.50 |

| CONSUMO DE EXPLOSIVOS - ACCESORIOS | | |
|------------------------------------|-----------|-------------|
| Emulnor 3000 1 x 8" | kg | 24 |
| Emulnor 5000 1 1/4 x 8" | kg | 0 |
| Semexsa 45% 7/8 x 7" | kg | 4.3 |
| Total de explosivos | kg | 28.3 |
| Cordón Detonante | m | 15 |
| Exanel 2.8 m | und | 32 |
| Mecha rápida | m | 20 |
| Carmex | und | 2 |

| RESULTADOS DE LA POST VOLADURA | | |
|--------------------------------|-------|--------|
| Avance promedio | m | 1.53 |
| Avance | % | 94.12 |
| Ancho de la sección | m | 2.55 |
| Altura de la sección | m | 2.5 |
| sobrerotura | % | 10.68% |
| Toneladas rotas | t | 99.88 |
| Factor de potencia | kg/t | 0.21 |
| Factor de carga | kg/m3 | 2.05 |
| Factor de carga | kg/m | 13.05 |

Fuente: Estándar de malla sección 2.4m x 2.4 m: Empresa Minera Vicus S.A.C., 2021. (19)

Interpretación:

Esta malla de perforación y voladura utilizada genera muchas deficiencias como son:

- Un deficiente marcado de la sección y gradiente, falta de paralelismo. Estos dos factores generan la sobre excavación del frente de la galería.
- Mal uso de los guidores y en ocasiones no lo utilizan para llevar el paralelismo del taladro perforado.
- El maestro perforista ejecuta la perforación según sus propias normas, sin tener en cuenta el estado del terreno del macizo rocoso.
- Ausencia de iniciativa en la ejecución de la mejora del ciclo, proceso de la perforación y desconocimiento del procedimiento de las labores de perforación y voladura.
- La perforación de los taladros de alivio no ayuda que tener un buen arranque del mineral.
- Falta de estandarización de perforación y voladura con un diseño de malla óptimo para tener unos buenos resultados.
- La progresión de los aplazamientos dispersos en los frentes se demuestra por las reglas del carguero y por la cuantía de fango que se introdujo en la construcción, no hay un método de apilamiento retrospectivo.
- Hay un arreglo de explosivos usados en la labor, así como, (Emulnor 1000 1 "x7"), (Emulnor 3000 1 "x 8"), (Emulnor 5000 1 1/4 x 12"), contingente sobre el ancho aburrado o encajonado el apilamiento en el campo es escogido.
- Insuficientes cucharas metálicas para limpieza de la rendija del hoyo.
- El vale de explosivos no concuerda con el cargamento usado en las caras de apilamiento.
- Se encuentran explosivos adicionales que corresponden ser estimados y registrados por todos para luego no necesitar informes.

Evaluación de los parámetros de perforación y voladura en la Galería principal Nivel 5361-N 180 de la Veta Daniela en la Empresa Minera Vicus S.A.C., 2021

En esta sección se desarrolla los parámetros principales con los respectivos cálculos generales que ayudaran a la optimización del diseño de malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg.

Tabla 5: *Parámetros de diseño para el desarrollo del modelo matemático Holmberg.*

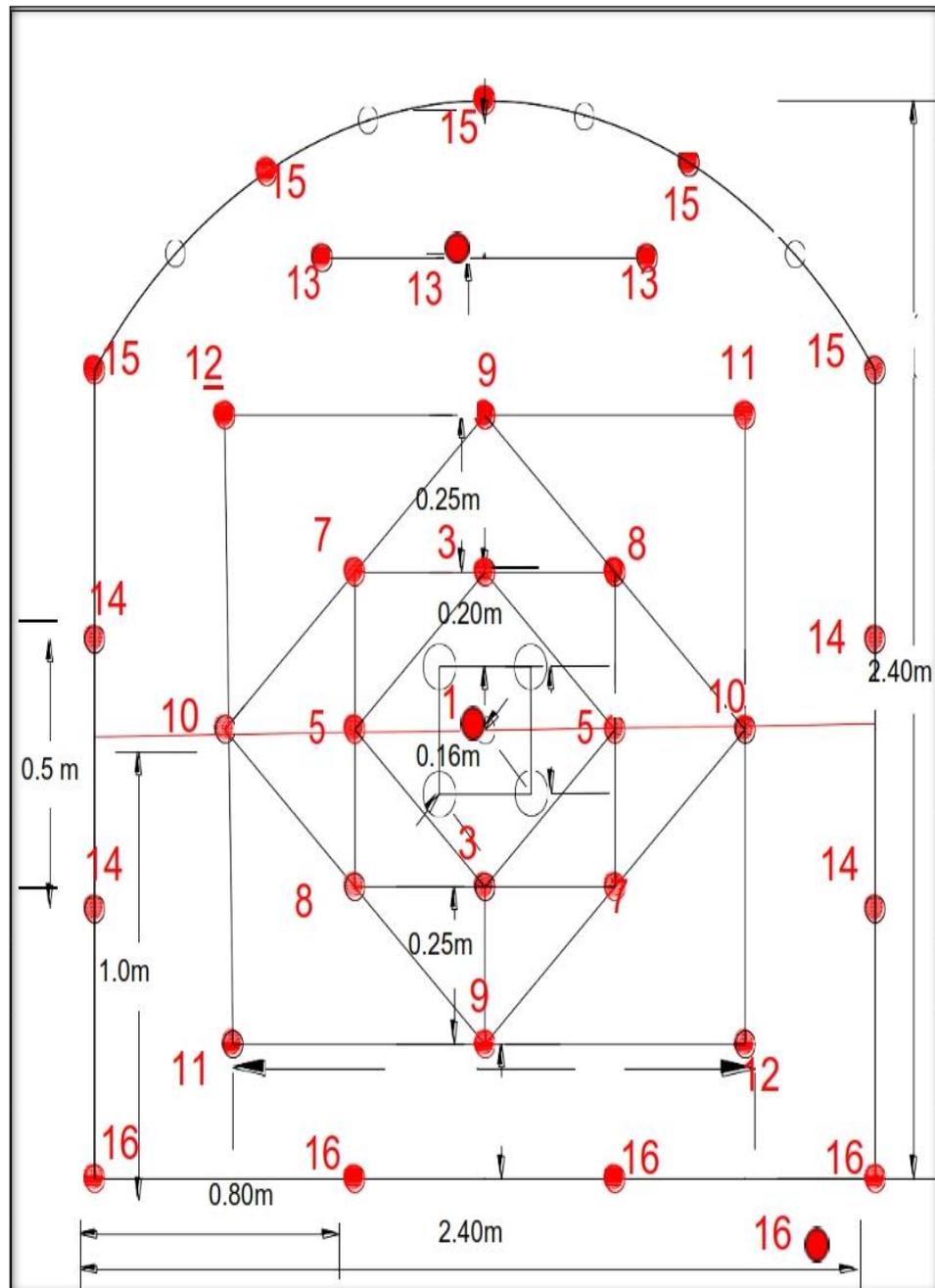
| Parámetros de la labor | | |
|---------------------------------|---|---------|
| Tipo de Sección | Descripción | Galería |
| A Ancho (m.) | Es la sección de 2.40 x 2.40 m | 2.4 |
| H Altura (m.) | | 2.4 |
| r - Radio de arco (m) | También llamado radio de curvatura del techo. | 1 |
| Parámetros de la Roca | | |
| ρ_r (gr./cm ³) | Es la densidad de la roca | 2.8 |
| RMR | Es la Caracterización del macizo rocoso | 55 |
| GSI | | 55 |
| RQD % | | 55 |
| Parámetros de Perforación | | |
| Eficiencia Perforación % | Es la longitud de perforación real en campo | 92% |
| Long. Barras (pies) | Es la longitud de barra de perforación | 8 |
| $\phi 1$ broca (m m.) | Diámetro de la broca de perforación | 38 |
| $\phi 2$ broca (m m.) | Diámetro de la broca de rimado | 64 |
| D. empate $\alpha 1$ (m) | Es la desviación de empaque o error de emboquille | 0.02 |
| D. angular $\alpha 2$ (m/m) | Es la desviación de la perforación o desviación angular | 0.01 |
| γ° | Es el ángulo del taladro de contorno | 3 |
| N° de TH | Es el número de taladros de alivio | 4 |

Fuente: *Elaboración propia.*

4.1.2 RESULTADOS DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN

Este nuevo diseño de malla de perforación y voladura ayudó a mejorar la estabilidad del macizo rocoso, ya que se colocó taladros en la periferia de la corona de la labor, obteniendo un buen control de la corona de la labor de avance de la galería.

Figura 11. Nuevo estándar de malla de perforación y voladura



Fuente: *Elaboración propia.*

4.1.1.1. CÁLCULO MEDIANTE EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG PARA 6 PIES.

El modelo matemático de Roger Holmberg, según su metodología cuenta con 5 secciones las cuales son primordiales para el diseño de la malla de perforación y voladura como la simplicidad de la aplicación con eficiencia en resultados.

a. AVANCE POR DISPARO

$$H = E_p * L_{\text{Barreno}} * 0.3048$$

Donde:

H= Avance por disparo (m).

E_p = Eficiencia de perforación (%).

L_{Barreno} =Longitud de barreno (m).

$$H = E_p * L_{\text{Barreno}} * 0.3048$$

$$H = 0.92 * 6 * 0.3048$$

$$H = 1.68\text{m}$$

b. CÁLCULO DEL DIÁMETRO EQUIVALENTE

$$D_2 = D_0 * \sqrt{N}$$

$$D_2 = 0.064 * \sqrt{4}$$

$$D_2 = 0.13\text{m}$$

Donde:

D_2 : Diámetro equivalente (m)

D_0 : Diámetro del taladro de alivio (m)

N : Número de taladros de alivio.

c. CÁLCULO DE ERROR DE PERFORACIÓN

$$E_p = \alpha_2 * L + e$$

$$E_p = (0.01)(1.68) + (0.02)$$

$$E_p = 0.04\text{m}$$

Donde:

E_p : Error de perforación (m)

α_2 : Desviación angular (m/m)

L : Longitud de perforación (m)

e : Error de emboquille (m)

d. PRIMER CUADRANTE

Burden máximo

$$B_{\text{Max}} = \frac{\Pi * \phi_e}{2}$$

Donde:

B_{Max} = Burden (m).

ϕ_e = Diámetro equivalente (m).

$$B_{Max} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

$$B_{Max} = \frac{\pi * 0.13}{2}$$

$$B_{Max} = 0.20m$$

Burden práctico

$$B_{1P} = B_1 - E_p$$

$$B_{1P} = 0.20 - 0.04$$

$$B_{1P} = 0.16m$$

Donde:

B1P : Burden práctico del primer cuadrante (m)

B1 : Burden teórico del primer cuadrante (m)

EP : Error de perforación (m)

Espaciamiento:

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (B_{max})$$

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (0.16)$$

$$E_1 = 0.23 m$$

Donde:

E1 : Espaciamiento

Bmax : Burden máximo

Cálculo de la constante roca

Antes de calcular la concentración de carga lineal es necesario determinar el valor de la constante de la roca "C" y consumo específico de explosivo "CE".

➤ **Cálculo del consumo específico de explosivo “CE”.**

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.8 * \text{Tg}\left(\frac{55+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-55}{3.3}}}$$

$$CE = 0.42 \text{ kg/m}^2$$

Donde:

Densidad de roca ρ_r : 2.8 t/m³

GSI : 55

RQD : 55

➤ **Cálculo de la constante roca “C”**

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.418 + 0.0052$$

$$C = 0.37 \text{ kg/m}^3$$

Donde:

CE : Consumo específico de explosivo (Kg/m³)

C : Constante Roca (Kg/m³)

➤ **Hallando la concentración de carga lineal**

$$ql = 55 * D_1 (B_{1P}/D_2)^{1.5} * (B_{1P} - D_2/2) * (C/0.4) * (1/PRP_{ANFO})$$

$$ql = 55 * (0.038) \left(\frac{0.16}{0.13}\right)^{1.5} * \left(0.16 - \frac{0.13}{2}\right) * \left(\frac{0.37}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.12}\right)$$

$$ql = 0.25 \text{ kg/m}$$

Donde:

ql = Concentración lineal de carga (Kg/m)

D1 = Diámetro de perforación (m)

D2 : Diámetro del barreno de expansión (m)

B1P : Burden practico en el primer cuadrante (piedra)

C : Constante de la roca

PRPANFO: Potencia Relativa en Peso del Explosivo referida al ANFO.

Probar que:

$$q_l \leq \rho C$$

$$0.25 \leq 1.1$$

Cálculo de la longitud de carga (L_c) es:

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10\phi_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 \cdot (0.038) = 0.38 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = (1.68 - 0.38) = 1.30 \text{ m.}$$

Cálculo del número de cartuchos que será cargado por taladro (N° cartuchos.)

Para el carguío de los taladros perforados se hará uso del EMULNOR 5000 1" x 8"

$$N_{\text{cartuchos}}/\text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.30}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 6 \text{ cartuchos/taladro}$$

Cálculo del ancho de la abertura en el primer cuadrante

$$A_1 = (B_{p1} - F) \cdot (\sqrt{2})$$

$$A_1 = (0.16 - 0.04) \cdot (\sqrt{2})$$

$$A_1 = 0.18 \text{ m}$$

Donde:

BP1 : Burden práctico = 0.16m

F : Error de perforación = 0.04 m

A1 : Ancho de taladro con desviación .

e. SEGUNDO CUADRANTE

Cálculo del ancho de la abertura del segundo cuadrante

$$A_2 = \left[(B_{MAX} + \frac{A_1}{2}) - F \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = \left[(0.20 + \frac{0.18}{2}) - 0.04 \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = 0.36 \text{ m}$$

Donde:

B_{MAX} : Burden Teórico = 0.20 m

F : Error de perforación = 0.04 m

A1 : Ancho de taladro de abertura

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 \times q_2 \times RWS \text{ ANFO}}{\phi_1 \times C}}$$

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.36 \times 0.25 \times 1.12}{0.038 \times 0.37}}$$

$$B_{Max} = 0.23 \text{ m}$$

Donde:

BMax : Burden máximo

A2 : Ancho de taladro de abertura

q1 : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.25 kg/m

RWSANFO: Potencia relativa en peso del explosivo referido al
ANFO = 1.12

ϕ_1 : Diámetro de perforación = 0.038 m

C : Constante de roca = 0.37 kg/m³

Burden práctico

$$B_{P2} = B_{Max} - F$$

$$B_{P2} = 0.23 - 0.037$$

$$B_{P2} = 0.20 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E_2 = (B_{P2} + \frac{A_2}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_2 = (0.20 + \frac{0.36}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_2 = 0.53 \text{ m}$$

Donde:

B_{p2} : Burden práctico

A_2 : Ancho de taladro de abertura

Cálculo de la longitud de carga (L_c)

L_c = (profundidad del taladro - longitud de taco)

Longitud de taco = $10\phi_1$

Longitud de taco = $10 * (0.038) = 0.38\text{m}$

Entonces:

$$L_c = (1.68 - 0.38) = 1.30 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}}/\text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.30}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 6 \text{ cartuchos/taladro}$$

f. TERCER CUADRANTE

Cálculo del ancho de la abertura del tercer cuadrante

$$A_3 = \left[(B_{\text{MAX}2} + \frac{A_2}{2}) - F \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_3 = \left[(0.23 + \frac{0.36}{2}) - 0.04 \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_3 = 0.53 \text{ m}$$

Donde:

B_{MAX} : Burden Teórico = 0.23 m

F : Error de perforación = 0.04 m

A_2 : Ancho de taladro de abertura=0.36m

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 \times q_3 \times RWS \text{ ANFO}}{\phi_1 \times C}}$$
$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.53 \times 0.25 \times 1.12}{0.038 \times 0.37}}$$
$$B_{Max} = 0.28 \text{ m}$$

Donde:

BMax : Burden máximo

A3 : Ancho de taladro de abertura

q3 : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.25 kg/m

RWSANFO: Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

ϕ_1 : Diámetro de perforación = 0.038 m

C : Constante de roca = 0.37 kg/m³

Burden práctico

$$B_{P3} = B_{Max3} - F$$

$$B_{P3} = 0.28 - 0.037$$

$$B_{P3} = 0.25 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E_3 = (B_{P3} + \frac{A_3}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_3 = (0.25 + \frac{0.53}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_3 = 0.73 \text{ m}$$

Donde:

B_{p3} : Burden práctico

A3 : Ancho de taladro de abertura

Cálculo de la longitud de carga (L_c)

L_c = (profundidad del taladro - longitud de taco)

Longitud de taco = 10 ϕ_1

Longitud de taco = 10*(0.038) = 0.38m

Entonces:

$$L_c = (1.68 - 0.38) = 1.30 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}}/\text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.30}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 6 \text{ cartuchos/taladro}$$

g. DISEÑO DE LOS TALADROS DE ARRASTRE:

Cálculo de burden para calcular la constante de roca corregido.

$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.9 \sqrt{\frac{(q_1)(\text{RWSANFO})}{C \cdot f \cdot \left(\frac{S}{B}\right)}}$$
$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.9 \sqrt{\frac{(0.25)(1.12)}{0.37 \cdot 1.45 \cdot 1}}$$
$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.65 \text{ m}$$

Donde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

q1 : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.25 kg/m

RWSANFO : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

S/R: Relación entre espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual 1

H: Avance por disparo

\bar{C} = constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0.05$ para burden $\geq 1.4\text{m}$

$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{\text{max}}}$ para burden $< 1.4\text{m}$

Donde:

$$B_{\max} < 1.4 \text{ m}$$

Entonces:

$$\dot{C} = 0.37 + \left(\frac{0.07}{0.65} \right)$$

$$\dot{C} = 0.48$$

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{\text{máximo}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 * RW \text{ SANFO}}{\dot{C} * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{máximo}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.246 * 1.12}{0.479 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{\text{máximo}} = 0.566 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_{\text{práctico arrastre}} = B_{\text{Max teórico}} - L_{\text{longitud de perforación}} * 0.05 - F$$

$$B_{\text{práctico arrastre}} = 0.566 - 2.24 * 0.05 - 0.04$$

$$B_{\text{práctico arrastre}} = 0.412 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{A_{\text{ANCHO DE LABOR}} + 2L * \text{SEN}(\gamma)}{B_{\text{práctico arrastre}}} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{2.4 + 2(2.24) * \text{SEN}(3)}{0.566} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = 6$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = 5$$

Mediante los cálculos realizados, el número de taladros empleados de acuerdo con la fórmula son 6, por lo cual se opta reducir 1 taladro por las consideraciones geomecánicas, habiendo analizado los resultados prácticos en el campo.

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno = 3°

A: Ancho de la labor = 2.4 m

Espaciamiento de taladros centrales

$$E_{\text{Arrastre}} = \left(\frac{A_{\text{ANCHO DE LABOR}} + 2L * \text{SEN}(\gamma)}{N^{\circ} \text{ TALADROS} - 1} \right)$$

$$E_{\text{Arrastre}} = \left(\frac{2.4 + 2(1.68) * \text{SEN}(3)}{5 - 1} \right)$$

$$E_{\text{Arrastre}} = 0.64 \text{ m}$$

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

A: Ancho de la labor=2.4m

Espaciamiento de la esquina de los arrastres:

$$E_{\text{AC}} = (E_{\text{Arrastre}} - L * \text{SEN}(\gamma))$$

$$E_{\text{AC}} = (0.64 - 1.68 * \text{SEN}(3))$$

$$E_{\text{AC}} = 0.56 \text{ m}$$

h. CÁLCULO DE CONTORNO -ZONA D

Para realizar una voladura controlada el espaciamiento entre taladros se realiza el cálculo a partir de:

Espaciamiento de la corona:

$$E_{\text{corona}} = K * \varphi_1$$

$$E_{\text{corona}} = 16 * 0.038$$

$$E_{\text{corona}} = 0.6 \text{ m}$$

Donde:

K: constante (15,16)

φ_1 : Diámetro del taladro de producción

Burden teórico (máximo) en la corona:

$$B_{\text{teórico corona}} = \left(\frac{E_{\text{corona}}}{0.8} \right)$$

$$B_{\text{teórico corona}} = \left(\frac{0.6}{0.8} \right)$$

$$B_{\text{teórico corona}} = 0.76 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico en la corona:

$$B_{\text{práctico corona}} = (B_{\text{teórico corona}} - L * \text{SEN}(\gamma) - F)$$

$$B_{\text{práctico corona}} = (0.760 - 2.24 * \text{SEN}(3) - 0.04)$$

$$B_{\text{práctico corona}} = 0.6 \text{ m}$$

Donde:

L: longitud de perforación=1.68 m

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

El número de taladros en el contorno:

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{A_{\text{NCHO DE LABOR}} + 2L * \text{SEN}(\gamma)}{B_{\text{Práctico}}} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{2.4 + 2(2.24) * \text{SEN}(3)}{0.6} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = 5$$

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

A: Ancho de la labor=2.4m

Número de cartuchos que se utilizará en el contorno.

Cálculo de la longitud de carga (L_c) es:

L_c = (profundidad del taladro - longitud de taco)

Longitud de taco = $10\phi_1$

Longitud de taco = $10 * (0.038) = 0.38\text{m}$

Entonces:

$$L_c = (1.68 - 0.38) = 1.30 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}} / \text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.30}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 6 \text{ cartuchos/taladro}$$

i. CÁLCULO DE HASTIALES – ZONA D

Cálculo del burden máximo para calcular la constante de roca corregido.

$$B_{\text{roca corregida}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 * RW \text{ SANFO}}{C * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$
$$B_{\text{roca corregida}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.27 * 1.12}{0.37 * 1.45 * 1.25}}$$
$$B_{\text{roca corregida}} = 0.6 \text{ m}$$

Donde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

q₁ : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.4 kg/m

RWSANFO : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

S/R: Relación entre espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual 1.25

\bar{C} = constante de roca corregida = 0.37 Kg/m³

\bar{C} = c + 0.05 para burden > 1.4m

\bar{C} = c + $\frac{0.07}{B_{\text{max}}}$ para burden < 1.4m

Donde:

$$B_{\text{max}} < 1.4 \text{ m}$$

Entonces:

$$\bar{C} = 37 + \left(\frac{0.07}{0.6}\right)$$

$$\bar{C} = 0.49$$

Cálculo del burden máximo (teórico)

$$B_{\text{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 * RW \text{ SANFO}}{C * f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$
$$B_{\text{max}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.27 * 1.12}{0.49 * 1.45 * 1.25}}$$
$$B_{\text{max}} = 0.5 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{\text{práctico}} = (B_{\text{teórico}} - L * \text{SEN}(\gamma) - F)$$

$$B_{\text{práctico}} = (0.5 - 1.68 * \text{SEN}(3) - 0.04)$$

$$B_{\text{práctico}} = 0.38 \text{ m}$$

Donde:

L: longitud de perforación=1.68 m

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

H_{LABOR}= Altura de la labor

Cálculo de la longitud de la pared (Lp)

$$L_p = H_{\text{labor}} - (B_{\text{arrastre}} + B_{\text{corona}})$$

$$L_p = 2.4 - (0.45 + 0.64)$$

$$L_p = 1.30$$

Cálculo del número de taladros en la pared

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{L_p}{B_{\text{Práctico}} * 1.25} + 2 \right)$$

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{1.30}{0.38 * 1.25} + 2 \right)$$

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = 4$$

Cálculo del espaciamiento en la pared

$$E_p = \left(\frac{L_p}{N^{\circ} \text{ tal} - 1} \right)$$

$$E_p = \frac{1.30}{4 - 1}$$

$$E_p = 0.43 \text{ m}$$

4.1.1.2.CÁLCULO MEDIANTE EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG PARA 8 PIES.

a. AVANCE POR DISPARO

$$H = E_p * L_{\text{Barreno}} * 0.3048$$

Donde:

H= Avance por disparo (m).

E_p= Eficiencia de perforación (%).

L_{Barreno}=Longitud de barreno (m).

$$H = E_p * L_{\text{Barreno}} * 0.3048$$

$$H = 0.92 * 8 * 0.3048$$

$$H = 2.24 \text{ m}$$

b. CÁLCULO DEL DIÁMETRO EQUIVALENTE

$$D_2 = D_0 * \sqrt{N}$$

$$D_2 = 0.064 * \sqrt{4}$$

$$D_2 = 0.128 \text{ m}$$

Donde:

D₂ : Diámetro equivalente (m)

D₀ : Diámetro del taladro de alivio (m)

N : Número de taladros de alivio.

c. CÁLCULO DE ERROR DE PERFORACIÓN

$$E_p = \alpha_2 * L + e$$

$$E_p = (0.01)(2.24) + (0.02)$$

$$E_p = 0.04 \text{ m}$$

Donde:

E_p : Error de perforación (m)

α₂ : Desviación angular (m/m)

L : Longitud de perforación (m)

e : Error de emboquille (m)

d. PRIMER CUADRANTE

Burden máximo

$$B_{\text{Max}} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

Donde:

B_{Max} = Burden (m).

φ_e = Diámetro equivalente (m).

$$B_{\text{Max}} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

$$B_{\text{Max}} = \frac{\pi * 0.128}{2}$$

$$B_{\text{Max}} = 0.20 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_{1P} = B_1 - E_p$$

$$B_{1P} = 0.20 - 0.04$$

$$B_{1P} = 0.159 \text{ m}$$

Donde:

B1P : Burden práctico del primer cuadrante (m)

B1 : Burden teórico del primer cuadrante (m)

EP : Error de perforación (m)

Espaciamiento

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (B_{\max})$$

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (0.159)$$

$$E_1 = 0.22 \text{ m}$$

Donde:

E1 : Espaciamiento

Bmax : Burden máximo

➤ Cálculo de la constante roca

Antes de calcular la concentración de carga lineal es necesario determinar el valor de la constante de la roca "C" y consumo específico de explosivo "CE".

➤ Cálculo del consumo específico de explosivo "CE".

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.8 * \text{Tg}\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3.3}}}$$

$$CE = 0.42 \text{ kg/m}^2$$

Donde:

Densidad de roca ρ_r : 2.8 t/m³

GSI : 55

RQD : 55

➤ **Cálculo de la constante roca “C”**

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.418 + 0.0052$$

$$C = 0.37 \text{ kg/m}^3$$

Donde:

CE : Consumo específico de explosivo (Kg/m3)

C : Constante Roca (Kg/m3)

➤ **Hallando la concentración de carga lineal**

$$ql = 55 * D_1(B_{1P}/D_2)^{1.5} * (B_{1P} - D_2/2)(C/0.4)(1/PRP_{ANFO})$$

$$ql = 55 * (0.038) \left(\frac{0.159}{0.128} \right)^{1.5} * \left(0.159 - \frac{0.128}{2} \right) * \left(\frac{0.37}{0.4} \right) \left(\frac{1}{1.12} \right)$$

$$ql = 0.24 \text{ kg/m}$$

Donde:

ql = Concentración lineal de carga (Kg/m)

D1 = Diámetro de perforación (m)

D2 : Diámetro del barreno de expansión (m)

B1P : Burden practico en el primer cuadrante (piedra)

C : Constante de la roca

PRPANFO : Potencia Relativa en Peso del Explosivo referida al ANFO.

Probar que:

$$ql \leq \rho C$$

$$0.25 \leq 1.1$$

Cálculo de la longitud de carga (Lc) es:

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10\phi_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 * (0.038) = 0.38 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = (2.24 - 0.38) = 1.9 \text{ m.}$$

Cálculo del número de cartuchos que será cargado por taladro (N° cartuchos.)

Para el carguío de los taladros perforados se hará uso del EMULNOR 5000 1" x 8"

$$N_{\text{cartuchos}}/\text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.9}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

Cálculo del ancho de la abertura en el primer cuadrante

$$A_1 = (B_{p1} - F) * (\sqrt{2})$$

$$A_1 = (0.159 - 0.04) * (\sqrt{2})$$

$$A_1 = 0.164 \text{ m}$$

Donde:

BP1 : Burden práctico = 0.159m

F : Error de perforación = 0.04 m

A1 : Ancho de taladro con desviación .

e. SEGUNDO CUADRANTE

Cálculo del ancho de la abertura del segundo cuadrante

$$A_2 = \left[(B_{\text{MAX}} + \frac{A_1}{2}) - F \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = \left[(0.201 + \frac{0.164}{2}) - 0.04 \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = 0.341 \text{ m}$$

Donde:

B_{MAX} : Burden Teórico = 0.201 m

F : Error de perforación = 0.04 m

A1 : Ancho de taladro de abertura

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{\text{Max}} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 \times q_2 \times \text{RWS ANFO}}{\varphi_1 \times C}}$$

$$B_{\text{Max}} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.341 \times 0.246 \times 1.12}{0.038 \times 0.37}}$$

$$B_{\text{Max}} = 0.227 \text{ m}$$

Donde:

B_{Max} : Burden máximo

A₂ : Ancho de taladro de abertura

q₁ : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.246 kg/m

RWSANFO: Potencia relativa en peso del explosivo referido al
ANFO = 1.12

φ₁ : Diámetro de perforación = 0.038 m

C : Constante de roca = 0.37 kg/m³

Burden práctico

$$B_{P2} = B_{Max} - F$$

$$B_{P2} = 0.227 - 0.04$$

$$B_{P2} = 0.184 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E_2 = (B_{P2} + \frac{A_2}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_2 = (0.184 + \frac{0.341}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_2 = 0.502 \text{ m}$$

Donde:

B_{p2} : Burden práctico

A₂ : Ancho de taladro de abertura

Cálculo de la longitud de carga (L_c)

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10\phi_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 * (0.038) = 0.38 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = (2.24 - 0.38) = 1.9 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}} / \text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.9}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

f. TERCER CUADRANTE

Cálculo del ancho de la abertura del tercer cuadrante

$$A_3 = \left[(B_{MAX2} + \frac{A_2}{2}) - F \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_3 = \left[(0.227 + \frac{0.341}{2}) - 0.04 \right] * (\sqrt{2})$$

$$A_3 = 0.502 \text{ m}$$

Donde:

B_{MAX} : Burden Teórico = 0.227 m

F : Error de perforación = 0.04 m

A2 : Ancho de taladro de abertura=0.341m

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_3 \times q_3 \times RWS \text{ ANFO}}{\phi_1 \times C}}$$

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.502 \times 0.246 \times 1.12}{0.038 \times 0.37}}$$

$$B_{Max} = 0.275 \text{ m}$$

Donde:

BMax : Burden máximo

A3 : Ancho de taladro de abertura

q3 : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.246 kg/m

RWSANFO: Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

ϕ_1 : Diámetro de perforación = 0.038 m

C : Constante de roca = 0.37 kg/m³

Burden práctico

$$B_{P3} = B_{Max3} - F$$

$$B_{P3} = 0.275 - 0.037$$

$$B_{P3} = 0.233 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E_3 = (B_{P3} + \frac{A_3}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_3 = (0.233 + \frac{0.502}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_3 = 0. \text{ m}$$

Donde:

B_{p3} : Burden práctico

A_3 : Ancho de taladro de abertura

Cálculo de la longitud de carga (L_c)

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10\phi_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 * (0.038) = 0.38\text{m}$$

Entonces:

$$L_c = (2.24 - 0.38) = 1.9 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}} / \text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.9}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

g. DISEÑO DE LOS TALADROS DE ARRASTRE:

Cálculo de burden para calcular la constante de roca corregido.

$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.9 \sqrt{\frac{(q_1)(RWSANFO)}{C * f * (\frac{S}{B})}}$$

$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.9 \sqrt{\frac{(0.246)(1.12)}{0.37 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{\text{ROCA CORREGIDA}} = 0.645 \text{ m}$$

Donde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

q_1 : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.246 kg/m

RWSANFO : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

S/R: Relación entre espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual

1

H: Avance por disparo

\bar{C} = constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0.05$ para burden ≥ 1.4 m

$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{\max}}$ para burden < 1.4 m

Donde:

$B_{\max} < 1.4$ m

Entonces:

$\bar{C} = 0.37 + \left(\frac{0.07}{0.645} \right)$

$\bar{C} = 0.479$

Cálculo del Burden máximo (teórico)

$$B_{\text{máximo}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \cdot RW \text{ SANFO}}{\bar{C} \cdot f\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{\text{máximo}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.246 \cdot 1.12}{0.479 \cdot 1.45 \cdot 1}}$$

$$B_{\text{máximo}} = 0.566 \text{ m}$$

Burden práctico

$$B_{\text{práctico arrastre}} = B_{\text{Max teórico}} - L_{\text{longitud de perforación}} \cdot 0.05 - F$$

$$B_{\text{práctico arrastre}} = 0.566 - 2.24 \cdot 0.05 - 0.04$$

$$B_{\text{práctico arrastre}} = 0.412 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{A_{\text{NCHO DE LABOR}} + 2L \cdot \text{SEN}(\gamma)}{B_{\text{práctico arrastre}}} + 2 \right)$$

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{2.4 + 2(2.24) \cdot \text{SEN}(3)}{0.566} + 2 \right)$$

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = 6$$

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = 5$$

Mediante los cálculos realizados el número de taladros a emplear de acuerdo con la fórmula, el resultado es 6; lo cual se opta reducir 1 taladro por las consideraciones geomecánicas, habiendo analizado los resultados prácticos en el campo.

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

A: Ancho de la labor=2.4m

Espaciamiento de taladros centrales

$$E_{\text{Arrastre}} = \left(\frac{A_{\text{NCHO DE LABOR}} + 2L * \text{SEN}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{TALADROS}} - 1} \right)$$

$$E_{\text{Arrastre}} = \left(\frac{2.4 + 2(2.24) * \text{SEN}(3)}{5 - 1} \right)$$

$$E_{\text{Arrastre}} = 0.659 \text{ m}$$

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

A: Ancho de la labor=2.4m

Espaciamiento de la esquina de los arrastres:

$$E_{\text{AC}} = (E_{\text{Arrastre}} - L * \text{SEN}(\gamma))$$

$$E_{\text{AC}} = (0.659 - 2.24 * \text{SEN}(3))$$

$$E_{\text{AC}} = 0.541 \text{ m}$$

h. CÁLCULO DE CONTORNO -ZONA D

Para realizar una voladura controlada el espaciamento entre taladros se realiza el cálculo a partir de:

Espaciamiento de la corona:

$$E_{\text{corona}} = K * \varphi_1$$

$$E_{\text{corona}} = 16 * 0.038$$

$$E_{\text{corona}} = 0.608 \text{ m}$$

Donde:

K: constante (15,16)

φ_1 : Diámetro del taladro de producción

Burden teórico (máximo) en la corona:

$$B_{\text{teórico corona}} = \left(\frac{E_{\text{corona}}}{0.8} \right)$$

$$B_{\text{teórico corona}} = \left(\frac{0.6}{0.8} \right)$$

$$B_{\text{teórico corona}} = 0.76 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico en la corona:

$$B_{\text{práctico corona}} = (B_{\text{teórico corona}} - L * \text{SEN}(\gamma) - F)$$

$$B_{\text{práctico corona}} = (0.76 - 1.68 * \text{SEN}(3) - 0.04)$$

$$B_{\text{práctico corona}} = 0.64 \text{ m}$$

Donde:

L: Longitud de perforación=2.24 m

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

El número de taladros en el contorno:

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{A_{\text{NCHO DE LABOR}} + 2L * \text{SEN}(\gamma)}{B_{\text{Práctico}}} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = \left(\frac{2.4 + 2(1.68) * \text{SEN}(3)}{0.6} + 2 \right)$$

$$N^{\circ}_{\text{TALADROS}} = 5$$

Donde:

L: longitud de perforación

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

A: Ancho de la labor=2.4m

Número de cartuchos que se utilizará en el contorno

Cálculo de la longitud de carga (L_c) es:

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

$$\text{Longitud de taco} = 10\phi_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 * (0.038) = 0.38 \text{ m}$$

Entonces:

$$L_c = (2.24 - 0.38) = 1.9 \text{ m.}$$

$$N_{\text{cartuchos}} / \text{Tal.} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{1.9}{0.2}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

i. CÁLCULO DE HASTIALES – ZONA D

Cálculo del burden máximo para calcular la constante de roca corregido.

$$B_{\text{roca corregida}} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 * RW \text{ SANFO}}{C * f \left(\frac{S}{B}\right)}}$$
$$B_{\text{roca corregida}} = 0.9 \sqrt{\frac{0.27 * 1.12}{0.37 * 1.45 * 1.25}}$$
$$B_{\text{roca corregida}} = 0.604 \text{ m}$$

Donde:

f: factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

q₁ : Concentración de la carga lineal del explosivo = 0.4 kg/m

RWSANFO : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO = 1.12

S/R: Relación entre espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual 1.25

\bar{C} = constante de roca corregida = 0.37 Kg/m³

\bar{C} = c + 0.05 para burden > 1.4m

\bar{C} = c + $\frac{0.07}{B_{\text{max}}}$ para burden < 1.4m

Donde:

$$B_{\text{max}} < 1.4 \text{ m}$$

Entonces:

$$\bar{C} = 0.37 + \left(\frac{0.07}{0.604} \right)$$

$$\bar{C} = 0.487$$

Cálculo del burden máximo (teórico)

$$B_{\max} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 * RW \text{ SANFO}}{C * f \left(\frac{S}{B} \right)}}$$
$$B_{\max} = 0.9 \sqrt{\frac{0.27 * 1.12}{0.487 * 1.45 * 1.25}}$$
$$B_{\max} = 0.503 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{\text{práctico}} = (B_{\text{teórico}} - L * \text{SEN}(\gamma) - F)$$
$$B_{\text{práctico}} = (0.503 - 2.24 * \text{SEN}(3) - 0.04)$$
$$B_{\text{práctico}} = 0.348 \text{ m}$$

Donde:

L: longitud de perforación=2.24 m

γ : Ángulo de taladro de contorno=3°

H_{LABOR}= Altura de la labor

Cálculo de la longitud de la pared (L_p)

$$L_p = H_{\text{labor}} - (B_{\text{arrastre}} + B_{\text{corona}})$$
$$L_p = 2.4 - (0.412 - 0.6)$$
$$L_p = 1.3 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladros en los hastiales

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{L_p}{B_{\text{Práctico}} * 1.25} + 2 \right)$$
$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = \left(\frac{1.3}{0.348 * 1.25} + 2 \right)$$
$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = 4$$

Cálculo del espaciamiento en la pared

$$E_p = \left(\frac{L_p}{N^{\circ} \text{ tal} - 1} \right)$$
$$E_p = \frac{1.30}{4 - 1}$$
$$E_p = 0.43 \text{ m}$$

4.1.2.2 Descripción de la distribución de la carga explosiva de la nueva malla de perforación y voladura para 6 y 8 pies

En la siguiente tabla, se presenta la distribución de carga explosiva y datos técnicos de perforación.

Tabla 6: Distribución de carga explosiva y datos técnicos perforación para 6 pies.

| ITEM | SECCIÓN | Distribución | N° Taladros | Explosivos | | | | | |
|------------------------------|-----------|----------------------|-------------|----------------------|------------------|----------------------|------------------|------------------------|------------------|
| | | | | Emulnor 1000 1" X 8" | | Emulnor 3000 1" X 8" | | Emulnor 5000 1" X 8" | |
| | | | | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. |
| 1 | | Alivios | 4 | | | | | | |
| 2 | | Taladros de contorno | 4 | | | | | | |
| 3 | Sección A | Arranque | 5 | | | | | 8 | 0.955 |
| 4 | Sección B | 1° Ayuda (I C) | 4 | | | | | 6 | 0.717 |
| 5 | | 2° Ayuda (II C) | 4 | | | | | 6 | 0.717 |
| 6 | | 3° Ayuda (III C) | 4 | | | | | 6 | 0.717 |
| 7 | Sección C | Ayuda de Corona | 3 | | | 6 | 0.704 | | |
| 8 | Sección D | Hastiales | 4 | | | 6 | 0.704 | | 0.000 |
| 9 | | Corona | 5 | 6 | 0.698 | | | | |
| 10 | Sección E | Arrastres | 5 | | | | | 7 | 0.836 |
| TOTAL DE TALADROS CARGADOS | | | 34 | | | | | | |
| TOTAL DE TALADROS PERFORADOS | | | 42 | 30 | 3.49 | 42.00 | 4.93 | 147.00 | 17.56 |
| | | | | | | | | Se emplearan | |
| | | | | | | | | 219 cartuchos | |
| | | | | | | | | 25.98 Kg. de explosivo | |

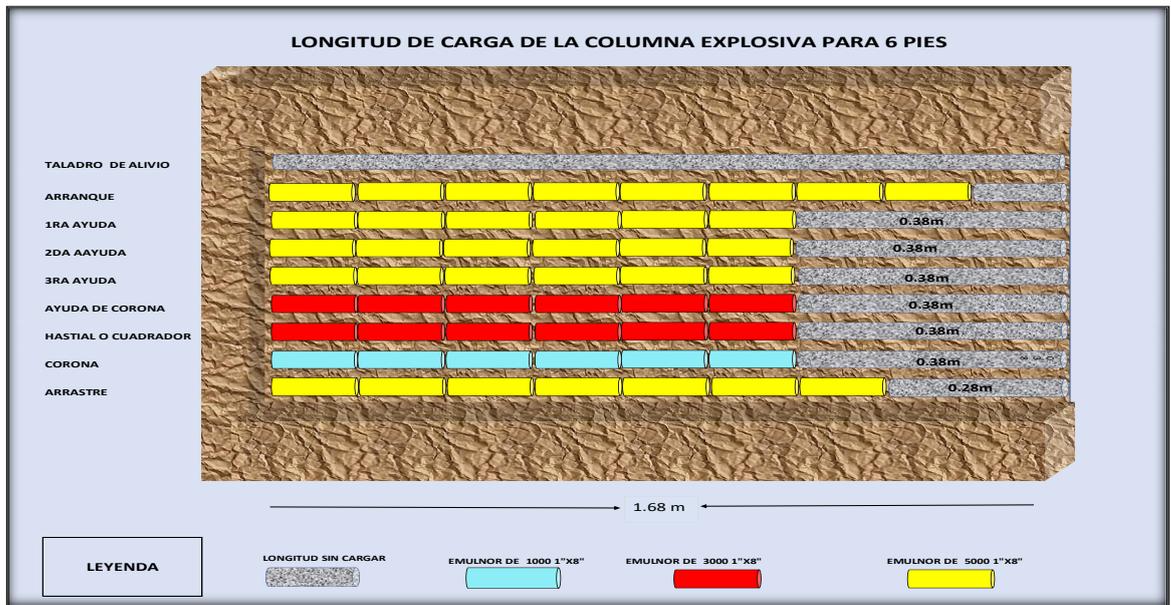
| DATOS | | |
|-------------------------|--------------------|------|
| Tipo de roca | III | |
| Densidad de roca | gr/cm ³ | 2.70 |
| Ancho de sección | m | 2.40 |
| Alto de la sección | m | 2.40 |
| Sección | m ² | 5.33 |
| Nº de taladros cargados | tal. | 34 |
| Nº de taladros alivio | tal. | 5 |
| Diametro de taladros | mm | 38 |
| Long. Taladros | m | 1.71 |
| Avance efectivo | m | 1.68 |

| FACTORES TÉCNICOS | | |
|-------------------|----------------|-------|
| Volumen roto | m ³ | 9.10 |
| Tonelaje roto | t | 24.57 |
| Factor de carga | kg/t | 1.06 |
| Factor de avance | kg/t | 15.22 |

| FACTORES REALES | | |
|------------------|----------------|-------|
| Volumen roto | m ³ | 8.97 |
| Tonelaje roto | t | 24.22 |
| Factor de carga | kg/t | 15.44 |
| Factor de avance | kg/t | 15.44 |

| CONSUMO DE EXPLOSIVOS - ACCESORIOS | | |
|------------------------------------|-----------|--------------|
| Emulnor 5000 1" x 8" | kg | 17.56 |
| Emulnor 3000 1" x 8" | kg | 4.93 |
| Emulnor 1000 1" x 8" | kg | 3.49 |
| Total de explosivos | kg | 25.98 |
| Cordón Detonante | m | 15 |
| Exanel 2.8 m | und | 34 |
| Mecha Rápida. | m | 0.2 |
| Carmex | und | 2 |

Figura 12. Longitud de carga de la columna explosiva para 6 pies



Fuente: Elaboración propia.

Tabla 7: Distribución de carga explosiva y datos técnicos perforación para 8 pies.

| ITEM | SECCIÓN | Distribución | N° Taladros | Explosivos | | | | | |
|------------------------------|-----------|----------------------|-------------|----------------------|------------------|----------------------|------------------|----------------------|------------------------|
| | | | | Emulnor 1000 1" X 8" | | Emulnor 3000 1" X 8" | | Emulnor 5000 1" X 8" | |
| | | | | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. | N° Cart./Tal. | Masa (Kg) / Tal. |
| 1 | | Alivios | 4 | | | | | | |
| 2 | | Taladros de contorno | 4 | | | | | | |
| 3 | Sección A | Arranque | 5 | | | | | 11 | 1.314 |
| 4 | Sección B | 1° Ayuda (I C) | 4 | | | | | 9 | 1.075 |
| 5 | | 2° Ayuda (II C) | 4 | | | | | 9 | 1.075 |
| 6 | | 3° Ayuda (III C) | 4 | | | | | 9 | 1.075 |
| 7 | Sección C | Ayuda de Corona | 3 | | | 9 | 1.056 | | |
| 8 | Sección D | Hastiales | 4 | | | 9 | 1.056 | | |
| 9 | | Corona | 5 | 9 | 1.047 | | | | |
| 10 | | Arrastres | 5 | | | | | 10 | 1.194 |
| TOTAL DE TALADROS CARGADOS | | | 34 | | | | | | |
| TOTAL DE TALADROS PERFORADOS | | | 42 | 45 | 5.24 | 63.00 | 7.39 | 213.00 | 25.44 |
| | | | | | | | | Se emplearan | 321 cartuchos |
| | | | | | | | | | 38.07 Kg. de explosivo |

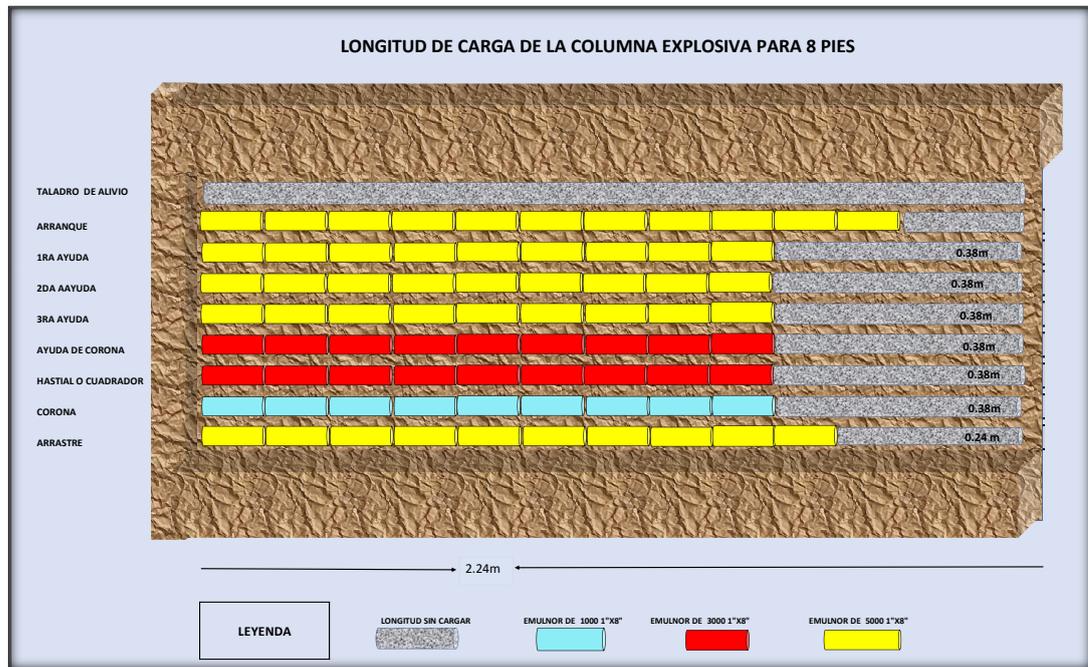
| DATOS | | |
|-------------------------|--------------------|------|
| Tipo de roca | III | |
| Densidad de roca | gr/cm ³ | 2.70 |
| Ancho de seccion | m | 2.40 |
| Alto de la seccion | m | 2.40 |
| Seccion | m ² | 5.33 |
| Nº de taladros cargados | tal. | 34 |
| Nº de taladros alivio | tal. | 5 |
| Diametro de taladros | mm | 38 |
| Long. Taladros | m | 2.32 |
| Avance efectivo | m | 2.24 |

| FACTORES TECNICOS | | |
|-------------------|----------------|-------|
| Volumen roto | m ³ | 12.35 |
| Tonelaje roto | t | 33.34 |
| Factor de carga | kg/t | 1.14 |
| Factor de avance | kg/t | 16.47 |

| FACTORES REALES | | |
|------------------|----------------|-------|
| Volumen roto | m ³ | 11.96 |
| Tonelaje roto | t | 32.29 |
| Factor de carga | kg/t | 17.00 |
| Factor de avance | kg/t | 17.00 |

| CONSUMO DE EXPLOSIVOS - ACCESORIOS | | |
|------------------------------------|-----------|--------------|
| Emulnor 5000 1" x 8" | kg | 29.74 |
| Emulnor 3000 1" x 8" | kg | 3.17 |
| Emulnor 1000 1" x 8" | kg | 5.24 |
| Total de explosivos | kg | 38.14 |
| Cordon Detonante | m | 15 |
| Exanel 2.8 m | und | 34 |
| Mecha Rapida. | m | 0.2 |
| Carmex | und | 2 |

Figura 5. Longitud de carga de la columna explosiva para 8 pies.



Fuente: *Elaboración propia.*

4.1.1.3. Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería, Empresa Minera Vicus S.A.C.

En esta sección se va a evaluar los dos escenarios:

- El escenario actual, el diseño de malla utilizando una barra de 6 pies
- El escenario óptimo, el diseño de malla utilizando una barra de 6 y 8 pies, este novedoso diseño de malla de perforación se realiza con el modelo matemático de R. Holmberg

A. Análisis del escenario actual de la perforación y voladura

Para la valorización del costo de la perforación y voladura se realizó en base a rendimientos del aparato manual Jack leg y Scooptram, además incluye los honorarios, importes de las herramientas y materiales. En la siguiente tabla se presenta los parámetros experimentados de perforación y voladura con barra de 6 pies, en la valorización también se está considerando la limpia con Scooptram 3.5 yd³, los parámetros para el cálculo de costos se encuentran en el Anexo 3.

Tabla 8: *Parámetros técnicos de perforación y voladura con barra de 6 pies*

| Labores 2.4 m x 2.4 m Perforación con Jackleg - Limpieza con Scooptram 3.5yd3 (Extracción hasta 200 metros) | | | | | |
|---|--------------|-------------|--|------|-------------|
| Datos Técnicos: | | | | | |
| Tipo de roca: | <i>Media</i> | | | | |
| Ancho Labor: | 2.4 | <i>m</i> | Efic.Perf. | 90% | |
| Alto Labor: | 2.4 | <i>m</i> | Efic.Disp. | 88% | |
| Long. Barra (pie) | 6.0 | <i>pies</i> | Long. Carga | 1.10 | <i>m</i> |
| NºTal. Frente | 41 | <i>tal</i> | Avanc.Efect. | 1.44 | <i>m</i> |
| NºTal. Cargados | 32 | <i>tal</i> | m³ / Disp. | 8.30 | <i>m3</i> |
| Factor de carga: | 13.1 | <i>Kg/m</i> | Longitud de avance de perforación | 1.65 | <i>mts</i> |
| kg explosivo | 20.9 | <i>Kg</i> | kilogramos/ taladro | 0.65 | |
| Porcentaje de la utilidad de por metro de avance es el 8.5% del costo directo | | | | | 8.5% |

Fuente: *Elaboración propia.*

Interpretación:

Los parámetros de perforación y voladura con barra de 6 pies, son importantes para el desarrollo del costo por metro de progreso lineal del perfeccionamiento de la galería.

En la siguiente tabla se muestran la organización de costos de perforación y voladura.

Tabla 9: Valorización del costo de perforación y voladura – situación actual.

| ESTRUCTURA DE COSTOS: GAL, 2.4 x 2.4 (JACKLEG) | | | | | | |
|--|------|-----------------------------------|------|--|--|--|
| Taladros Perforados /disparo | 41.0 | Longitud efectiva Perforación mts | 1.65 | | | |
| Taladros cargados | 32.0 | Eficiencia perforación | 88% | | | |
| Factor de carga (Kg/taladro) : | 0.7 | Rendimiento (m/disparo): | 1.44 | | | |

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | CANT. | INCIDENCIA | P.U. | Total \$/. | Total |
|--|--------|--------|------------|----------|------------|----------------|
| | | | | \$/ Unid | \$/. | \$/ .MET. |
| 1 Mano de Obra | | | | | | 585.26 |
| Capataz | tarea | 1 | 1.59 | 191.06 | 60.73 | |
| Bodeguero | tarea | 1 | 1.59 | 135.26 | 43.00 | |
| Mecánico | tarea | 1 | 3.18 | 212.94 | 270.74 | |
| Electricista Mina | tarea | 1 | 1.59 | 169.18 | 53.78 | |
| Operador Scoop | tarea | 1 | 50% | 191.06 | 124.19 | |
| Maestro Perforista | tarea | 1 | 80% | 144.02 | 149.78 | |
| Ayudante | tarea | 1 | 80% | 135.26 | 140.67 | |
| 1 Aceros de perforación | | | | | | 74.22 |
| Aceite de Perforación | Gln | 0.25 | 100% | 21.91 | 5.48 | |
| Barras de Perforación cónica | pp | 221.40 | 100% | 0.28 | 61.53 | |
| Brocas de perforación cónica 45 mm | pp | 221.40 | 100% | 0.18 | 39.89 | |
| 1 Herramientas | | | | | | 14.40 |
| Lampa | pieza | 2.00 | 100% | 0.53 | 1.06 | |
| Pico | pieza | 2.00 | 100% | 0.59 | 1.18 | |
| Combo 6 Lbs | pieza | 1.00 | 100% | 0.39 | 0.39 | |
| Llave Stilson de 8" | pieza | 1.00 | 100% | 0.27 | 0.27 | |
| LLave Francesa 8" | pieza | 1.00 | 100% | 0.24 | 0.24 | |
| Barretilla de 4' | pieza | 1.00 | 100% | 0.99 | 0.99 | |
| Barretilla de 6' | pieza | 1.00 | 100% | 1.17 | 1.17 | |
| Barretilla de 8' | pieza | 1.00 | 100% | 1.30 | 1.30 | |
| Disco de jebe | pieza | 1.00 | 100% | 0.20 | 0.20 | |
| Taco de Arcilla | pieza | 32.00 | 100% | 0.20 | 6.40 | |
| Ocre Polvo Rojo | kg | 0.13 | 100% | 10.00 | 1.30 | |
| Escaleras telescópicas | pieza | 1.00 | 100% | 5.59 | 5.59 | |
| Arco de sierra + hoja | pieza | 1.00 | 100% | 0.65 | 0.65 | |
| 1 Implementos de Seguridad | | | | | | 17.09 |
| Tareas sin ropa de agua | tareas | 0.65 | 100% | 8.59 | 5.58 | |
| Tareas con ropa de agua | tareas | 2.08 | 100% | 9.15 | 19.03 | |
| 2 Equipos en Operación | | | | | | 199.66 |
| Perforadora | pp | 221.40 | 100% | 0.38 | 84.93 | |
| Manguera de jebe de 1" | m | 40.00 | 100% | 0.10 | 3.88 | |
| Manguera de jebe de 1/2" | m | 40.00 | 100% | 0.04 | 1.67 | |
| Scooptram Sandvick | Hm | 1.00 | 100% | 197.07 | 197.07 | |
| A) Total Costo Directo | | | | | | 890.64 |
| B) UTILIDAD | | | | | | 75.70 |
| C) Explosivos y Acc. Voladura | | | | | | 214.19 |
| Emulnor 3000 1" X 8 | kg | 24.00 | 100% | 6.24 | 149.66 | |
| Semexa 45 % 7/8x7" | kg | 4.00 | 100% | 6.17 | 24.69 | |
| Carmex | und | 2.00 | 100% | 1.50 | 2.99 | |
| Mininel | und | 32.00 | 100% | 2.93 | 93.73 | |
| Mecha Rápida | m | 20.00 | 100% | 1.06 | 21.28 | |
| Cordón Detonante | m | 15.00 | 100% | 1.08 | 16.13 | |
| D) Combustible | | | | | | 32.44 |
| Petróleo Scoop | Gln | 4.00 | 100% | 11.68 | 46.72 | |
| COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA (A+B+C+D) | | | | | | 1212.98 |

Fuente: Elaboración propia.

Interpretación:

En la tabla se muestra el costo total por la unidad valorizada es decir el costo por metro lineal de progreso es de S/ 1212.98 soles.

La ganancia lograda por metro de progreso es el 8.5 % del costo total indirectamente. Esta utilidad viene hacer el 8.5% costo total directo.

B. Análisis del escenario óptimo de la perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg

Para la valorización del costo de la perforación y voladura se realizó en base a rendimientos del aparato manual Jack leg y Scooptram, además incluye los honorarios, importes de la herramienta y material. En la siguiente tabla se presenta los parámetros experimentados de perforación y voladura con barra de 6 y 8 pies, en la valorización también se considera la limpia con Scooptram 3.5 yd³.

Tabla 10: *Parámetros técnicos de perforación y voladura con barra de 6 y 8 pies.*

| Labores 2.4 m x 2.4 m Perforación con Jackleg - Limpieza con Scooptram 3.5yd ³ (Extracción hasta 200 metros) | | | | | |
|---|--------------|------|--|------|----------------|
| Datos Técnicos: | | | | | |
| <i>Tipo de roca:</i> | <i>Media</i> | | | | |
| <i>Ancho Labor:</i> | 2.4 | m | <i>Efic.Perf.</i> | 92% | |
| <i>Alto Labor:</i> | 2.4 | m | <i>Efic.Disp.</i> | 92% | |
| <i>Long. Barra (pie)</i> | 6.0 | pies | <i>Long. Carga</i> | 1.30 | m |
| <i>NºTal. Frente</i> | 42 | tal | <i>Avanc.Efect.</i> | 1.68 | m |
| <i>NºTal. Cargados</i> | 34 | tal | <i>m³ / Disp.</i> | 9.69 | m ³ |
| <i>Factor de carga:</i> | 15.5 | Kg/m | <i>Longitud de avance de perforación</i> | 1.71 | mts |
| <i>kg explosivo</i> | 26.0 | Kg | <i>kilogramos/ taladro</i> | 0.77 | |
| Porcentaje de la utilidad de por metro de avance es el 10% del costo directo | | | | | 10.0% |

| Labores 2.4 m x 2.4 m Perforación con Jackleg - Limpieza con Scooptram 3.5yd ³ (Extracción hasta 200 metros) | | | | | |
|---|--------------|------|--|-------|----------------|
| Datos Técnicos: | | | | | |
| <i>Tipo de roca:</i> | <i>Media</i> | | | | |
| <i>Ancho Labor:</i> | 2.4 | m | <i>Efic.Perf.</i> | 92% | |
| <i>Alto Labor:</i> | 2.4 | m | <i>Efic.Disp.</i> | 92% | |
| <i>Long. Barra (pie)</i> | 8.0 | pies | <i>Long. Carga</i> | 1.30 | m |
| <i>NºTal. Frente</i> | 42 | tal | <i>Avanc.Efect.</i> | 2.24 | m |
| <i>NºTal. Cargados</i> | 34 | tal | <i>m³ / Disp.</i> | 12.92 | m ³ |
| <i>Factor de carga:</i> | 17.0 | Kg/m | <i>Longitud de avance de perforación</i> | 2.32 | mts |
| <i>kg explosivo</i> | 38.1 | Kg | <i>kilogramos/ taladro</i> | 1.12 | |
| Porcentaje de la utilidad de por metro de avance es el 10% del costo directo | | | | | 10.0% |

Fuente: *Elaboración propia.*

Interpretación:

Los parámetros de perforación y voladura con barras de 6 y 8 pies, son importantes para el desarrollo del costo por metro de avance lineal del desarrollo de la galería. En la siguiente tabla se muestra la estructura de costos de perforación y voladura.

Tabla 11: Valorización del costo de perforación y voladura – situación óptima.

| ESTRUCTURA DE COSTOS: GAL, 2.4 x 2.4 (JACKLEG) | | | | | | |
|--|------|-----------------------------------|------|--|--|--|
| Taladros Perforados /disparo | 42.0 | Longitud efectiva Perforación mts | 1.71 | | | |
| Taládros cargados | 34.0 | Eficiencia perforación | 92% | | | |
| Factor de carga (Kg/taladro) : | 0.8 | Rendimiento (m/disparo): | 1.68 | | | |

| DESCRIPCIÓN | UNIDAD | CANT. | INCIDENCIA | P.U. | Total \$/. | Total |
|--|--------|--------|------------|------------|------------|----------------|
| | | | | \$/./ Unid | \$/. | \$/./MET. |
| 1.1 Mano de Obra | | | | | | 473.48 |
| Capataz | tarea | 1 | 1.42 | 191.06 | 54.17 | |
| Bodeguero | tarea | 1 | 1.42 | 135.26 | 38.35 | |
| Mecánico | tarea | 1 | 2.84 | 212.94 | 241.50 | |
| Electricista Mina | tarea | 1 | 1.42 | 169.18 | 47.97 | |
| Operador Scoop | tarea | 1 | 50% | 191.06 | 124.19 | |
| Maestro Perforista | tarea | 1 | 80% | 144.02 | 149.78 | |
| Ayudante | tarea | 1 | 80% | 135.26 | 140.67 | |
| 1.2 Aceros de perforación | | | | | | 66.37 |
| Aceite de Perforación | Gln | 0.25 | 100% | 21.91 | 5.48 | |
| Barras de Perforación cónica | pp | 231.84 | 100% | 0.28 | 64.43 | |
| Brocas de perforación 45 mm | pp | 231.84 | 100% | 0.18 | 41.77 | |
| 1.3 Herramientas | | | | | | 12.56 |
| Lampa | pieza | 2.00 | 100% | 0.53 | 1.06 | |
| Pico | pieza | 2.00 | 100% | 0.59 | 1.18 | |
| Combo 6 Lbs | pieza | 1.00 | 100% | 0.39 | 0.39 | |
| Llave Stilson de 8" | pieza | 1.00 | 100% | 0.27 | 0.27 | |
| LLave Francesa 8" | pieza | 1.00 | 100% | 0.24 | 0.24 | |
| Barretilla de 4' | pieza | 1.00 | 100% | 0.99 | 0.99 | |
| Barretilla de 6' | pieza | 1.00 | 100% | 1.17 | 1.17 | |
| Barretilla de 8' | pieza | 1.00 | 100% | 1.30 | 1.30 | |
| Disco de jebe | pieza | 1.00 | 100% | 0.20 | 0.20 | |
| Taco de Arcilla | pieza | 34.00 | 100% | 0.20 | 6.80 | |
| Ocre Polvo Rojo | kg | 0.13 | 100% | 10.00 | 1.30 | |
| Escaleras telescópicas | pieza | 1.00 | 100% | 5.59 | 5.59 | |
| Arco de sierra + hoja | pieza | 1.00 | 100% | 0.65 | 0.65 | |
| 1.4 Implementos de Seguridad | | | | | | 14.63 |
| Tareas sin ropa de agua | tareas | 0.65 | 100% | 8.59 | 5.58 | |
| Tareas con ropa de agua | tareas | 2.08 | 100% | 9.15 | 19.03 | |
| 1.5 Equipos en Operación | | | | | | 171.64 |
| Perforadora | pp | 231.84 | 100% | 0.38 | 88.93 | |
| Manguera de jebe de 1" | m | 20.00 | 100% | 0.10 | 1.94 | |
| Manguera de jebe de 1/2" | m | 20.00 | 100% | 0.04 | 0.84 | |
| Scooptram Sandvick | Hm | 1.00 | 100% | 197.07 | 197.07 | |
| (A) Total Costo Directo | | | | | | 738.68 |
| (B) UTILIDAD | | 10.0% | | | | 73.87 |
| (C) Explosivos y Acc. Voladura | | | | | | 195.79 |
| Emulnor 3000 1" X 8 | cart | 42.00 | 100% | 0.88 | 36.96 | |
| Emulnor 5000 1" X 8 | cart | 147.00 | 100% | 1.06 | 155.82 | |
| Emulnor 1000 1" X 9 | cart | 30.00 | 100% | 0.77 | 23.10 | |
| Carmex | und | 2.00 | 100% | 1.50 | 2.99 | |
| Fanel | und | 34.00 | 100% | 2.93 | 99.59 | |
| Mecha rápida | m | 0.20 | 100% | 1.06 | 0.21 | |
| Cordón detonante | m | 10.00 | 100% | 1.08 | 10.75 | |
| (D) Combustible | | | | | | 36.50 |
| Petróleo Scoop | Gln | 4.50 | 100% | 11.68 | 52.56 | |
| | | | | 0.00 | | |
| COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA (A+B+C+D) | | | | | | 1044.84 |

Fuente: Elaboración propia.

Interpretación:

El costo total por la unidad valorizada, por el metro de progreso lineal es de S/ 1'044.84 soles.

La utilidad obtenida por metro de avance es el 10 % del costo total directo. Esto refleja que el trabajo se realiza en un menor tiempo y lo cual se reduce costo y por ende nuestra utilidad es mayor.

4.1.3 Optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería, Empresa Minera Vicus S.A.C.

Se tiene una proyección de 200 metros lineales para tener un análisis eficiente en comparación al escenario actual como el escenario óptimo de la perforación y voladura. En la siguiente tabla se muestra la reducción de costos de la perforación y voladura.

Tabla 12: Reducción del número de disparos.

| AVANCES A 6 PIES ACTUAL | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSU |
|-------------------------|-------|---------|---------|--------|-------|--------|--------|-------|
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP | EJEC |
| ABRIL | | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | ABR | 89.3 | 62.0 | 89.28 |
| | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSU |
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP | EJEC |
| MAYO | | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | MAY | 86.4 | 60.0 | 86.40 |
| | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSU |
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP | EJEC |
| JUNIO | | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | JUN | 24.5 | 17.0 | 24.48 |
| | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSU |
| | | | | | TOTAL | 200 | 139 | |

| AVANCES A 6 PIES ÓPTIMO | | | | | TOTAL | AVANCE | | AVANCE MENSUAL |
|-------------------------|-------|---------|---------|--------|-------|--------|--------|----------------|
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP | EJEC |
| ABRIL | | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | ABR | 104.2 | 62.0 | 104.16 |
| | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSUAL |
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP | EJEC |
| MAYO | | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | MAY | 95.8 | 57.0 | 95.76 |
| | | | | | TOTAL | AVANCE | | MENSUAL |
| | | | | | TOTAL | 200 | 119 | |

| AVANCES A 8 PIES ÓPTIMO | | | | | TOTAL | AVANCE | |
|-------------------------|------------|----------------|----------------|---------------|------------|--------------|-------------|
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP |
| ABRIL | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | ABR | 139.0 | 62.0 |
| | | | | | | TOTAL | AVANCE |
| Etap. | Nivel | Veta | Labor | COND | MES | TOTAL | # DISP |
| MAYO | | | | | | | |
| OI | 180 | DANIELA | GL 5361 | Eject. | MAY | 60.6 | 27.0 |
| TOTAL | | | | | | 200 | 89 |

| Proyecto de un frente de 200 metros lineales | | | | | | | |
|--|--|-----|----------------------|----------------------------------|---|-----|----------------------|
| SITUACIÓN | Avance | 200 | metros lineales (ml) | SITUACIÓN | Avance | 200 | metros lineales (ml) |
| ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies | 139 | número de disparos | ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies | 139 | número de disparos |
| ÓPTIMO | Diseño de Malla de PyV con barra de 6 pies | 119 | número de disparos | ÓPTIMO | Diseño de Malla de PyV con barra de 8pies | 89 | número de disparos |
| Reducción del número de disparos | | 20 | número de disparos | Reducción del número de disparos | | 50 | número de disparos |

Interpretación:

Para el proyecto propuesto en un avance de 200 metros lineales en los dos escenarios se muestran a continuación:

Situación actual: el diseño de malla de perforación y voladura, con barrenos de 6 pies, con un avance efectivo de 1.44 m para un tramo de 200 metros lineales se tendría que realizar 139 disparos entre guardias de día y noche. Solo considerando guardias en las cuales se realizaron disparos de avance.

Situación óptima: tras la mejora del diseño de la malla de perforación con el modelo matemático de R. Holmberg se logró obtener un avance efectivo en barrenos de 6 y 8 pies, los cuales de acuerdo con los resultados obtenidos se puede ver que, utilizando barrenos de 6 pies con un avance efectivo de 1.68 m, para el tramo de los 200 metros lineales se tendría que realizar 119 disparos entre guardias de día y noche; solo considerando guardias las cuales se realizaron disparos de avance. Así también cuando se utiliza barrenos de 8 pies con un avance efectivo de 2.24 m, para el tramo de los 200 metros lineales se tendría que realizar 89 disparos entre guardias de día y noche; solo considerando guardias en los cuales se realizaron disparos de avance.

Tabla 13: Reducción de costos de la perforación y voladura.

| Proyecto de un frente de 200 metros lineales | | | | | | | |
|---|---|------------|----------------------|---|---|------------|----------------------|
| SITUACIÓN | Avance | 200 | metros lineales (ml) | SITUACIÓN | Avance | 200 | metros lineales (ml) |
| ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies | 139 | número de disparos | ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies | 139 | número de disparos |
| ÓPTIMO | <i>Diseño de Malla de PyV con barra de 6 pies</i> | 119 | número de disparos | ÓPTIMO | <i>Diseño de Malla de PyV con barra de 8 pies</i> | 89 | número de disparos |
| Reducción del número de disparos | | 20 | número de disparos | Reducción del número de disparos | | 50 | número de disparos |
| SITUACIÓN | Reducción del costo de perforación y voladura | | | SITUACIÓN | Reducción del costo de perforación y voladura | | |
| ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies para los 200 ml | 168,448.09 | soles (S/.) | ACTUAL | Malla de PyV con barra de 6 pies para los 200 ml | 168,448.09 | soles (S/.) |
| ÓPTIMO | <i>Diseño de Malla de PyV con barra de 6 pies para los 200 ml</i> | 124,201.05 | soles (S/.) | ÓPTIMO | <i>Diseño de Malla de PyV con barra de 8 pies para los 200 ml</i> | 93,150.79 | soles (S/.) |
| Reducción del costo de perforación y voladura de los 200 ml | | 44,247.04 | soles (S/.) | Reducción del costo de perforación y voladura de los 200 ml | | 75,297.30 | soles (S/.) |

Interpretación:

Para el proyecto propuesto en un avance de 200 metros lineales en los dos escenarios se muestran a continuación:

Situación actual 6 pies: el diseño de malla de la perforación y voladura, con barra de 6 pies con un avance efectivo de 1.44 m, para un tramo de los 200 metros lineales, el costo de 168,448.05 soles.

Situación óptima 6 pies: tras la mejora en el avance efectivo de 1.68 m con barra de 6 pies con el modelo matemático de R Holmberg, para el tramo de los 200 metros lineales el costo es de 124,201.05 soles.

Logrando una reducción de costo de 44,247.04 soles.

Situación óptima 8 pies: para esta situación se aplicó la misma malla de perforación, logrando una mejora en el avance efectivo de 2.24 m con barra de 8 pies con la aplicación del modelo matemático de R Holmberg, para el tramo de los 200 metros lineales el costo es de 93,150.79 soles.

Se logró una reducción de costo de 75,297.30 soles, los cuales son mucho mayores con la aplicación de la barra de 6 pies.

CONCLUSIONES

- A través de la optimización de perforación y voladura, se logró reducir los costos unitarios tanto en perforación y voladura, a su vez se controla mejor la sobre rotura y deficiencias en perforación.
- La optimización del avance lineal se dio en base a la aplicación del modelo matemático de R. Holmberg, lo cual nos ayudó a obtener un avance efectivo eficiente de 1.68 m en barras de 6 pies y 2.24 en barras de 8 pies respecto a la situación actual.
- Mediante la aplicación del modelo matemático de R. Holmberg, se evaluó en dos escenarios: en la **situación actual**, el avance efectivo es de 1.44 metros lineales con un costo total de la unidad valorizada por metro lineal de avance de S/1212.98 soles y la utilidad obtenida por metro de avance es el 8.5 % del costo total directo; en la **situación óptima**, una vez aplicado el modelo matemático Holmberg, se mejoró los parámetros de perforación y voladura, obteniéndose un costo total de la unidad valorizada en función al metro de avance lineal de S/1044.84 soles. La utilidad obtenida por metro de avance es el 10 % del costo total directo. Esto refleja que el trabajo se realiza en menor tiempo y en menor número de disparos.
- Con la optimización del diseño perforación y voladura, se logró una reducción del costo por metro lineal, la cual se evaluó en dos escenarios: en la **situación actual**, el diseño de la perforación y voladura, con barra de 6 pies, para el tramo de los 200 metros lineales, se tendría que realizar 139 disparos entre día y noche, el costo de la perforación y voladura para terminar el proyecto es de S/. 68,448.09 soles; en la **situación óptima**, tras la mejora en el avance efectivo de 1.68 m con barra de 6 pies para el tramo de los 200 metros, se tendría que realizar 119 disparos entre guardias de día y noche con una diferencia de 20 disparos, el costo de la perforación y voladura para el proyecto es de S/. 124,201.05 soles. Logrando una reducción de costo de S/. 44,247.04 soles.

RECOMENDACIONES

- Verificar el cálculo del dimensionamiento de las 5 secciones del modelo matemático de Holmberg, para que los datos obtenidos sean los correctos.
- Es importante realizar capacitaciones para efectuar la nueva malla de perforación y voladura en la Compañía Minera Vicus S.A.C, para así llevar un buen desarrollo de este trabajo.
- Se recomienda a la supervisión, realizar inspecciones inopinadas para controlar y verificar los trabajos de perforación y voladura con el novedoso diseño de malla de perforación y voladura.
- Realizar taladros de contorno en la corona y utilizar explosivos de baja potencia para evitar realce en la labor.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **MONTANÉ LOBOS, Sergio Luis Andres.** *Metodología para diseño óptimo semiautomático de rampas en Minería Subterránea.* tesis para optar el grado de ingeniero civil en minas. Santiago de Chile : Universidad de Chile, 2017.
2. **CORTÉS ZABLOCKI, Samu Indigo.** *Análisis de la implementación del control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales.* tesis para optar el grado de ingeniero civil en minas. Santiago de Chile : Universidad de Chile, 2018.
3. **MADUEÑO CLEMENTE, Denis.** *Optimización de costos unitarios mediante el diseño de un estándar de malla de perforación y voladura en la Galería 091 en la Compañía Minera La Soledad S. A. C.* Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas , Escuela académica de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional San Agustín de Arequipa . Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Peru, 2020.
4. **CONCHA CUADROS , Randal y TARIFA HUILLCA, Edwin .** *“Reducción y Optimización de Costos en Perforación y Voladura Implementando Barrenos de 16 Pies para Labores de Desarrollo en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C.* tesis para optar el grado de ingeniero de minas. Arequipa : Universidad Tecnología del Peru, 2020.
5. **OCAMPO ROSILLO, Kevin Alejandro .** *Optimización de malla de perforación doble espiral para túnel y reducir costos de perforación y voladura en el Proyecto Chavimochic – La Libertad, 2017.* tesis para optar el grado de ingeniero de minas. Trujillo : Universidad Nacional de Trujillo, 2017.
6. **GAOMA GONZALES, Aderling Jesus.** *Optimización de la voladura, Mina la Virgen - de la Compañía Minera San Simón S.A. - Huamachuco Trujillo.* Piura : Universidad Nacional de Piura, 2015.
7. **RUIZ BERROCAL, JEANCARLOS JHOVANNY, Jeancarlos Jhovanny.** *Implementación de Sistema de Gestión de Seguridad y Salud en el Trabajo Bajo La Norma ISO 45001 para optimizar las operaciones en la Minera Vicus S.A.C.* Huacho : Universidad Nacional “José Faustino Sánchez Carrión”, 2019.
8. **Área de geología, Unidad Capacho de Oro I.** *Estudios geológico y reservas minerales.* Barraca : Empresa Minera Vicus, 2021.
9. **Ruben, TRINIDAD BALDEON.** *ESTIMACIÓN DE RESERVAS MINERALES DE LA VETA VELERIA, SPLIT VALERIA W, SONIA, PRINCIPAL, DANIELA, ESCONDIDA AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2019.* BARRANCA : Empresa Minera Vicus S.A.C., 2019.
10. **COMPUMET.** *Roger Holmberg.* Santiago : Instituto Profesional de Chile, 2018.
11. **Instituto de Seguridad Minera.** *Perforación minera: tipos, clases de maquinaria y ubicación de taladros.* [En línea] 19 de Octubre de 2017. [Citado el: 12 de 06 de 2021.]

- <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones-mineras/perforacion-minera-tipos-clases-de-maquinaria-y-ubicacion-de-taladros/>.
12. **Bedia Sanchez, Jimena.** Equipos y accesorios de perforación. [En línea] 23 de 06 de 2014. [Citado el: 29 de 05 de 2021.] <https://es.slideshare.net/jemypaloma9/equipos-y-accesorios-de-perforacin>.
 13. **Mineria Pan-America.** Equipo de perforación para minería de vetas bajas. *www.mineria-pa.com*. [En línea] 03 de 01 de 2012. [Citado el: 20 de 08 de 2021.] <https://www.mineria-pa.com/productos-y-tecnologia/equipo-de-perforacion-para-mineria-de-vetas-bajas/>.
 14. **Sigarrostegui Mendoza, Enrique.** *CLASE 4: PERFORACIÓN EN MINERÍA I*. Lima : Portal Digital Educativo la Academia, 2018.
 15. **Condoli Flores, Felix y Porras Sayritupac, Lucas Cesar.** Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos en los frentes de avances de la u.e.a. reliquias - Corporación Minera Castrovirreyna s.a. Huancavelica, Perú : Repositorio institucional de la Universidad de Huancavelica, 2015.
 16. **Rocas y Minerales.** MINERALES DE LA ESCALA DE MOHS. [En línea] 12 de 08 de 2017. [Citado el: 21 de 08 de 2021.] <https://www.rocasyminales.net/escala-de-mohs/>.
 17. **Salazar Ascencio, Wilson Eduardo .** La Voladura Subterránea. s.f.
 18. **Revista Seguridad Minera.** Parámetros en la voladura de rocas. 8 de enero de 2014.
 19. **Área de planeamiento minero.** *Aplicación del método de minado Corte y Relleno Ascendente*. Barranca : Empresa Minera Vicus S.A.C., 2020.
 20. **Ojeda Mestas, Rene Wilfredo.** *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea aplicando un Modelo Matemático areas de influencia*. Lima : s.n., 1998.
 21. **ZAPATA LARICO, Mishael .** *Optimización de perforación y voladura mediante el diseño de malla y carga explosiva en la Mina POMASI*. tesis para optar el grado de ingeniero de minas. Puno : Universidad Nacional del Altiplano, 2019.
 22. **MOSTACERO SAGASTEGUI , Excy Erlin y RODRIGUEZ ANTICONA , Nehemias Joel.** *Optimización del diseño de perforación y voladura, para reducir costos en labores de avance en la Mina Santa María - Poderosa S.A.* tesis para optar el grado de ingeniero de minas. Trujillo : Universidad Nacional de Trujillo, 2017.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de Consistencia

| PROBLEMA GENERAL | OBJETIVO GENERAL | HIPÓTESIS GENERAL |
|--|---|--|
| ¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.? | Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. | La optimización del diseño de perforación y voladura influye positivamente en la reducción del costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. |
| PROBLEMAS ESPECÍFICOS | OBJETIVOS ESPECÍFICOS | HIPÓTESIS ESPECÍFICAS |
| ¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para el aumento del avance lineal de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.? | Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para el aumento del avance lineal de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. | La optimización del diseño de perforación y voladura influirá positivamente al aumento del avance lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. |
| ¿Cómo se realizará la aplicación del modelo matemático Holmberg para reducir el costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.? | Realizar la aplicación del modelo matemático Holmberg para reducir el costo de la galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. | La aplicación del modelo matemático Holmberg influirá positivamente en la reducción del costo en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. |
| ¿Cómo se realizará la optimización del diseño de perforación y voladura para disminuir el costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C.? | Calcular la optimización del diseño de perforación y voladura para disminuir el costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. | La optimización del diseño de perforación y voladura influirá positivamente a la disminución del costo por metro lineal en el desarrollo de la Galería 5361, Empresa Minera Vicus S.A.C. |

Fuente: *Elaboración propia*

Anexo 2. *Perforación del arranque con presencia de carga molida – situación actual con barra de 6 pies.*



Fuente: *Elaboración propia.*

Anexo 3. *Corrección de la perforación situación actual y situación óptima.*

