

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCCIÓN DE COSTOS
EN EL FRENTE DE LA GALERIA PROGRESO DE LA CONTRATA MINERA
CAVILQUIS-CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A”**

PRESENTADO POR EL BACHILLER

RUDY MILTON CHIPANA TITO

PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERU

2015

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

“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCCIÓN DE COSTOS EN EL FRENTE DE LA GALERÍA PROGRESO DE LA CONTRATA MINERA CAVILQUIS-CORPORACIÓN MINERA ANANEA S.A.”

PRESENTADA POR:

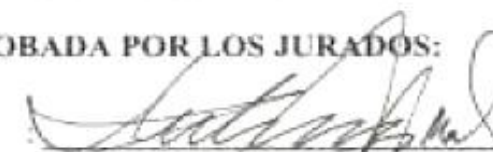
Bach. RUDY MILTON CHIPANA TITO

A la Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS.

APROBADA POR LOS JURADOS:

PRESIDENTE


 Ing. David Velásquez Medina.

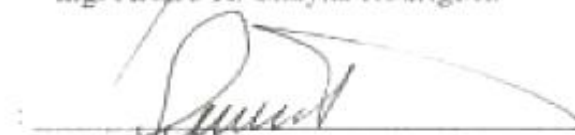
PRIMER MIEMBRO


 M.Sc. Ing. Esteban María Paucara

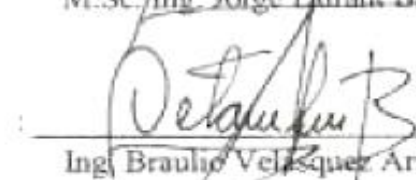
SEGUNDO MIEMBRO


 Ing. Arturo R. Chayña Rodríguez

DIRECTOR


 M.Sc. Ing. Jorge Durant Bróden

ASESOR


 Ing. Braulio Velásquez Ari

PUNO - PERÚ

2015

LINEA: Ingeniería de minas

TEMA: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

DEDICATORIA

A DIOS.

Por tener a mi familia unida, haberme ayudado a llegar hasta este punto dentro de lo planeado, darme fe, la fortaleza, la salud y la sabiduría que fueron totalmente indispensables para lograr mi objetivo, además por su infinita bondad y amor.

A MIS PADRES.

Julián y Olga, son el mejor ejemplo; gracias por la vida y por todo lo que me han dado, por su apoyo incondicional que en todo momento me impartió para lograr mis objetivos simplemente los amo, para ustedes es cada triunfo, este es uno más importante hasta hoy porque estoy convencido que llegarán más, ahora les puedo decir misión cumplida.

A MIS HERMANOS.

Vanessa, Miriam, Jhoel, Esther, Lisbeth, quienes me apoyaron incondicionalmente para poder llegar a ser un profesional de bien y seguir creciendo para ser un profesional de éxito.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional del Altiplano quien me albergó todos estos años e hizo posible nuestra formación académica.

A los catedráticos de la facultad de ingeniería de minas quienes compartieron sus enseñanzas y nos dieron las herramientas para poder triunfar.

A los ingenieros y trabajadores de la minera Cavilquis por haber compartido la información y su valioso tiempo.

RESUMEN

En el presente proyecto de investigación titulado “Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.”. Tiene como objetivo determinar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

El desarrollo de esta tesis expone inicialmente todas las deficiencias de perforación y voladura que incurrieron a los altos costos a la contrata minera entre los efectos mencionamos resultados de avance lineal, inadecuado diseño de malla de perforación, demasiado número de taladros con inadecuado burden, espaciamiento y demasiada distribución de carga explosiva por disparo.

Estos efectos de perforación y voladura han causado a la suma de altos costos en perforación a US\$ 98,48 por disparo, con una distribución de explosivo de 28,35 kg, el costo de los accesorios de voladura y dinamitas sumaban a US\$ 196,42 en voladura sumados los costos de perforación y voladura son US\$ 294,90.

Con el diseño de malla adecuado de perforación se ha reducido los costos de perforación a US\$ 87,25 y determinando la carga explosiva adecuada se ha reducido los costos de voladura a US\$ 148,39, si sumamos los costos de perforación y voladura se redujeron a US\$ 235,64 por disparo haciendo una diferencia de US\$ 59,26.

La metodología de esta actividad consistió en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura de la Galería Progreso y la ejecución de su etapa inicial y posteriormente se seleccionó un nuevo diseño de malla de perforación y selección de carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se han comparado para encontrar la reducción de costos de perforación y voladura en la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

ÍNDICE

| | |
|-----------------------------|------------|
| DEDICATORIA | i |
| AGRADECIMIENTO | iii |
| RESUMEN | 5 |
| ÍNDICE | 6 |
| INTRODUCCIÓN | 9 |

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

| | |
|---|----|
| 1.1 Descripción de la realidad del problema. | 10 |
| 1.2 Formulación del problema | 11 |
| 1.2.1 Pregunta general | 11 |
| 1.2.2 Preguntas específicos | 11 |
| 1.3 Objetivos de la investigación | 11 |
| 1.3.1 Objetivo general | 11 |
| 1.3.2 Objetivos específicos | 11 |
| 1.4 Justificación de la investigación | 12 |

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

| | |
|---|----|
| 2.1 Antecedentes de la investigación | 13 |
| 2.2 Bases teóricas | 14 |
| 2.2.1 Yacimiento geológico | 14 |
| 2.2.2 Mecánica de rocas | 15 |
| 2.2.3 Perforación | 19 |
| 2.2.4 Trazos de arranque | 22 |
| 2.2.5 Distribución y denominación de taladros. | 27 |
| 2.2.6 Condiciones de perforación. | 28 |
| 2.2.7 Errores y defectos en la perforación. | 29 |
| 2.2.8 Accesorios de perforación. | 32 |
| 2.2.9 Explosivos | 33 |

| | |
|-------------------------------------|----|
| 2.2.10 Voladura. | 48 |
| 2.2.11 Costos y gastos | 66 |
| 2.3 Definiciones conceptuales. | 72 |
| 2.4 Formulación de hipótesis. | 73 |
| 2.4.1 Hipótesis general. | 73 |
| 2.4.2 Hipótesis específicos. | 74 |

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

| | |
|--|----|
| 3.1 Tipo de investigación..... | 75 |
| 3.2 Diseño metodológico. | 75 |
| 3.3 Población. | 76 |
| 3.4 Muestra. | 76 |
| 3.5 Unidad de muestreo. | 76 |
| 3.6 Operacionalización de variables. | 76 |
| 3.6.1 Variables independiente..... | 77 |
| 3.6.2 Variables dependiente..... | 77 |
| 3.7 Técnicas de recolección de datos..... | 77 |
| 3.7.1 Instrumentos de recolección de datos. | 78 |
| 3.7.2 Técnicas para el procesamiento de datos..... | 78 |

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO

| | |
|---------------------------------------|----|
| 4.1 Unidad de estudio. | 79 |
| 4.2 Ubicación. | 79 |
| 4.3 Accesibilidad. | 80 |
| 4.4 Clima..... | 81 |
| 4.5 Flora y fauna. | 81 |
| 4.6 Geomorfología | 81 |
| 4.7 Reseña histórica de la mina. | 82 |
| 4.8 Geología regional..... | 83 |
| 4.8.1 Formación Sandía. | 83 |

| | |
|--|----|
| 4.8.2 Formación Ananea..... | 84 |
| 4.8.3 Formación Arco Aja..... | 85 |
| 4.8.4 Tectonismo regional..... | 86 |
| 4.8.5 Ciclo eohercínico..... | 86 |
| 4.9 Geología local..... | 86 |
| 4.10 Geología económica..... | 87 |
| 4.11 Método de explotación..... | 88 |
| 4.12 Cámaras y pilares con circado..... | 88 |
| 4.13 Frentes de tajeo..... | 89 |
| 4.14 Circado de mineral y quiebra del mineral..... | 89 |
| 4.15 Ciclo de minado inicial..... | 90 |
| 4.15.1 Perforación y voladura..... | 90 |
| 4.15.2 Ventilación..... | 91 |
| 4.15.3 Limpieza y extracción del material disparado..... | 92 |

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

| | |
|--|------------|
| 5.1 Datos de la Galería Progreso con la malla anterior..... | 93 |
| 5.2 Reducción de costos de perforación y voladura..... | 103 |
| 5.3 Cálculos para el nuevo diseño de malla de perforación..... | 104 |
| 5.4 Cálculo de costos de perforación..... | 118 |
| 5.5 Cálculo de costos de voladura..... | 120 |
| 5.6 Diseño de distribución de carga por taladro..... | 121 |
| 5.7 Contratación de la hipótesis..... | 125 |
| 5.8 Discusión de los resultados..... | 129 |
| CONCLUSIONES..... | 133 |
| RECOMENDACIONES..... | 134 |
| BIBLIOGRAFÍA..... | 135 |
| ANEXOS..... | 138 |

INTRODUCCIÓN

Un factor clave en la explotación minera es contar con los patrones y explosivos adecuados para abrirse paso en los distintos yacimientos subterráneos. El diseño de malla de perforación y voladura es uno de los procesos de mayor relevancia para acondicionar al tipo de roca sea mineral o estéril que se va a volar, el trabajo de investigación se ha realizado mediante un análisis teórico y una aplicación práctica para la reducción de costos en perforación y voladura en las operaciones del frente de la Galería Progreso de la mina Cavilquis se pretende demostrar una correcta selección del diseño de perforación y distribución de explosivos.

En el primer capítulo veremos los aspectos de la descripción de la realidad del problema que encontramos en la operación mina en perforación y voladura seguidamente formulamos el problema, objetivos de la investigación, justificación de la investigación.

En el segundo capítulo vemos los antecedentes de la investigación y bases teóricas para que la investigación este sustentada en las bases teóricas de diferentes referencias bibliográficas ya estudiadas por diferentes autores.

En el tercer capítulo describimos el tipo de investigación, diseño metodológico, unidad de muestreo, operacionalización de variables y técnicas de recolección de datos.

En el cuarto capítulo se describe las características del área de estudio, se mencionan toda información referente a la contrata minera Cavilquis se describe la ubicación, accesibilidad, geomorfología, geología regional, método de explotación y su ciclo de minado inicial. En el quinto capítulo se consignan los resultados y discusiones, en la primera parte menciona los efectos encontrados en la mina durante las observaciones realizadas, seguidamente se contrasta las hipótesis de la nueva malla con respecto a la malla anterior.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad del problema.

En la actualidad, la contrata minera Cavilquis de la Corporación Minera Ananea S.A., viene ejecutando la Galería Progreso en el nivel 5 007 m.s.n.m., el desarrollo de la Galería Progreso tiene proyectado para su ejecución en una longitud de 105 metros. Durante su etapa inicial se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia de que constantemente quedaban taladros cargados que no explotaban que también se los llaman tiros cortado y soplados, inadecuado diseño de malla de perforación con demasiado número de taladros y con burden y espaciamiento inadecuados a su vez no llevaban un buen paralelismo de los taladros por falta de guidores todas estas deficiencias han implicado a elevados costos en perforación, también otro de los problemas observados fue la excesiva distribución de explosivos que el capataz de perforación y voladura empleaba creyendo que así se aseguraba obtener un buen disparo en el frente de la galería como consecuencia de la excesiva distribución de explosivo también se ha visto elevados costos en la voladura.

Como consecuencias de estas deficiencias que se presentan en el frente de la Galería Progreso se ha afrontado altos costos en perforación y voladura y surgió la necesidad de diseñar la nueva malla de perforación de acuerdo a los cálculos teóricos y a las características de la roca que se presente en la ejecución de la Galería Progreso el diseño de la malla permitirá disminuir el número de taladros y

adecuar las medidas exactas de burden y espaciamiento e implicara en la reducción de costos en perforación de igual forma se plantea la nueva distribución de explosivo e implicara en la reducción de costos de voladura.

1.2 Formulación del problema.

1.2.1 Pregunta general.

- ¿Cuál es el diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para la reducción de costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.?

1.2.2 Preguntas específicas.

- ¿Cuál es el diseño adecuado de malla de perforación para la reducción de costos de perforación en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.?
- ¿Cuál es la carga explosiva adecuada para la reducción de costos de voladura en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.?

1.3 Objetivos de la investigación.

1.3.1 Objetivo general.

- Determinar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

1.3.2 Objetivos específicos.

- Diseñar la malla adecuada de perforación para reducir los costos de perforación en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.
- Determinar la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura en el frente de la Galería Progreso de Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

1.4 Justificación de la investigación.

La zona en estudio de acuerdo al cálculo de reservas, posee un gran potencial de yacimientos auríferos en consecuencia es necesario realizar labores de exploración y profundizar las labores de desarrollo para explotar las reservas minerales y obtener mayor rentabilidad del yacimiento minero a bajos costos de perforación y voladura, con el diseño de una malla adecuada de perforación y selección de la carga explosiva a utilizar, según las características del macizo rocoso.

De esa forma la gerencia estará beneficiándose al reducir sus costos en perforación y voladura mediante el nuevo diseño de malla que se empleara en el frente de la Galería Progreso, también los perforistas y sus ayudantes se enriquecerán con los nuevos conocimientos adquiridos mediante el replanteo del diseño de la malla para que lo puedan emplear en otros frente muy similares y de las características del mismo macizo rocoso porque el yacimiento de la mina Rinconada es generalmente un tipo de roca pizarra.

La investigación del presente trabajo es factible porque es necesario corregir los errores detectados en el frente de la Galería Progreso.

Actualmente la Contrata Minera Cavilquis de la Corporación Minera Ananea S.A., viene ejecutando varias labores de desarrollo, en consecuencia la presente tesis se justifica plenamente su ejecución y es de mucha importancia y será como un modelo para realizar las operaciones de perforación y voladura e implicancias en la reducción de costos en otras labores de desarrollo que se están ejecutando en la Contrata Minera Cavilquis.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.

Carreón Q. Juvenal. (2001). *Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael*. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno. En su conclusión menciona que el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final optimizado) y taladros cargados de 56 a 44 respectivamente. En consecuencia el consumo de explosivos también bajo de 132,72 a 103,70 kg /disparo.

Chambi Flores, Alan. (2011). *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco*. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno. En su conclusión número cinco menciona que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad VINCHOS del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8,0 kg de explosivo por disparo.

Cháhuares Sairitupa, Félix Cipriano. (2012). *Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE*. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1,45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg /disparo a

15 kg /disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57,89 \$ /disparo a 50,1 \$ /disparo.

Jáuregui Aquino, Oscar Alberto. (2009). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la Optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Tesis de grado, Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima. En su conclusión número doce el tesista menciona un seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del modo de perforación (paralelismo en la perforación de todo el barreno) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de un adecuado secuenciamiento de los retardos (tiempo de retardos en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura, además el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente.

Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth*. Tesis de grado, Universidad Central del Ecuador, Quito. En su conclusión número cinco menciona que la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablo, significara para ELIPSE S.A. El ahorro de US\$ 85,12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación.

2.2 Bases teóricas.

2.2.1 Yacimiento geológico.

Geología es una formación en que está presente una concentración de los depósitos de los minerales presentes en la corteza terrestre o litosfera. Un yacimiento minero es aquel que contiene la calidad y cantidad de los minerales presentes que justifica un mayor estudio con el objetivo de definir la profundidad y dimensión del yacimiento con el fin de desarrollar las actividades mineras para que la explotación

del yacimiento sea económicamente rentable con las tecnologías rentables. Los minerales en mayor abundancia se encuentran en la corteza en cantidades considerables para que sean extraíbles se necesitan concentraciones que solo aparecen de manera excepcional, además de unas adecuadas condiciones de accesibilidad internos y externos pueden producir localmente concentraciones económicas de materiales como menas explotables de metales. (López Jimeno Carlos, 2005).

2.2.2 Mecánica de rocas.

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta en 1974 por el comité americano de esta disciplina, mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno, así definida esta disciplina es básica para la minería ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de la rocas (Ramírez Oyanguren Pedro y Alejano Monge Leandro, 2004).

En el desarrollo de la mecánica de rocas se ha visto por conveniente la utilización mediante el medio geológico subterráneo con la finalidad de analizar y estimar algunas partes que tienen fallas, fisuras y ver la situación de los frentes.

Los distintos ámbitos de aplicación de la mecánica de rocas se puede agrupar en aquellos en que la roca se constituye la estructura principal como (en excavaciones, túneles, galerías, taludes entre otros) aquellos en que la roca soporte de otras estructuras como (cimentaciones de edificios presas, etc.) y aquellos en que la roca se emplea como material de construcción (escolleras, pedraplenes, rellenos, etc.).

La mecánica de rocas guarda una estrecha relación con otras disciplinas como la geología estructural, para el estudio de los procesos y estructura tectónica que afectan al basamento rocoso; mientras que la mecánica de suelos, para abordar el estudio de rocas alteradas y meteorización en superficie. La caracterización de las rocas, los macizos rocosos, el estudio de su comportamiento mecánico y deformaciones es compleja debido a la gran variabilidad de las características y

propiedades que presentan el elevado número de factores que los condicionan su estabilidad y su auto sostenimiento en el momento de excavación de obras subterráneas.

La finalidad de mecánica de rocas, es conocer y predecir el comportamiento de los materiales rocosos ante la actuación de fuerzas internas y externas que ejercen sobre ellos. Cuando se excava un macizo rocoso o se construyen estructuras sobre las rocas se modifican las condiciones iniciales del medio rocoso, el cual responde a estos cambios deformándose o generándose rupturas por fallas activas, estallido de rocas precisiones actuantes y otros factores como movimientos sísmicos.

El conocimiento de las tensiones y las deformaciones que pueden llegar a soportar el material rocoso ante las determinadas condiciones permite evaluar su comportamiento mecánico y abordar el diseño de estructuras y obras de ingeniería las relaciones entre ambos parámetros describe el comportamiento de los diferentes tipos de roca y macizos rocosos que depende de los materiales y de las condiciones a que están sometidos a la naturaleza.

El estudio de las estructuras geológicas y las discontinuidades es un aspecto fundamental en mecánica de rocas; los planos de debilidad persistentes controlan los procesos de deformación y ruptura de los macizos de cotas superficiales donde se realizan la gran mayoría de obras de ingeniería. La mayor o menor influencia de los bloques de matriz rocosa en el comportamiento global de macizo dependerá de las propiedades relativas de ambos componentes; en número, naturaleza y característica de las discontinuidades y de la escala de trabajo o ámbito considerado por ejemplo en macizos rocosos formados por bloques de rocas duras, son propiedades resistentes elevadas serán discontinuidades las que controlan los procesos de ruptura y deformación. (Condori Zambrano Exaltación, 2010).

1. Macizo rocoso.

Se define macizo rocoso como la forma en la que se presentan las rocas en el medio natural. Así pues un macizo rocoso estará definido por la roca y la estructura, que a su vez contendrá planos de estratificación, fallas, juntas, pliegues y otros caracteres estructurales. Los macizos rocosos son por tanto discontinuo y pueden presentar

propiedades heterogéneas y/o anisótropas. (Ramírez Oyanguren Pedro y Alejano Monge Leandro, 2004).

Anisotropía.

La presencia de planos de debilidad de orientación preferente estratificación, laminación, foliación, familias de diaclasas tectónicas, implican diferentes propiedades y comportamientos mecánicos en función de la dirección considerada.

Discontinuidad.

La presencia de discontinuidades (superficie de estratificación, juntas, fallas, diques, etc.) rompen la continuidad de las propiedades geomecánicas de los bloques rocosos, confiriendo al macizo un comportamiento geomecánico e hidráulico discontinuo, condicionado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad.

Heterogeneidad.

Son las zonas de diferente litología, grado de alteración o meteorización, contenido en agua, etc. Pueden presentar propiedades muy diferentes, Las discontinuidades y los bloques de matriz constituyen un conjunto la estructura rocosa, y gobiernan el comportamiento global de macizo rocoso, predominando uno y otro componente en función de sus propiedades relativas y de la escala o ámbito de estudio en el macizo. Además de las propiedades intrínsecas del macizo rocoso asociados a las características de la matriz rocosa y de las discontinuidades, que defienden en gran parte a su comportamiento.

El macizo rocoso es la unidad básica de la corteza terrestre, de ella podemos decir que está formado por un conjunto de minerales petrogénicos en determinadas condiciones de presión y temperatura, entre otras condiciones fisicoquímicas en el enlace de los iones mineralizantes y procesos de consolidación.

Rocas ígneas.

Las rocas ígneas son las formadas por solidificación de una masa fundida, mezcla de materiales pétreos y de gases disueltos, denominada magma. Si la roca se ha enfriado en contacto con el aire o el agua de la superficie terrestre, se la clasifica

como roca ígnea extrusiva o volcánica. Cuando el magma se enfría por debajo de la superficie terrestre se forma una roca ígnea intrusiva o plutónica.

Rocas sedimentarias.

Se forman por la acumulación de restos o detritus de otras rocas preexistentes, por la precipitación química de minerales solubilizados o por la acumulación de restos de minerales o vegetales.

Rocas metamórficas.

Son las originadas por importantes transformaciones de los componentes mineralógicos de otras rocas preexistentes, endógenas o exógenas. Estos grandes cambios se producen por la necesidad de estabilizarse sus minerales en unas nuevas condiciones de temperatura, presión y quimismo.

Son usualmente las más duras de perforar y difíciles de volar. Por su origen plutónico o volcánico están asociados a disturbios tectónicos que las han contorsionado y fisurado, mostrando planos de clivaje no regulares y amplia variación de su estructura granular. Pueden calificarse bajo dos sub divisiones.

- La primera subdivisión cubre a las de granulometría fina y aquellas cuyas propiedades elásticas tienden a absorber la onda de shock generada por la voladura antes que quebrarse ejemplos filitas, gneis, hornfels.
- La segunda subdivisión cubre a las rocas de granulometría gruesa como el granito, diorita y algunas cuarcitas silisificadas, algunas veces difíciles de perforar y muy abrasivas por su contenido de sílice, pero que usualmente se fragmentan con facilidad en la voladura.

Los minerales característicos son: cuarzo, feldespatos, estaurolita, cianita, andalucita, sillimanita, cordierita, granates, wollastonita, tremolita, clorita y talco, etc.

2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

La clasificación de los macizos rocosos están basados en algunos o varios factores que determina su comportamiento mecánico.

- Propiedad de matriz rocosa.
- Tipo y frecuencia de discontinuidades, que determine el grado de fracturamiento, el tamaño y forma de los bloques del macizo rocoso.
- Grado de meteorización o alteración.
- Estado de tensiones in situ.
- Presencia de agua.

En el proyecto sobre este aspecto no se utiliza ninguna clase de mecánica de rocas por situaciones de laboratorio y a la vez la roca es competente para desarrollo de trabajos subterráneos.

2.2.3 Perforación.

1. Principio de perforación.

Para la rotura de la roca se realizan dos operaciones básicamente: la penetración (perforación) y la fragmentación de la roca (voladura). La primera se realiza a través de un orificio o corte, generalmente por medios mecanizados, hidráulicos o térmicos, con la finalidad de introducir explosivos dentro de los mismos u otros propósitos, lograr la apertura de un túnel, galería o pozo, para extraer un mineral de tamaño y forma específicamente deseado, etc., la segunda busca aflojar y fragmentar grandes masas de material, convencionalmente mediante energía química, hidráulica, entre otras.

Antes de entrar en el campo de los explosivos y del diseño de las voladuras en la explotación es necesario desarrollar los conceptos de perforación de las rocas para entender los mecanismos que se llevan a cabo.

Existen varios métodos de perforación de las rocas, los cuales pueden ser clasificados de diversas maneras en función de ciertas características. De acuerdo con los parámetros de los equipos de perforación, dimensión del barrenado, método de montaje del equipo de perforación y fuente de energía.

Los sistemas de perforación más utilizados en la minería subterránea metálica, se ubican dentro del ataque mecánico, el cual se basa en la utilización de energía

mecánica a la roca por medio de dos esquemas básicos, acción percusiva (percusión) o acción rotativa (rotación). Combinando los dos métodos se tiene híbridos, tales como, la roto-percusión. Las que se describirán a continuación. (Artigas Z. María T., 2011).

2. Tipos de perforación.

Perforación por percusión.

El componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujando hacia adelante golpea la culata de la barra, de modo que la energía cinética del pistón se transmite desde el martillo hasta el elemento de corte de la barra de perforación a través del varillaje, en forma de onda de choque. El desplazamiento de onda se realiza a alta velocidad y la forma depende de las características del diseño de pistón.

La onda de choque se desplaza hasta alcanzar la broca o elemento de corte de la barra de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje, produciendo calor y desgaste de las roscas. La medición de la eficiencia en la transmisión de la energía es muy difícil y depende de varios factores, tales como: el tipo de roca, la forma y dimensiones del pistón, las características del varillaje, el diseño de la broca, etc.

Dependiendo del equipo de perforación utilizado se obtienen mejores transmisiones de energía. En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración. (Artigas Z., María T., 2011).

Perforación por rotación.

La perforación por rotación realiza dos acciones básicas por medio de la broca a la roca: empuje axial y torque; la energía se transmite a la broca a través de un tubo de perforación que gira y presiona las brocas contra las rocas. Los elementos cortantes de las brocas generan una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma, tiene como misión hacer que la broca actúe sobre distintos puntos de la roca en el fondo del barreno.

Perforación por rotopercusión.

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil (barra) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentre colocado el martillo:

- Martillo en cabeza. En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la broca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.
- Martillo en fondo. La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica.

La perforación por rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones: percusión y rotación. La percusión se basa en los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo). Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Las ventajas principales, que presentan la perforación rotopercutiva son:

- Es aplicable a todos los tipos de rocas, desde blandas a duras.
- La gama de diámetros de perforación es amplia.
- Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a diferentes trabajos.
- Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.
- El mantenimiento es fácil y rápido.
- El precio de adquisición no es elevado.

En virtud de esas ventajas y características, los tipos de obras donde se utilizan son:

- En obras públicas subterráneas; túneles, cavernas de centrales hidráulicas, depósitos de residuos, etc., y de superficie; carreteras, autopistas, excavaciones industriales, etc.
- En minas subterráneas y en explotaciones a cielo abierto de tamaño medio y pequeño.

Percusión: Los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo).

Rotación: Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.

Empuje: Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.

Barrido: El fluido de barrido permite extraer el detritus del fondo del barreno.

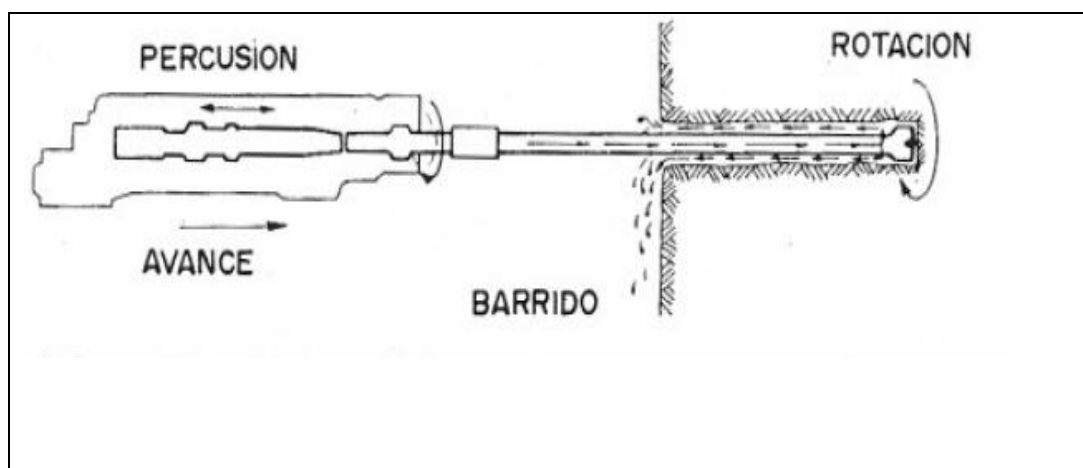


Gráfico 2.1 Acciones básicas en la perforación rotopercusión.

Fuente: López Jimeno Carlos Ramón, 2005.

2.2.4 Trazos de arranque.

El principio de la palabrada de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto

de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado.

Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2 m², normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m².

La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d). (Exsa, 2001).

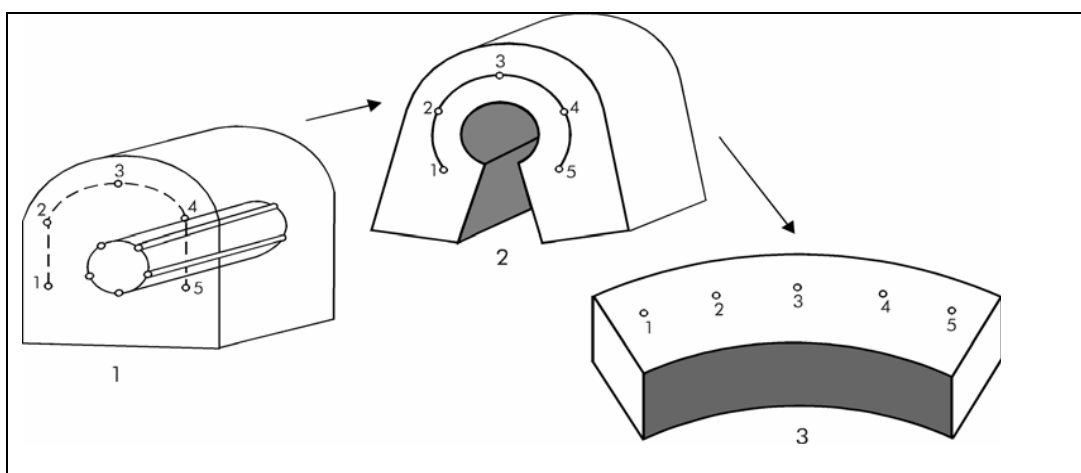


Gráfico 2.2 Formación de la cavidad de un frente.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Los métodos de corte corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y cortes con taladros en paralelo.

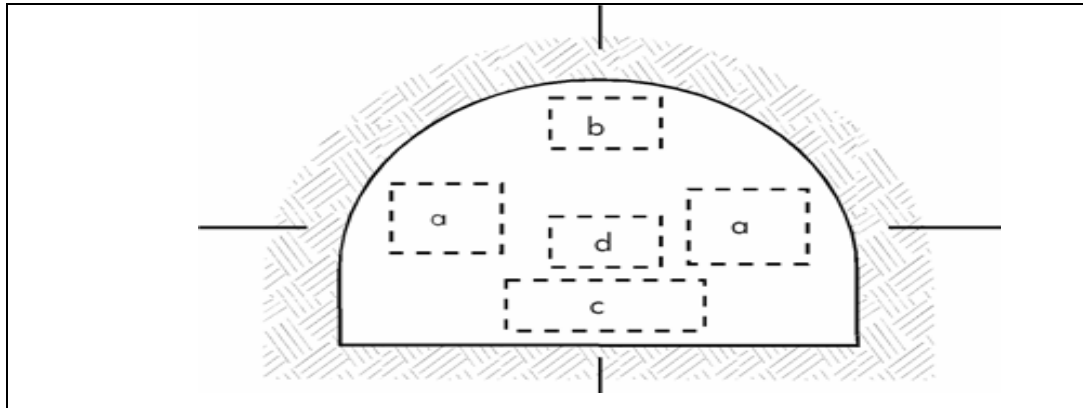


Gráfico 2.3 Ubicación del arranque

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Corte en pirámide (*Centre cut*).

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar de modo que su disparo instantáneo creara una cavidad piramidal.

Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente.

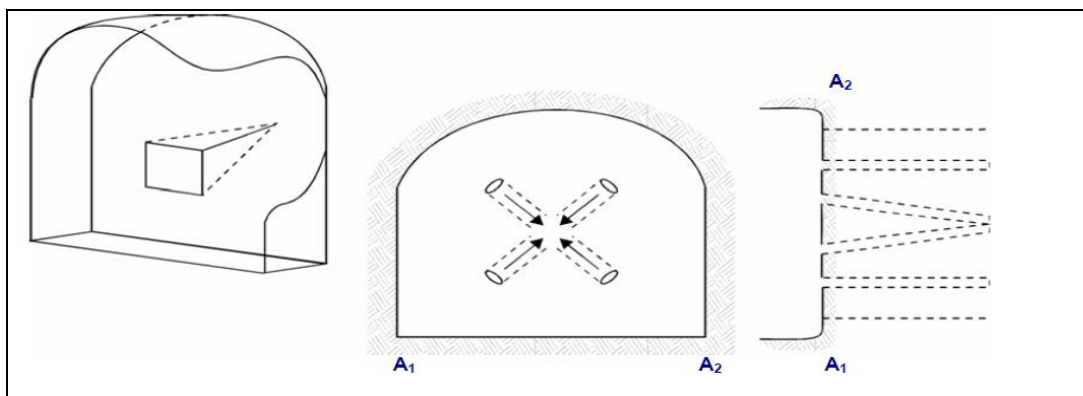


Gráfico 2.4 Corte en pirámide o diamante.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Corte en cuña o en "V" (*wedge cut*).

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto), de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70° . Es más efectivo en rocas suaves a intermedia.

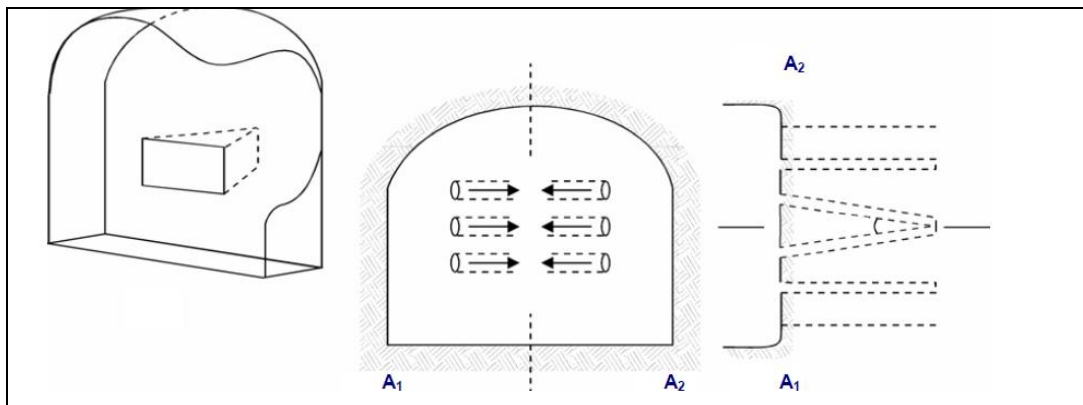


Gráfico 2.5 Corte en cuña o en V.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Corte en cuña de arrastre (*Drag o draw cut*).

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave.

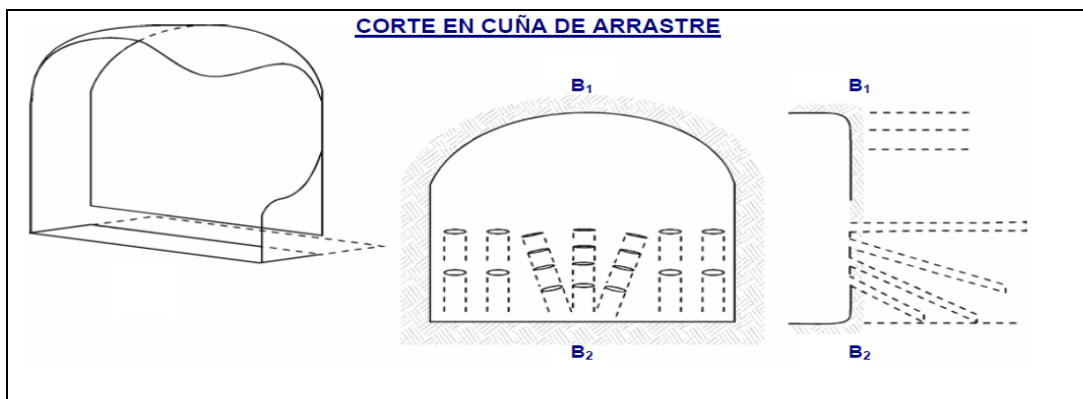


Gráfico 2.6 Corte en cuña de arrastre.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Corte en abanicos (*Fan cut*).

Es similar al de arrastre pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergente en el fondo).

También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir el avance aceptable.

Corte combinado de cuña y abanico.

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

Corte quemado (*Burn cut*).

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonen.

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad van con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes usualmente triángulo y rombos, esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos.

Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados.

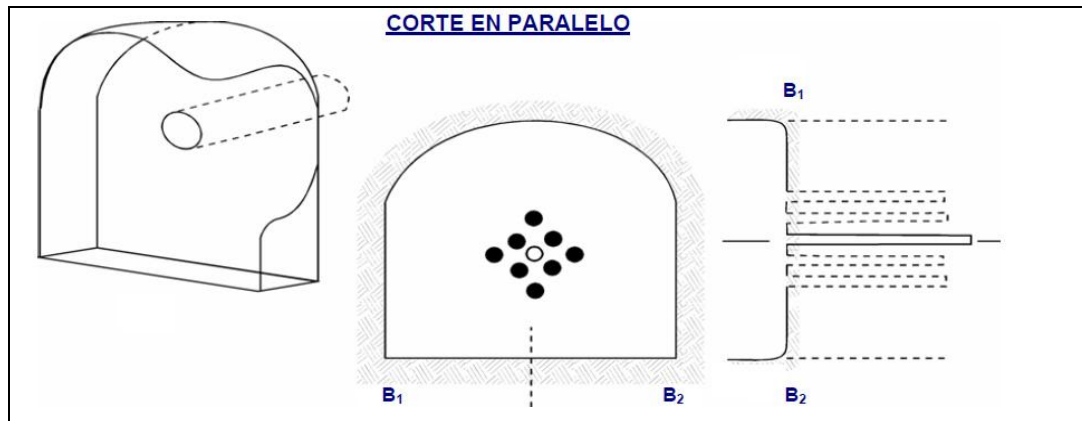


Gráfico 2.7 Corte quemado.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

2.2.5 Distribución y denominación de taladros.

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue.

Taladros de arranque.

La función del arranque es formar la primera cavidad en el frente cerrado de una galería, creando así una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, transformándose en un banco anular.

El arranque requiere en promedio 1,3 a 1,5 veces más de carga por taladro para desplazar el material triturado, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome). (Fernández Sotelo Ricardo Julio, 2012).

Taladros de ayuda.

Son los taladros que rodean a los de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial de acuerdo a las dimensiones del frente varían en número y distribución

comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

Taladros cuadradores.

Son taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

Taladros de alza o techos.

Son los que dan forma al techo o bóveda del túnel. También se les denomina taladros de la corona en voladura de recorte o *smooth blasting* se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

Taladros de arrastre o piso.

Son los que corresponden al piso del túnel o galería se disparan al final de toda la ronda.

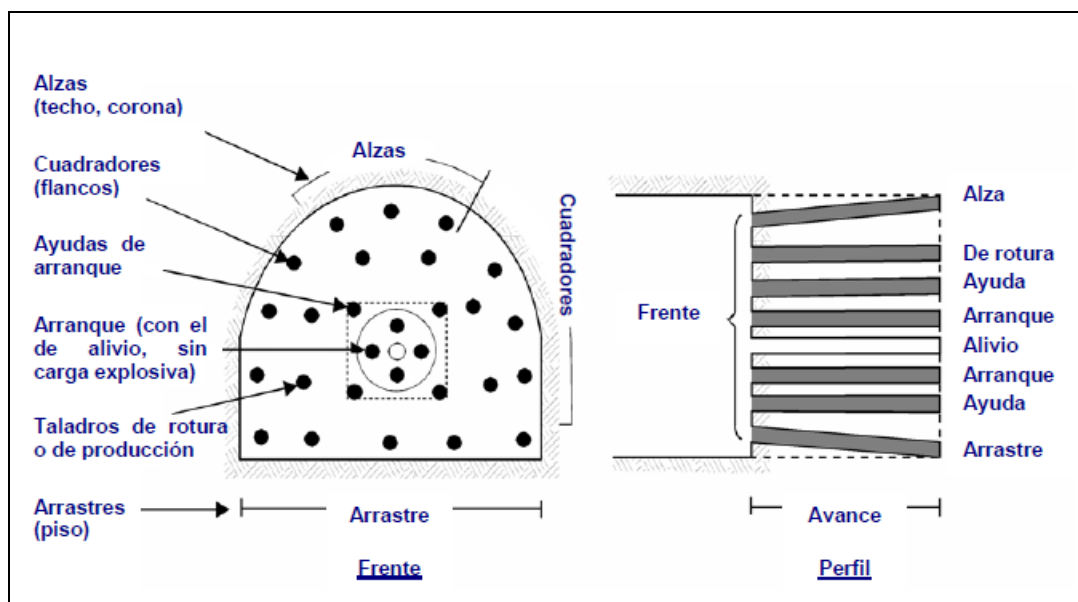


Gráfico 2.8 Denominación de los taladros.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

2.2.6 Condiciones de perforación.

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación

aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular, etc.) que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

El diámetro depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general el de menor diámetro factible será el más adecuado y económico de realizar.

La longitud influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

La rectitud varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de los arranques de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura.

En la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita. (Jáuregui Aquino Oscar Alberto, 2009).

2.2.7 Errores y defectos en la perforación.

La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente.

Los conocimientos necesarios que le faltan para mejorar su trabajo, el perforista debe ser consciente en su capacitación buscando ser multihabiloso, flexible al cambio permanente, participando en grupos de mejoramiento continuo.

Finalmente el perforista debe cumplir satisfactoriamente las órdenes de sus jefes, tener un conocimiento perfecto de los procedimientos escritos de trabajo seguro (pets), estándares de trabajo, realizando su identificación de peligros evaluación y control de riesgos (iperc) y trabajar con ellas.

A continuación se muestra los errores en la perforación, de los cuales son causantes de trabajo de mala calidad en avances.

Hueco de alivio de diámetro muy pequeño: Los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo.

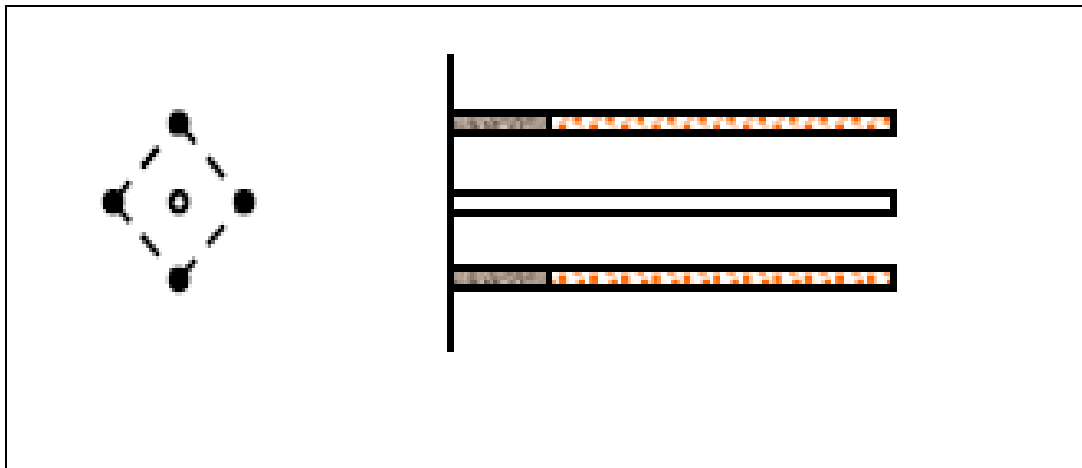


Gráfico 2.9 Hueco de alivio.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Desviación en el paralelismo: En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance.

Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

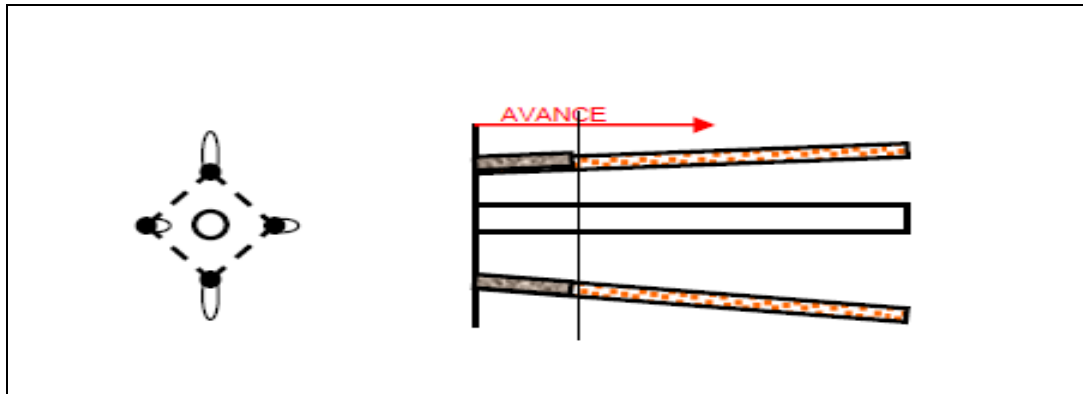


Gráfico 2.10 Desviación en el paralelismo.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Espaciamientos irregulares entre taladros: Propician fragmentación gruesa.

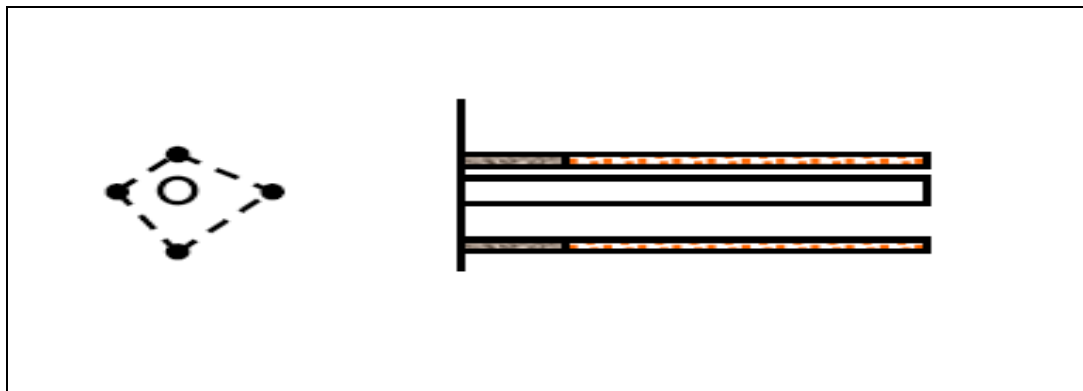


Gráfico 2.11 Espaciamiento irregular entre taladros.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Irregular longitud de los taladros: Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

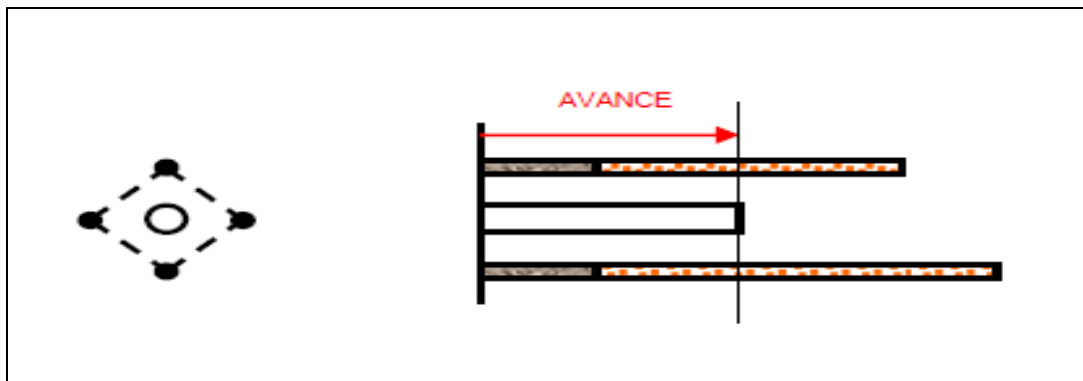


Gráfico 2.12 Irregular longitud entre taladros.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Intersección entre taladros: Afecta la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

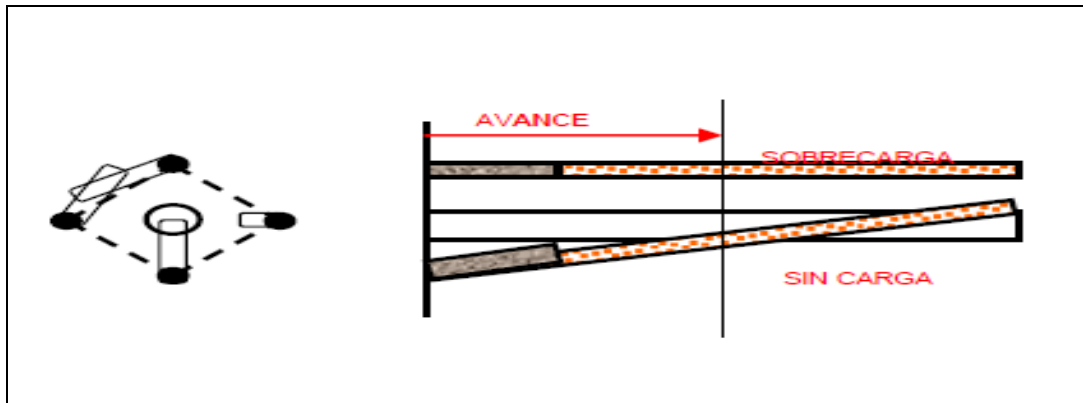


Gráfico 2.13 Intersección de taladros.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Sobre carga (excesiva densidad de carga): Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

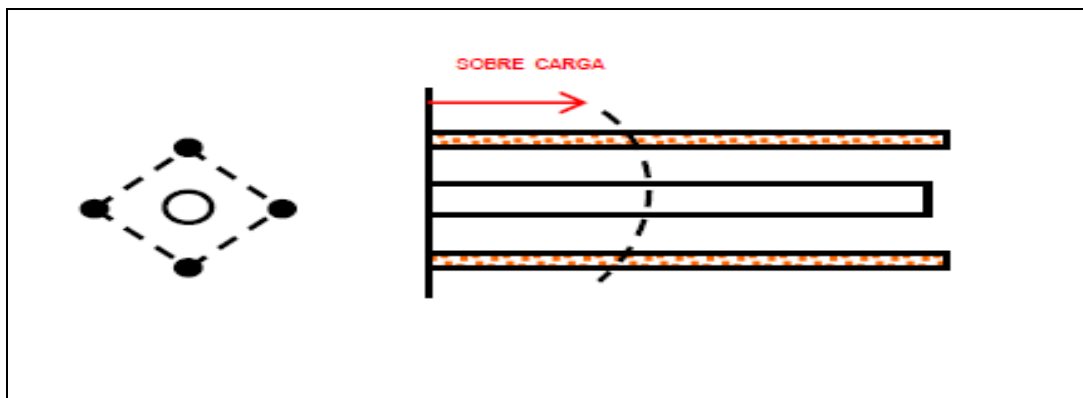


Gráfico 2.14 Sobrecarga excesiva densidad de carga.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

2.2.8 Accesorios de perforación.

Barras.

Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. y sus acoplamientos de rosca corrida, como roscado, cono de embone liso, etc.

Por último está el grupo de las barras integrales con culata que a su vez se subdividen según la forma de la broca y forma de los insertos, siendo casi como barras integrales están ordenadas en series, donde el diámetro del inserto disminuye conforme aumenta la longitud de las mismas. Los principales tipos son:

- Brocas tipo cincel. Son las más usadas y se caracterizan por su fácil afilado y bajo costo.
- Brocas inserto múltiples. Se usan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
- Brocas tipo botones. Se emplean en rocas poco abrasivas de fácil penetración.

Brocas.

Las brocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos:

- Brocas de pastillas o plaquitas.
- Brocas de botones.

Algunas características de diseño comunes a ambos tipos de broca son las siguientes:

- Las varillas se atornillan hasta el fondo de la rosca de la broca con el fin de que la transmisión de la energía de impacto sea lo más directo posible sobre la roca.
- Las brocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales por lo que se inyecta el fluido de barrido para remover el detrito y poseen unas hendiduras por las que pasan y ascienden las partículas de roca producida.
- Las brocas se diseñan con una pequeña conicidad, siendo la parte más ancha a la que está en contacto con la roca, con el fin de contrarrestar el desgaste que sufre este accesorio y evitar un ajuste excesivo con las paredes del barreno (López Jiménez Carlos Ramón, 2005).

2.2.9 Explosivos.

Es una sustancia líquida o sólida o una mezcla de aquellas sustancias (combustibles más oxidantes), que con la iniciación o aplicación de un estímulo adecuado a una

porción pequeña de la masa explosiva, es convertido en un intervalo de tiempo muy corto en otras sustancias más estables, casi totalmente gaseosa, con desarrollo de calor, alta presión y alta temperatura.

Existe una gran variedad de explosivos, los cuales, tienen una composición específica, con características y propiedades diferentes, que para su empleo tendrá que hacerse una debida elección.

El material explosivo, deriva la mayor cantidad de su fuerza destructiva de la rápida conversión de la sustancia en gases con alta temperatura que ocupan varias veces el volumen original y ejercer presión sobre sus alrededores, los cuales, se expanden rápidamente como ondas de choque suficientemente grandes para vencer fuerzas confinadas de la roca circundante. (Camac Torres Alfredo, 2005).

1. Explosivos químicos.

Los explosivos químicos son materiales que causan las reacciones químicas muy rápidas para liberar productos gaseosos y energía. Estos gases bajo altas presiones liberan fuerzas sobre las paredes del taladro, lo que provoca que la roca se fracture.

Los elementos que forman los explosivos, generalmente se consideran ya sea elementos combustibles o elementos oxidantes. Los explosivos usan el oxígeno como elemento oxidante. El nitrógeno es un elemento común en los explosivos y se encuentra en forma líquida o sólida, pero una vez que reacciona forma nitrógeno gaseoso. Algunas veces podemos encontrar explosivos que contengan otros elementos además de los combustibles y los oxidantes. Los metales en polvo, tales como el aluminio, se utilizan en algunas fórmulas. La razón para utilizarlos es que, durante la reacción, los metales en polvo generan calor. Este calor eleva la temperatura de los gases, resultado de las reacciones de los otros ingredientes, provocando con esto una presión de explosión mayor.

Los explosivos pueden contener otros ingredientes que en realidad no aportan nada a la energía de los explosivos en sí. Estos ingredientes se los añade a los explosivos para bajar la sensibilidad o incrementar el área de contacto. Ciertos ingredientes

tales como el carbonato de calcio o el óxido de zinc funcionan como antiácidos para incrementar la vida en almacén del explosivo.

Los elementos básicos o ingredientes que producen trabajo directamente en las voladuras, son aquellos que generan gases cuando reaccionan, tales como: el carbón, el hidrógeno, el oxígeno y el nitrógeno.

Cuando el carbón reacciona con el oxígeno, puede formar ya sea, monóxido o bióxido de carbono. Para poder obtener la máxima temperatura de una reacción, deseamos que los elementos se oxiden completamente, en otras palabras, que se forme bióxido de carbono en vez de monóxido de carbono. Para poder liberar el máximo de energía de la reacción explosiva, los elementos deben reaccionar y formar los siguientes productos.

- El carbono reacciona para formar bióxido de carbono.
- El hidrogeno reacciona para formar agua.
- El nitrógeno, solido o líquido, reacciona para formar nitrógeno gaseoso.

Si se mezclan dos ingredientes, tales como el nitrato de amonio y el diésel y se agrega diésel en exceso a la mezcla, se dice que la reacción explosiva tiene balance de oxígeno negativo. Esto significa que no hay suficiente oxígeno para combinarse totalmente con el carbón y el hidrógeno y formar los productos finales deseados. En cambio, lo que ocurre es que queda carbón libre, así que se liberara monóxido de carbono.

Si se le agrega poco combustible a la mezcla de nitrato de amonio y diésel, entonces esta tiene oxígeno en exceso, el cual no puede reaccionar con el carbón y el hidrógeno. A esto se le llama reacción con balance de oxígeno positivo. Lo que ocurre es que el nitrógeno, que generalmente es un gas inerte, reaccionara formando óxidos de nitrógeno si estos se forman, aparecerán gases de color ocre y se reducirá la energía de la relación.

La energía se reduce ya que los productos de la reacción ideal liberan calor al formarse; los óxidos de nitrógeno, en cambio, absorben calor cuando se forman. El

agua y el bióxido de carbono tienen un signo negativo que significa que aportan calor cuando se forman. Los óxidos de nitrógeno, en cambio absorben calor cuando se forman.

El resultado final es que la reacción ocurrirá a una temperatura más baja. La presión del gas se reduce si la temperatura de la reacción disminuye. (Konya Calvin J., 2000).

2. Tipos de explosivos industriales.

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad de su onda de choque.

Explosivos rápidos y detonantes.

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación; los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios; estos son los que efectúan en arranque y rotura de las rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil. Estos explosivos tienen velocidades entre 2 000 y 7 000 m/s.

Explosivos lentos y deflagrantes.

Los explosivos deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería civil; es importante mencionar que el único uso es la pólvora que es utilizada para el núcleo de la mecha de seguridad. Estos explosivos tienen menores a 2 000 m/s. (Sánchez Villareal Yadira Vanessa, 2012).

3. Propiedades de los explosivos.

Cada explosivo tiene ciertas características específicas o propiedades, concerniente al proceso de detonación de un explosivo, así como las propiedades más importantes de los mismos y como son medidas. Estas propiedades son.

Velocidad de detonación.

Es conocida como la rapidez a la cual viaja la onda de detonación a través de una columna de explosivos, siendo esta igual o mayor que la velocidad sónica del

material y constituye una de las variables más importantes para el cálculo de la presión de detonación de un explosivo. Muchos factores afectan la velocidad de detonación, dentro de los más importantes citaremos al tipo de producto, diámetro, confinamiento, temperatura y cebado.

Un concepto importante de conocer para los explosivos es el grado de confinamiento, el confinamiento de un explosivo aumenta su velocidad de detonación y reduce el diámetro crítico; según el tipo de explosivo, el grado de confinamiento puede afectar la velocidad del explosivo tanto como el aumento del diámetro de la columna.

Densidad.

La densidad de un explosivo es una de las propiedades más importantes a considerar en el momento de diseñar una voladura; el conocimiento de la misma es necesario para el cálculo de huecos de cualquier tamaño con el óptimo factor de carga y distribución de la misma. Consiste en la comparación de la densidad del explosivo con la densidad del agua y se expresa en unidades de gr/cc la densidad de la mayoría de los explosivos comerciales se encuentra en un intervalo de 0,8 gr/cc hasta 1,6 gr/cc. En general los explosivos en sacos y aquellos a granel, productos de nitrato de amonio y combustibles, son de baja densidad y se encuentran en el rango desde 0,8 gr/cc a 1,15 gr/cc, los explosivos encartuchados tales como los acuageles o dinamitas, son de más alta densidad y se encuentran en el rango de 0,90 gr/cc a 1,35 gr/cc. Es importante destacar que en el momento de cargar los huecos de la voladura, la densidad de los explosivos sufre un aumento al comprimirse, debido al confinamiento o en función del método de carga utilizado, esta nueva densidad es denominada densidad de carga y varía de acuerdo al tipo de explosivo desde un 10% hasta un 25% de la densidad original.

El aumento excesivo de la densidad de un explosivo puede ocasionar que este no detone esta medida de densidad se denomina normalmente como densidad crítica, y es muy común en los explosivos pulverulentos utilizados en huecos muy profundos o con la presión hidrostática es por ello que a grandes profundidades con fines geofísicos o de exploración, se empleen explosivos en envases especiales. (Artigas Z. María T., 2011).

Cuadro 2.1
Densidad de explosivos.

| Tipo de explosivo | Densidad | Observaciones |
|--------------------------|-----------------|----------------------|
| Gelatina 75 | 1,38 | Para roca muy dura |
| Semexsa 65 | 1,12 | Para roca dura |
| Semexsa 45 | 1,08 | Para roca semi dura |
| Exadit 65 | 1,04 | Para roca suave |
| Exadit 45 | 1,00 | Para roca muy suave |

Fuente: Piñas Esteban Yuri Alberth, 2007.

Presión de detonación.

Consiste como la presión generada en la zona de choque, al frente de la zona de reacción en el proceso de detonación. Cuando un explosivo detona, esta presión es liberada instantáneamente en una onda de choque de muy corta duración proporcionándole al explosivo una propiedad denominada “brisanca”, lo cual no es más que el efecto de corte o fractura que produce el explosivo, instantáneamente sobre algún elemento. Este brisanca también es denominado poder de fracturamiento. La presión de detonación es una función de la densidad, la velocidad de detonación de partícula de un explosivo.

Potencia y energía

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades físicas más importante, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos.

Existen diferentes formas de expresar la potencia de un explosivo. En las antiguas dinamitas era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias, y la realización de ensayos comparativos de laboratorio, se pasó a hablar de potencia relativa por peso y potencia relativa por volumen. Así es frecuente referir la potencia de un explosivo en tanto por ciento de otro que se toma como patrón, goma pura, Anfo, etc., el cual se le asigna el valor de 100.

Existen varios métodos prácticos para medir la potencia o la energía disponible de un explosivo, todos ellos muy discutibles debido a la peculiaridad que presentan y a su repercusión en los resultados cuando se comparan con los rendimientos obtenidos en las voladuras. (Proaño Cadena Gastón, 2010).

Resistencia al agua.

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características explosivas, esta resistencia se expresa en función del tiempo (horas) que el explosivo puede estar sumergido en agua y después aun pueda ser detonado manteniendo su potencia, velocidad, y simpatía. Varía de acuerdo a la composición del explosivo y generalmente en el caso de las dinamitas y gelatinas, está vinculada a la mayor proporción de nitroglicerina o aditivos que contengan, este último son más resistentes. Por otra parte, entre el grupo de los agentes de voladura podemos indicar a los slurries y las emulsiones.

Para todos los explosivos la presencia de agua dentro de los taladros tiende a producir un desbalance químico, pierden su sensibilidad, así como retardan la acción de la elevación de la temperatura. El agua provee H_2 y O_2 adicional, por lo tanto requerirá una temperatura adicional para vaporizarla. Si se utiliza explosivos en taladros que presentan simplemente una humedad, se puede emplear prácticamente todos los explosivos siempre que el tiempo de permanencia del explosivo cargado dentro del taladro sea breve o bien, sea cargado con una cobertura que proteja a los mismos de la humedad. (Camac Torres Alfredo, 2005).

Cuadro 2.2

Categoría de resistencia al agua.

| Tipo de explosivo | Densidad | Resistencia al agua |
|--------------------------|-----------------|----------------------------|
| Gelatina 75 | 1,38 | Buena |
| Semexsa 65 | 1,12 | Moderada |
| Semexsa45 | 1,08 | Baja |
| Exadit 65 | 1,04 | Pobre |
| Exadit 45 | 1,00 | Muy pobre |

Fuente: Piñas Esteban Yuri Alberth, 2007.

Sensibilidad.

Es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a todo lo largo de la carga, esta puede ser medida al determinar el diámetro crítico de un explosivo. Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico, este puede variar en dependencia del compuesto de 1 a 100 mm.

Por otro lado la sensibilidad también puede ser definida como una medida de la habilidad del explosivo para propagar la reacción de explosivo a explosivo, asumiendo que el diámetro es superior al crítico. Se puede expresar como la distancia máxima de separación en centímetros entre un explosivo cebado (iniciador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá. (Sánchez Villareal Yadira Vanessa, 2012).

Emanación de gases.

Los gases resultantes de la detonación de los explosivos comerciales y agentes de voladuras, en su mayoría no son tóxicos, tales como el bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua; sin embargo, con ellos también se generan, aunque en menor proporción, gases altamente tóxicos como el monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno. La presencia de gases tóxicos en la reacción explosiva es la más importante restricción para su empleo en minería subterránea, ya que implica un gran riesgo de envenenamiento para el personal que labora en ellas.

Inflamabilidad.

La inflamabilidad se refiere a la facilidad con la que un explosivo se puede encender por calor, chispa, flama o fuego; siendo importante para su almacenamiento, transportación y uso.

Los productos a base de agua tienen un potencial de detonación significativamente menor que la dinamita cuando se los somete a una llama, pero se debe remarcar que este es solamente un margen mayor de seguridad y no implica que se puedan autorizar prácticas inseguras. Todos los compuestos explosivos deben ser tratados como altamente inflamables.

Los explosivos comerciales pueden ser afectados en su desempeño si se almacenan bajo temperaturas extremas arriba de 32,2 grados Celsius ($^{\circ}\text{C}$), muchos compuestos se descomponen lentamente o cambian sus propiedades y la vida de anaquel disminuye. (Konya Calvin J., 2000).

Estabilidad química.

Se refiere a la propiedad de un explosivo de permanecer inalterado químicamente durante el tiempo en almacenamiento. En general, los explosivos industriales son muy estables, pudiéndose mantener almacenados, bajo condiciones favorables de empaclado y temperatura, durante largos periodos de tiempos sin sufrir alteración. La medida establecida para los explosivos comerciales, determina su tiempo máximo de almacenamiento, sirviendo como guía para el usuario al establecer el plan de rotación de inventarios.

Balance de oxígeno.

El oxígeno que interviene en la reacción química de un explosivo es tomado de su propia composición química, debido a que por la rapidez y violencia de la misma no da tiempo a tomarlo del ambiente. La suficiencia de las moléculas de oxígeno en la mezcla, determina la toxicidad de los gases generados por la reacción. De allí, que los fabricantes de explosivos hayan desarrollado fórmulas químicas con sustancias portadoras de oxígeno tales como el nitrato de amonio, con el fin de garantizar la oxidación completa de las moléculas de carbono, hidrógeno y nitrógeno.

4. Criterios de selección del explosivo.

La elección adecuada del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios más utilizados para una buena elección del explosivo son: precio del explosivo, diámetro de carga, características geomecánicas de la masa rocosa, volumen de roca a volar, presencia de agua en los barrenos, condiciones de seguridad, atmósferas explosivas y problemas de suministro. (Proaño Cadena Gastón, 2001).

Precio del explosivo.

El precio del explosivo es lo más importante al momento de seleccionar el producto para la compra. Lo recomendable es seleccionar el explosivo más barato pero que le sirva para realizar exitosamente el trabajo planificado y que represente el menor costo de voladura. El explosivo más barato del mercado siempre ha sido el nitrato de amonio y por esa razón es el más utilizado.

Diámetro de la carga.

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía con el diámetro, como es el caso del Anfo, hay que tomar en cuenta que con barrenos de diámetro inferior a 50 mm es preferible, a pesar del mayor precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

Volumen de roca a volar.

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivo a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivo pueden llegar aconsejar su utilización a granel ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reducen los costos de mano obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

Condiciones atmosféricas.

Las bajas temperaturas influyen en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8° C, Las altas temperaturas también generan inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la exudación. El Anfo no es afectado por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos se necesita controlar la evaporación del combustible líquido.

Presencia de agua.

Cuando el Anfo está en un ambiente con una humedad superior al 10% produce alteración que impide su detonación.

- Si la presencia de agua es pequeña, el Anfo triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a $1,1 \text{ g/cm}^3$; el cebado deberá ser axial.
- Si la afluencia de agua a los taladros impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel.

Problemas de contorno.

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son la vibraciones y onda aérea próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea.

Desde el punto de vista del explosivo, aquellos que presentan una elevada energía de tensión son los que dan lugar a un mayor nivel de vibraciones. Así, si es factible, será mejor utilizar Anfo que hidrogeles. El seccionado y secuenciado de cargas se puede realizar también con explosivos a granel y encartuchados aplicando diferentes técnicas de iniciación.

Humos.

Muchos explosivos están preparados para que tengan un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO, Los humos intervienen como criterio de elección solo en los trabajos subterráneos y es preciso señalar que más que un problema propio del explosivo suele ser un problema de insuficiencia de ventilación de las labores.

La presencia de fundas de plástico, diámetros de carga inadecuados o iniciaciones ineficientes pueden dar lugar a un elevado volumen de humos.

Los hidrogeles sensibles al detonador dan generalmente gases con buenas características, mientras que con los hidrogeles a granel hay que tomar ciertas precauciones, lo mismo que con el Anfo que produce una elevada concentración de gases nitrosos, Los explosivos gelatinosos son generalmente buenos, pero no así las dinamitas con alto contenido en nitrato de amonio. (Ilanco Jedano James Humberto y Sicus Quispe Yasser Rivelinho, 2012).

Condiciones de seguridad.

Un punto de equilibrio, a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad-seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda por algún motivo restos de explosivo y es necesario el empleo de maquinaria pesada, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación.

Atmosferas explosivas.

En grandes proyectos es necesario realizar un estudio de la atmósfera que está exenta de gas grisú, excesiva cantidad de polvo, el entorno próximo a la voladura la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado.

Problemas de suministro.

Hay que tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios, Asimismo, si se dispone de polvorines propios será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de alguno de los productos.

5. Tipos de explosivos y accesorios de voladura.**Anfo.**

Es producido por la mezcla de pequeñas esferas o gránulos (conocida en el mercado de los explosivos como perlas) de nitrato de amonio poroso con gasoil. Debido a la estructura micro cristalina y micro-porosa del prill, este puede absorber hasta 11% de gasoil (solamente 5,7% es necesario). para un óptimo desempeño del explosivo, la relación de masa entre prills de nitrato de amonio con respecto al gasoil (diésel) debería ser 94,3% NA y 5,7% gasoil. Para efectos prácticos, 100 kilogramos de nitrato de amonio poroso deberá mezclarse con 6 kilogramos de gasoil (7,5 litros) para producir 106 kilogramos de Anfo.

El Anfo genera una baja velocidad de detonación con una moderada presión de detonación esto resulta en una buena energía de gas que empuja la roca.

Los factores que afectan el desempeño del Anfo son:

- Humedad: si la humedad es alta, ocurre una combustión incompleta con la presencia de humos naranjas (NO_x).
- Contenido de gasoil: un Anfo con poco contenido de gasoil puede resultar una combustión incompleta, con la presencia de humos naranjas. En cambio, si se añade mucho gasoil también puede resultar una combustión incompleta, resultando un pobre desempeño del Anfo. El ideal contenido de gasoil debería ser de 5,7%; pero en la práctica se trata de fabricar Anfo con un contenido de gasoil de 6% debido a que el desempeño del Anfo se ve más afectado con déficit de gasoil en comparación si hay exceso del mismo.
- Espacios vacíos en cada prill.
- Tamaño de prill: menor tamaño, mayor VOD.
- Grado de confinamiento: mayor confinamiento, mayor VOD.
- Densidad: mayor densidad, mayor VOD hasta que se alcanza la densidad crítica.

(Artigas Z. María T, 2011).

Cuadro 2.3
Propiedades del Anfo

| | | |
|---------------------------|----------------|-------------------|
| Densidad | 0,77 +/- 5% | g/cm ³ |
| Velocidad de detonación | 3 400 +/- 3% | m/s |
| Presión de detonación | 23 | k bar |
| Energía | 912 | k cal /kg |
| Resistencia al agua | Baja | - |
| Volumen de gases | 692 | l/kg |
| Potencia relativa en peso | 100 | - |
| Categoría de humos | 1 ^a | - |
| Diámetro de prueba | 3 pulgadas | Pulgadas |

Fuente: Artigas Z., María T., 2011.

Dinamitas Semexsa 80, Semexsa 65, Semexsa 60, Semexsa 45

Dinamita semigelatinosa muy versátil, de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a duras. Se suministra en varios tipos cuyas propiedades se muestran en el cuadro comparativo adjunto, por su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manipuleo se usa ampliamente en minería subterránea, túneles y muchas otras aplicaciones.

Tiene excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y otros desarrollos también se utilizan como cebo para la iniciación de los agentes de voladura Examón y Anfo. Semexsa, son sensibles al detonador N°. 8 se suministra en explosivos de papel parafinado, en cajas de cartón de 25 kg neto.

Cuadro 2.4
Características.

| Especificaciones | Semexsa 80 | Semexsa 65 | Semexsa 60 | Semexsa 45 |
|----------------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
| Densidad en g/cm ³ | 1,18 | 1,12 | 1,10 | 1,08 |
| Velocidad de detonación en m/s | 4 500 | 4 200 | 4 000 | 3 800 |
| Potencia por peso (Trauzl), en % | 76 | 74 | 72 | 68 |
| Resistencia al agua | Sobresaliente | Muy buena | Muy buena | Buena |
| Vida útil | 18 meses | 18 meses | 18 meses | 18 meses |

Fuente: Catálogo de Exsa.

Fulminante.

Los fulminantes consisten en un casquillo de aluminio donde se encuentra colocadas tres cargas, la primera es la mezcla de ignición que asegura la captación de la flama proveniente de la mecha de seguridad, la segunda es la carga de iniciación que convierte la combustión en una detonación e inicia la tercera que es la carga base que a su vez inicia al alto explosivo, en esta última se encuentra la

diferencia de la numeración 6, 8 y 12 que corresponde al número de gramos de fulminato de mercurio o asido de plomo que contenga el fulminante.

Dado que la mezcla de ignición está expuesta en el extremo abierto del casquillo, los fulminantes no deberán de ser alterados o maltratados en ninguna forma; pues esto puede hacer detonar en forma prematura al fulminante y provocar un accidente.

Mecha de seguridad.

La mecha para minas es un medio para transmitir el fuego a un fulminante o a una carga explosiva a una velocidad continua y uniforme. Consiste en un núcleo de pólvora negra elaborada especialmente para este propósito, cubierto y protegido por varias capas de materiales textiles e impermeabilizantes.

Los materiales textiles e impermeabilizantes que rodean y protegen el núcleo de pólvora, le proporcionan una excelente protección contra la abrasión, el maltrato o la contaminación por humedad.

Cuando arde la mecha, el fuego queda encerrado dentro de la estructura de la misma y solo emerge en cada extremo como pequeños chorros de flama; el flamazo inicial y el final.

La mecha puede ser encendida con fósforo, o mediante encendedores especiales de chispa, para el encendido rotacional se deben tener presentes tres reglas importantes.

- Los cebos armados deben ser ubicados al fondo de los taladros.
- El tiempo empleado en encender toda la ronda debe ser tal que todas las mechas deben estar ya encendidas por dentro de la boca de los taladros antes de que explote la primera carga, para evitar tiros cortados por deterioro de las mechas con la rocas volantes.
- El operario que esté encendiendo varias mechas debe mantenerse alerta, tanto para mantener el orden previsto como para controlar su tiempo de escape. Así, como medida de seguridad, en cada voladura se acostumbra prender simultáneamente con

la primera carga una mecha o guía de aviso, de unos 60 cm (2 pies a 3 pies), más corta que la mecha de menor longitud empleada en la voladura, de modo que al terminar de quemarse la mecha de aviso indica el tiempo mínimo disponible para el escape de los trabajadores.

El *timing* o encendido rotacional directo se consigue de las siguientes maneras:

- Utilizando mechas de igual longitud para todos los taladros, las que se chispean unas de otra siguiendo un orden de acuerdo a la distribución de trazo de voladura: primero los taladros del corte o arranque, luego los de ayuda, después los cuadros o flancos seguidos por las alzas o del techo y finalmente los arrastres al piso.
- Utilizando tramos de mecha de diferente longitud (generalmente una pulgada de diferencia entre tiro y tiro) previamente cortados y ensamblados, correspondiendo los más cortos a los taladros de arranque.
- Cortando en diferente longitud a las mechas que salen de los taladros después que estos han sido cebados, cargados y taqueados, entendiéndose que todas originalmente han sido de igual longitud. El orden de salidas se obtiene por estos cortes y por el chispeo en el orden en que uno desea que salgan las cargas. (Jiménez Mujica Ana Guadalupe, 2006).

Por seguridad, es necesario que la chispa del último taladro se encuentre aun dentro del mismo cuando este explotando el primero para evitar que algún fragmento pueda cortar la línea en combustión, por lo que es necesario determinar la longitud necesaria. La velocidad de combustión es 140 s/m en el Perú (Exsa, 2001).

2.2.10 Voladura.

La voladura de rocas, es la actividad final que se realiza, es el cierre con éxito la guardia. Para realizar tal efecto en la roca se utiliza los explosivos comerciales en el carguío de los taladros previamente perforados, desde luego el disparador tiene que tener bien presente la actividad que desarrolla es de suma importancia y delicadeza en el uso del explosivo.

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro

de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y esta relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la mejor fragmentación. Así la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas, mientras que el desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyecta de la manera más conveniente para el paleo o acarreo de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles.

Teniendo en cuenta los diversos criterios que involucra un trabajo de voladura, como el propósito o uso final del lugar a excavar o el del material a obtener el volumen a ser excavado, el grado de fragmentación promedio requerido, si la roca excavada se quedara in situ o será transportada a otro lugar el tipo y la dimensión del equipo de remoción y acarreo disponible, la proximidad a instalaciones importantes que puedan ser afectadas por vibraciones o proyecciones, además de otros, es pues necesaria una planificación cuidadosa de la voladura considerando todos los detalles que puedan influir en sus resultados.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables por ejemplos las variables de diseño de perforación o del explosivo a emplear mientras que no podemos modificar la geología o características de la roca. (López Ruano Carlos Rene, 2012).

1. Mecánica de fragmentación de la roca.

Proceso de fracturamiento.

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de los gases.
- Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.
- Teoría de craterización.
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- Teoría de liberación súbita de cargas.
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de micro fracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigación en laboratorios especializados y campos de pruebas, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas subacuáticas y otros.

Algunas teorías que comprueban en ciertas condiciones de trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa

detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

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

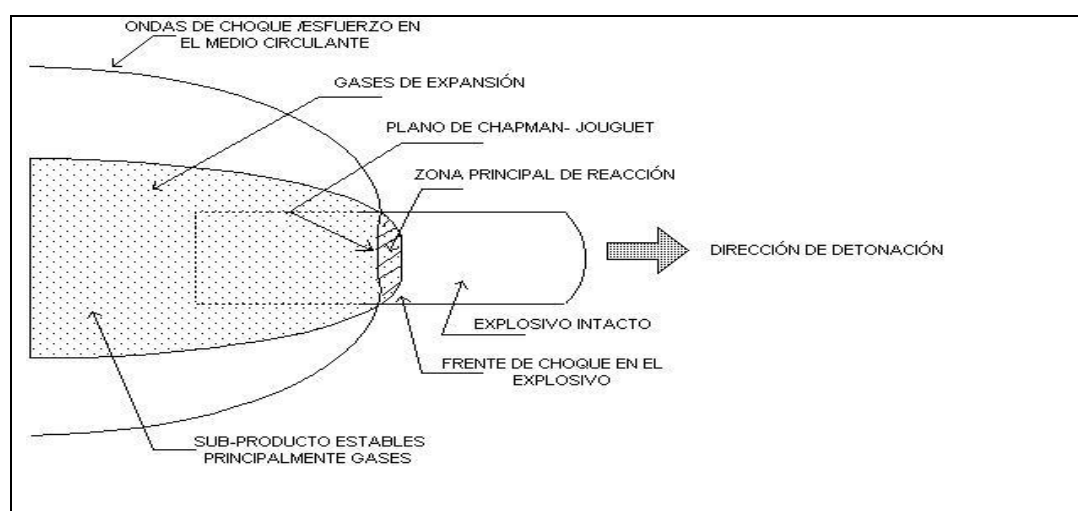


Gráfico 2.15 Efectos de proceso de detonación.

Fuente: Piñas Esteban Yuri Alberth, 2007.

Descripción del proceso.

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole solo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, esta se rompe en el área de la línea de menos resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente efecto de craquelación.

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca.

Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa del material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la actividad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire.

La reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos.

Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy fisuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuradas disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de fisuramiento radial, que da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro.

La rotura de rocas requiere condiciones fundamentales como:

Confinamiento del explosivo en el taladro.

Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.

Cara libre.

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia solo como ondas sísmicas.

Distancia del taladro a la cara libre.

También denominada línea de menor resistencia o *burden*. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitara a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de la roca en trituración provocará además la formación de planos de rotura horizontales, a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura flexural. En el momento de la flexión de la cara libre se produce además cierta proporción de rotura por descostre.

El material triturado y proyectado se acumula formando la pila de escombros o detritus, que se extiende al pie de la nueva cara libre, en una distancia mayor que del *burden* original, denominada desplazamiento o *spelling*, debiéndose considerar que el volumen del material roto es mayor que el que termina in situ, lo que se denomina esponjamiento. Este aspecto es importante para calcular el volumen de roca a transportar con los equipos de acarreo y se estima basándose en el factor de esponjamiento de los diferentes tipos de rocas y a las dimensiones del corte efectuado con la voladura. (Exsa, 2001).

Fisuramiento cilíndrico radial.

Una carga explosiva puntual (relación longitud/diámetro máximo: 6/1, es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada profundidad, mientras que un

taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud.

Teniendo en cuenta que la presión de gases en la detonación va entre 9 kbar a 275 kbar alcanzando temperaturas entre 1 600° C (de 3 000 a 7 000° F), su efecto sobre la roca circundante a partir del eje del taladro produce teóricamente los siguientes grados de destrucción:

- A la distancia de un diámetro, pulverización.
- A la distancia de 1 hasta 4 o 5 diámetros, fisuras cada vez más débiles y abiertas correspondientes a la zona de fisuramiento radial, acompañadas de fragmentación menuda y media a cada vez más gruesa.
- Más allá de los 55 diámetros es la zona de deformación elástica, donde las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas.
- Esta distribución de grados de destrucción y alcance máximo del proceso de la detonación es importante para calcular la distancia entre los taladros de una voladura. Si es adecuada habrá buena fragmentación por interacción entre ellos; si es muy larga solo producirá craterización en la boca, dejando fragmentos sobredimensionados entre ellos, o lo que es peor, los taladros solamente soplarán los gases sin producir rotura entre ellos.

Si el cebo iniciador está ubicado al fondo del taladro como es usual, la expansión no será cilíndrica sino que toma la forma de una gota, lo que complica la interpretación y el graficado del proceso.

Estos conceptos, de rotura de roca de roca se aplican a todo tipo de taladro en superficie y sub suelo. También debe tenerse en cuenta las condiciones geológicas circundantes para inferir los resultados. Así por ejemplo las diaclasas o fisuras de otro tipo que sean paralelas al eje del taladro afectarán a la formación de las fisuras radiales interceptándolas; por otro lado las de tipo transversa permitirán la fuga de gases disminuyendo la energía e incluso afectando a otros taladros cercanos.

2. Condiciones para una voladura de rocas.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, por ejemplo las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende:

Propiedades físicas.

Dureza: Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

Tenacidad: Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

Densidad: Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio. Rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse. Densidad es igual al peso/volumen (g/cm³).

Textura: Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

Porosidad: Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

Variabilidad: Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

Grado de alteración: Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.

Frecuencia sísmica: Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

Resistencia mecánica: Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

Fricción interna: Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

Módulo de yung: Resistencia elástica a la deformación.

Radio de poisson: Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de material bajo tensión.

Impedancia: Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

Condiciones geológicas.

Estructura: Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.).

Grado de fisuramiento: Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

Presencia de agua: Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

Condiciones de carga.

Diámetro de la carga (diámetro del taladro): Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.

Geometría de la carga: Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de zonas de fracturación en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

Grado de acoplamiento: Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro, el acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. Se dice que un taladro está acoplado cuando el diámetro del explosivo se acerca al diámetro del taladro.

El desacoplamiento es recomendable solo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del explosivo es mucho menor al diámetro del taladro.

Grado de confinamiento: Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y la distancia entre los taladros).

Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

Distribución de carga en el taladro: La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primer explosivo denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).

Intervalos de iniciación de las cargas: Los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se logrará con métodos de encendido convencional escalonados.

3. **Evaluaciones de la voladura.**

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación del detritus, costo total del disparo.

- El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerado el esponjamiento del material roto.
- El avance del frente disparado en voladura de túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobre pasa el límite especificado resultara problemas de costo, y en ciertos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento.
- El nivel del piso disparado debe resultar al mismo nivel del existente. Si se presentan irregularidades como lomos (toes), debe presumirse muy poca sobre perforación o falta de carga de fondo.

En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua y para el tendido de líneas de riel donde se utilice transporte con locomotora.

- El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes.
Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos.
- En túneles y labores subterráneos debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.
- El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo.
La forma aproximada de los montículos de detritus se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en “V” resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultara en acumulación a lo largo de toda la cara del frente disparado.

- La falta de desplazamiento cuando un disparo rompe material pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha congelado. Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado. Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente y en subterráneo cuando falla el arranque.
- La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de diluir el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura.
Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte.
- Costo de la voladura. Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios (valorados en soles o dólares/tm) se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura. (Exsa, 2001).

4. Cálculo de voladura.

Avance por disparo.

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2%, los avances medios I deben llegar al 95% de la profundidad del taladro L . (López Jimeno Carlos Ramón, 2000).

$$I = 0,95 *L$$

Dónde:

I = Avance de la voladura (m)

L = Profundidad de los taladros a perforarse (m)

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1 * D_1 - 39,4 * D_1^2$$

Dónde:

L = Profundidad del taladro (m).

D_1 = Diámetro del taladro de alivio (metros), siempre que se cumpla a $0,05 \leq D_2 \leq 0,25$ m si los avances son inferiores a 95% la excavación resultara económicamente muy costosa.

Cuando se utilizan arranques con varios taladros vacíos en lugar de uno solo entonces la ecuación anterior sigue siendo válida si:

$$D_2 = D_1 * \sqrt{n}$$

Dónde:

D_1 = Diámetro de taladro de alivio (m).

n = Número de taladros vacíos en el arranque.

D_2 = Diámetro del taladro alivio equivalente (m).

Arranque de cuatro secciones.

La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “ $1,7D_2$ ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca, las condiciones de fragmentación varía mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla practica que se encuentra en el cuadro 2.5 (cálculo de sección y burden).

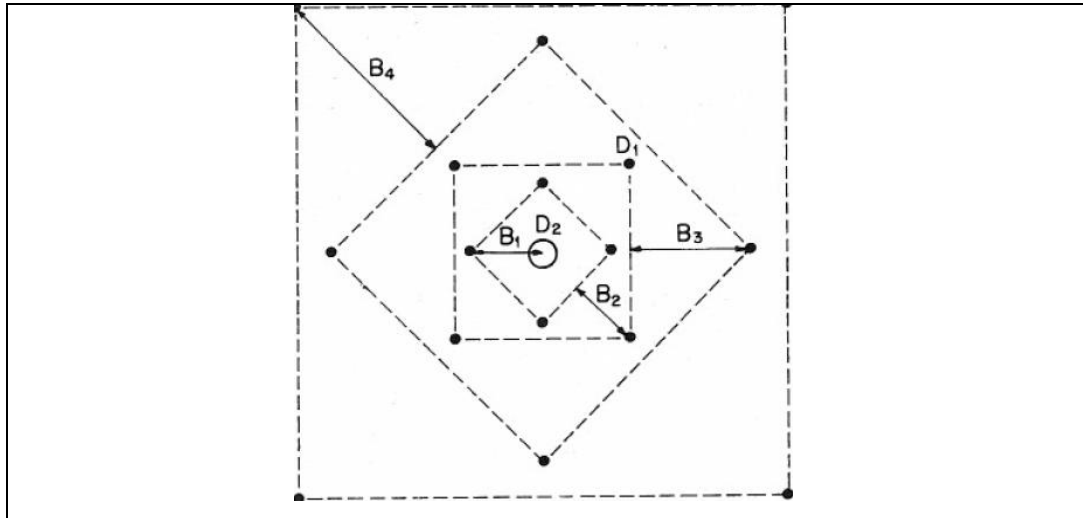


Gráfico 2.16 Arranque de cuatro secciones.

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance, como se puede apreciar en la tabla.

Cuadro 2.5
Cálculo de sección y burden.

| Sección del corte | Valor de Burden | Lado de la sección |
|-------------------|------------------------------|------------------------|
| Primera | $B_1 = 1,5 * D_2$ | $B_1 * \sqrt{2}$ |
| Segunda | $B_2 = B_1 * \sqrt{2}$ | $1,5 * B_2 * \sqrt{2}$ |
| Tercera | $B_3 = 1,5 * B_2 * \sqrt{2}$ | $1,5 * B_3 * \sqrt{2}$ |
| Cuarta | $B_4 = 1,5 * B_3 * \sqrt{2}$ | $1,5 * B_4 * \sqrt{2}$ |

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

Tal como se refleja en la figura para burden mayores $2D_2$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros, incluso el burden es inferior a D_2 pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que los burdenes se calculen sobre la base $B_1 = 1,5 * D_2$.

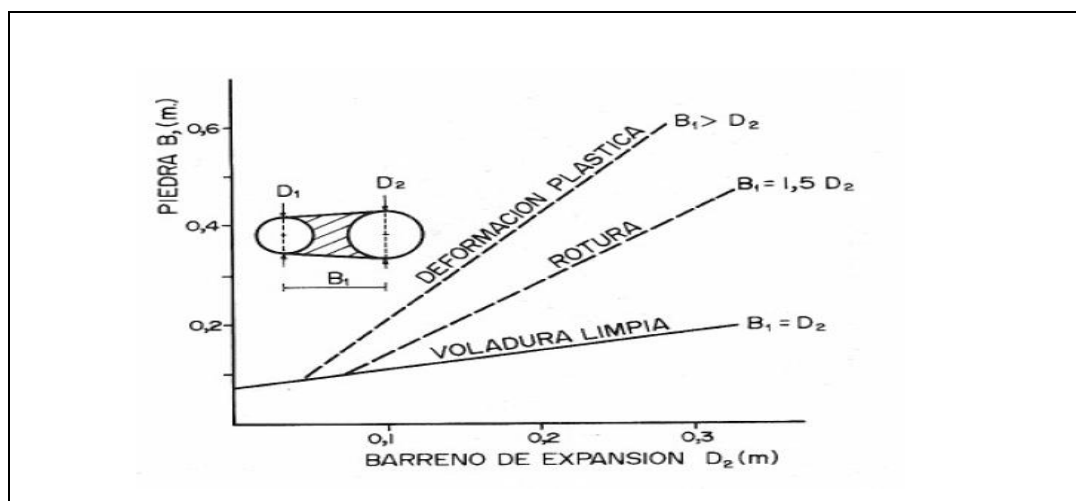


Gráfico 2.17 Resultado para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.

Fuente: López Jimeno Carlos Ramón, 2005.

Número de taladros.

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica o en forma más precisa con la relación (Exsa, 2001).

$$N^{\circ}\text{Tal} = \left(\frac{P}{Dt}\right) + (C * S)$$

Donde:

P = Circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula.

$$P=4*(A*H)$$

Dt = Distancia entre taladros (m).

C = Coeficiente o factor de roca.

S = Sección de la galería (m²).

Cuadro 2.6

Relación de la dureza de la roca con la distancia.

| Dureza de roca | Distancia entre taladros (m) |
|----------------------|------------------------------|
| Roca dura | 0,50 a 0,55 |
| Roca intermedia | 0,60 a 0,65 |
| Roca suave o friable | 0,70 a 0,75 |

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

C = Coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Cuadro 2.7

Relación de la dureza de la roca con el coeficiente.

| Dureza de roca | Coeficiente de roca (m) |
|----------------------|-------------------------|
| Roca dura | 2,00 |
| Roca intermedia | 1,50 |
| Roca suave o friable | 1,00 |

Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001.

S = Dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre).

Volumen total.

$$V = A * H * I$$

Dónde:

V = Volumen (m³).

A = Ancho (m)

H = Altura (m).

I = Largo (m).

Si se desea expresarlo en toneladas de material in situ se multiplica por la densidad promedio de la roca o el material que se pretende volarse.

$$\text{Ton (t)} = V * \rho$$

Dónde:

ρ = Densidad de roca (kg /m³).

Cantidad de carga.

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura, influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros; y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande la sección del túnel; y también que aumenta cuanto más dura sea la roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m².

Factor de carga.

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

Distancia entre taladros.

Se determina como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varía de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac T. Alfredo, 2008).

Longitud de taladros.

Se determinara en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 metros de profundidad, mientras que con corte "V" solo se llega de 1 a 2 m en túneles de pequeña sección, para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación $L=S * 0,5$, donde S es la dimensión de la sección del túnel en m^2 .

Cálculo y distribución de la carga explosiva columna explosiva.

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

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los

requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC). (Exsa, 2001).

2.2.11 Costos y gastos.

Costo es el esfuerzo económico que se debe realizar para obtener un producto o servicio, Los objetivos son aquellos de tipo operativos, como por ejemplo: comprar materiales, producir un producto, venderlo, prestar un servicio, obtener fondos para financiarnos, administrar la contrata, etc. Si no se logra el objetivo deseado, decimos que tenemos una pérdida.

El costo constituye el fundamento para el costo del producto, la evaluación del desempeño y la toma de decisiones gerenciales. El costo se define como el valor sacrificado para adquirir bienes o servicio, que se mide en pesos mediante la reducción de activos o al incurrir en pasivos en el momento en que se obtienen los beneficios. En el momento de la adquisición, el costo en que se incurre es para lograr beneficios presentes o futuros. Cuando se utilizan estos beneficios, los costos se convierten en gastos.

Gasto se define como un costo que ha producido un beneficio y que ha expirado. Los costos no expirados que pueden dar beneficio futuro se clasifican como activos. Los gastos se confrontan con los ingresos para determinar la utilidad o la pérdida neta de un periodo. (Varón Guzmán Félix Santos, 2000).

Los gastos expresan el monto total, en términos monetarios, de los recursos materiales, laborales y financieros utilizados durante un periodo cualquiera, en el conjunto de la actividad minera.

El concepto de gastos tiene un contenido amplio, incluyendo además de los recursos gastados durante un periodo en la producción, los gastos relacionados con el incremento de la producción en proceso, los gastos que se aplican al costo en periodos futuros (gastos diferidos), los gastos vinculados a la producción resarcidos

por fuentes especiales de financiamiento y los gastos de las actividades ajenas a la producción. (Durant Broden Jorge, 2014).

1. **Importancia de la determinación de los costos.**

Es de vital importancia la determinación y el conocimiento cabal de los costos de la empresa, ya que entre los objetivos y funciones de la determinación de costos, se encuentran los siguientes:

- Facilitar la toma de decisiones.
- Permitir la evaluación de inventarios.
- Controlar las deficiencias de las operaciones.
- Contribuir a planeamiento, control y gestión de la empresa.

De igual forma la determinación de los costos también servirá, en general, para tres propósitos fundamentales.

- Proporcionar informes relativos a costos para medir la utilidad y evaluar el inventario (estado de resultados).
- Ofrecer información para el control administrativo de las operaciones y actividades de la empresa (informes de control).
- Proporcionar información a la administración para fundamentar la planeación y la toma de decisiones (análisis y estudios especiales).

2. **Costos según su grado de variabilidad.**

Esta clasificación es importante para la realización de estudios de planificación y control de operaciones, son de uso gerencial. Esta referido a la variación de los costos, según los niveles de producción.

Costos fijos.

Son aquellos en los que el costo permanece constante dentro de un rango relevante de producción, mientras el costo fijo por unidad varía con la producción. Más allá del rango relevante de producción, varían los costos fijos.

En otro sentido, es aquella erogación que es independiente del volumen de producción, esto es, referente a cuanto se produzca de tal o cual artículo, por tanto, si la producción sube o baja, los costos fijos permanecen indiferentes. Son costos que no guardan una relación de causalidad directa con las fluctuaciones de la producción. El costo fijo solo es aplicable en el corto plazo, debido a que en este periodo la empresa no puede alterar su capacidad productiva.

Son aquellos costos cuyo importe permanece constante, independiente al volumen de producción de la empresa. Se pueden identificar y llamar como costos de "mantener la empresa abierta", de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio, dichos costos igual deben ser solventados por la empresa. Por ejemplo:

- Ventilación de mina.
- Servicios de vigilancia.
- Alquileres de servicios para usos administrativos y mina.
- Amortizaciones y depreciaciones.

Costos variables.

Son todos los gastos organizacionales o también conocidos como gastos de operación que fluctúa o varía directamente, algunas veces en forma proporcional con las ventas o con el volumen de producción, los medios empleados, la utilización u otra medida de actividad. En otras palabras, son los costos que cambian o fluctúan en relación directa a una determinada actividad o volumen de producción dado, dicha actividad puede ser referida a producción o ventas; ejemplo: la materia prima cambia de acuerdo con el volumen de producción y las comisiones de acuerdo con las ventas, además de los materiales consumidos la mano de obra directa, la fuerza motriz, los suministros; la depreciación; las comisiones sobre ventas, etc.

En consecuencia, son aquellas erogaciones considerados sensibles al volumen de producción de una unidad de producción fabricado. Los costos variables se caracterizan por su dependencia de cuánto se va producir de tal o cual producto

durante un ciclo de operación normal. Podemos identificarla cuando el costo total cambia en proporción directa a los cambios en el volumen, o producción, dentro del rango relevante, en tanto que el costo unitario permanece constante. (Oré Gutiérrez Eusterio, S.F.).

- Mano de obra directo.
- Combustibles lubricantes.
- Aceite.
- Materiales e insumos directos (explosivos, llantas, aire comprimido, energía etc.).

3. **Costos según su asignación.**

Costos directos.

Son aquellos que se pueden identificar plenamente o asociar a los productos y servicios procesados o ejecutados, así como también puede decirse de aquellos sobre los que un área determinada tiene responsabilidad en su empleo o utilización; generalmente pueden considerarse como tales, los gastos originados por los consumos de materiales empleados y también aquellos servicios recibidos y otras obligaciones que puedan asociarse de manera específica a la actividad que se ejecuta.

Son aquellos costos que se asigna directamente a la actividad de producción. Por lo general se refieren a los costos variables.

Costos indirectos.

Está constituido por los gastos que no son identificables con una producción o servicio dado, relacionándose con éstos en forma indirecta. Son aquellos que por regla general, se originan en otras áreas organizativas de apoyo a las acciones fundamentales de la entidad. Son ejemplos de costos indirectos los administrativos de toda índole, los de reparación y mantenimiento, los cuales se ejecutan con la finalidad de apoyar las acciones que realiza la misma.

Otra definición es que no son asignados directamente a la actividad de producción o servicio, pero que son necesarios para la producción. Se distribuyen entre las

diversas unidades productivas mediante algún criterio de reparto. En la mayoría de los casos los costos indirectos son costos fijos. (Anda Hernández Lidia Araceli, 2007).

4. Costos según su comportamiento.

Costos variable unitario.

Es el costo que se asigna directamente a cada unidad de producto. Comprende la unidad de cada materia prima o materiales utilizados para fabricar una unidad de producto terminado, así como el costo por tonelada de mineral producido, costo por (CFM) de aire producido, costo por metro de avance, etc.

Costo variable total.

Es el costo que resulta de multiplicar el costo variable unitario por la cantidad de productos fabricados o servicios vendidos en un periodo determinado; sea este mensual, anual o cualquier otra periodicidad.

Costo fijo total

En los costos fijos el proceso es inverso, es parte de los costos fijo totales para llegar a los costos fijos unitarios.

Costo fijo unitario.

Es el costo fijo total dividido por la cantidad de producción o servicios brindados.

Costo total.

Incluye el costo de producción más los gastos incurridos en su proceso de transporte y venta, es el resultado de la suma de los costos variables y fijos.

5. Contribución marginal y punto de equilibrio.

Contribución marginal.

Se llama “contribución marginal” o “margen de contribución” a la diferencia entre el precio de venta y el costo variable unitario.

Se llama “margen de contribución” porque muestra como “contribuyen” los precios de los productos a cubrir los costos fijos y a generan utilidad, que es la finalidad que persigue toda empresa.

Se pueden dar las siguientes alternativas:

- Si la contribución marginal es “positiva”, contribuye a absorber el costo fijo y a dejar un “margen” para la utilidad o ganancia.
- Cuando la contribución marginal es igual al costo fijo, y no deja margen para la ganancia, se dice que la empresa está en su punto de equilibrio. No gana ni pierde.
- Cuando la contribución marginal no alcanza para cubrir los costos fijos, la empresa puede seguir trabajando en el corto plazo, aunque la actividad de resultado negativo. Porque esa contribución marginal sirve para absorber parte de los costos fijos.
- La situación más crítica se da cuando el precio de venta no cubre los costos variables, o sea que la contribución marginal es negativa. En este caso extremo, es cuando se debe tomar la decisión de no continuar con la elaboración de un producto o servicio.

El concepto de contribución marginal es muy importante en las decisiones de mantener, retirar o incorporar nuevos productos de la empresa, por la incidencia que pueden tener los mismos en la absorción de los costos fijos y la capacidad de generar utilidades.

También es importante relacionar la contribución marginal de cada artículo con las cantidades vendidas. Porque una empresa puede tener productos de alta rotación con baja contribución marginal pero la ganancia total que genere, supera ampliamente la de otros artículos que tienen mayor contribución marginal pero menor venta y menor ganancia total.

Punto de equilibrio.

El punto de equilibrio constituye la referencia fundamental para las decisiones operativas de la empresa, sobre cuya base se deciden la magnitud de las variables

de producción y los ingresos necesarios por ventas. Es un instrumento de frecuente utilización, donde el análisis detallado de costos puede identificar el peso relativo de los costos fijos unitarios y los costos variables. Las posibilidades de precios a fijarse dependerán de la oportunidad del mercado y de la expectativa de margen de beneficio. El punto de equilibrio es conocido también como umbral de rentabilidad, referencia a partir del cual, la empresa obtiene sus ganancias.

Una empresa competitiva deberá orientar su gestión, en un nivel superior al punto de equilibrio, que le permita obtener la utilidad y la rentabilidad necesaria, para poder reponer sus bienes de capital, distribuir sus dividendos y tomar las acciones para su expansión.

2.3 Definiciones conceptuales.

Arranque: Son taladros perforados y cargados antes que los demás para ser chispeado y que puede generar cara libre en el frente de la Galería Progreso.

Malla de perforación: Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros del frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Frente: Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis, mediante perforación y voladura.

Parámetros: Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

Espaciamiento: Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Burden: Es la distancia entre un taladro cargado con explosivo a la carga libre de una malla de perforación, el burden depende básicamente del diámetro de

perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Galería: Es la labor horizontal, que se realiza sobre el mineral o veta de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Espaciamiento: Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o en una misma área de influencia en la malla de perforación de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Costos directos: Conocidos como costos variables, son los costos primarios en la operación de la minera Cavilquis en los procesos productivos de perforación, voladura definiéndose estos en los costos de materiales e insumos, equipos.

Costos indirectos: Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costo puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida de la minera Cavilquis.

Disparo soplado: Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explosionaron o ninguno de los taladros cargados de la malla explosiono en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis.

Paralelismo: El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección de la Galería Progreso.

2.4 Formulación de hipótesis.

2.4.1 Hipótesis general.

- Con la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada se reducirá los costos, en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

2.4.2 Hipótesis específicos.

- Diseñando la malla adecuada de perforación se reducirá los costos de perforación en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.
- Determinando la carga explosiva adecuada se reducirá los costos de voladura en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1 Tipo de investigación.

La investigación será de tipo descriptivo, mediante el cual se realizará una explicación detallada de la situación actual en los parámetros de perforación y voladura costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera S.A.

Por otra parte el estudio será de tipo aplicativo, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo del tipo de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, si es o no el diseño aceptable y con esto establecer si el proceso puede proceder a la reducción de costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera S.A.

3.2 Diseño metodológico.

De acuerdo a la naturaleza de trabajo de investigación y por las características de estudio es de tipo descriptivo y experimental y se refiere a la determinación del diseño de malla de perforación y la selección de carga explosiva adecuada para

reducir los costos en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera S.A.

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura de la Galería Progreso y la ejecución de su etapa inicial y posteriormente se seleccionará un nuevo diseño de malla de perforación y selección de carga explosiva utilizada, considerando los siguientes parámetros: Burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararan para encontrar la reducción de costos de perforación y voladura en la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

3.3 Población.

En el caso de nuestra investigación la población estará constituida por las labores de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

3.4 Muestra.

En nuestra investigación la muestra está constituida por el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

3.5 Unidad de muestreo.

Las unidades de muestreo para la investigación son:

- Metros lineales de avance,
- Número de taladros,
- Número de explosivos,
- Volumen del material,
- Tonelaje del material obtenido,
- Kilogramos de explosivos utilizados.

3.6 Operacionalización de variables.

Las variables de operación en perforación y voladura serán operacionalizadas, cada una según su escala de medición.

3.6.1 Variables independientes.

Diseño de perforación y voladura en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

3.6.2 Variables dependientes.

Reducción de costos en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

Cuadro 3.1
Operacionalización de variables.

| Variables | Indicadores | Escala de medición |
|--|---|--|
| Independientes (VI). Diseño de perforación y voladura en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A. | <ul style="list-style-type: none"> - Número de taladros. - Burden. - Espaciamiento. | <ul style="list-style-type: none"> - Pies perforados. - Metros. - Metros. |
| Dependientes (VD). Reducción de costos en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A. | <ul style="list-style-type: none"> - Perforadora. - Barreno. - Broca. - Explosivos. - Fulminantes. - Mecha lenta. | <ul style="list-style-type: none"> - \$ por disparo. - \$ por disparo. - \$ por disparo. - \$ por disparo. - \$ por disparo. - \$ por disparo. |

Fuente: Elaborado por el tesista.

3.7 Técnicas de recolección de datos.

Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de la operación y voladura en la galería de la minera Cavilquis.

3.7.1 Instrumentos de recolección de datos.

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán formato de avance por guardia, reporte diario de operación por guardia.

Formato de avances por guardia.

- Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia.
- Consumo de explosivos por cada guardia.

Reporte diario de operación por guardia.

- Número de taladros.
- Cantidad de explosivos utilizados.
- Metros lineales de avance por guardia.

3.7.2 Técnicas para el procesamiento de datos.

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de las medidas de los metros lineales de avance, número de taladros, cantidad de dinamitas y los costos totales empleados en la anterior malla de perforación y voladura.

Reporte diario de operación

- Explosivo utilizado.
- Número de taladros.
- Avance lineal.
- Volumen y tonelaje obtenido.

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL AREA DE ESTUDIO

4.1 Unidad de estudio.

La unidad operativa se realiza en la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis de la Corporación Minera Ananea S.A.

4.2 Ubicación.

La mina se encuentra dentro de la jurisdicción del distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, Región Puno, República del Perú.

Se ubican en el extremo Sur Oriental del Perú, al Noreste de la Región Puno, en el extremo sur de la cordillera oriental de los andes, dentro de la cordillera Carabaya en la zona Nororiental de la meseta del Collao ver Anexo número 01.

Las operaciones de la contrata minera Cavilquis, se ubican dentro de la concesión Ana María N° 1, en el paraje la Rinconada, entre el nevado Ananea y el cerro San Francisco, en el sector denominado Ritty Pata a 5 007 m.s.n.m.

Coordenadas geográficas

Coordenadas UTM.

Latitud Sur: -14°37'26"

Norte: 8 383 034

Latitud Oeste: -69° 26'48"

Este: 452 205

4.3 Accesibilidad.

Los accesos a esta unidad minera son desde la capital de la República Lima, se accede mediante vía terrestre y aérea, hasta la ciudad de Juliaca, y desde la capital de la Región Puno. Siendo la ruta más accesible, comercial y transitada la que se presenta en el siguiente cuadro.

Cuadro 4.1

Acceso a la contrata minera Cavilquis.

| Origen | Destino | Distancia | Condición de la carretera |
|---------------|---------------|-----------|---------------------------|
| Puno | Juliaca | 45 km | Asfaltado |
| Juliaca | Taraco | 32,9 km | Asfaltado |
| Taraco | Desvió Putina | 17,1 km | Asfaltado |
| Desvió Putina | Huatasani | 21,6 km | Asfaltado |
| Huatasani | Putina | 20,2 km | Asfaltado |
| Putina | Quilcapuncu | 15,2 km | Asfaltado |
| Quilcapuncu | Toco Toco | 23 km | Asfaltado |
| Toco Toco | Pampilla | 16,1 km | Asfaltado |
| Pampilla | Ananea | 10,9 km | Trocha |
| Ananea | Rinconada | 7 km | Trocha |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Recorriendo la distancia total de Puno hasta Rinconada es de 209 km, con el tiempo de viaje 3 horas y 50 minutos aproximadamente el tiempo depende bastante de la velocidad del carro en que se viaja y del clima.

4.4 Clima.

El clima es muy frío y seco propio de la región Janca o cordillera, caracterizado por tres temporadas definidas las cuales son: temporadas de heladas de mayo a julio, temporada de vientos de agosto a octubre y temporadas de nevadas de noviembre hasta abril; la temperatura media anual es de 8° C, registrando máximas de 20° C y mínimas de -27° C.

Cuadro 4.2

Temperaturas medias anuales.

| Temporada de temperatura | Temporadas de heladas | Temporadas de vientos | Temporadas de nevadas |
|---------------------------------|------------------------------|------------------------------|------------------------------|
| Grado | Mayo-Julio | Agosto-Octubre | Noviembre-Abril |
| Promedio | 7° C | 8° C | 10° C |
| Máxima | 20° C | 18° C | 17° C |
| Mínima | -27° C | -16° C | -12° C |

Fuente: Estación meteorológica de Ananea.

4.5 Flora y fauna.

La mina presenta flora escasa, en las faldas de los cerros crece el icho, y algunos musgos y líquenes, en la zona de desarrollo de la presente tesis prácticamente no hay flora alguna, en fauna llegan a la zona algunas aves estacionales como las gaviotas, ratones, y gorrión andino pero en poblaciones ínfimas.

4.6 Geomorfología.

Los aspectos geomorfológicos corresponden a la unidad geomorfología del tipo del valle glaciar, caracterizados por algunas escalonadas; desde laguna Rinconada, lunar, comuni, entre otras, la unidad más resaltante es la cordillera oriental con sus nieves perpetuas de las ultimas glaciaciones dotada en la zona, de superficies bien escarpadas los mismos que son efectos por grietas y deslizamientos, con transporte de sólidos en suspensión y materiales detríticos causados por movimientos y agrietamientos de hielos.

En la parte del norte de Lunar de Oro. Son depósitos morrenicos de superficies bien empinados, ubicados al norte de la labor constituidos de clastos y bolones de pizarras facetadas y estriadas, englobados en una matriz grava limo arcilloso.

4.7 Reseña histórica de la mina.

Los yacimientos auríferos de la Rinconada, Lunar de Oro, Comuni 21 y otros de la zona ya se conocían desde la época del incanato. En el virreinato, específicamente hacia los años de 1553 los sacerdotes de la compañía de Jesuitas extrajeron Oro de la mina Rinconada.

En la época Republicana 1830 los yacimientos auríferos de la mina Rinconada fueron explotadas en menor escala por la familia Irigoyen, luego en 1860 por el coronel Moya; Prefecto del departamento de Puno se hizo cargo del yacimiento. En los años 1864 el sabio Antonio Raimondi visitó la zona de los yacimientos de la mina Rinconada en busca del río Inambari, indicando que el oro encontrado en dicho río procedía de los yacimientos de la mina Rinconada y de las morrenas de San Antonio de Poto.

Durante la guerra del pacífico 1879 (conflicto Perú - Chile), la mina ha sido trabajada por las fuerzas invasoras. Posteriormente se sabe que trabajó la Cía. Rinconada *Mining Company*, quienes han construido el acceso hacia la mina en los años 1925 los herederos de Peña Prado se hicieron cargo de la mina por muchos años.

En los años de 1924 hasta 1937 la sociedad aurífera San Antonio de Poto, explotó los bancos auríferos de la Rinconada, en el año 1952; don Tomás Cenzano Cáceres denuncia los depósitos, de oro filoniano de la Rinconada, por escritura, pública en 1979, constituyendo la compañía minera Aurífera Ana María S. A.

Actualmente los denuncios mineros del yacimiento la Rinconada de acuerdo a la legislación vigente forman la central de cooperativas mineras de la Rinconada, las que a su vez forman parte de la “corporación minera Ananea S.A. las mismas que están en proceso de formalización.

4.8 Geología regional.

Dentro de las concesiones y minas Ana Marías se encuentran los siguientes grupos geológicos:

- Formación Sandia.
- Formación Ananea.
- Formación Arco Aja.
- Morrenas y depósitos aluviales cuaternarios.

La zona de Ritty Pata, en donde se encuentran las operaciones de la contrata minera Cavilquis, pertenece a la edad geológica de la formación Sandia.

La Ubicación geológica del yacimiento aurífero Ana María se presenta de la siguiente manera:

| | |
|----------------------------|-----------------------|
| Era: | Paleozoica, Inferior. |
| Sistema: | Ordoviciano Superior. |
| Serie | Caradociano. |
| Unidad Litoestratigráfica: | Formación Sandia. |

4.8.1 Formación Sandia.

La formación Sandia está definida como una secuencia detrítica de cuarcitas con pizarras negras en capas gruesas a medianas, con un espesor aproximado de 1500 metros.

La formación Sandia presenta un conjunto de Siltitas finas y pizarras negras, con una foliación paralela predominante, las estructuras sedimentarias internas son variadas formando dunas de varios kilómetros de longitud de onda, presentando laminaciones paralelas y con niveles de reactivación arcillosa dentro de las juntas y fallas del tectonismo.

Esta formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura Tidal, por tratarse de una sedimentación impuesta por Siltitas y Lutitas, cuyas estructuras internas

corresponden a “*Flasser Bedding*”, “*Lenticular Bedding*”, “*Wave Bedding*” y otras, que posteriormente fue afectada por el proceso ehorciniano hace 400 - 450 millones de años.

Esta unidad geológica aflora ampliamente desde la zona sub-central hacia el norte de todo el yacimiento, formando los cerros y nevados de Ananea, con una continuación hacia las zonas posteriores de: Cuyo Cuyo, Risopata, Ñacaria, Vilacota, Sorapata, Huancasayane y Untuca, las cuales también presentan mantos auríferos.

Su contacto estratigráfico con la unidad infrayacente no se observa, mientras que el contacto con la formación Ananea es anormal a través de un sobre escurrimiento o fallamiento inverso que muestra a la formación Sandia cabalgando sobre la formación Ananea.

4.8.2 Formación Ananea.

De edad silúrica, la formación Ananea constituye el basamento de la región y la roca base de los yacimientos auríferos actuales de la Rinconada y de la planta de beneficio. La formación aflora en franja de la cordillera oriental que se extiende de la frontera con Bolivia hasta aproximadamente 110 km Al noreste. La secuencia sedimentaria está conformada por un paquete de pizarras con intercalaciones de cuarcitas en algunos niveles de carácter rítmico. El espesor de la formación es de aproximadamente de 2 500 metros en el sector de Ananea y los afloramientos van desde los 4 600 m.s.n.m. hasta la línea de cumbres.

Metalogenética y económicamente la característica más importante de la formación Ananea, es presencia de filones de cuarzo aurífero con sulfuros, los cuales son en gran mayoría concordantes y se encuentran interestratificadas con la pizarra.

En el nevado Ananea existen ya exploradas de 40 a 50 filones, entre los 4 500-6 000 m.s.n.m., son yacimientos de origen mesotermal debido a inyecciones magmáticas. Las pizarras de Ananea se caracterizan por ser rocas negras con una estratificación fina y esquistosidad paralela a la estratificación. En microscopio se observa además una esquistosidad secundaria coincidente con los planos axiales de

un micro plegamiento la mineralogía de rocas está constituida de cuarzo de 40%, biotitas, moscovitas 20%, cloritas 10% como esenciales; como accesorios están presentes plagioclasas, arsenopirita, pirita, turmalina y circón.

Para su génesis la pizarra corresponde a las fases de esquistos verdes, producto de un metamorfismo regional de meta sedimentos de grano fino.

Las cuarcitas se caracterizan por ser rocas de color gris oscuro, de grano muy fino y constituido en su totalidad por cuarzo. La erosión glacial de la formación Ananea ocasiono la formación de la mayor parte de los sedimentos existentes en todo el flanco norte del valle de Carabaya.

4.8.3 Formación Arco Aja.

Unidad que se encuentra restringida a la depresión de Carabaya, alcanzando un grosor aproximado de 120 m, constituida por horizontes de arcillas, gravas, y conglomerados con niveles lenticulares de areniscas, la composición de los rodados es predominantemente cuarcitas, pizarras y algunos intrusivos de la edad del Mioceno; en esta unidad se incluyen acumulaciones de sedimentos detríticos de origen aluvial, coluvial, eólico y glacial.

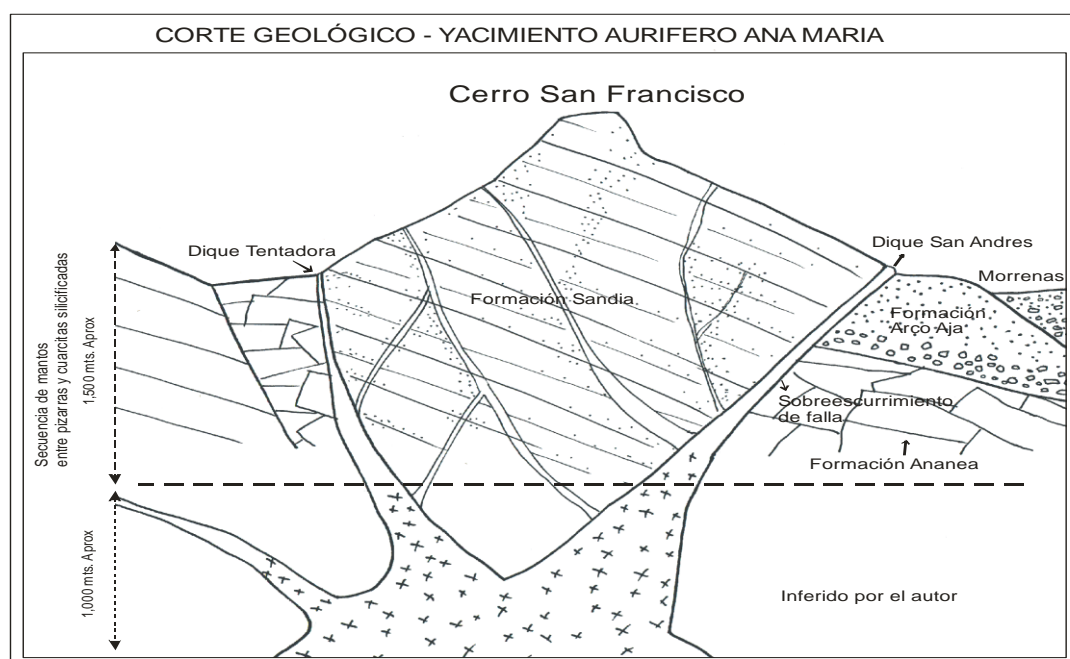


Gráfico 4.1 Corte geológico del yacimiento Ana maría.

Fuente: Elaborado por el tesista.

4.8.4 Tectonismo regional.

Durante el paleozoico inferior y específicamente en tiempos del ordovícico (formación Sandía), el área se situaba en una plataforma estable posiblemente en continuidad con el cratón brasileño. Una llanura Tidal instalada sobre esta plataforma recibía aportes de areniscas, finas siltitas y arcillas; el origen de estos aportes son difíciles de saber, pues las llanuras Tidales son zonas de trabajo de sedimentos, quizás la zona de aportes era de relieve plano y cubierta de una vegetación primaria, posteriormente una fase tectónica compresiva, acompañada de un metamorfismo epizonal afectaría esta parte de la cuenca, a estos eventos se sumó una actividad magmática representada por una serie de intrusiones de carácter granítico, quedando así formada la cadena eohercínica.

Los depósitos de oro filoneano del metalotecto de las minas Ana Marías, están relacionados a la orogenia eohercínica de origen hidrotermal del paleozoico inferior, la cual debido a la discontinuidad de metamorfismo, indicarían que la cadena eohercínica se levantó y fue sometida a erosión.

4.8.5 Ciclo eohercínico.

Se presenta en el paleozoico inferior, sobre la llanura Tidal, es una fase producida por un plegamiento acompañado de un metamorfismo regional con eventos de actividad magmática, representada por una serie de intrusiones de carácter granítico, con asociación mineralógica consistente en moscovita, clorita y sericita, que sugiere un metamorfismo de tipo epizonal, con relaciones de esquisto ver Anexo número 02.

4.9 Geología local.

Las operaciones mineras de la contrata Cavilquis, están emplazadas en estructuras de vetas de cuarzo mineralizadas en forma de mantos, los mantos son de cuarzo ahumado grisáceo con presencia de pirita, arsenopirita, pirrotita, galena sulfuros de Cu y fundamentalmente oro en diferentes tamaños (microscópicos y en forma de “charpas”), estos mantos están encajados en pizarras intercaladas con cuarcitas silisificadas, la potencia promedio de los mantos es de 4 centímetros.

Los mantos son de origen hidrotermal, habiendo sido guía las cuarcitas durante el ascenso de los flujos mineralizantes, siendo por lo tanto contemporáneos con las sedimentación del paleozoico inferior, los cuales han sido afectados por la orogenia eohercínica.

Localmente las estructuras geológicas en la zona de trabajo de la contrata minera cavilquis, se ven influenciadas por el dique Tentadora, en adelante simplemente “el dique”, el cual tiene una influencia de sub-fallamiento de hasta 200 metros en su caja techo y piso.

El dique es una falla inversa con relleno, pero todos los mineros de la zona lo conocen con este nombre y atribuyen la mineralización y formación de placeres y clavos auríferos a su cercanía e influencia en los mantos que están contiguos al mismo; el dique tiene un rumbo promedio de R 125° azimutales, un buzamiento promedio de 35°, y su potencia es variable ya que desde la cota 5 300 hasta 5 100 mantiene una potencia de 1,5 metros, en la cota 5 000 tiene 25 centímetros, y en profundidad llega a 2 centímetros de potencia (cota 4 950), y en algunas zonas la estructura se muere, quedando entre sus rocas encajonantes solo un halo de calcita, el material de relleno del “dique”, es cuarzo blanco lechoso, con sus rocas encajonantes muy falladas y afectadas por el sobre-escurrimiento de agua, por lo que el dique en su conjunto es una estructura oxidada, y deleznable, incluso el cuarzo lechoso en algunas zonas se torna de color anaranjado. El dique es responsable de un intenso fallamiento a sus cajas contiguas manifestado por pequeñas fallas y juntas agrupadas en tres familias, las de R 70° Az, R 190 Az y R 140 Az, de las cuales la primera familia es la más importante y sirve de control mineralógico ya que interseca la estructura del dique, y se le asocia a la aglomeración de altas leyes de mineral.

4.10 Geología económica.

El depósito de mineral que es explotado por la minera Cavilquis, constituye un yacimiento donde se reconoce la mineralización por sustitución meta somático, es un yacimiento singenético-endógeno en su primera fase y en la segunda fase de mineralización que es la más importante de origen hidrotermal por lo tanto es un yacimiento epigenético-endógeno, el principal mineral económico es el oro libre que es muy apreciable en las intersecciones con los mantos singenéticos y las

fracturas que han producido una estructura conocida con el nombre de bolsonada, situada en el espacio horizontal y vertical con enriquecimiento de oro libre.

4.11 Método de explotación.

El método de explotación empleado en la contrata minera Cavilquis es el de cámaras y pilares con circado, método que consiste en llevar el manto de mineral en el techo cubierto con un pequeño grosor de material de roca “llamado circa” para que después del disparo del frente de la galería de sección 3 m*2,30 m la cual mediante taladros paralelos al manto son disparados para obtener los minerales de cuarzo y oro.

Este método de explotación esta adecuado para los trabajos de la zona, y se aplican en las zonas donde las labores de exploración confirmen leyes altas de mineral.

4.12 Cámaras y pilares con circado.

Este método se caracteriza por realizar el arranque del mineral de una manera parcial, dejando abandonadas parte del mismo en forma de pilares o columnas que sirven para sostener el techo.

Posteriormente se puede optar por rellenar el vacío que dejan las cámaras con desmonte de otras cámaras en explotación, lo que le otorga una mejor resistencia ante un colapso o derrumbes, y un mejor factor de seguridad, ya que también se evita el tránsito de personal por esa zona ante un siniestro.

Este método de explotación se aplica en yacimientos en los cuales el buzamiento de las vetas o mantos estén entre los 0° y 25°, es decir se aplica para desarrollos mineros de forma horizontal con poca inclinación, el tamaño de los pilares son de forma cuadradas de dimensiones 3mx2mx3m, la principal desventaja de este método es que se dejan reservas de mineral en los pilares, pero en las ejecuciones de la minera Cavilquis, se logra paliar diseñando los pilares en zonas en las que la potencia del manto sea reducida, o zonas en las que el manto presente leyes bajas de mineral.

4.13 Frentes de tajeo.

Una vez que tengamos definido las leyes del mineral que puedan cubrir sus gastos de inversión en perforación y voladura se apertura frentes de tajeo con la finalidad de perforar y explotar al máximo la mayor cantidad de mineral y al menor costo posible, la explotación mediante tajeos nos resulta más económico que ejecutar frentes de galerías, debido a la menor cantidad de taladros perforados y esto incurre a utilizar menor accesorios de voladura y menor uso de explosivos con una mayor cantidad de mineral para hacer el quiebre.

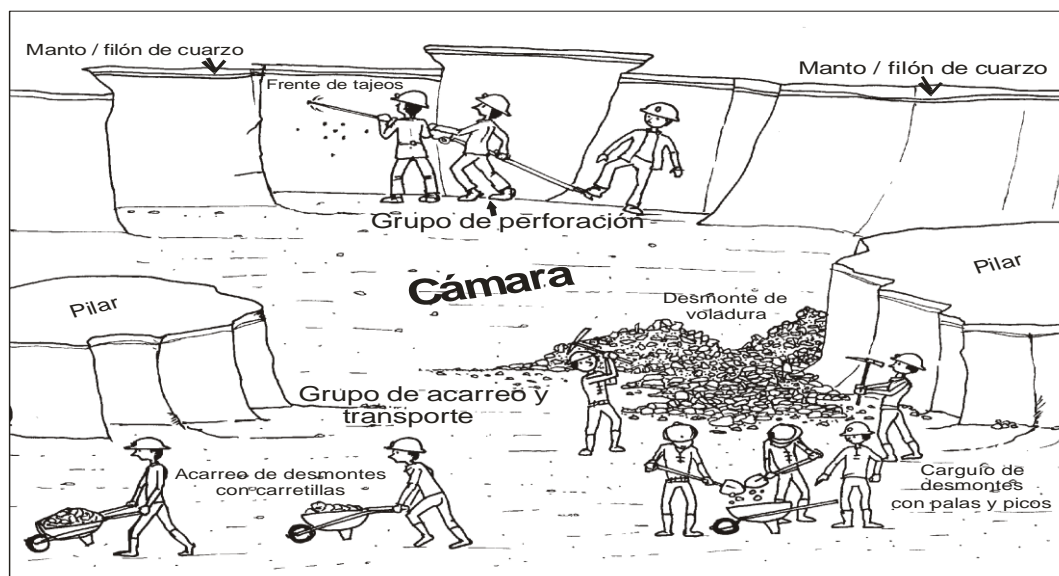


Gráfico 4.2 Método de explotación inicial de cámaras y pilares con circado.

Fuente: Elaborado por el tesista.

4.14 Circado de mineral y quiebra del mineral.

La circa del frente de galería o circa del tajeo, se obtiene después que se haya hecho el desbroce del material estéril y dejar el manto o filón en el techo con una capa de pocos centímetros de roca que lo cubra al manto de mineral.

Luego de obtener la circa se pasa a hacer la limpieza de todo el material estéril para realizar el quiebre, consiste en recoger los minerales de cuarzo de los mantos que han sido circados, cuando la gerencia dispone los quiebres de mineral, se perforan taladros paralelos a los buzamientos de las circas, los cuales son disparados con cargas controladas para proceder acopiar los minerales para su almacenamiento y posterior beneficio en la planta de amalgamación.

Los quiebres de mineral se disparan mediante taladros paralelos a su buzamiento que los trabajadores comúnmente los llaman “cachitos”, o cuando la cantidad de mineral que contienen las “circas” es considerable, y es variable al tipo de frente que se ejecuta, así, en los frentes de exploración se levanta la “circa” por cada 3 metros de avance, por la necesidad continua de mantener informes del comportamiento del mineral, en los frentes de preparación el quiebre de mineral se realiza cada 6 cortes, y en los tajeos se le levanta la circa cada 8 cortes, debido a que al ser zonas exploradas ya se tiene mayor certeza sobre las leyes y potencias del mineral a explotar.

Es común que los quiebres lo realicen de 3 a 6 personas designados directamente por la gerencia y son personas de confianza muy cercanos a la gerencia, el quiebre consta de recoger todos los minerales que han sido disparados y se recogen en sacos mineros.



Gráfico 4.3 Circado del manto/filón.

Fuente: Elaborado por el tesista.

4.15 Ciclo de minado inicial.

4.15.1 Perforación y voladura.

La perforación que se están realizando en los diferentes frentes y tajeos de la minera Cavilquis son con la máquina perforadora Jackleg RNP-S83 en dirección

horizontal con un barreno de 5 pies y brocas de 38 mm (0,038 m) el número de taladros empleados en la mayoría de las perforaciones es de 43 taladros y 2 taladros de alivio, en los burdenes y espaciamiento no existe medidas diseñados por ningún ingeniero solo se perforan al criterio del perforista, en la voladura se utilizan accesorios como la mecha de seguridad y dentro de los explosivos el Semexsa 65% la cantidad de número de dinamitas es de 268 en promedio por disparo que se realiza que equivale a 23,16 kg /disparo, el fulminante es el número 8 la cantidad por disparo es de 43 fulminantes por disparo, la perforación lo realizan tres trabajadores que son el perforista, el empatador y el pisa barra, el empatador y el pisa barra son ayudantes del perforista existe una cuarta persona que se dedica a preparar los tacos y las armadas que lo llaman capataz de perforación.

Los horarios de disparo en los frentes y tajeos se realizan en cuatro turnos que son:

- 06:00 am.- 06:30 am.
- 12:00 pm.- 12:30 pm.
- 06:00 pm.- 06:30 pm.
- 12:00 am.- 12:30 am.

4.15.2 Ventilación.

Terminada la voladura en los frentes de disparo se procede a ventilar con ventiladora de capacidad de 25 HP y una de 10 HP el tipo de ventiladora es axial con la finalidad de remediar la contaminación ambiental y para remover los polvos, gases producidos por la voladura, además los frentes de trabajo se encuentran en ya mucha profundidad entonces la ventilación se mantiene constante para suministrar aire que debe circular por las diferentes labores subterráneas para obtener un ambiente seguro, saludable y como para los trabajadores durante su jornada de trabajo.

La manga de ventilación tiene un diámetro de 36 pulgadas y se pone a una distancia de 10 metros del frente, tajeo o tope de avance.

4.15.3 Limpieza y extracción del material disparado.

La limpieza del desmonte de los frentes se realiza con 8 trabajadores provistos con palas y picos para trasladar al Dumpert de capacidad de 2,5 ton. Conocido como vogue mecánico, son volquetes compuestos por un motor, una caja y un bastidor formado por una sola unidad para efectuar acarreo cortos, presentan un chasis semejante al de los tractores de llantas, estos equipos están destinados para evacuar desmonte de los diferentes frentes de trabajo y principalmente del frente proyectado, los equipos que se utilizan son también convencionales y acondicionados para todo tipo de trabajos de minería.

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Datos de la Galería Progreso con la malla anterior.

Metros de avance lineal del mes de junio.

Durante los trabajos de perforación y voladura en el frente de la Galería Progreso se ha estado observando deficiencias en los metros lineales de avance por disparo por lo cual se ha tenido que tomar datos a partir de los meses de junio, julio y agosto directamente por el tesista para subsanar las deficiencias de los metros lineales de avance por disparo. Las mediciones se realizan a partir de la fecha 2 de junio se midió un avance de 1,16 m se observó que quedó un taco de 0,22 m y así sucesivamente, hubo días en que los metros de avance eran deficientes pocos días eficientes.

Durante el mes de junio se ha medido 18 veces en metros lineales de avance por disparo de los cuales se ha observado que la mayoría de las observaciones realizadas tienen un pésimo resultado de las 18 mediciones ver Anexo número 03.

Estas mediciones de datos lo llevaremos a los cálculos estadísticos para sacar un promedio de la siguiente forma.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 + \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} = \frac{1,16 + 1,15 + 1,30 + 1,15 + 1,16 + 1,30 + 1,20 + 1,10 + 1,11 + 1,10 + 1,17 + 1,30 + 1,16 + 1,18 + 1,20 + 1,19 + 1,30 + 1,30}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = 1,19$$

Entonces el volumen de material estéril nos resulta de la siguiente manera $v=1,19 \text{ m} \times 3,00 \text{ m} \times 2,30 \text{ m}=8 \text{ m}^3$, Durante las mediciones realizadas se ha observado que en las fechas del 12, 17 y 19 de junio se ha encontrado fulminantes en los taladros que no detonaron con longitudes de 0,10 m de mecha de seguridad.

Metros de avance lineal del mes de julio.

Las mediciones y observaciones que se realizaron en el mes de julio se efectuaron desde la fecha 1 de julio hasta el 21 de julio en el frente de la Galería Progreso, lo cual se realiza un total de 18 mediciones y los resultados siguen siendo muy deficientes ver Anexo número 03.

Estas mediciones realizadas lo remplazaremos ala siguiente fórmula para obtener el promedio de avance.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 + \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = \frac{1,10 + 1,18 + 1,18 + 1,20 + 1,13 + 1,30 + 1,30 + 1,15 + 1,11 + 1,19 + 1,16 + 1,18 + 1,17 + 1,25 + 1,24 + 1,11 + 1,11 + 1,10}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = 1,17 \text{ m}$$

El volumen de material estéril del frente de la Galería Progreso en el mes de julio se obtiene por la multiplicación del promedio de avance metro lineal y por la sección de la galería $v=1,17 \text{ m} \times 3,00 \text{ m} \times 2,30 \text{ m}=8 \text{ m}^3$, en el momento en que los trabajadores realizaban sus labores se encontró un fulminante con mecha de seguridad de 0,10 m aproximadamente producto del tiro cortado.

Metros de avance lineal del mes de agosto.

En el mes de agosto las mediciones del frente de la Galería Progreso se ha realizado desde la fecha 4 de agosto hasta el 23 de agosto las medidas realizadas siguen siendo ineficientes y los resultados podemos ver en el anexo número 03.

Estas mediciones realizadas lo remplazaremos ala siguiente fórmula para obtener el promedio de avance.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{15} x_i = \frac{1,15 + 1,14 + 1,10 + 1,18 + 1,30 + 1,25 + 1,20 + 1,11 + 1,10 + 1,11 + 1,20 + 1,16 + 1,17 + 1,16 + 1,18 + 1,11 + 1,10 + 1,10}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{15} x_i = 1,15 \text{ m}$$

El volumen del material estéril en el mes de agosto se obtiene con la operación matemática del promedio de metro lineal de avance y por la sección de la galería $v=1,15 \text{ m} \times 3,00 \text{ m} \times 2,30 \text{ m} = 8 \text{ m}^3$, en el frente de la galería se han encontrado fulminante con pequeña longitud de 0,10 m a 0,13 m de mecha de seguridad que no explosionaron también en el momento de limpieza del material estéril hacia el Dumpert se observó la presencia de un explosivo.

Promedio de la longitud de avance por disparo.

De todas las medidas tomadas en los meses de junio, julio y agosto se ha visto que es muy frecuente ver las deficiencias en los metros de avance lineal por disparo. El promedio total de los metros lineales de avance por disparo observado y medido en el tiempo de ejecución del presente tema de investigación se obtiene con la siguiente fórmula:

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 + x_3}{n}$$

$$\sum_{i=1}^3 x_i = \frac{1,19 + 1,17 + 1,15}{3}$$

$$\sum_{i=1}^3 x_i = 1,17 \text{ m}$$

La longitud de metros lineales de avance por disparo es de 1,17 m es el avance promedio efectivo, el volumen promedio se ha calculado en función con el promedio de la longitud de metros lineal promedio por disparo y es $v=1,17 \text{ m} \cdot 3,00 \text{ m} \cdot 2,30 \text{ m} = 8 \text{ m}^3$, volumen real disparado. Durante los tres meses de observaciones se ha podido ver 6 tiros cortados estos tiros cortados consisten en que no ha explotado el explosivo con el fulminante.

Número de taladros empleados.

En la Galería Progreso la perforación y chispeo para la voladura ya está destinado con el capataz de perforación y sus ayudantes y las observaciones que se ha podido ver en el transcurso de los tres meses de observación son los siguientes.

Desde la fecha 2 de junio hasta el 21 de junio son 18 veces que se ha observado y el número de taladros realizados se puede ver en el anexo número 03.

Estas mediciones realizadas lo remplazaremos a la siguiente fórmula para obtener el promedio de avance.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 + \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = \frac{45 + 45 + 45 + 44 + 45 + 45 + 44 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = 45 \text{ taladros.}$$

En el mes de julio las observaciones realizadas es desde la fecha 1 de julio hasta el 21 de julio el total de observaciones realizadas se observa en el anexo número 03 y el promedio en el mes de julio fueron de la siguiente manera:

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = \frac{45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 44 + 45 + 45 + 44 + 45}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{18} x_i = 45 \text{ taladros.}$$

En el mes de agosto las observaciones realizadas es desde la fecha 4 de agosto hasta el 23 de agosto y el total de observaciones realizadas arrojaron los siguientes datos ver Anexo número 03 y el promedio del número de taladros en el mes de agosto fueron de la siguiente manera:

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{15} x_i = \frac{45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45 + 45}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{15} x_i = 45 \text{ taladros.}$$

Durante los tres meses de observaciones realizadas obtendremos el promedio total de número de taladros realizadas en la Galería Progreso en el mes de junio es de 45 taladros para el mes de julio también se tiene 45 taladros y por último en el mes de agosto también es de 45 taladros el promedio total nos resulta 45 taladros por cada perforación que se realiza en la Galería Progreso.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^3 x_i = \frac{45 + 45 + 45}{3}$$

$$\sum_{i=1}^n x_i = 45 \text{ taladros.}$$

Cantidad de explosivos utilizados.

En el mes de junio durante la fecha 2 de junio hasta el 21 de junio se ha extraído del reporte de perforación y voladura 18 datos para obtener el promedio de número de explosivos por disparo, estos datos de reporte de perforación y voladura se muestran y se puede ver en el anexo número 03.

El promedio del número de explosivos se obtiene con la siguiente ecuación matemática y el resultado es un promedio de 286 explosivos por disparo empleados en el mes de junio.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} xi = \frac{286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{18} xi = 286 \text{ explosivos.}$$

En el mes de julio el número de explosivos empleados se pueden ver de igual manera que en el mes de junio que se encuentra en el reporte de perforación y voladura esto se puede ver en el anexo número 03 y el promedio viene hacer de la siguiente manera.

$$\sum_{i=1}^n xi = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} xi = \frac{286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286}{18}$$

$$\sum_{i=1}^n xi = 286 \text{ explosivos.}$$

En el mes de agosto el número de explosivos empleados también se puede observar en el reporte de perforación y voladura que se encuentra en el anexo número 03, y el promedio obtenido con la ecuación matemática nos resulta un promedio de 286 explosivos por disparo como se ve en el cálculo matemático siguiente.

$$\sum_{i=1}^n xi = \frac{x_1 + x_2 \dots \dots \dots + x_n}{n}$$

$$\sum_{i=1}^{18} xi = \frac{286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286 + 286}{18}$$

$$\sum_{i=1}^{15} x_i = 286 \text{ explosivos.}$$

El promedio total de los meses de junio, julio y agosto fueron de 286, 286, 286, explosivos por disparo de cada mes, entonces realizando los cálculos para obtener el promedio total general de los meses en observación calcularemos con la siguiente ecuación matemática, y el resultado que nos da es un promedio de 286 explosivos por disparo.

$$\sum_{i=1}^n x_i = \frac{x_1 + x_2 + x_3}{n}$$

$$\sum_{i=1}^3 x_i = \frac{286 + 286 + 286}{3}$$

$$\sum_{i=1}^3 x_i = 286 \text{ explosivos.}$$

El promedio es 286 explosivos por disparo empleados en la Galería Progreso, en el cuadro 5.1 se muestra un resumen general de perforación y voladura para un mejor entendimiento, en este cuadro se ve muy claramente los datos que fueron con la anterior malla el número de explosivos consumidos, los accesorios de voladura y perforación y voladura , etc.

Teniendo la longitud lineal de avance promedio y carga explosiva se procede a hacer cálculos matemáticos para obtener las toneladas, factor de carga y factor de carga lineal, eficiencias de voladura como se ven a continuación los cálculos para cada uno de ellos.

Toneladas.

$$\text{Ton} = V * \rho$$

$$\text{Ton} = 8 * 2,7$$

$$\text{Ton} = 21,6 \text{ t.}$$

Factor de carga.

$$F. C = \frac{\text{Kg de explosivo total}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F. C = \frac{23,16}{8}$$

$$F. C = 2,89 \text{ kg /m}^3.$$

Factor de carga lineal.

$$F. C. L. = \frac{\text{kg de explosivo total}}{\text{Metro lineal}}$$

$$F. C. L. = \frac{23,16}{1,17}$$

$$F. C. L. = 19,79 \text{ kg /m}$$

Eficiencia de voladura.

$$\text{Eficiencia de voladura.} = \frac{\text{Avance efectivo}}{\text{Longitud de taladro}} * 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura.} = \frac{1,17}{1,38} * 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura.} = 84 \%$$

Diseño de malla.

Los burdenes y espaciamiento del trazo de la malla no son correctas, durante el tiempo de investigación se ha realizado mediciones y los resultados fueron para la primera sección 0,15 m, en la segunda sección 0,25 m, tercera sección 0,30 m, en los cuadradores 0,40 m y 0,28 m, en los hastiales 0,48 m, corona 0,31 m, con espaciamiento en los hastiales 0,60 m, espaciamiento en las coronas 0,84 y el espaciamiento en el piso era de 0,60 m, las medidas de burden y espaciamiento no son correctos por eso es frecuente ver tiros cortados y tiros soplados el diseño de malla utilizado se puede observar en el anexo número 04.

Costos de perforación y voladura.

Los costos en perforación es la sumatoria de los costos por disparo del barreno, lubricantes, broca, perforadora y aire, estos costos se han calculado con las operaciones matemáticas correspondiente lo cual no es de importancia mostrar las fórmulas debido a que son costos empleados con la anterior malla de perforación, el número de taladros promedio de los tres meses de investigación de 45 taladros por disparo ha influido en los cálculos matemáticos, de igual manera para los costos de voladura se sumaban los costos de dinamitas, fulminantes, mecha lenta como también no es necesario mostrar las fórmulas y sus respuestas pero sí se mostrará el cuadro correspondiente de los costos de perforación y voladura como se ve a continuación en donde muy claramente se ven los costos incurridos con la anterior malla de perforación.

Cuadro 5.1**Costos de perforación y voladura con la anterior malla.**

| Perforación | | Voladura | |
|--------------------|----------------------|--------------------|----------------------|
| Descripción | Costos (US\$) | Descripción | Costos (US\$) |
| Aire | 41,4 | Dinamitas | 148,72 |
| Perforadora | 17,42 | Fulminantes | 15,05 |
| Barreno | 22,42 | Mecha lenta | 32,65 |
| Broca | 16,71 | - | - |
| Aceite | 0,53 | - | - |
| Total | 98,48 | Total | 196,42 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

5.2 Reducción de costos de perforación y voladura.

La reducción de costos en perforación y voladura es posible mediante el nuevo diseño de malla de perforación y la distribución de la carga explosiva, esto como consecuencia de diseñar la malla de perforación y la carga explosiva, a través de una perforación que cumpla con el burden, espaciamiento, longitud de taladro, número de taladros establecidos, en voladura se debe realizar un adecuado consumo de explosivos que se vea reflejado en el factor de carga y que es técnicamente acorde con el diámetro de la broca, condiciones de la roca. Del mismo modo se debe entender y tomar en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura.

La reducción de costos de perforación y voladura, es la obtención de la disminución en los indicadores de tiempo de consumo de aire, número de taladros por disparo, número de explosivos por disparo, número de fulminantes por disparo, longitud de la mecha de seguridad, costo de la broca por disparo, costo del barreno por disparo y costo de la perforadora por disparo, la secuencia a seguir será:

- Determinación de los diseños teóricos, tanto para los parámetros de perforación como para los de la carga en función de la roca.
- Evaluar los resultados obtenidos en las voladuras efectuadas en campo en función a determinados parámetros de evaluación.

5.3 Cálculos para el nuevo diseño de malla de perforación.

Datos de campo.

- Sección del túnel:
- Ancho=3,00 m
- Altura=2,30 m
- Longitud de barreno = 5 pies (1,52 m).
- Diámetro de broca = 38 mm (0,038 m).
- Densidad de roca = 2,7 t/m³

Profundidad de los taladros a perforarse por el algoritmo de Holmberg.

$$L = 0,15 + 34,1 * D_1 - 39,4 * D_1^2$$

$$L = 0,15 + 34,1 * 0,038 - 39,4 * 0,038^2$$

$$L = 1,38 \text{ m}$$

Cálculo de avance efectivo.

$$I = 0,95 * L$$

$$I = 0,95 * 1,38 \text{ m}$$

$$I = 1,31 \text{ m}$$

Se utilizará dos taladros de alivio para encontrar el diámetro equivalente y debe cumplir que $0,05 \text{ m} \leq D_2 \leq 0,25 \text{ m}$

Diámetro equivalente.

$$D_2 = D_1 * \sqrt{n}$$

$$D_2 = 0,038 * 2$$

$$D_2 = 0,076 \text{ m}$$

Con dos taladros es más que suficiente para obtener un avance deseado, para el primer burden se debe de cumplir.

$$B_1 \leq 1,7 * D_2$$

$$B_1 \leq 1,7 * 0,053$$

$$B_1 \leq 0,090 \text{ m}$$

Para obtener una fragmentación y salida satisfactoria se trabajará en base a

$$B_1 = 1,5 * D_2$$

Cálculo del burden uno.

$$B_1 = 1,5 * D_2$$

$$B_1 = 1,5 * 0,053 \text{ m}$$

$$B_1 = 0,08 \text{ m}$$

Cálculo del burden dos.

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

$$B_2 = 0,08 * \sqrt{2}$$

$$B_2 = 0,12 \text{ m}$$

Cálculo del burden tres.

$$B_3 = 1,5 * B_2 * \sqrt{2}$$

$$B_3 = 1,5 * 0,12 * \sqrt{2}$$

$$B_3 = 0,26 \text{ m}$$

Cálculo del burden cuatro.

$$B_4 = 1,5 * B_3 * \sqrt{2}$$

$$B_4 = 1,5 * 0,26 * \sqrt{2}$$

$$B_4 = 0,56 \text{ m}$$

Cálculo del burden cinco.

Para el burden cinco deben cumplirse.

$$B_5 < \left(\frac{L - 0,40}{2} \right)$$

$$B_5 < \left(\frac{1,38 - 0,40}{2} \right)$$

$$B_5 < 0,49 \text{ m}$$

Entonces empleamos un $B_5=0,46 \text{ m}$

Cálculo de espaciamento en la corona.

El espaciamento es una función lineal del diámetro del taladro (Pearson 1 973).

$K=15$ a 16

$$E=K*D1$$

$$E=16*0,038$$

$$E=0,608\text{m}$$

El espaciamento será de $0,65 \text{ m}$ para que trabaje mucho mejor en la corona.

Cálculo de espaciamiento en los hastiales.

$$E = \frac{\text{Longitud del astial}}{N - 1}$$

$$E = \frac{1,70}{4 - 1}$$

$$E = 0,65 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamiento en el arrastre.

$$E = \frac{\text{Ancho} - 2 * 0,10}{N - 1}$$

$$E = \frac{3 - 2 * 0,10}{5 - 1}$$

$$E = 0,70 \text{ m}$$

Cálculo del perímetro y número de taladros.

Calculamos el perímetro:

$$P = 4 * (A * H)$$

$$P = 4 * (3,00 * 2,30)$$

$$P = 10,50 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{Tal} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

$$N^{\circ} \text{Tal} = \left(\frac{10,50}{0,50} \right) + (2,00 * 6,9)$$

$N^{\circ}\text{Tal} = 35$ taladros.

En el frente trabajaremos con 40 taladros para cargar y 2 taladros de alivio porque no se obtuvo los resultados con 35 taladros a consecuencia de la litología que presentan la roca, esto es demasiado dura por su formación geológica.

Cálculo de volumen roto por disparo.

$$V = A * H * l$$

$$V = 3,00 * 2,30 * 1,31$$

$$V = 9 \text{ m}^3$$

Cálculo de toneladas rotas por disparo.

$$\text{Ton} = V * \rho$$

$$\text{Ton} = 9 * 2,7$$

$$\text{Ton} = 24,3 \text{ Ton}$$

Cálculo de número de explosivos por taladro.

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = 23 * LLe * 0,80$$

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = 0,66 * 1,380,20 * 0,80$$

$$N^{\circ} \text{ de explosivos} = 5 \text{ explosivosos/taladro}$$

L=Longitud del taladro perforado (m).

Le=Longitud del explosivo (m).

0,80=80% longitud de carga por explosivo el 20% menos al ser atacado.

Cálculo promedio kilogramos de explosivos por disparo.

$\text{Kg de explosivos} = \text{N}^\circ \text{ de explosivos/taladro} * \text{N}^\circ \text{ de taladros a cargar} * \text{peso de explosivo}$

$$\text{Kg de explosivo} = 5 * 40 * 0,081$$

$$\text{Kg de explosivo} = 16,2 \text{ kg}$$

Cálculo de número de explosivos por disparo.

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{\text{Kg de explosivos por disparo}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{16,2}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 200 \text{ explosivos/disparo}$$

Cálculo promedio kilogramos de explosivos por taladro.

$$\text{Kg de explosivos} = \frac{\text{Kg de explosivos por disparo}}{\text{N}^\circ. \text{ de taladros a cargar}}$$

$$\text{Kg de explosivos} = \frac{16,2}{40}$$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,405 \text{ kg /taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{\text{Kg de explosivos por taladro}}{\text{Peso por explosivo}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,405}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 5 \text{ explosivos/taladro}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para el arranque.

$$\text{Kg de explosivos} = 1,3 * \text{kg de explosivos promedio por taladro.}$$

$$\text{Kg de explosivos} = 1,3 * 0,405$$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,526 \text{ kg /taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,526}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 6 \text{ explosivos /taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 6 * 4$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 24 \text{ explosivos}$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 24 * 0,081$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 1,944 \text{ kg}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para las ayudas y sub ayudas.

Kg de explosivos = $1,1 * \text{kg de explosivos promedio por taladro}$

Kg de explosivo = $1,1 * 0,405$

Kg de explosivos = $0,445 \text{ kg /taladro}$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,445}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 5 \text{ explosivos/taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 5 * 12$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 60 \text{ explosivos}$$

$$\text{Kg total de exposivos} = 60 * 0,081$$

$$\text{Kg total de exposivos} = 4,86 \text{ kg}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para los cuadradores.

Kg de explosivos = $0,9 * \text{kg de explosivos promedio por taladro}$

Kg de explosivos = $0,9 * 0,405$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,364 \text{ kg /taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,364}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 4 \text{ explosivos/taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 4 * 10$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 40 \text{ explosivos}$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 40 * 0,081$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 3,24 \text{ kg}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para los hastiales.

$$\text{Kg de explosivos} = \text{Kg de expl. del arranque/tal.} - \text{kg de explosivos promedio/tal.}$$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,526 - 0,405$$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,121$$

$$\text{Kg de explosivos} = \text{kg de explosivo promedio/tal.} - 0,121$$

$$\text{Kg de explosivos} = 0,405 - 0,121$$

Kg de explosivos = 0,284 kg /taladro

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,284}{0,081}$$

Nº de explosivos = 4 explosivos/taladro

Nº total de explosivos = 4 * 4

Nº total de explosivos = 16 explosivos

Kg total de explosivos = 16 * 0,081

Kg total de explosivos = 1,296 kg

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para la corona.

Los kilogramos de explosivos por taladro en la corona se emplearán la misma cantidad que de los kilogramos de explosivos de los hastiales, ya que en la corona y los hastiales tienen la ventaja de actuar por desplome, es por tal razón que se utilizara 0,284 kg /taladros.

Kg total de explosivos = 0,284 kg /taladro

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{0,284}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 4 \text{ explosivos/taladro}$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 4 * 5$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 20 \text{ explosivos}$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 20 * 0,081$$

$$\text{Kg total de explosivos} = 1,620 \text{ kg}$$

Cálculo de kilogramos de explosivos y número de explosivos para el arrastre o piso.

Se emplearán 3,24 kg de explosivos en los arrastres o piso debido a que es lo que sobra del promedio total de 16,2 kg de explosivo promedio por disparo y este valor de 3,24 kg es más que suficiente para voltear todo el material del piso y con buenos resultados.

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = \frac{3,24}{0,081}$$

$$\text{N}^\circ \text{ total de explosivos} = 40 \text{ explosivos}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = \frac{40}{5}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de explosivos} = 8 \text{ explosivos/taladro}$$

Cálculo de factor de carga (kg /m³).

$$F. C = \frac{\text{Kg de explosivos total}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F. C = \frac{16,2}{9}$$

$$F. C = 1,8 \text{ kg /m}^3$$

Cálculo de factor de potencia (kg /t).

$$F. P. = \frac{\text{Kg de explosivos total}}{\text{Tonelada roto}}$$

$$F. P. = \frac{16,2}{24,3}$$

$$F. P. = 0,66 \text{ kg /t}$$

Cálculo de factor carga lineal.

$$F. C. L. = \frac{\text{Kg de explosivos total}}{\text{Metro lineal}}$$

$$F. C. L. = \frac{16,2}{1,31}$$

$$F. C. L. = 12,36 \text{ kg /m}$$

Cuadro 5.2
Control de tiempo en el ciclo de perforación.

| Número | Tiempo (descripción) | Tiempo |
|-----------------------------|-------------------------|------------|
| 1 | Empate | 0,15 |
| 2 | Perforación por taladro | 3,00 |
| 3 | Retracción de barreno | 0,15 |
| 4 | Cambio o reposición | 0,40 |
| 5 | Imprevisto | 0,30 |
| Tiempo total de perforación | | 4 min/tal. |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Cálculo de la velocidad de perforación.

$$\text{Velocidad de perforación.} = \frac{\text{Longitud de taladro}}{\text{Tiempo efectivo por taladro}}$$

$$\text{Velocidad de perforación.} = \frac{1,38}{3}$$

$$\text{Velocidad de perforación.} = 0,46 \text{ m /min.}$$

Cálculo del tiempo total de perforación.

$$\text{Tiempo de perforación.} = \frac{\text{Número de taladros} * \text{longitud de taladro}}{\text{Velocidad de perforación}} + \text{tiempo muerto}$$

$$\text{Tiempo de perforación.} = \frac{42 * 1,38}{0,46} + 40$$

$$\text{Tiempo de perforación.} = 166 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de perforación.} = 2 \text{ h } 46 \text{ min}$$

Cálculo de la eficiencia de perforación.

$$\text{Eficiencia de perforación.} = \frac{\text{Longitud de taladro}}{\text{Longitud del barreno}} * 100$$

$$\text{Eficiencia de perforación.} = \frac{1,38}{1,52} * 100$$

$$\text{Eficiencia de perforación.} = 90\%$$

Cálculo de eficiencia de voladura.

$$\text{Eficiencia de voladura.} = \frac{\text{Avance efectivo}}{\text{Longitud de taladro}} * 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura.} = \frac{1,31}{1,38} * 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura.} = 95\%$$

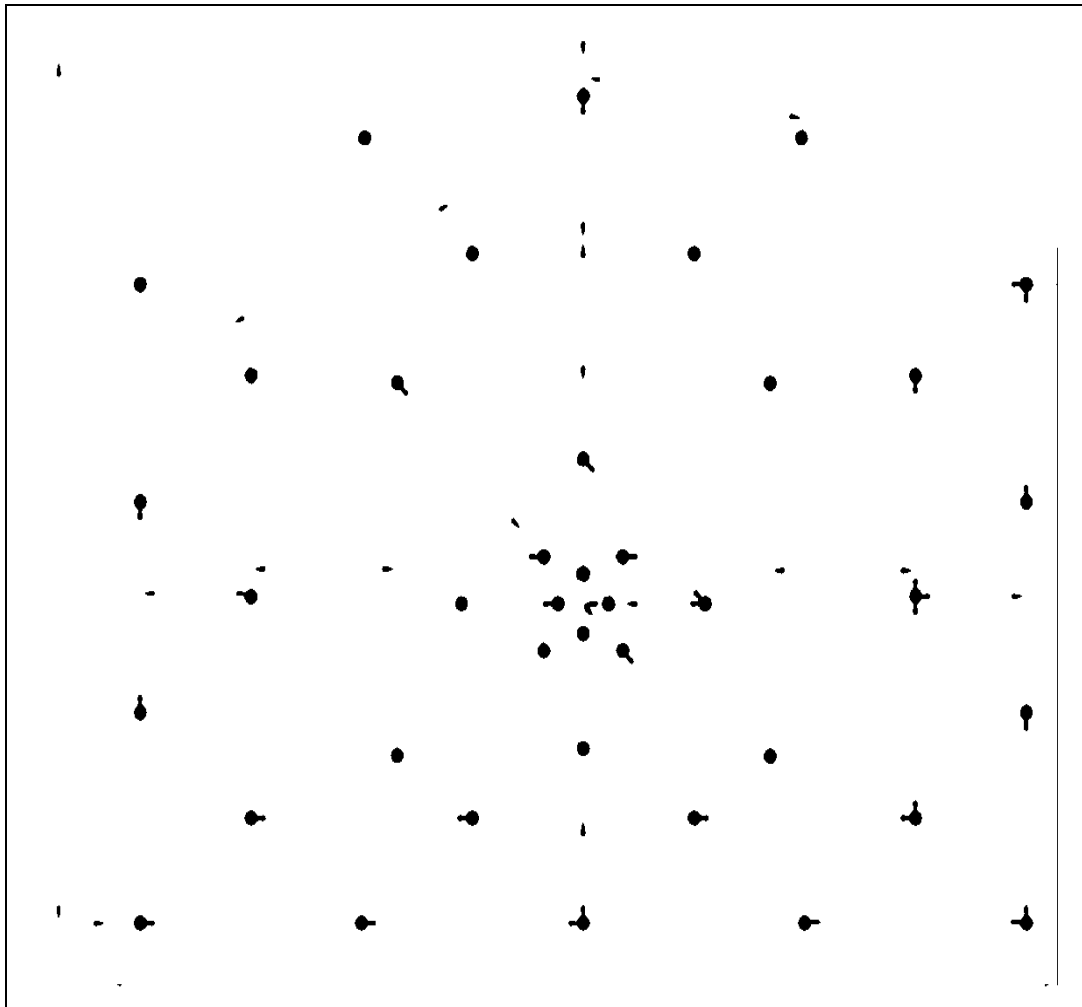


Gráfico 5.1 Nueva malla de perforación y voladura.

Fuente: Elaborado por el tesista.

5.4 Cálculo de costos de perforación.

Máquina perforadora.

- Precio de adquisición: US\$. 4 500
- Mantenimiento: el costo de mantenimiento se considera referencialmente como un porcentaje del valor de adquisición.
Costo de máquina para trabajo duro = 80 a 100% del valor de adquisición.
Costo de máquina para trabajo normal = 70 a 90% del valor de adquisición.
Costo de la máquina para trabajo suave = 50 a 80% del valor de adquisición.
- Costo de mantenimiento = 90% * valor de adquisición = 0,9 * US\$ 4 500 = US\$ 4 050
- Total: US\$ 8 550
- Vida útil: 1 00000 pies perforados

$$\text{Costo /pie} = \frac{\text{US\$ 8 550}}{1\ 00000 \text{ pies perforados}} = \text{US\$ 0,0855}$$

$$\text{Costo /disparo} = 42 \text{ taladros} * \frac{4,53 \text{ pies}}{\text{taladro}} * \frac{\text{US\$ 0,0855}}{\text{pie}} = \text{US\$ 16,26}$$

- Valor de rescate: llamado también valor de recuperación o valor de salvataje se define como el valor de reventa que tendrá la maquina al final de su vida económica el valor de rescate para máquinas y equipos livianos fluctúan generalmente entre 10 a 20% del valor de adquisición.

$$V_r = 20\% * \text{US\$ 4 500} = 0,2 * \text{US\$ 4 500} = \text{US\$ 900}$$

- Depreciación: es el costo que resulta de la disminución en el valor original de la máquina como consecuencia de su uso durante el tiempo de su vida económica.

$$D = \frac{V_a - V_r}{\text{VEU}} = \frac{\text{US\$ 4 500} - \text{US\$ 900}}{1\ 00000 \text{ pies perforados}} = \text{US\$ 0,036 /pie perforado}$$

Barreno.

- Precio de adquisición: US\$ 110
- Vida útil: 1 000 pies perforados

$$\text{Costo /pie} = \frac{\text{US\$ 110}}{1\ 000 \text{ pies perforados}} = \text{US\$ 0,11}$$

$$\text{Costo /disparo} = 42 \text{ taladros} * \frac{4,53 \text{ pies}}{\text{taladro}} * \frac{\text{US\$ 0,11}}{\text{pie}} = \text{US\$ 20,92}$$

Lubricantes.

- Precio de adquisición: US\$ /L 1,05
- Consumo: 0,5 L

$$\text{Costo /disparo} = \text{US\$ 1,05} * 0,5 = \text{US\$ 0,53}$$

Broca.

- Precio de adquisición: US\$ 27
- Vida útil: 328 pies perforados

$$\text{Costo /pie} = \frac{\text{US\$ 27}}{328 \text{ pies perforados}} = \text{US\$ 0,082}$$

$$\text{Costo /disparo} = 42 \text{ taladros} * \frac{4,53 \text{ pies}}{\text{taladro}} * \frac{\text{US\$ 0,082}}{\text{pie}} = \text{US\$ 15,60}$$

5.5 Cálculo de costos de voladura.**Dinamita 65%.**

- Una unidad de dinamita: US\$ 0,52
- Consumo de explosivo en el frente = 200 unidades

$$\text{Costo /disparo} = \frac{200 \text{ unidades}}{\text{disp.}} * \frac{\text{US\$ 0,52}}{\text{unidad}} = \text{US\$ 104}$$

Mecha lenta.

- Precio de la guía un metro: US\$ 0,38
- Longitud de mecha de seguridad por taladro: 1,98 m
- Longitud de guía de aviso: 0,80 m

$$\text{Costo /disparo} = \frac{40 \text{ taladros}}{\text{disparo.}} * \frac{1,98 \text{ m}}{\text{taladro}} * \frac{\text{US\$ 0,38}}{\text{m}} = \text{US\$ 30,09}$$

- Costo total/disparo= US\$ 30,09+ US\$ 0,30 = US\$ 30,39

Fulminantes.

- Precio por unidad del fulminante: US\$ 0,35

$$\text{Costo /disparo} = \frac{40 \text{ unidades}}{\text{disparo.}} * \frac{\text{US\$ 0,35}}{\text{unidad}} = \text{US\$ 14}$$

Costo del aire comprimido.

- El costo por una hora de aire comprimido es US\$ 13,80 /hora, entonces el costo por dos horas con cuarenta y seis minutos es US\$ 33,94.

5.6 Diseño de distribución de carga por taladro.

La longitud de la columna explosiva varía de $1/3$ a $2/3$ de la longitud total del taladro. En la práctica, para distribuir la carga explosiva y asegurar el corte de arranque es recomendable cargar los taladros de arranque de 1,3 a 1,6 veces el promedio calculado, las ayudas 1,1 veces y disminuir proporcionalmente la carga en las ayudas, cuadradores, hastiales y alzas.

Primera prueba de perforación y voladura.

La primera prueba se realizó el día 4 de setiembre, el diseño de malla empleado consiste de 40 taladros a cargar y 2 taladros de alivio en total son 45 taladros con burdenes y espaciamiento diseñado se puede ver en el anexo 04, para la primera prueba el promedio número de explosivos por taladro es 6 (0,486 kg). Pero este valor varía de acuerdo a la teoría calculada en el arranque se utilizará 1,3 veces del kilogramo de explosivo por taladro y será de 8 explosivos por taladro en el arranque y para las siguientes salidas se disminuirán proporcionalmente para las ayudas y sub ayudas 1,1 veces kilogramo de explosivo promedio por taladro, para los cuadradores 0,9 veces kilogramo de explosivo promedio por taladro, para los hastiales se ha restado al kilogramo de explosivo del arranque por taladro el valor de kilogramo de explosivo promedio por taladro a su vez este nuevo valor se restará al kilogramo de explosivo promedio por taladro, para la corona se empleará la misma cantidad que de los hastiales ya que actúan por desplome y para el arrastre se ha empleado la distribución de 2,268 kilogramos que ha sobrado para completar a kilogramos de explosivos promedio por disparo como resumen se mostrará el siguiente cuadro.

Cuadro 5.3**Resumen consumo de explosivo en la primera prueba.**

| Taladros | N° de taladros | N° de explosivos por taladro | N° de explosivos | Peso por explosivo | Distribución (kg). |
|-----------------|-----------------------|-------------------------------------|-------------------------|---------------------------|---------------------------|
| Alivios | 2 | - | - | - | - |
| Arranque | 4 | 8 | 32 | 0,081 | 2,592 |
| Ayudas | 12 | 7 | 84 | 0,081 | 6,804 |
| Cuadradores | 10 | 6 | 60 | 0,081 | 4,86 |
| Hastiales | 4 | 4 | 16 | 0,081 | 1,296 |
| Coronas | 5 | 4 | 20 | 0,081 | 1,620 |
| Arrastre | 5 | 6 | 30 | 0,081 | 2,430 |
| Total | 42 | - | 242 | - | 19,602 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Resultados en la primera prueba.

Los resultados de la primera prueba fueron regularmente eficiente el metro lineal de avance fue de 1,30 m esta medida es aceptable para nuestra investigación en cuanto a la calidad de fragmentación se pudo observar que la granulometría no es apto debido a que son demasiados pequeños los diámetros del material volado ya que se trata de material estéril que no nos resulta económicamente factible.

entonces concluyo que aún es demasiado la distribución de carga explosiva por disparo en cuanto a los costos de voladura fue de US\$ 170,23 entonces se seguirá modificando la distribución de explosivos por disparo hasta obtener resultados más eficientes y al menor costo de inversión.

Segunda prueba de perforación y voladura.

La segunda prueba se ha realizado desde el 8 de setiembre hasta el 10 de setiembre y las modificaciones realizadas consistieron en que el número de explosivos por taladro fue de 5 (0,405 kg /taladro) el valor es hallado teóricamente mediante las ayudas de las propiedades ya demostradas en el marco teórico pero al distribuir de acuerdo a las salidas del disparo el valor de 5 explosivos por taladro varia.

La distribución del número de explosivos para el arranque es 1,3 veces del promedio kilogramo de explosivo por taladro, para las ayudas y sub ayudas es 1,1

veces kilogramos de explosivo promedio por taladro, para los cuadradores es 0,9 veces kilogramos de explosivo promedio por taladro, para los hastiales se ha restado al kilogramo de explosivo del arranque por taladro el valor de kilogramo de explosivo promedio por taladro a su vez este nuevo valor se restará al kilogramo de explosivo promedio por taladro, para la corona se empleará la misma cantidad que de los hastiales ya que actúan por desplome y para los arrastres se ha empleado 3,24 kg de explosivo para completar al kilogramos de explosivos promedio por disparo de tal forma que al determinar el número de explosivos por taladro y multiplicando por el número de taladros se tiene el número total de explosivos total a su vez multiplicamos por el peso del mismo explosivo que es 0,081 kg, entonces me resulta que el kilogramo de explosivos por disparo es de 16,2 kg Como se puede ver en el cuadro siguiente consumo del explosivo Semexsa 65%.

Cuadro 5.4
Consumo del explosivo Semexsa 65%, (kg).

| Taladros | N° de taladros | N° de explosivos por taladro | N° de explosivos | Peso por explosivo | Distribución (kg). |
|-----------------|-----------------------|-------------------------------------|-------------------------|---------------------------|---------------------------|
| Alivios | 2 | - | - | - | - |
| Arranque | 4 | 6 | 24 | 0,081 | 1,944 |
| Ayudas | 12 | 5 | 60 | 0,081 | 4,86 |
| Cuadradores | 10 | 4 | 40 | 0,081 | 3,24 |
| Hastiales | 4 | 4 | 16 | 0,081 | 1,296 |
| Coronas | 5 | 4 | 20 | 0,081 | 1,620 |
| Arrastre | 5 | 8 | 40 | 0,081 | 3,24 |
| Total | 42 | - | 200 | - | 16,2 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

En la segunda prueba se puede observar una fragmentación óptima, y un desplazamiento de carga hacia atrás aceptable, los disparos con la distribución de carga explosiva se realizaron en tres ocasiones en las fechas de 8, 9 y 10 de setiembre las mediciones que he realizado son en los metros lineales de avance por disparo y fueron de (1,31 – 1,31 – 1,31), con respecto al área de las secciones no se presentaron ningún inconveniente los resultados fueron muy buenos entonces el

diseño de la malla de perforación y la determinación de la carga explosiva es justificado por los logros obtenidos en el frente de la Galería Cavilquis, por lo tanto el presente trabajo de investigación ha reducido notablemente la sobre excavación esto se puede ver en el anexo número 05, foto 01.

En la labor del frente de la Galería Progreso, también se ha tenido un control exhaustivo en el uso de guías para controlar el paralelismo de los taladros porque nuestros taladros de perforación deben tener un buen paralelismo entre taladros y de esa manera evitar las fallas en la perforación que podrían repercutir en una voladura deficiente e incurrir en los costos de perforación y voladura se puede ver en el anexo número 05, foto 02, durante los tres días de prueba se ha manejado con mucho cuidado el control exhaustivo antes, durante y después de la perforación y la voladura para determinar los resultados de prueba en la ejecución de la Galería.

Cuadro 5.5

Resumen de perforación y voladura con la malla actual.

| Equipo de perforación | Jack Leg RNP S 83 | |
|------------------------------|-------------------|-------------------|
| Longitud de barreno (5pies) | 1,52 | m |
| Diámetro de broca | 0,038 | m |
| Sección | 3,00*2,30 | m ² |
| Densidad de material | 2,7 | tm/m ³ |
| N° de taladros perforados | 42 | tal |
| N° de taladros cargados | 40 | tal |
| N° de taladros de alivio | 02 | tal |
| Consumo de explosivos | | |
| Arranque | 24 | unid |
| Ayuda | 60 | unid |
| Cuadradores | 40 | unid |
| Hastiales | 16 | unid |
| Corona | 20 | unid |
| Piso o arrastre | 40 | unid |
| Total | 200 | unid |
| Kilogramos totales. | 16,2 | kg |
| Peso por unidad | 0,081 | kg |

| Accesorios de voladura | | |
|-------------------------------|------------|--------------------|
| Fulminantes | 40 | unid |
| Mecha de seguridad | 80 | m |
| Perforación y voladura | | |
| Volumen real disparado | 9 | m ³ |
| Toneladas | 24,3 | ton |
| Avance promedio | 1,31 | m |
| Eficiencia de voladura | 95 | % |
| Factor de carga | 1,8 | kg /m ³ |
| Factor de carga lineal | 12,36 | kg /m |
| Tiempo de perforación | 2 h 46 min | h min |

Fuente: Elaborado por el tesista.

5.7 **Contrastación de la hipótesis.**

Diseñando la malla adecuada de perforación se reducirá los costos de perforación en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

Malla de perforación anterior y sus costos.

En la malla anterior no se ha considerado el número adecuado de taladros, las medidas de las longitudes de los burdenes para cada salida y no se controlaron debidamente los guiadores, como tal se ha utilizado 45 taladros perforados.

Los costos en perforación de aire, perforadora, barreno, broca, aceite sumaban altos costos de perforación hasta US\$ 98,48 cuando se empleaba con una malla muy diferente al de ahora el perforista y sus ayudantes obviaban estos costos porque no tenían mucho conocimiento sobre los costos de desgastes de la perforadora, barreno, broca por tanto la economía de la contrata era afectado.

Cuadro 5.6**Costos de perforación con la anterior malla.**

| Taladros | N° de taladros antes | Descripción | Costo anterior (US\$.) |
|-----------------|---------------------------------|--------------------|-----------------------------------|
| Alivios | 2 | Aire | 41,4 |
| Arranque | 4 | Perforadora | 17,42 |
| Ayudas | 12 | Barreno | 22,42 |
| Cuadradores | 12 | Broca | 16,71 |
| Hastiales | 4 | Aceite | 0,53 |
| Coronas | 5 | - | - |
| Arrastre | 6 | - | - |
| Total | 45 | Total | 98,48 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Malla de perforación actual y sus costos.

Con el nuevo diseño de malla empleado en la galería se estandarizó parámetros en diseño de perforación como son burdenes, espaciamientos con un trazo adecuado se tuvo mucho en cuenta el control de los guidores para el paralelismo, disminución en número de taladros.

Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se logró reducir la suma de los altos costos de perforación hasta un US\$ 87,25.

Cuadro 5.7**Costos de perforación con la malla actual.**

| Taladros | N° de taladros actual | Descripción | Costo actual (US\$.) |
|-----------------|------------------------------|--------------------|-----------------------------|
| Alivios | 2 | Aire | 33,94 |
| Arranque | 4 | Perforadora | 16,26 |
| Ayudas | 12 | Barreno | 20,92 |
| Cuadradores | 10 | Broca | 15,60 |
| Hastiales | 4 | Aceite | 0,53 |
| Coronas | 5 | - | - |
| Arrastre | 5 | - | - |
| Total | 42 | Total | 87,25 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Determinando la carga explosiva adecuada se reducirá los costos de voladura en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.

Distribución de la carga explosiva en la malla anterior y sus costos.

Con la determinación de la carga explosiva anterior se distribuían 286 explosivos equivalente en 23,16 kg de explosivos que se utilizaban por disparo pensando los perforistas y sus ayudantes que así se lograría romper todo el material estéril y obtener un trabajo bueno lo cual es muy erróneo pensar así, el número de taladros totales empleados fueron de 45 y explosivo que utilizaban es el Semexsa de peso por explosivo 0,081 kg en la ejecución de la Galería Progreso en la contrata minera Cavilquis como se ve en el cuadro siguiente distribución de explosivos en la anterior malla.

Cuadros 5.8**Distribución de explosivos en la anterior malla.**

| Taladros | N° de explosivos por taladro | N°. total de explosivos | Peso por explosivo | Distribución (kg). |
|-----------------|-------------------------------------|--------------------------------|---------------------------|---------------------------|
| Alivios | - | - | - | |
| Arranque | 8 | 32 | 0,081 | 2,592 |
| Ayudas | 7 | 84 | 0,081 | 6,804 |
| Cuadradores | 7 | 84 | 0,081 | 6,804 |
| Hastiales | 6 | 24 | 0,081 | 1,944 |
| Coronas | 4 | 20 | 0,081 | 1,620 |
| Arrastre | 7 | 42 | 0,081 | 3,402 |
| Total | 45 | 286 | - | 23,16 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Los costos de explosivos sumaban US\$ 148,72 a este costo se adicionaron los costos de fulminantes US\$ 15,05 y mecha lenta US\$ 32,65 haciendo una sumatoria general el costo de voladura con la anterior malla eran de US\$ 196,42 como se ve en el cuadro siguiente costos de voladura con la anterior malla.

Cuadro 5.9**Costos de voladura con la anterior malla.**

| Descripción | Costos (US\$) |
|--------------------|----------------------|
| Dinamitas | 148,72 |
| Fulminantes | 15,05 |
| Mecha lenta | 32,65 |
| Total | 196,42 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Distribución de la carga explosiva en la malla actual y sus costos.

Según los cálculos para la distribución de explosivo para cada salida y la roca se tiene los resultados de la nueva distribución de explosivos que reducido a 16,2 kg por disparo como se ve en el cuadro siguiente.

Cuadro 5.10**Distribución de explosivo en la malla actual.**

| Taladros | N° de explosivos por taladro | N° de explosivos | Peso por explosivo | Distribución (kg). |
|-----------------|-------------------------------------|-------------------------|---------------------------|---------------------------|
| Alivios | - | - | - | - |
| Arranque | 6 | 24 | 0,081 | 1,944 |
| Ayudas | 5 | 60 | 0,081 | 4,86 |
| Cuadradores | 4 | 40 | 0,081 | 3,24 |
| Hastiales | 4 | 16 | 0,081 | 1,296 |
| Coronas | 4 | 20 | 0,081 | 1,620 |
| Arrastre | 8 | 40 | 0,081 | 3,24 |
| Total | - | 200 | - | 16,2 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Los costos se han reducido con la nueva distribución de explosivos y sus accesorios de voladura a US\$ 148,39 como se ve en el cuadro siguiente.

Cuadro 5.11**Costos de voladura con la malla actual.**

| Descripción | Actual (US\$.) |
|--------------------|-----------------------|
| Dinamitas | 104 |
| Fulminantes | 14 |
| Mecha Lenta | 30,39 |
| Total | 148,39 |

Fuente: Elaborado por el tesista.

5.8 Discusión de los resultados.

Luego de analizar los resultados de la nueva malla de perforación y la distribución de la carga explosiva con respecto a la nueva malla empleado en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis puedo deducir que mi objetivo en la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para reducir los costos son eficientemente aceptables por los logros obtenidos en la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga

explosiva adecuada reduciendo los costos en perforación. El número de taladros se ha disminuido en los cuadradores y en los arrastres sumando un total de 42 taladros por disparo en la ejecución de la Galería Progreso.

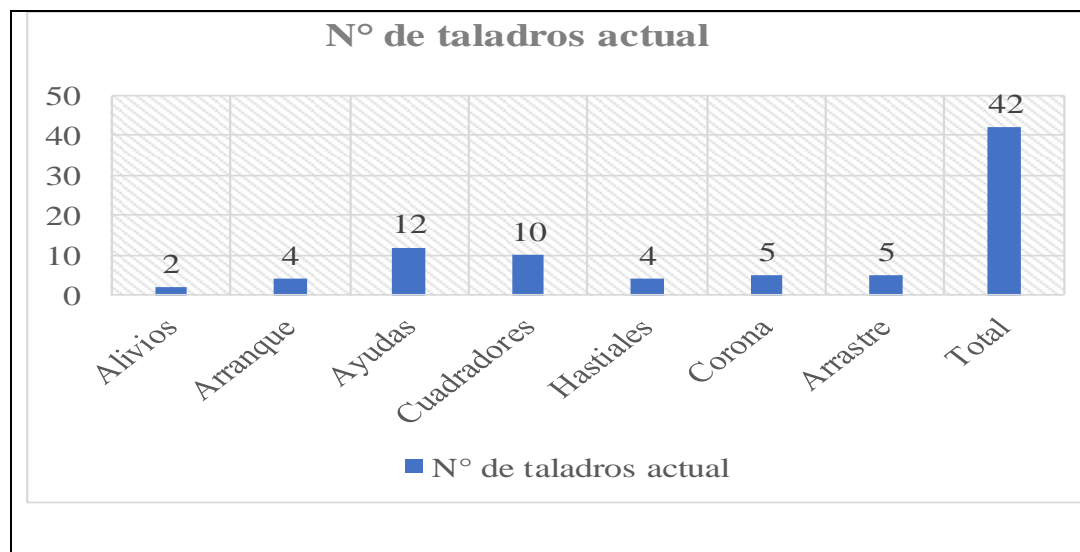


Gráfico 5.2 Distribución de número de taladros.

Fuente: Elaborado por el tesista.

La disminución del número de taladros ha tenido implicancias en la reducción de costos de perforación por disparo a consecuencia de tiempo disminuido en el aire y costo por disparo de la perforadora, barreno, broca los costos totales en perforación son de 87,25 US\$.

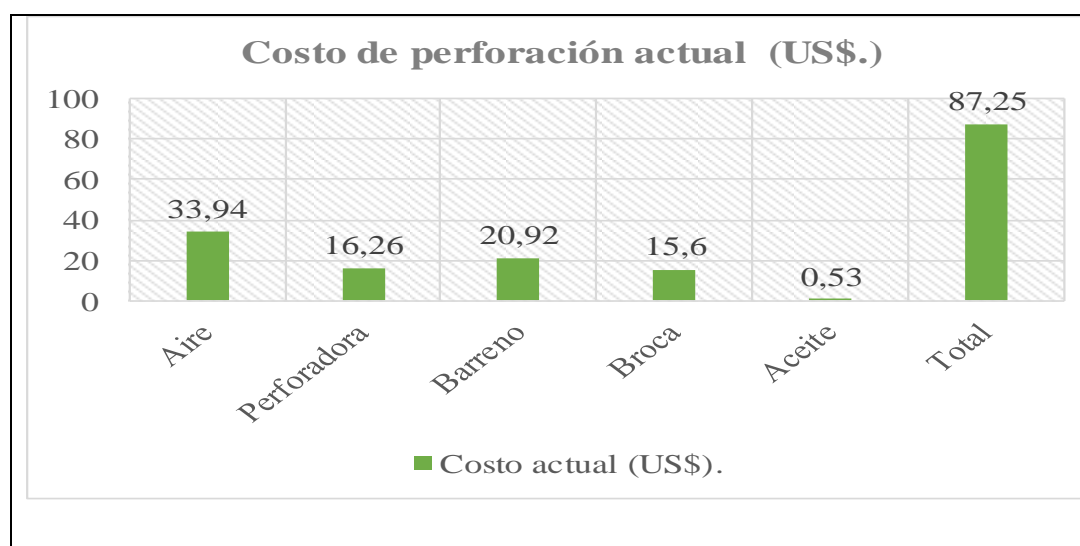


Gráfico 5.3 Costos de perforación actual.

Fuente: Elaborado por el tesista.

La distribución de explosivos según los resultados de los cálculos teóricos y la roca presente en la ejecución de la Galería Progreso se ha disminuido en el arranque, ayudas, cuadradores, hastiales, corona y arrastre haciendo la suma total de 16,2 kg de explosivo por disparo.

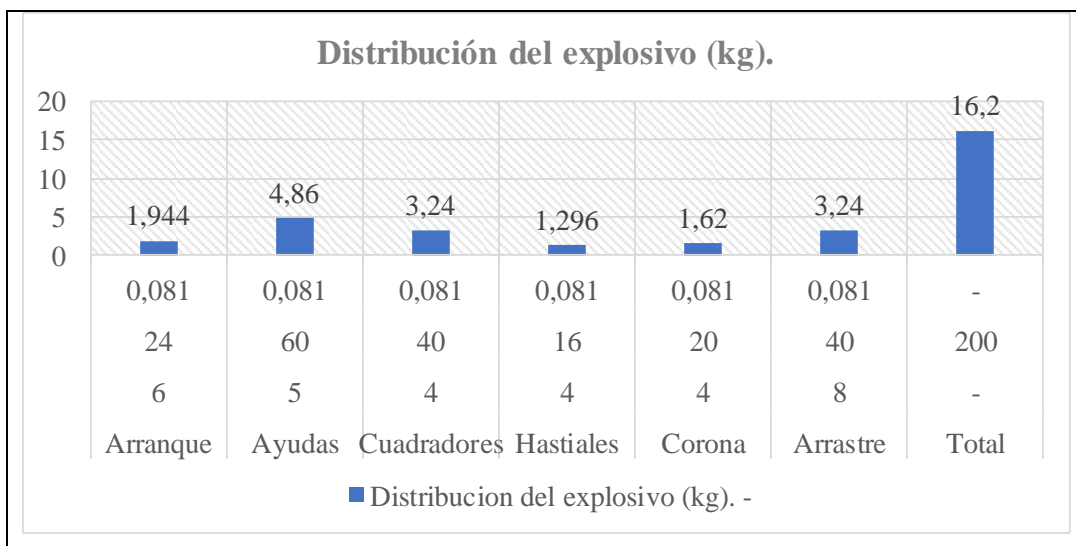


Gráfico 5.4 Distribución de explosivo.

Fuente: Elaborado por el tesista.

La disminución de explosivos y sus accesorios de voladura con el nuevo diseño de malla de perforación han implicado en la reducción de costo en voladura hasta US\$ 148,39 por disparo como se ve en el grafico siguiente.

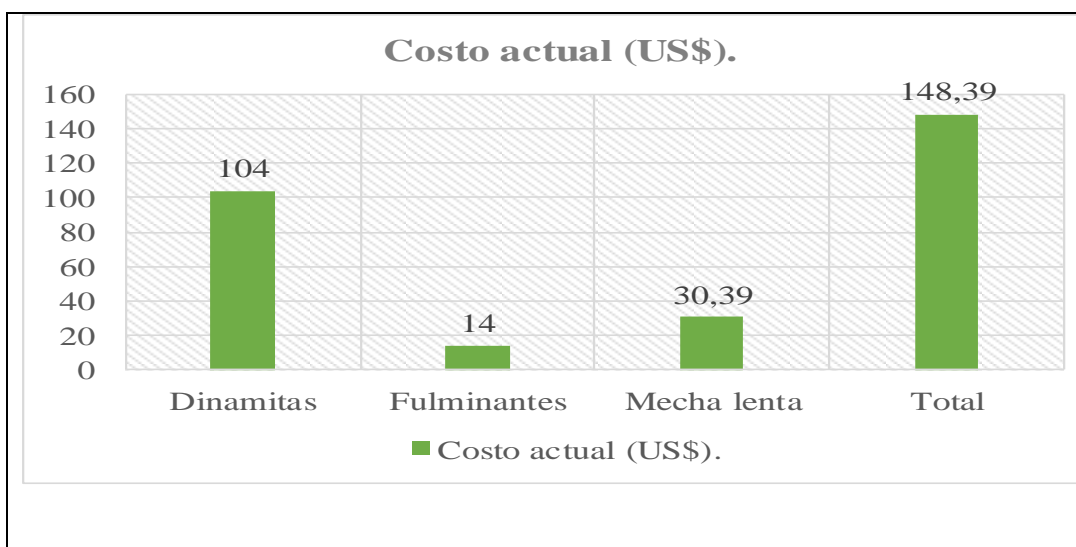


Gráfico 5.5 Costo de voladura actual.

Fuente: Elaborado por el tesista.

Con el diseño de la malla de perforación y la distribución de la carga explosiva en la ejecución de la Galería Progreso se ha reducido los costos de perforación y voladura a US\$ 235,64 por disparo.

Según Carreón Q. Juvenal redujo el número de taladros de 60 antes de optimizar, se redujo a 48 en la etapa final optimizado y taladros cargados de 56 a 44 respectivamente. En consecuencia el consumo de explosivos también bajo 132,72 a 103,70 kg /disparo, sin embargo en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis se redujo de 23,16 kg /disparo a 16,2 kg /disparo.

Según Cháhuares Sairutupa, Félix Cipriano con el nuevo diseño de malla de perforación ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros y en la voladura ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg /disparo a 15 kg /disparo. Con respecto al costo de explosivos se redujo de 57,89 \$ /disparo a 50,1 \$ /disparo, y en la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis se ha reducido el número de taladros de 45 a 42 taladros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 23,16 kg /disparo a 16,2 kg /disparo y en los costos de voladura se ha reducido de US\$ 196,42 a US\$ 148,39.

Según Sánchez Villareal, Yadira Vanesa con la aplicación de la malla de perforación, propuesta en su trabajo, para el franqueo de la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significó para elipses. El ahorro de US\$ 85,12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancias explosivas requeridas y con ello la disminución del costo de explotación, en cambio en la ejecución de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis con el nuevo diseño de malla de perforación y la distribución adecuada de la carga de explosivos se ha ahorrado US\$ 59,26 por costos de perforación y voladura.

CONCLUSIONES.

Con la determinación del diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada, se ha reducido los costos en la ejecución de la Galería Progreso de US\$ 294,9 a US\$ 235,64.

Con el nuevo diseño de malla adecuada de perforación, se ha reducido los costos de perforación de US\$ 98,48 a US\$ 87,25. Implicando a estandarizar los burdenes y espaciamientos en el frente de la Galería Progreso de la contrata minera Cavilquis.

Con la determinación de la carga explosiva se ha reducido los costos de voladura de US\$ 196,42 a US\$ 148,39.

El número de taladros se ha disminuido de 45 taladros perforados a 42 taladros perforados según el análisis de cálculos matemáticos y la geología de la roca que presenta en la Galería Progreso de la minera Cavilquis lográndose muy buenos resultados.

El factor de carga ha disminuido de 2,89 kg /m³ a 1,8 kg /m³ con respecto a la anterior malla de perforación en la Galería progreso de la contrata minera Cavilquis.

RECOMENDACIONES.

Supervisar y controlar siempre el frente de la Galería Progreso antes durante y después de la perforación y voladura para hacer su seguimiento correspondiente para ver el comportamiento de la roca y determinar el diseño de la malla de perforación y la carga explosiva adecuada para la reducir los costos en base al burden y espaciamiento porque no hay nada más cambiante que el macizo rocoso el cual parece no comprender nuestras dificultades en entenderlo.

Hacer un seguimiento exhaustivo al frente de la Galería en el momento de perforación para controlar el paralelismo y uso de guidores y que el diseño de malla adecuada de perforación tenga implicancias para reducir los costos de perforación.

Se recomienda tener bastante cuidado en la determinación de la carga explosiva adecuada para reducir los costos de voladura acorde al comportamiento de la roca que se presenta para incurrir a los costos que se gastara.

Se recomienda reducir los números de taladros acordes a los cálculos teóricos de referencias bibliográficas y las propias características del macizo rocoso que se presenta en el frente de la Galería Progreso.

Controlar el factor de carga por metro cúbico de roca volada de la distribución de la carga explosiva por disparo con respecto al volumen del material roto o fragmentado para conocer la cantidad de explosivo que se está utilizando por metro cúbico de roca fragmentada.

BIBLIOGRAFÍA

Ames Lara, Víctor Alejandro. (2008). *Diseño de las Mallas de Perforación y Voladura Utilizando la Energía Producida por las Mezclas Explosivas*. Tesis de pos grado, Universidad Nacional de Ingeniería: lima.

Anda Hernández Lidia Araceli. (2005). *Contabilidad de costos*. Libro de texto, Instituto Politécnico Nacional Unidad Profesional Interdisciplinaria de Ingeniería y Ciencias Sociales y Administrativa Escuela de Contaduría y Administración de la Universidad Latinoamericana.

Artigas Z., María T. (2011). *Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresa PMG S.A. el callao, estado bolívar*. Tesis de grado, Universidad Central de Venezuela: Caracas.

Camac Torres, Alfredo. (2008). *voladura de rocas*. texto guía: puno.

Calvin J. Konya. (2000). *Diseño de Voladuras*. Ediciones cuicatli: México.

Condori Zambrano, Exaltación. (2010). *Diseño de construcción de rampa subterráneo, para cortar los mantos inferiores del nivel I mina Ana María-Rinconada*. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano: Puno.

Clemente Ygnacio, Tomas y Clemente Lazo, José. (2009). *Análisis de costos de operación en minería subterránea y evaluación de proyectos mineros*. Texto, Huancayo: Edición grafica industrial E.I.R.L.

Cruz Lezama, Osain. (2007). *Control de costos para supervisores*, texto guía: Guayana.

Chambergo Guillermo, Isidro. (2011). *Sistema de costos*. Texto, Universidad Inca Garcilaso de la Vega: Lima.

Chambi Flores, Alan. (2011). *Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco*. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano: Puno.

Durant Broden, Jorge. (2014). *Ingeniería de costos*, Texto Guía: Puno.

Exsa. (2001). *Manual práctico de voladura*, Texto, cuarta edición: Perú.

Fernández Sotelo, Ricardo Julio. (2012). *Voladura para la instalación de ductos enterrados*. Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería: Lima.

Jiménez Mujica, Ana Guadalupe. (2006). *Diseño y cálculo de la voladura de una galería*. Tesis de grado, Universidad Michoacana de San Nicolás de Hidalgo: Morelia mich.

Leopoldo Varela, Alonso. (2009). *Ingeniería de costos teoría y práctica en construcción*. Texto guía, Universidad Nacional de México: México.

Jáuregui Aquino, Oscar Alberto. (2009). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la Optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura*. Tesis de grado, Pontificia Universidad Católica del Perú: Lima.

Loza Carazas, Robert Antonio. (2013). *Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera retamas S.A.* Tesis de grado, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann: Tacna.

López Jiménez, Carlo Ramón. (2005). *Diseño de un método de explotación para la mina Colombia, CVG Minerven, el Callao, estado de bolívar*. Tesis de grado, Universidad Central de Venezuela: Caracas.

López Ruano, Carlo Rene. (2012). *Apertura y ampliación de carreteras con el uso y manejo de explosivos para la voladura de roca*. Tesis de grado, Universidad de San Carlos de Guatemala: Guatemala.

LLanco Sedano, James Humberto y Sicus Quispe, Yasser Rivelinho. (2012). *Evaluación de la Voladura Basada en las Clasificaciones Geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrillas*. Tesis de grado, Universidad Nacional de Huancavelica: Huancavelica.

Ore Gutiérrez, Eusterio. (2006). *Guías metodológicas para el estudio de administración de costos*, texto guía, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Proaño Cadena, Gastón. (2001). *Apuntes de curso para la asignatura de perforación y voladura*. Escuela Superior Politécnica del Litoral, texto guía: Guayaquil Ecuador.

Piñas Esteban, Yuri Alberth. (2007). *Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica minera aurífera retamas s.a.- yacimiento el gigante-la libertad*. Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería: Lima.

Ramírez Oyanguren, Pedro y Monge Leandro, Alejandro. (2004). *Mecánica de Rocas Fundamento e Ingeniería de Taludes*. Texto.

Sánchez Villarreal, Yadira Vanessa. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de la Rampa en la Mina Bethzabeth*. Tesis de grado, Universidad Central del Ecuador: Quito Ecuador.

Varón Guzmán, Félix Santos. (2000). *Laboratorio de Costos*. Texto guía, Universidad de Panplona.



ANEXOS.

Anexo 01

Ubicación geográfica de las minas Ana Marías.



Fuente: Mapas obtenidos de la DREM – PUNO.

Anexo 02
Columna estratigráfica.

| COLUMNA ESTRATIGRÁFICA | | | | | | |
|--|----------------------|---|------------------------------|-------------|-----------|--|
| YACIMIENTO AURIFERO "ANA MARIA" - MINAS LA RINCONADA | | | | | | |
| ERATEMA | SISTEMA | SERIE | UNIDAD LITOSTRATIGRÁFICA | GROSOR mts. | LITOLOGIA | DESCRIPCIÓN |
| CENOZOICO | CUATERNARIO | HOLOCENO | DEPÓSITOS GLACIO FLUVIALES | 60 | | conglomerados sub-redondeados |
| | | | DEPÓSITOS MORRENICOS | | | Morrenas y gravas subangulosas litológicamente heterogeneas |
| | NEOGENO | PLIOCENO | DEPÓSITOS GLACIO - FLUVIALES | 30 | | gravas subredondeadas y subangulosas, lutitas y siltitas conglomeradas |
| | | | FORMACIÓN ARCO AIA | 50 | | conglomerados poco consolidados intercalados con lodolitas |
| PALEOZOICO | SILURIANO | DEVONIANO | FORMACIÓN ANAÑA | 800 | | pizarras gris oscuras con características laminares, niveles pelíticos micaceos y delgados, abundantes juntas desordenadas. Capas de areniscas cuarzosas |
| | ORDOVICICO | | | | | SUPERIOR CARADOCIANO |
| | INFERIOR LLANVIRIANO | secuencias de pizarras con características laminares, intercaladas con limoarcillas, probablemente del grupo San Jose | | | | |

AUTOR: CARLOS CENZANO DEPAZ

Fuente: Geología de los cuadrángulos de Putina y la Rinconada – Ingemmet (1996).

Anexo 03

| LABOR | SECCION (m x m) | PERSONAL DE PERFORACION | REPORTE DE PERFORACION Y METROS LINEALES DE AVANCE | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-------------|-----------------|-------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----|-------|
| | | | JUNIO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | | | |
| 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | | | | | | |
| GL.PROGRESO | 3,00*2,30 | Wilson Mamani Quispe | Numero de taladros | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | | |
| | | Hebert Abado Apaza | Numero de explosivos | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | |
| | | Clever Nuñez Alvarez | Numero de fulminantes | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | |
| | | Rene Laura Pacompia | Guia (m) | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | |
| | | | Metro lineal de avanc. (m) | 1,16 | 1,15 | 1,30 | 1,15 | 1,16 | 1,30 | 0 | 1,20 | 1,10 | 1,11 | 1,10 | 1,17 | 1,30 | 0 | 1,16 | 1,18 | 1,20 | 1,19 | 1,30 | 1,30 | 1,30 | 0 | |
| | | | JULIO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | L | | |
| | | | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | | |
| GL.PROGRESO | 3,00*2,30 | Wilson Mamani Quispe | Numero de taladros | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | |
| | | Hebert Abado Apaza | Numero de explosivos | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 |
| | | Clever Nuñez Alvarez | Numero de fulminantes | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 |
| | | Rene Laura Pacompia | Guia (m) | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 |
| | | | Metro lineal de avanc. (m) | 0 | 1,10 | 1,18 | 1,18 | 1,20 | 1,13 | 0 | 1,30 | 1,30 | 1,15 | 1,11 | 1,19 | 1,16 | 0 | 1,18 | 1,17 | 1,25 | 1,24 | 1,11 | 1,11 | 1,11 | 0 | 1,10 |
| | | | AGOSTO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | L | M | M | J | V | S | D | | | |
| | | | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | | | |
| GL.PROGRESO | 3,00*2,30 | Wilson Mamani Quispe | Numero de taladros | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | 0 | | |
| | | Hebert Abado Apaza | Numero de explosivos | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 286 | 0 | |
| | | Clever Nuñez Alvarez | Numero de fulminantes | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 43 | 0 | |
| | | Rene Laura Pacompia | Guia (m) | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 85,94 | 0 | |
| | | | Metro lineal de avanc. (m) | 1,15 | 1,14 | 1,10 | 1,18 | 1,30 | 1,25 | 0 | 1,20 | 1,11 | 1,10 | 1,11 | 1,20 | 1,16 | 0 | 1,17 | 1,16 | 1,18 | 1,11 | 1,10 | 1,10 | 1,10 | 0 | |

Fuente: Elaborado por el tesista.

Anexo 05



Foto 01. Sección después de la voladura.

Fuente: Elaborado por el tesista.



Foto 02. Uso de los guidores.

Fuente: Elaborado por el tesista.

Anexo 06



Foto 03. Medición del taladro perforado.

Fuente: Elaborado por el tesista.

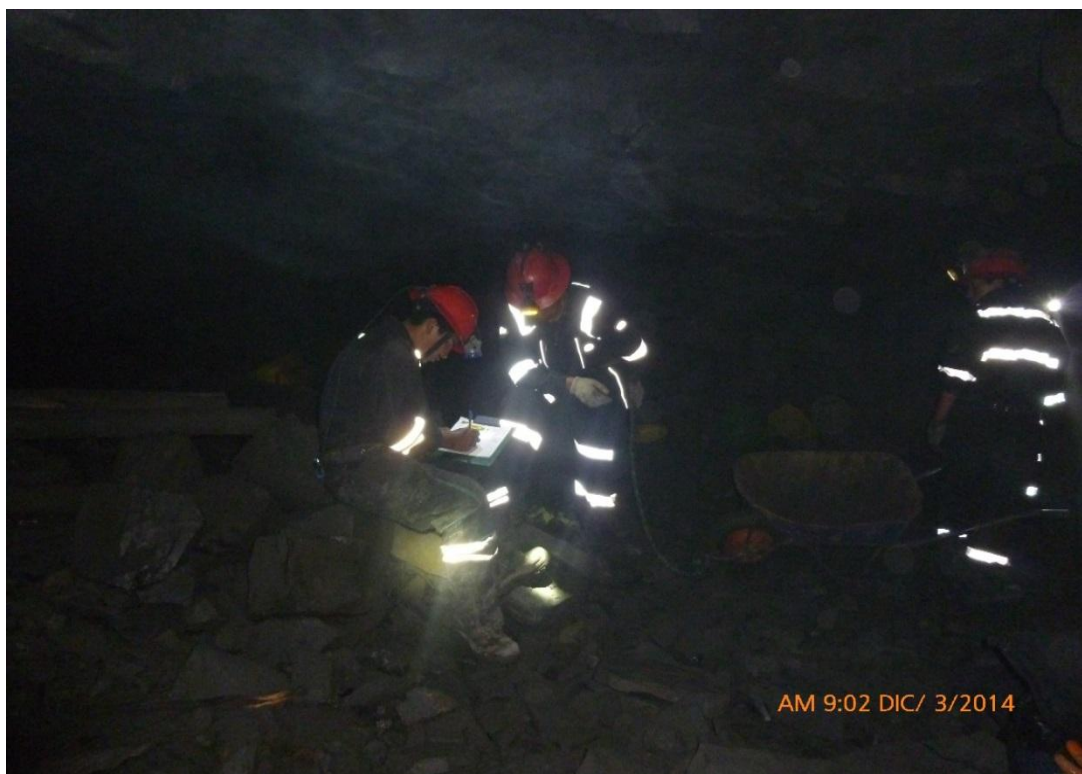


Foto 04. Llenado de cheklists.

Fuente: Elaborado por el tesista.