

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE
MINAS**



TESIS

**Aplicación del Pentacord 80p para optimizar la voladura
controlada de las labores de producción en la mina Animón -
Chungar**

Para optar el título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Missael Jusuki ORTIZ RODRIGUEZ

Asesor: Ing. Alfonso Luis UGARTE GUILLERMO

Cerro de Pasco, Perú - 2020

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA
DE MINAS**



TESIS

**Aplicación del Pentacord 80p para optimizar la voladura
controlada de las labores de producción en la mina Animón -
Chungar.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Wenceslao Julio LEDESMA VELITA
PRESIDENTE

Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA
MIEMBRO

Dr. Ricardo CABEZAS LIZANO
MIEMBRO

DEDICATORIA

Esta tesis va dedicado a mis padres Edilberto Ortiz y Aparicia Rodríguez, a mis hermanos Liberio, José Luis, Jaime, Elva, Blanca, Frank y a mi hija Leonela Ortiz por ser mi motor y motivo.

RECONOCIMIENTO

A mis padres: por la preocupación compartida constantemente, por el apoyo, la iniciativa; **A Dios:** gracias a su infinito amor que da la salud, que sembró en nuestras almas el don de la sabiduría, el deseo de superación y la fuerza para poder alcanzar mi meta, “Confiamos en ti, eres único e insustituible”. **Al equipo de trabajo de MIRO VIDAL CIA** que me acompañaron en mi desempeño profesional, a los ingenieros Fernando Untiveros, Daniel Mayta, Fredy Espinoza, Fredy Paz, Pavel Tello, Elmer Hilario, Junior Ore, Sandra Pérez, etc. queda corto el espacio para mencionar a todos esos grandes profesionales de la unidad Chungar, Volcan, con los que he compartido labores. **A la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión:** Por ser un hogar más donde he obtenido la fuente de conocimientos profesionales de enseñanzas continuas que así lo logre ser el profesional que soy ahora y a todos mis colegas con quienes compartí aula y viví gratos momentos a lo largo de toda mi vida universitaria

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominado “**Aplicación del Pentacord 80P para Optimizar la Voladura Controlada de las Labores de Producción en la Mina Animón- Chungar**”, promueve la ejecución de diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, y en donde el planteamiento del problema es; Optimizar el perfil de la sección de los frentes de producción, aplicando los modelos matemáticos, que será determinativo para pronosticar el análisis del consumo de explosivos que sea el más óptimo, y donde el objetivo general es demostrar que al aplicar el uso del Pentacord 80P se optimiza el perfil de la sección de las labores de producción, puede ser diseñado por modelos matemáticos de control de explosivos.

Este trabajo de investigación demuestra que al utilizar el Pentacord 80P se optimiza el perfil de la sección de las labores de operación y también es aplicado por modelos matemáticos usando las nuevas teorías para calcular el consumo de explosivos. Por consiguiente, para el diseño se utilizó los parámetros del explosivo (densidad, velocidad, presión de detonación, y dimensiones del explosivo) y en parámetro de roca (resistencia de la roca, densidad y RQD). Que se usaron para calcular el consumo de explosivos, estos datos son obtenidos in situ de la mina.

Palabras clave: Voladura controlada, Pentacord 80P, Explosivos.

ABSTRACT

This research work called "Application of Pentacord 80P to optimize the Controlled Blasting of Production Work in the Animón-Chungar Mine", promotes the execution of optimal designs without the need to carry out many of the field, and where the approach of the problem is; Optimize the profile of the section of the production fronts, applying the mathematical models, which will be determinative to predict the analysis of the consumption of explosives that is the most optimal, and where the general objective is to demonstrate that when applying the use of Pentacord 80P optimizes the profile of the production work section, it can be designed by mathematical models of explosives control.

This research work shows that when using the Pentacord 80P the section profile of the operation tasks is optimized and it is also applied by mathematical models using the new theories to calculate the consumption of explosives. Therefore, for the design, the explosive parameters (density, velocity, detonation pressure, and explosive dimensions) and the rock parameter (rock resistance, density and RQD) were used. Used to calculate explosives consumption, these data are obtained in situ from the mine.

Keywords: Controlled blasting, Pentacord 80P, Explosives.

INTRODUCCIÓN

El inicio de esta investigación de la **Aplicación del Pentacord 80P para Optimizar la Voladura Controlada de las Labores de Producción en la Mina Animón- Chungar**. Por lo cual la finalidad es de mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, analizando los resultados previos de los avances de las labores de producción.

Ahora en este trabajo de investigación es aplicar el modelo matemático empleado para conocer el diseño que se ejecuta en el terreno sea igual tanto en la teoría como la práctica, con la condición de obtener un perfil adecuado de los frentes de producción.

El enunciado del problema es, Optimizar la voladura de las labores de producción de la mina Animón - Chungar, aplicando modelos matemáticos para su ejecución, que será determinativo para pronosticar el análisis del perfil de la sección del frente, tal que sea más uniforme y el consumo del explosivo sea lo necesario.

Los antecedentes de la investigación para para optimizar la voladura controlada de las secciones de producción, son tomadas como base de las investigaciones de la nueva teoría como para calcular el burden y la tesis de diseño de mallas de perforación y voladura subterránea en frentes de la mina.

El objetivo de la investigación fue demostrar que con el uso del Pentacord 80P se mejora el perfil de las secciones.

La hipótesis de la investigación fue si era posible optimizar la voladura controlada, aplicando el Pentacord 80P, con las variables obtenidas del campo, como también realizar el control de los explosivos con análisis de modelos matemáticos para pronosticar el perfil y evaluar si el diseño es el ideal.

El presente trabajo se divide en 04 capítulos:

Capítulo I; identificación y determinación del problema del problema, delimitación de la investigación, formulación del problema, formulación de los objetivos, justificación de la investigación y limitaciones de la investigación.

Capítulo II; marco teórico, antecedentes de estudio, bases teórico científicos, definición de términos básicos, formulación de la hipótesis de la investigación, identificación de variables y definición operacional de variables e indicadores.

Capítulo III; la metodología y técnicas de la investigación realizada.

Capítulo IV; se indica los resultados y discusión de estos.

Finalmente arribando a las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos respectivamente con lo cual doy por concluido el presente trabajo de investigación.

El autor.

ÍNDICE

DEDICATORIA

RECONOCIMIENTO

RESUMEN

ABSTRAC

INTRODUCCIÓN

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Identificación y determinación del Problema	1
1.2 Delimitación de la investigación	3
1.2.1 Mina Animón Chungar	3
A. Ubicación geográfica	3
B. Accesibilidad	4
C. Topografía y ecosistemas	5
D. Climatología	6
E. Hidrografía	6
F. Geología	7
G. Geología Local	9
H. Geología estructural	12
I. Tipos de mineralización	14
1.3 Formulación del problema	17
1.3.1 Problema principal	17
1.3.2 Problemas Específicas	17
1.4 Formulación de objetivos	17
1.4.1 Objetivo general	18

1.4.2 Objetivos específicos	17
1.5 Justificación de la investigación	18
1.6 Limitaciones de la investigación	19

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de estudio	20
a. A nivel internacional	20
b. A nivel nacional	22
2.2 Bases teóricas científicas	25
2.2.1 Diseño de malla y cálculo de voladura en galerías	25
2.2.2 Operaciones mineras unitarias	27
2.2.3 Factores que provocan la sobre excavación	29
2.2.4 Clasificación de los explosivos	31
2.2.5 Explosivos acuosos	32
2.2.6 Propiedades físicas de los explosivos	33
2.2.7 Mecánica de la fragmentación de la roca	36
2.2.8 Etapas del proceso del fracturamiento	38
2.2.9 Primera fase de fracturamiento	39
2.2.10 Segunda fase de fracturamiento	40
2.2.11 Tercera fase de fracturamiento	41
2.2.12 Voladura controlada	42
2.2.13 Ventajas y desventajas de la voladura controlada	43
2.2.14 Aplicación de la voladura controlada	44
2.2.15 Confinamiento de la carga explosiva	49

2.2.16	Confinamiento de la carga explosiva al fondo	50
2.2.17	Geomecánica de rocas	51
2.3	Definición de términos básicos	54
2.4	Formulación de hipótesis	58
2.4.1	Hipótesis general	58
2.4.2	Hipótesis específicas	58
2.5	Identificación de variables	59
2.5.1	Variable independiente	59
2.5.2	Variable dependiente	59
2.5.3	Variable interviniente	59
2.6	Definición operacional de variables e indicadores	59

CAPÍTULO III

MÉTODOLÓGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1	Tipo de Investigación.	60
3.2	Métodos de Investigación.	60
3.3	Diseño de investigación	61
3.4	Población y muestra	61
3.5	Técnicas e instrumentos de recolección datos	61
3.6	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	62
3.7	Tratamiento estadístico	63
3.8	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de Investigación.	63
3.9	Orientación ética	64

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Descripción del trabajo de campo	65
4.1.1 Toma de datos de perforación y voladura del tajo Elva piso	65
4.1.2 Resultados de la voladura convencional	66
4.1.3 Rediseño con el uso del Pentacord 80P	67
4.1.4 Resultados de la voladura con el uso del Pentacord 80P	74
4.2 Presentación, análisis e interpretación de resultados	78
4.2.1 Promedio de voladura sin el uso del Pentacord 80P	78
4.2.2 Promedio de voladura con el uso del Pentacord 80P	78
4.2.3 Análisis de la voladura sin el uso del Pentacord 80P	78
4.2.4 Análisis de la voladura con el uso del Pentacord 80P	79
4.2.5 Interpretación de los resultados	79
4.3 Prueba de hipótesis	80
4.4 Discusión de resultados	81

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA

Se considera que una voladura está mal realizada cuando se obtiene labores sobre-excavadas respecto a lo planificado, trayendo como consecuencia la sobre-dilución de las leyes de mineral debido a que no se realiza voladuras controladas, mayor consumo de shotcrete y elementos de sostenimiento, la sobre trituración, sobre excavación y la presencia de bancos después de la voladura, son consecuencias de bajos rendimientos en limpieza, mayor tiempo de limpieza de la labor, generando demoras operativas en el ciclo de minado, las paredes y techo de las labores disturbadas por energía sísmica genera mayor desprendimiento de rocas generando Condiciones sub estándar para la seguridad de los colaboradores que realizan sus actividades diarias en las labores sobre-excavadas, el tonelaje de material producto del disparo es inferior o excedente a lo esperado, se debe realizar voladuras secundarias producto

de la presencia de tiros cortados y soplados, que generan una condición sub estándar.

Los principales problemas detectados en la perforación y voladura es la falta de paralelismo de los taladros con el buzamiento de la estructura mineralizada y con las cajas (caja techo y caja piso), longitud incompleta de los taladros perforados, variaciones en la inclinación de los taladros, inadecuada cara libre o insuficientes taladros de alivio, inadecuados espaciamiento y burden.

Falta de delineado de la malla de perforación (pintado de los puntos de perforación que conforman la malla de perforación). La demarcación de los puntos a perforar asegura que el espaciamiento y el burden sean simétricos y adecuados, además de que permite delimitar la sección a perforar y que la carga explosiva y su energía se distribuyan de manera uniforme. Generalmente Las mallas se perforan a criterio del maestro de cada labor muchas veces sin ningún principio técnico.

Inadecuada columna explosiva, se detectó que a los taladros se les cargaba a más 75% de la columna explosiva llegando incluso al 100% (taladros de producción contorno). Esto lo realizaban creyendo que así “se asegura el disparo”. Por falta de conocimiento y capacitación por parte de la supervisión encargada.

Mala Distribución de la carga explosiva, El Jefe de guardia y bodeguero realizan el vale de pedido de explosivos siempre con las mismas cantidades sin analizar detalladamente la malla de perforación y/o voladura que se utilizara de acuerdo a la sección y tipo de terreno. Todo lo antes mencionado ha conllevado a la empresa a evaluar sus

operaciones mineras. Por lo cual con la aplicación del Pentacord 80P para optimizar la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón- Chungar se busca controlar todas las deficiencias de la voladura.

1.2 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1 MINA ANIMON-CHUNGAR

A. UBICACIÓN GEOGRAFICA.

La Unidad Minera Animon-Chungar, está ubicada en el Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco, a una altitud de 4592 msnm. (Volcan, 2018)

Con las siguientes coordenadas:

76°25'19" de longitud

11°02' 35" de latitud

Con coordenadas UTM:

N 8 780 728

E 344 654

En la hoja 23-K-Ondores.

B. ACCESIBILIDAD.

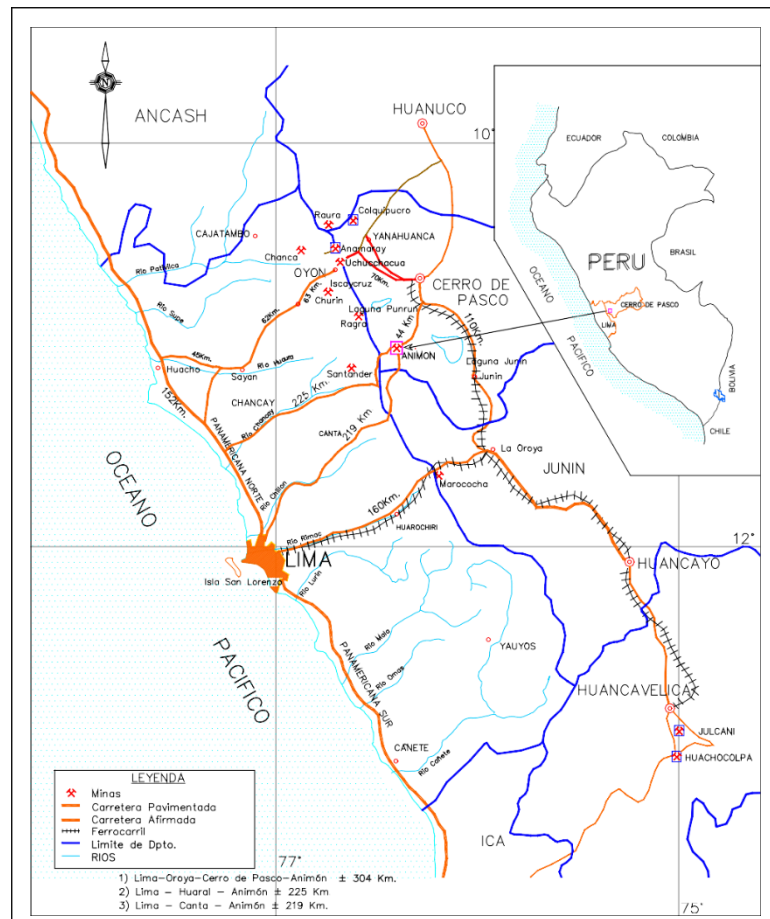
A la Unidad Minera Animón-Chungar, se accede desde la ciudad de Lima por la carretera central hasta el paraje Villa de Pasco con 301 Km. de vía, desde este lugar se toma el acceso que se dirige al Distrito de Huayllay, y más adelante tomamos la carretera mina ANIMÓN, Asimismo se tiene la carretera Lima – Canta – Animón con 320 Km. de vía

afirmada, cabe mencionar que la mina Animón se ubica a 50 Km. Al sur – oeste de la ciudad de Cerro de Pasco y a 7 Km. al oeste del Distrito de Huayllay.

El yacimiento minero de Chungar se encuentra ubicado en el lugar del mismo nombre, que pertenece al Distrito de Huayllay, Provincia y Departamento de Pasco; a 27 km al norte de la ciudad de Cerro de Pasco.

Es accesible desde la ciudad de Lima por la Carretera Central asfaltada, siguiendo la ruta Lima – La Oroya – Cerro de Pasco con un intervalo de 320 Km.; en el siguiente plano se puede visualizar la ubicación.

Figura N° 1 Mapa de accesibilidad a la mina Animón – Chungar
Fuente: Área de Geología Chungar.



C. TOPOGRAFÍA Y ECOSISTEMAS.

La Unidad Minera Animón-Chungar presenta una topografía estable en sus partes bajas. En dirección Este y Oeste se observan agudos picos que alcanzan los 5500 msnm que pertenecen a las cordilleras que dominan los bordes de la meseta andina, compuestas por la cordillera occidental y oriental en los Andes Centrales del Perú. (Área de Geología, 2018)

Cabe señalar que la zona presenta baja actividad sísmica. Los grandes temblores que afectan regularmente a la costa peruana rara vez repercuten en la sierra, Los suelos son típicos de gran altura constituidos por terrenos del tipo franco arenoso. Estos suelos se hallan cubiertos por praderas incipientes y temporales, alejados de centros poblados y zonas agrícolas. (Área de Geología, 2018)

En la zona se ha identificado ecosistemas como: Bofedales (formación vegetal compuesto por hierbas de porte almohadillado, arrosadas muy diversas), pajonal bajo (formación herbácea de porte bajo, dominada por gramíneas de porte alto, dispuestas en manojos aislados y constituyen el pajonal de puna); y el de Matorral Bajo o ladera rocosa (con vegetación compuesta principalmente por gramíneas de porte alto "ichu" y arbustos espinosos). (Área de Geología, 2018)

En general, la vegetación es incipiente en la zona, existen

ichu y pastos calificados de tercera clase que pertenecen a los géneros de “festuca” y “calamagrosis”, “gramíneas”, “juncáceas” y algunas “leguminosas”. La fauna existente en el lugar se reduce a la presencia de ovejas y algunos camélidos sudamericanos, al igual que aves acuáticas como la marihuana, el kivio, patos silvestres, huayatas, etc. (Área de Geología, 2018)

D. CLIMATOLOGIA.

La zona presenta un clima frío y seco, tradicional de la región puna, con temperatura que oscila entre 3 - 4° bajo cero, entre los meses de enero y marzo se presentan precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre abril - junio. (Área de Geología, 2018)

La vegetación en la zona es muy escasa a causa al clima frío y por pocos lugares de materiales aluviales favorables para la vegetación. (Área de Geología, 2018)

La vegetación de la zona es típica de la región puna y cordillera, que consta de ichus y pastos.

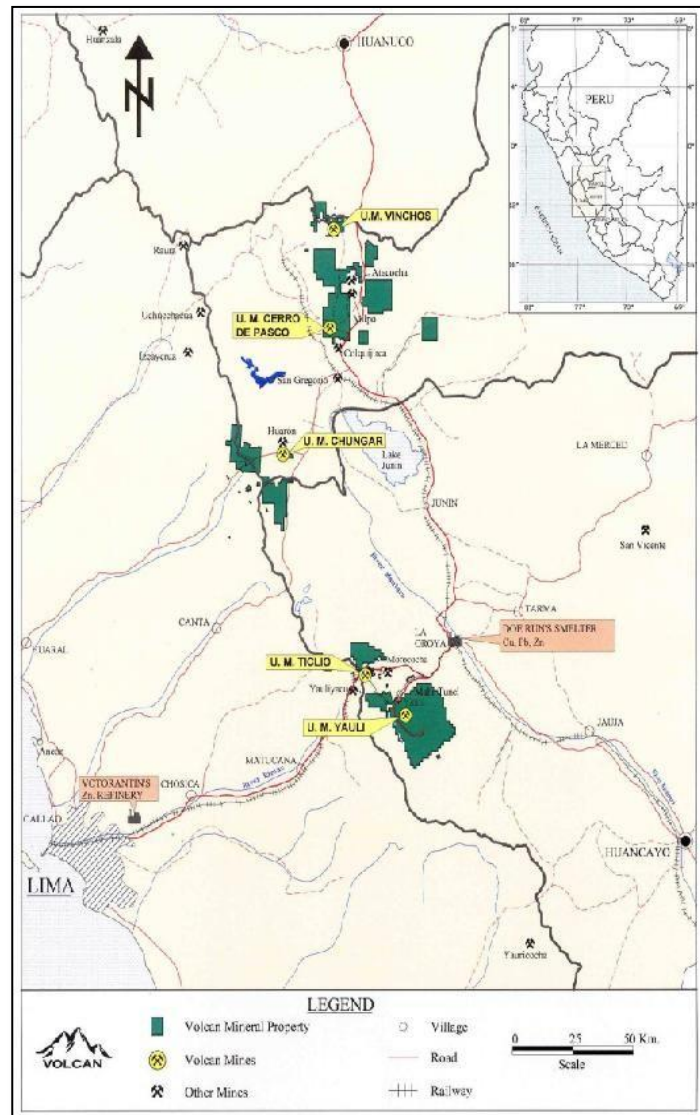
E. HIDROGRAFIA.

El sistema hidrológico del lugar pertenece a la cuenca hidrográfica del atlántico y está formado por un conjunto de lagunas tales como:

Naticocha, Lacsacocha y Huaroncocha; de estos se toma como suministro de agua industrial de la Laguna Naticocha para la Planta Concentradora, cabe mencionar que también

de estas aguas se suministra par el uso del consumo poblacional. (Área de Geología, 2018)

Fig. N° 2 Mapa de la mina Animón - Chungar
Fuente: Área de Geología Chungar.



F. GEOLOGIA

Las unidades litoestratigráficas que afloran en la región minera de Animón- Chungar están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo “molásico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipabisales. En la

región abunda las “Capas Rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la Cordillera Occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas decoloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros datan al cretáceo superior terciario inferior (Eoceno). En forma discordante a las “Capas Rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piro clastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudo estratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datán al cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la mina Animón. Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras

“caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “Bosque de Rocas” datan al plioceno. Completan el Marco Geológico-geomorfológico una posterior erosión glacial en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glacial la creación de grandes cantidades de lagunas. (Área de Geología, 2018)

G. GEOLOGÍA LOCAL.

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las “Capas Rojas” del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de arcilla, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la Cordillera Oriental de los Andes. (Área de Geología, 2018)

Figura N°3 Mina Animón

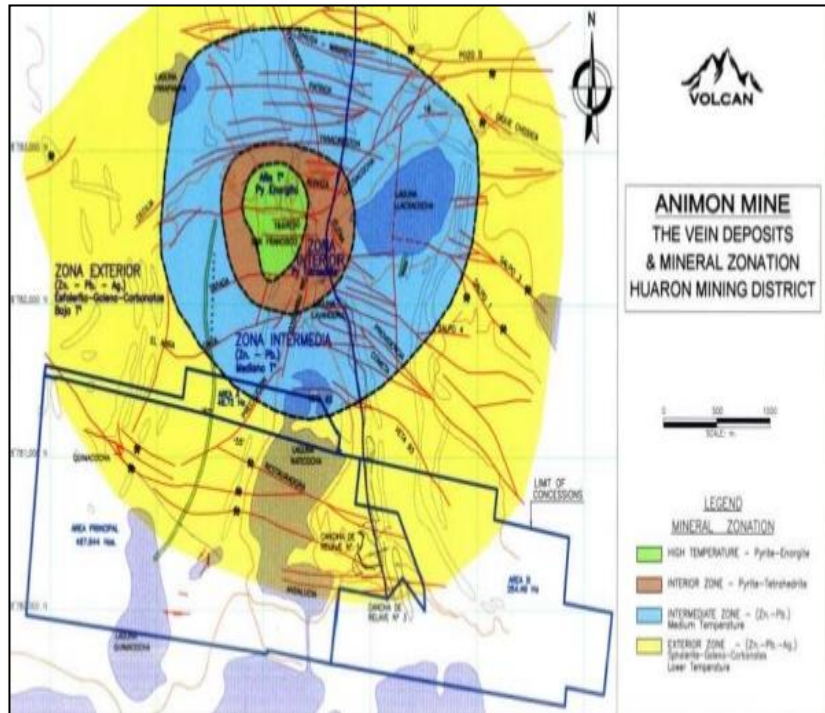


Figura N°4 Estratigrafía Mina Animón

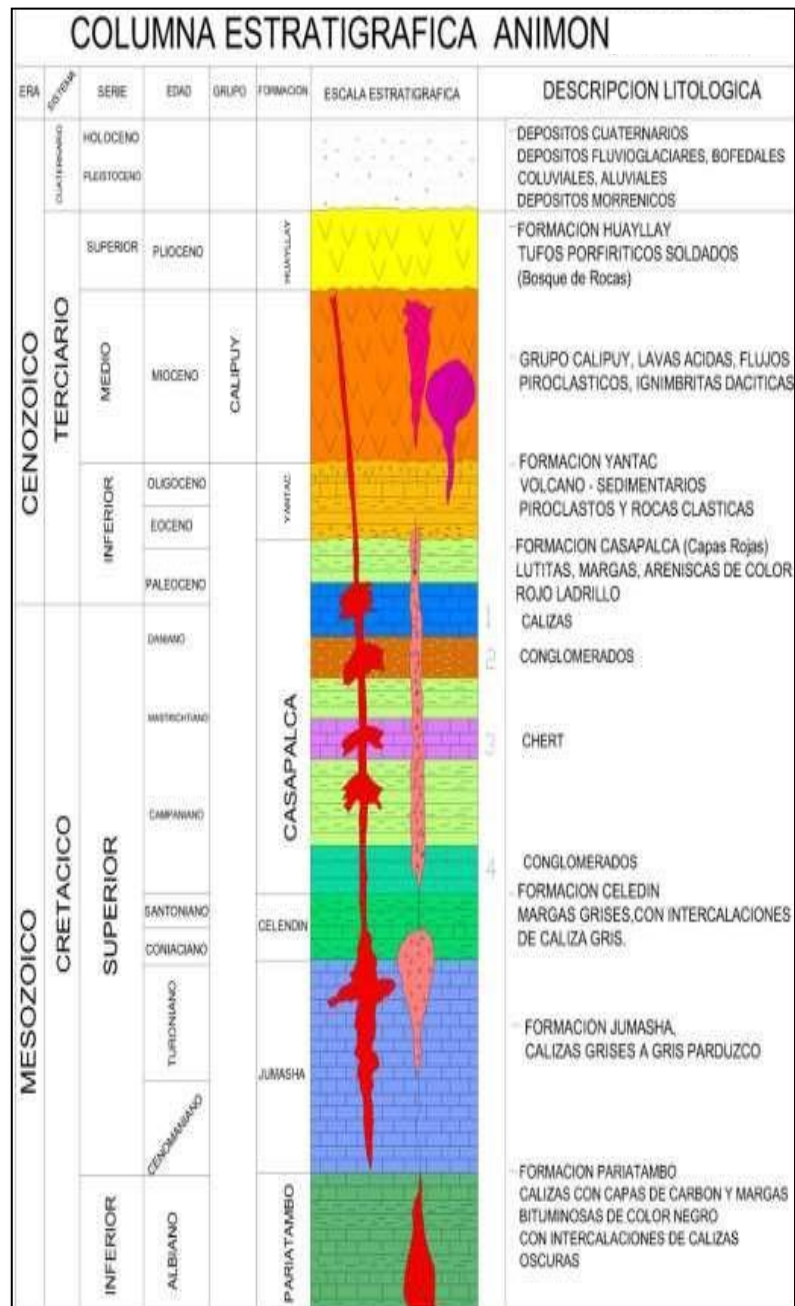


Figura N° 8 Columna Estratigrafica Regional

Fuente: Volcan Compañia Minera / Geologia U.O.Chungar

Modificado por: Mary Luisa Ccama Hanco

LEYENDA

METALOTECTOS Pb, Zn, Cu, Ag, Au.

- calizas Quimacocha, Pb, Zn, Ag.
- Conglomerado San Pedro Pb, Zn, Ag.
- Chert Sevilla Pb, Zn, Ag.
- Conglomerado Barnabé Pb, Zn.

INTRUSIVOS

- stock andesítico N-an
- cuarzo monzonita N-mz
- Domo riolítico N-r
- granodiorita N-gd

H. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

Plegamiento:

Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos Este-Oeste, los sedimentos pre terciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Animón, cuyas características son las siguientes:

1. Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W.
2. El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste.
3. El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este.
4. El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al Norte y la parte Sur 5° a 8° al Sur.

Las dimensiones de la estructura son de 20 Km. a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 Km. a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova). A 3.5 Km. al oeste del anticlinal de Chungar se ubica el sinclinal de Quima cocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Chungar. La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido

originada por una deformación cómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba. (Área de Geología, 2018)

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas pre intrusivas. Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay. (Área de Geología, 2018)

Intrusivo:

El relajamiento de las fuerzas tectónicas complejionales pre intrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de

precipitación de los fluidos ígneos de composición monolítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4Km. y se orienta al N 25° W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 163 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. (Área de Geología, 2018)

Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad pos intrusiva y pre mineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento (ver sección transversal). El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzarse 85°-88° al oeste. Los diques axiales transversales instruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E-W y N 85°W distribuidos en una zona de 300 metros de ancho. Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350-400 metros de longitud. (Área de Geología, 2018)

I. TIPOS DE MINERALIZACION.

Los tipos de mineralización del distrito están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto. Con todos los trabajos de reinterpretación se ha

definido la presencia de vetas E-W y en la intercepción de horizontes calcáreos, presencia de cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca. (Área de Geología, 2018)

a) Estructuras vetiformes

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Animón son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1 800 en las vetas de mayor importancia como:

La veta Principal y Precaución, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animón hasta 330 metros (Nv 270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 mts. Las Vetas Este-Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoníticos tienden a ramificarse

y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos. Muy pocas vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal o concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silicificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización (Área de Geología, 2018).

b) Columnas metalíferas

Tal vez esfuerzos compresivos formadores del anticlinal de Animón han actuado de manera diferente de Este-Oeste y viceversa en Animón, con un mayor relajamiento o movimientos distensivos hacia el Oeste coadyuvados por la reapertura de fracturas pre existente. (Área de Geología, 2018)

c) Cuerpos mineralizados

Los cuerpos mineralizados se ubican en la parte Este y Oeste del anticlinal y se han formado en el área de intersección de las Vetas EW con el conglomerado Bernabé y con el chert Córdoba en la zona Este y con el conglomerado San Pedro en la zona de Quimacocha. (Área de Geología, 2018)

Estos cuerpos mineralizados tienen contornos horizontales irregulares y elongados en dirección Norte-Sur.

La mineralización en los conglomerados se presenta diseminada y reemplazamiento de la matriz calcárea. (Área de Geología, 2018)

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1 PROBLEMA PRINCIPAL

- ¿Con la aplicación de Pentacord 80P se optimizará la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón-Chungar?

1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿De qué manera con la aplicación del Pentacord 80P optimizará los estándares de voladura controlada de las labores de producción de la mina Animón- Chungar?
- ¿De qué manera con la aplicación del Pentacord 80P reducirá la sobre-excavación de las labores de producción en la mina Animón- Chungar?
- ¿De qué manera la aplicación del Pentacord 80P reducirá la dilución del mineral de las labores de producción en la mina Animón- Chungar?

1.4 FORMULACIÓN DE OBJETIVOS

1.4.1 OBJETIVO GENERAL

- Demostrar que con la aplicación del Pentacord 80P se optimiza la voladura controlada de las labores de producción de la mina Animón, Chungar.

1.4.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P optimiza los estándares de la voladura controlada de las labores de

producción de la mina Animón, Chungar.

- Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P reduce la sobre excavación de las labores de producción de la mina Animón, Chungar.
- Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P reduce la dilución del mineral de las labores de producción de la mina Animón, Chungar.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación busca establecer la optimización de la voladura controlada de las labores de producción con el uso de Pentacord 80P para mejorar los estándares de voladura, la sobre excavación de las labores y la dilución de mineral. En la actualidad en la Unidad Minera con la optimización de la voladura controlada con el uso del Pentacord 80P se ha logrado disminuir el consumo de shotcrete, los elementos de sostenimiento; se tiene mayor eficiencia en los rendimientos de la limpieza; los techos de las labores se encuentran con un perfil más uniforme y estable; así mismo se ha minimizado el consumo de explosivos. El presente trabajo de investigación propone aplicar un estándar para realizar y optimizar la voladura controlada en función a la energía que genera un explosivo, por ende, optimizar el proceso de perforación y voladura en la mina Animón – Chungar.

La Investigación es relevante pues estudia la relación de la optimización de la voladura controlada de las labores de producción con el Pentacord 80P y los resultados que se obtiene en las labores de producción de la

unidad minera. Sí bien existen estudios sobre métodos de voladura controlada, son muy pocos los que evalúan la reducción de la sobre-excavación de labores después de la voladura tiene gran influencia en la disminución de demoras operativas en el ciclo de minado, consumo planificado de elementos de sostenimiento, reducción de dilución de leyes de mineral y disminución de condiciones sub estándar para la seguridad de los trabajadores; a pesar de que el sector minero es representativo para el PIB nacional.

La investigación resulta importante en el sector de minas subterráneas, pues el resultado de la investigación pondrá en evidencia la reducción de la sobre excavación, porcentaje de dilución del mineral, de las labores de producción, el cual tendrá relación directa con la optimización de la voladura controlada. Así mismo será materia de evaluación y del uso de este método de voladura controlada en otras empresas mineras.

1.6 LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Se tuvo limitación en cuanto al:

- Financiamiento para la elaboración del presente estudio.
- Apoyo de personal capacitado.
- Información de la data actual en cuanto a la operatividad de la investigación.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE ESTUDIO

En la literatura de costos existe una motivación por descubrir los vínculos existentes entre la aplicación de la voladura controlada y su influencia en el control de estándares de la voladura. La evidencia empírica ha demostrado una relación positiva entre estas variables. Aquí presentamos algunos de los más recientes resultados de las investigaciones sobre el tema.

a. Nivel Internacional

Dey & Sen (2003) en el estudio “Concept of Blastability – An Update” explica que el principal objetivo de la investigación es la fragmentación por las voladuras y conseguir un tamaño adecuado que se ajusten a nuestras necesidades, así mismo buscar un factor de explosión específico para reducir al mínimo el costo de la minería

en general, aproximándonos a un buen resultado utilizando parámetros geo mecánicos, un buen diseño y explosivos adecuados. Las conclusiones del estudio son las siguientes: Se ha intentado definir la explosividad de una u otra manera, pero aún, un esquema de explosividad universal único bien definido, que definirá el diseño y el rendimiento de la explosión de manera efectiva, aún está por lograrse. La investigación fundamental sobre diseño de explosiones y para describir la masa rocosa que ve la voladura como una operación está en marcha. Se cree que puede ser posible obtener una metodología universal para determinar la capacidad de explosión, que incorporará los resultados de la explosión y ser capaz de relacionarse estrechamente con el factor de polvo para diferentes condiciones de minas. Viendo esto, hasta ahora la metodología JKMRRC puede ser aceptada como el mejor enfoque.

Mestas (2007) en el estudio “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia”, realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo y en donde el objetivo es diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia y pronosticar el análisis de la fragmentación para determinar si es el óptimo. La hipótesis del estudio consiste en que después de ejecutar el análisis teórico y las pruebas de campo, se demuestra que:

Si es posible diseñar mallas de perforación y voladura, aplicando el modelo matemático de áreas de influencia, utilizando las variables

obtenidas del campo.

También es factible, utilizar el análisis granulométrico para pronosticar la fragmentación y evaluar diseño de malla de perforación y voladura, usando sus variables de campo.

Las conclusiones del estudio fueron las siguientes:

- Si fue posible diseñar mallas de perforación y voladura subterránea para frentes en la mina San Rafael, utilizando la nueva teoría para calcular el burden.
- El diseño de mallas de perforación realizados por esta teoría se usó solamente para cortes en paralelo.
- Fue posible utilizar el análisis granulométrico para pronosticar la fragmentación y evaluar el diseño de malla de perforación y voladura para determinar dicho diseño si era el ideal.
- Para que el diseño de malla de perforación ideal debe de tener como mínimo un 95 % pasante de fragmento roto para un determinado tamaño característico de roca
- El modelo predictivo de Kuz-Ram es una buena herramienta para analizar la tendencia de la fragmentación para diferentes diseños de malla de perforación y voladura.

b. A nivel Nacional

Calderón Navarro (2015) en la investigación intitulada “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera MACDESA)”. El objetivo del estudio es optimizar las prácticas de perforación y voladura en los avances y la producción en la mina

modelo de mediana escala MACDESA. La hipótesis del estudio consiste: La mejora en las técnicas de perforación y voladura permitirán la optimización del avance y producción en la compañía minera MACDESA.

La hipótesis general del estudio es: La mejora en las técnicas de perforación y voladura permitirán la optimización del avance y producción en la compañía minera MACDESA.

Las conclusiones del estudio son las siguientes:

- El trabajo que se realiza en las operaciones unitarias donde están implicados desde un obrero hasta el superintendente es muy importante, ya que todos tienen el mismo fin de realizar la perforación y voladura de manera correcta y sin incidentes en avance y producción.
- Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión, que de manera común o empleando otros modelos matemáticos.

Gonzales Fernández (2016) en el estudio “Evaluación de la voladura en el método bresting en la Empresa Minera MARSA” explica sobre las vetas, que es un yacimiento orogénico caracterizado por la ocurrencia de vetas y cuerpos de oro, metalogénicamente se encuentra ubicado en la franja metalogénica nororiental del Batolito de Pataz. El cual pertenece a la empresa MARSA; empresa de minería subterránea, que produce 176,500 Oz de Au al año, ha sido explorado y explotado

sostenidamente desde hace 34 años; en la actualidad representa uno de los yacimientos de mayor producción subterránea de oro del Perú; su producción acumulada al 2014 asciende a 5.3 MOz, cuenta con recursos medidos de 0.5 MOz y sus recursos indicados e inferidos superan los 3.5 MOz, siendo uno de los yacimientos orogénicos más importantes de la región con alcance mundial. MARSA realiza por año un promedio 18,000 metros de avance lineal con fines de exploración y desarrollo, 35.000 metros de perforación destinada a la exploración de nuevos recursos de mineral y 6,000 metros de perforación de corto alcance con fines evaluativos. El problema general de la investigación es: ¿En qué medida la voladura empleada en el método brestring permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A.? La hipótesis general es: La voladura empleada en el método brestring permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A. El Objetivo general del estudio es: analizar y determinar la productividad y eficiencia de la voladura en el método brestring en Minera Aurífera Retamas S.A. Las conclusiones son:

- La voladura en el método de brestring permite alcanzar la productividad y eficiencia en Minera Aurífera Retamas S.A.
- El costo de operación (minado) de explotación Aplicando el método brestring con barrenaje de 6 pies en el tajo 564 es de 17.18 dólares por tonelada y la producción es de 10.34 toneladas por hombre guardia y con barrenaje de 8 pies en el tajo 561 es de 15.52 dólares por tonelada y la producción

es de 13.73 toneladas por hombre guardia, por lo tanto, el costo de operación (minado) del tajo 561 disminuye en un 9.62 %, con respecto al tajo 564.

Ivites & Genix (2017) en el estudio “Reducir el porcentaje de dilución, mediante voladura controlada en los tajos de producción en la Mina Chungar” explica viene realizando sus operaciones en los yacimientos de la Unidad Minera de Animón veta Elva piso nivel 175 con una sección de 1.50m x 1. 80m, la cual viene siendo ejecutada por la contrata especializada Minera Miro Vidal SAC., en la explotación de tajos. Las características del yacimiento son irregulares, encontrándose zonas inestables, calificándose como roca MF/P (terreno muy fracturado), generándose sobre rotura y daños en la corona, además de incrementar el porcentaje de la dilución. La explotación se realiza en forma convencional, habiéndose verificado un exceso de consumo de explosivos lo cual se refleja en el indicador conocido como factor de carga. El problema general de la investigación es: ¿Es posible reducir el porcentaje de dilución mediante voladura controlada en los tajos de producción de la veta Elva piso del NV 175 de la Mina Animón? La hipótesis consiste en: si es posible mejorar el porcentaje de dilución al emplear una voladura controlada con espaciador de agua, se tendrá un mejor control de sobre rotura en los tajos de producción, por ende, se obtendrá una mejor producción. Las conclusiones son:

- Se ha logrado la optimización de perforación y voladura con la malla propuesta lo cual se traduce en: mejor control de

dilución, mayor control en el macizo rocoso y reducción del factor de potencia que indica el menor consumo de explosivos.

- Se redujo un 20 % en el factor de carga con la malla propuesta con respecto a la anterior.

2.2 BASES TEÓRICAS CIENTÍFICAS

2.2.1 Diseño de malla y cálculo de voladura en galerías

A. Sistema de avance

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

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

En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m² pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permiten la excavación a plena sección.

B. Esquema de voladura

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no

existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección. (Jimeno C. L., 2003)

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre. (Jimeno C. L., 2003)

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

esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas, 2007).

2.2.2 Operaciones mineras unitarias

A. Perforación y voladura

Los equipos de perforación son perforadoras livianas tipo Jack- leg. La longitud de barrenos es de 5, 6 y 8 pies con 34, 36 y 38 mm de diámetro de inserto y/o brocas. En la voladura, se emplean dinamitas semigelatinas con potencia relativas de 45% y 65% y dinamitas pulverulentas de 45% y 65% en las coronas. Las ratios de perforación y voladura son:

- Factor de voladura en lineales es 2.18 kg/m³ y en tajos 1.04 kg/m³.
- Factor de perforación en lineales es 7.10 m/m³ y en tajos 3.92m/m³.
- Rendimientos en lineales es 36.76 cm/hg y en tajos 2.20 Tn.

B. Limpieza y acarreo de minerales

En tajos la limpieza se realiza con winches de arrastre de dos tamboras de motor eléctrico de 15 HP, que permiten un mejor rendimiento en el ciclo de minado, en algunos casos la limpieza es en forma manual con carretillas y carros mineros hasta depositar en las tolvas de extracción.

En frentes la limpieza se realiza con Palas Neumáticas

Eimco 12B, y 21 de capacidades 0.155m³, 0.198m³ respectivamente. La extracción de desmonte o mineral de interior mina hasta las bocaminas lugar donde están las tolvas principales, se realiza con locomotoras a batería de 1.5 y 3 toneladas que jalan 12 a 20 carros mineros (U34).

El transporte de las tolvas principales (Bocaminas) a la tolva de gruesos (Planta de tratamiento) se realiza con volquetes de 20 toneladas de capacidad.

C. Sostenimiento

La masa rocosa ha sido clasificada por el índice Q y el índice RMR, los tipos de roca determinados son: A, B, C y D.

Las propiedades físicas y de resistencia de la roca han sido estimadas a partir de ensayos de laboratorio y del índice de resistencia geológico GSI. El criterio de falla empleado es el de Hoek-Brown. El sistema adecuado de sostenimiento temporal está constituido por los elementos:

- Puntales de madera,
- Gatas hidroneumáticas y
- Pernos de anclaje.

Aplicando finalmente el Relleno Hidráulico en los tajos vacíos, su principal objetivo es evitar colapsos, subsidencias y permite recuperar los puentes y pilares de mineral. Las propiedades y características del relleno hidráulico son las siguientes:

- Densidad de pulpa: 1900 gr./lt

- Velocidad crítica: 2.59 m/s
- Velocidad de percolación: 18.78 cm/hr
- Diámetro de tubería (troncal): 4" f
- Energía para el transporte: gravedad
- Diferencia de altura (Planta -Tajeo): 800 m

2.2.3 Factores que provocan la sobre excavación

Los Factores que provocan sobre excavación y caída de rocas en las labores de explotación de la mina; en la Compañía Minera Retamas S.A. son:

a) Mal dimensionado de las áreas a excavar

Respecto a altura, ancho y largo de los tajeos a explotar y al dimensionamiento de los pilares y puentes de soporte.

b) Voladura sobredimensionada

El exceso de carga y secuencia de salidas muy apretada generan deterioro de la roca del contorno de las labores disparadas.

Orientación desfavorable de las labores mineras con respecto al rumbo y buzamiento de las estructuras geológicas principales o predominantes de las minas (fallas, diaclasas, disyunción y planos de estratificación).

c) Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca.

Tipo de arranque, distribución de taladros y de la carga explosiva, secuencia de salidas que no mantienen relación con el grado de intensidad del fisuramiento (fisuras apretadas, medianamente separadas y ampliamente

separadas).

d) Inapropiada selección del explosivo

- Según el tipo y condición de la roca.
- Detonación
- Deflagración vs. Tenacidad
- Friabilidad
- Factor de carga
- Factor de energía vs volabilidad
- Excavabilidad

2.2.4 Clasificación de los Explosivos

En términos generales los explosivos de reacción se clasifican en: explosivos químicos y explosivos nucleares.

Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil.

Los nucleares están vinculados a la desintegración de materiales como uranio 235 y plutonio, proceso que desprende inmensas cantidades de energía. Su empleo actual es en el campo militar y de investigación.

Aunque no se clasifican como explosivos, algunos productos especiales actúan como una explosión física sin detonación previa, producida por la súbita expansión de gases inertes licuados como el CO₂ por aplicación de calor. Su empleo está limitado a ambientes con alto nivel de grisú en las minas de

carbón, o donde no se puede emplear explosivos convencionales.

A. Dinamitas

Convencionalmente, de acuerdo al contenido de nitroglicerina en proporción a la mezcla inicial no explosiva y a aspectos de aplicación, Las dinamitas se clasifican en:

- **Gelatinas**

Gelatina Especial 75 y 75 BN; Gelatina Especial 90 y 90 BN; Gelignita y Gelatina Explosiva (con densidades de 1,3 a 1,5 g/cm³ y velocidades de 5 000 a 6 500 m/s) de consistencia plástica, elevado poder triturador para rocas duras y gran resistencia al agua para trabajos subacuáticos.

- **Semigelatinas**

Semexa 45, Semexa 60, Semexa 65 y Semexa 80 (con densidades de 1,08 a 1,2 g/cm³ y velocidades de 3 500 a 4500 m/s), de consistencia granular o pulverulenta, adecuada para rocas semiduras y húmedas.

- **Pulverulentas**

Exadit 45, Exadit 60 y Exadit 65 con densidades de 1,00 a 1,05 g/cm³ y velocidades de 3400 a 3 600 m/s), de consistencia granular fina, adecuada para rocas friables, blandas, en taladros secos.

- **Especiales**

Exsacorte para voladura controlada y Geodit para sísmica.

2.2.5 Explosivos acuosos

A. Explosivos hidrogel (sensibles al fulminante)

Los hidrogeles están constituidos por una fase continua, que es una solución acuosa de sales oxidantes saturada a temperatura ambiente y gelificada por gomas hidrosolubles; y por una fase dispersa de partículas sólidas, gotitas líquidas, o ambas. En el caso de un líquido disperso, la composición pertenece simultáneamente al grupo de las emulsiones de tipo “aceite en agua”.

B. Emulsiones explosivas (sensible al fulminante)

Las emulsiones explosivas son de tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

Los explosivos de uso industrial empleados en voladura de rocas actúan con base en una reacción físico-química de combustión muy rápida que comprende a tres elementos: oxidante, combustible y sensibilizador. Por tanto, los explosivos contienen estos tres elementos, clasificándose en cuatro grupos según el tipo de ellos.

2.2.6 Propiedades físicas de los explosivos

A. Densidad

Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico; ejemplo, el Anfo a granel tiene densidad de 0.85 gr/cc. Una densidad menor a 1.0 gr/cc flotará en agua, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo.

Tabla N° 1 Explosivos utilizados:

Tipo de explosivo	Densidad	Observaciones
Semexa 65	1.12	Para roca Dura
Semexa 45	1.08	Para roca Semi dura
Exadit 65	1.04	Para roca Suave
Exadit 45	1.00	Para roca muy suave

B. Sensibilidad

Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido, variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente:

- La dinamita es sensible a la cápsula detonadora de potencia N° 8 o a cordón detonante.
- Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8, necesita detonador (booster).

C. Resistencia al Agua

Capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. El Anfo no resiste la humedad, en cambio las emulsiones, acuageles resisten bien la humedad.

Tabla N° Tipo de explosivos

Tipo de explosivo	Resistencia al agua
Semexa 65	Moderada
Semexa 45	Baja
Exadit 65	Pobre
Exadit 45	Muy Pobre

D. Estabilidad química

Capacidad para mantenerse químicamente estable y retener su sensibilidad cuando ha sido almacenado bajo las condiciones especificadas, los factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, materias primas de calidad, contaminación, envases e instalaciones de almacenamiento. Los signos de deterioro del producto son: cristalización, aumento de viscosidad y aumento de densidad.

E. Características de humos

Los explosivos al detonar pueden generar humos no-tóxicos (CO₂, H₂O) y tóxicos (NO, NO₂, CO), factores que

aumentan la del explosivo, tiempos inadecuados y reacción generación de gases tóxicos son primado inapropiado, falta de confinamiento, humedad, composición inapropiada adversa con la roca (mineral de sulfuro o carbonato).

2.2.7 Mecánica de Fragmentación de la Roca

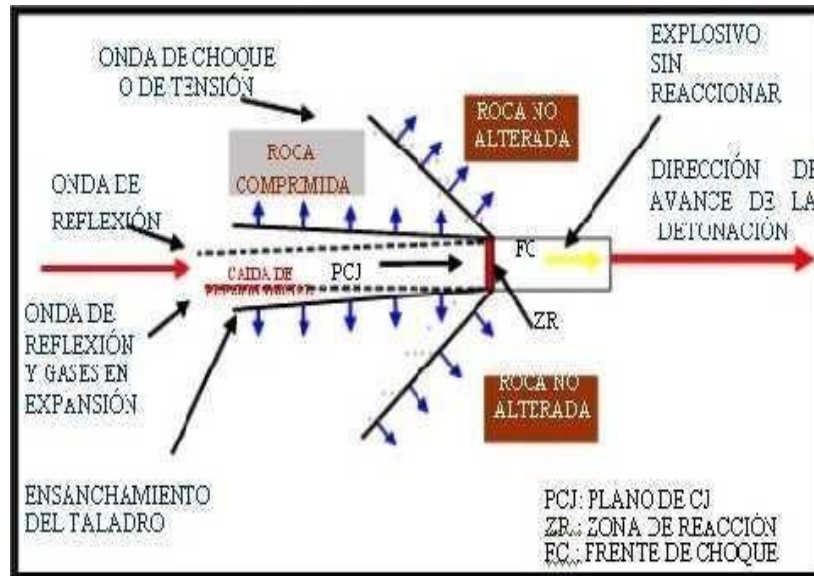
La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que se pueden mencionar, son:

- Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- Teoría de expansión de 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.

Figura N° 5

Mecanismo del fracturamiento del macizo rocoso



Una explicación sencilla, comúnmente aceptada, que resume varios de los conceptos considerados en estas teorías, 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 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 la fracturación y movimiento de la roca.

Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

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 microfracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados y basándose en especulaciones, investigaciones en laboratorios especializados y campos de prueba, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico y otros.

2.2.8 Etapas del proceso de fracturamiento

Así por ejemplo R. Frank Chiappetta, ha propuesto que el proceso de fracturamiento de rocas sea enfocado desde un punto de vista de eventos. Tal como sigue:

I E1 = Detonación.

I E2 = Propagación de la onda de choque o compresiva.

I E3 = Expansión de la presión de los gases.

I E4 = Movimiento del macizo rocoso, etc.

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que 3 son las etapas o fases principales que toman lugar en el proceso del fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

- Primera fase: Fracturas radiales (Brisance)

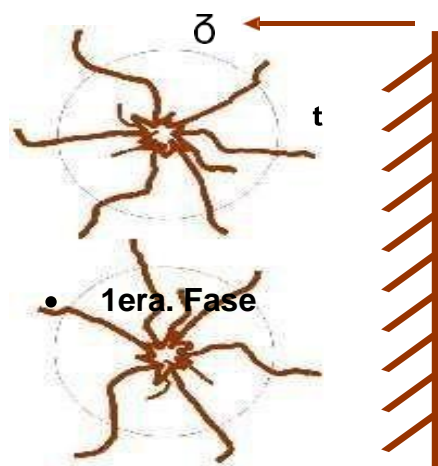
- Segunda fase: Empuje hacia adelante (heave)
- Tercera fase: Fragmentación

2.2.9 Primera fase Fracturas Radiales (Brisance)

Cuando cualquier mezcla explosiva comercial que se encuentra cargada dentro de un taladro es detonada, se producen ondas compresivas o de choque.

La forma y magnitud de estas ondas compresivas que viajan a altas velocidades cuyo rango esta entre 3,000 – 5,000 m/seg., dependerá del tipo de mezcla explosiva comercial, del tipo de roca, del número y posición de los boosters, altura de carga, diámetro del taladro y la relación de la velocidad de detonación con la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso. Se debe mencionar que estas primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario para esto, está entre 1 a 2 m.

Figura N° 6 Fracturas radiales (Brisance)



2.2.10 Segunda fase empuje hacia adelante (heave)

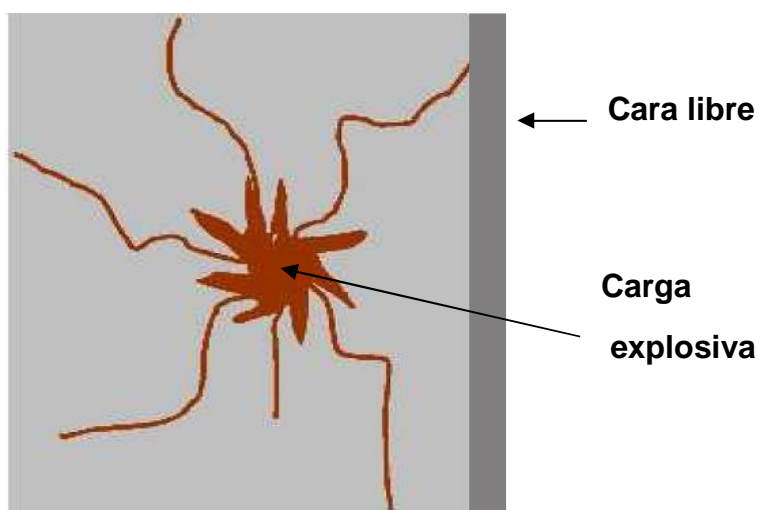
Las altas presiones de los gases, hacen que estos produzcan las ondas compresivas las cuales serán refractadas y reflejadas. Las

ondas compresivas reflejadas cambiarán de signo (negativo) y se convertirán en ondas tensionales. Esta transformación ocurrirá cuando las ondas compresivas arriben a una cara libre, cuando la masa rocosa cambie de densidad o cuando ellas encuentran fallas geológicas o planos estructurales, etc., etc.

El fracturamiento de la roca comenzara en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas. Cuando las ondas compresivas cambian de signo y se convierten en ondas tensionales; ellas regresan de la cara libre o cualquier discontinuidad estructural, hacia el punto de origen de la detonación fracturando el macizo rocoso; porque esta falla más fácilmente por efecto de las ondas tensionales que por el de las ondas compresivas.

En general, es muy conocido que la resistencia tensional dinámica de cualquier tipo de roca es menor que su resistencia compresiva dinámica. Las ondas tensionales producirán el empuje hacia delante (HEAVE) del macizo rocoso en la zona más cercana a la cara libre (burden). El empuje hacia delante (HEAVE) entre otros factores dependerá de lo siguiente: Tipo de roca, cantidad y calidad de la mezcla explosiva comercial, las mallas de perforación y voladura a ser usadas en el disparo primario.

Figura N°7 Detonación (vista en planta)



2.2.11 Tercera fase de fragmentación

En esta etapa se produce la fragmentación total de la roca. JOHANSSON: Ha dicho que:” Bajo la influencia de las altas presiones de gases producidos por la detonación de cualquier mezcla explosiva comercial; las primeras fracturas radiales son extendidas, la cara libre falla y esta es movida hacia el frente”.

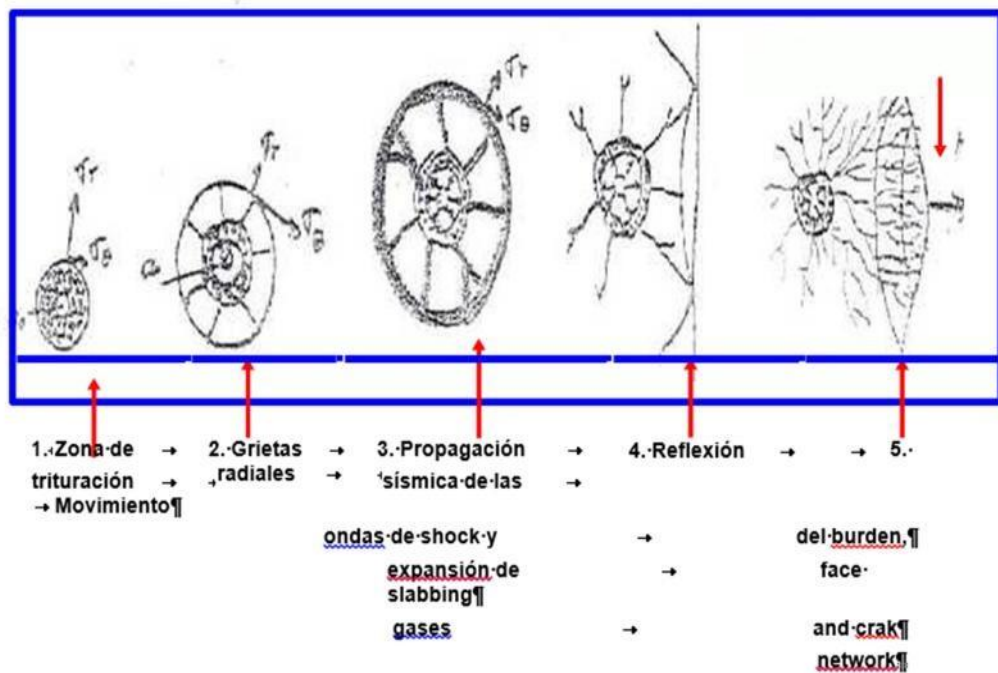
Como en el caso del empuje hacia adelante (HEAVE); la primera parte del macizo rocoso es movida hacia adelante y la nueva cara libre reflejara lo restante de las ondas de choque producidas por las ondas compresivas.

Luego, las ondas tensionales son suficientes para fracturar el macizo rocoso en estudio. Este proceso continuara hasta que las ondas tensionales requeridas para fracturar al macizo rocoso; y por fin todo el proceso del fracturamiento de rocas habrán terminado.

Muchos investigadores han dicho que: La FRAGMENTACIÓN es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta

para evaluar los resultados de un disparo desde un punto de vista técnico-económico- ecológico. Es debido a que la fragmentación es la única variable que Interrelaciona a todas las operaciones minero- metalúrgicas que conforman el ciclo total de la extracción del mineral (pre-minado, minado propiamente dicho, procesamiento de minerales, y venta de los productos minerales).

Figura N° 8 Fase de Fragmentación



2.2.12 Voladura Controlada

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en corte de laderas.

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja

energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que delimite la superficie final de un corte o excavación.

2.2.13 Ventajas y desventajas de la voladura controlada

A. Ventajas

- Produce superficies de rocas lisas y estables. Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos y los efectos de agrietamiento en construcciones e instalaciones cercanas a la voladura. También facilita el transporte de los detritos de voladura, por su menor tamaño.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. Es importante tener en cuenta que la voladura convencional, según la carga y el tipo de roca puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.
- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

B. Desventajas

- Mayor costo que la voladura convencional por

requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.

- Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable. Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

2.2.14 Aplicación de la Voladura Controlada

Aplicables a la ejecución de labores permanentes en la minería, al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles.

A. Condiciones Necesarias de Perforación

El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.

La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte. Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobre-rotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m. al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados (Bootlegs).

El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E = 1,3B$ normal a $E = (0,5 \text{ o } 0,8) B$. En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el burden de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento, mientras que para pre corte el espaciado será de 8 a 12 veces el diámetro, considerándose el burden infinito. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m.

B. Condiciones Necesarias de Carga

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, usualmente en cartuchos de pequeño diámetro, como el Exsacorte de 22 mm, que produce unos 1,000 bares de presión, mientras que uno convencional puede llegar a 30.000 bar.
- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) para poder formar un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y debe distribuirse a todo lo largo del taladro (esto se facilita por ejemplo con los cartuchos largos de Exsacorte que cuentan con plumas

centradoras plásticas).

- La densidad de carga normalmente fluctúa entre 0,18 y 0,37 kg/m, para este caso, según el tipo de roca varía entre 0,08 y 0,22 kg/m. Si es necesario para amortiguar la onda facilitar la formación del plano de corte, se puede intercalar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados.

C. Condiciones Necesarias de la Carga de Fondo

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo. Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (Steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

D. Condiciones necesarias de disparo

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente. Debe tomarse en cuenta que la velocidad

pico de partícula generada por el disparo puede llegar a causar excesivo daño a la roca remanente, efecto que se puede reducir manteniéndola por debajo de los 700 a 1,000 m/s. Esta velocidad se puede estimar con la siguiente fórmula empírica:

$$VPP = \sqrt{C_e \times d \times b}$$

Dónde:

- VPP: velocidad pico de partícula, en m/s. C_e : carga explosiva en caja, en kg.
- d: distancia radial desde el punto de detonación, en m.
- b: constante que depende de las propiedades estructurales y elásticas de la roca, y que varía de lugar a lugar.

Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro son:

1. Tubos plásticos rígidos con carga interior de dinamita de baja velocidad y presión, acoplables para formar columnas de longitud requerida, con plumas centradoras para desacoplar la carga; ejemplo: Exsacorte de 22 mm de diámetro por 710 mm de longitud.
2. Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho (0,20 m), iniciados axialmente con cordón

- detonante de bajo gramaje (3 g/m).
3. Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros. Tienen como inconveniente que pueden segregarse gravimétricamente y generan gases tóxicos.
 4. Sistema de carga air deck con sólo carga de fondo y taco inerte, requiere adecuado control para asegurar resultados y la roca debe ser compatible con el método.
 5. Cordón detonante de alto gramaje (60, 80, 120 g/m). Este elemento reduce la densidad de carga linear, pero es costoso.

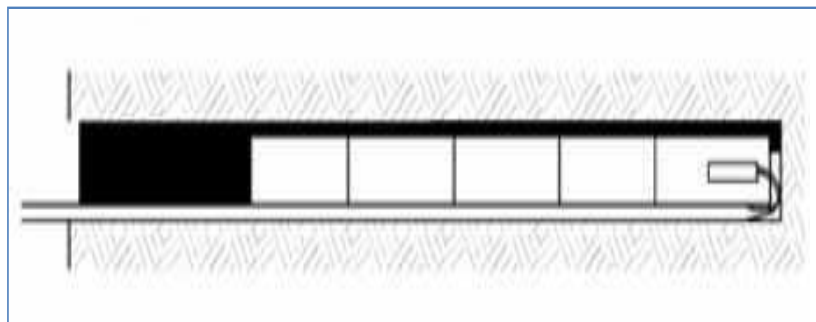
2.2.15 Confinamiento de carga explosiva

Taladros de pequeño diámetro para voladura controlada.

a. En taladro convencional

Acoplamiento de carga explosiva y taladro (iguales diámetros), longitud de carga $2/3$ del taladro y $1/3$ de taco.

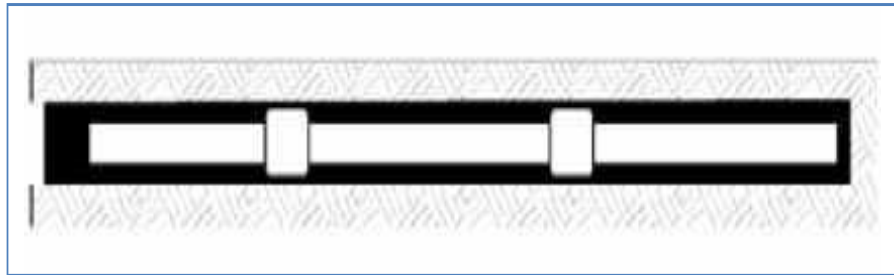
Figura N° 9 Confinamiento de carga explosiva convencional



b. En taladro de voladura controlada

Desacoplamiento de carga explosiva y taladro (menor diámetro del explosivo), longitud de carga prácticamente todo el taladro.

Figura N° 10 Confinamiento del explosivo voladura controlada



Esquema del acoplamiento de cartuchos rígidos y sus plumas centradoras (ensamble del Exsacort)

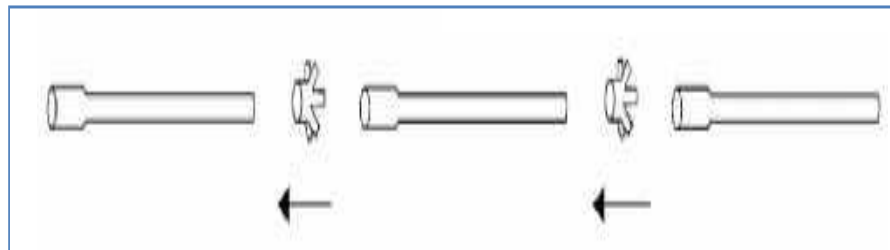
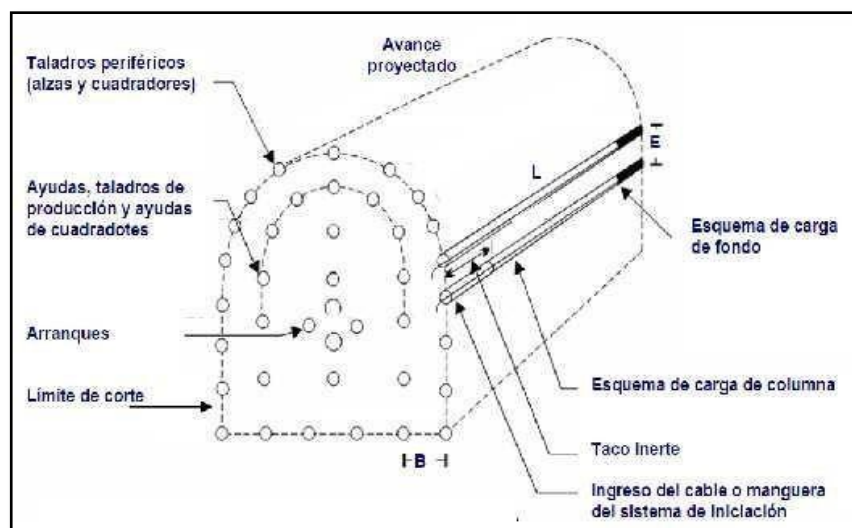


Figura N° 11 Ensamble del exsacort

c. Esquema de voladura controlada (recorte)

Figura N° 12 Esquema de la voladura controlada



2.2.16 Confinamiento de la Carga Explosiva al fondo

Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100% (ejemplo uno o dos cartuchos convencionales de dinamita), para asegurar el arranque de la carga reducida de columna y evitar la formación de tacos quedados al fondo. Es también necesario sellar los taladros con taco inerte (Steming) para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo (o succionada por la descompresión subsiguiente a la voladura previa del disparo principal).

Figura N° 13 Carga explosiva al fondo



2.2.17 Geomecánica de rocas

El sistema de clasificación Rock

Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski durante los años 1972- 1973, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes

y cimentaciones. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

Para determinar el índice RMR de calidad de la roca se hace uso de los seis parámetros del terreno que son los siguientes:

- La resistencia a compresión simple del material El RQD (Rock Quality Designation)
- El espaciamiento de las discontinuidades
- El estado de las discontinuidades
- La presencia de agua
- La orientación de las discontinuidades

El RMR se obtiene como suma de unas puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

CLASE I: $RMR > 80$, Roca muy buena CLASE II: $80 < RMR < 60$, Roca buena CLASE III: $60 < RMR < 40$, Roca media CLASE IV: $40 < RMR < 20$, Roca mala

CLASE V: $RMR < 20$, Roca muy mala

Se indican los criterios de valoración utilizados para los distintos parámetros. Hay que hacer las siguientes consideraciones:

- **Resistencia de la roca.** - Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del ensayo de resistencia a compresión simple o bien el ensayo de carga puntual (Point Load).

- **RQD.** - Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Se denomina RQD de un cierto tramo de un sondeo a la relación en tanto por ciento entre la suma de las longitudes de los trozos de testigo mayores de 10 cm. y la longitud total del sondeo.
- **Separación entre discontinuidades.** - Es una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.
- **Estado de las discontinuidades.** - Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos. Pueden aplicarse los criterios generales del estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta.
- **Presencia de agua.** - La valoración máxima es de 15 puntos. Se tiene tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 metros de túnel y relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor en la roca.
- **Orientación de las discontinuidades.** - Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación

de la discontinuidad en cinco tipos: desde muy favorable hasta muy desfavorable según el tipo.

2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Malla

Es la forma en 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.

Perforación

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o blast hole.

Voladura

Fragmentación de la roca y otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.

Tanda

Es el número de taladros de perforación efectuados en una tarea normal de 8 horas al día.

Frente o frontón

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero. Mediante perforación y voladura.

Carga de Columna

Explosivo colocado por encima de la carga de fondo y que llega hasta el retacado.

Carga de Fondo

Explosivo, generalmente de alta potencia, situado en la parte inferior de un taladro.

Eficiencia

Es la capacidad para lograr un fin empleando los mejores medios posibles. Aplicable, preferiblemente, a personas; y de allí el término eficiente.

Consumo Específico

Cantidad de explosivo empleada por tonelada de mineral fragmentada

Detonador

Accesorio de iniciación en forma de cápsula detonante que puede tener un retardo, micro retardo o instantáneo.

Anfo

Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Esta formulado con 93.5% a 94.5% de Nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo este ser; petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado.

Factor de Potencia y/o Factor de carga

Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³.

Burden

Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara 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.

Cara Libre o Taladro de Alivio

Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.

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.

Macizo Rocoso

Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.

Perforación en Breasting

Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.

Smoot Blasting

Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.

Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.

Minado

Término que hace referencia a la colocación de minas o explosivos en un terreno, con la finalidad de abrir caminos o galerías debajo del terreno.

Veta

Una veta es un cuerpo tabular, o en forma de lámina, compuesto por minerales que han sido introducidos en las rocas por una diaclasa o fisura.

La mayoría de las vetas (filones) son directa e indirectamente de origen ígneo, aunque en ciertas circunstancias las fisuras pueden llegar a rellenarse como consecuencia de procesos sedimentarios.

Mineralización

Transformación de un metal en mineral al combinarse con otro cuerpo. La mineralización puede considerarse en cualquier escala; desde una muestra de roca hasta una región de varios miles de kilómetros cuadrados. El término puede también utilizarse en un sentido estratigráfico; por ejemplo, puede referirse a una «mineralización post-Carbonífera», significando la formación de depósitos minerales asociados con los granitos Hercinianos.

Buzamiento

Es el ángulo que forma la línea de máxima pendiente de una superficie de un estrato, filón o falla con su proyección sobre el plano horizontal.

Es el ángulo que forma el plano a medir con respecto a un plano horizontal, y debe ir acompañado por el sentido en el que el plano buza o baja.

Minería

Actividad económica del sector primario representada por la explotación o extracción de los minerales que se han acumulado en el suelo y subsuelo en forma de yacimientos. Dependiendo del tipo de mineral a extraer la actividad se divide en minería metálica (cobre, oro, plata, aluminio, plomo, hierro, mercurio, etc.) que son empleados como materias primas básicas.

Control Operacional

Parte fundamental del desarrollo de un sistema de gestión de la seguridad y salud en el trabajo.

Ventilación

Operación encargada de llevar aire fresco y puro a los frentes de explotación y evacuar de ellos el aire viciado o enrarecido, por medio de recorridos definidos en las diferentes secciones de la mina.

Impacto Ambiental

Alteración o cambio neto parcial, positivo o negativo (adverso o benéfico), en el medio ambiente o en alguno de sus componentes, resultante de actividades, productos o servicios de una organización. Un impacto ambiental conlleva a un problema ambiental.

Accidente de Trabajo

Todo acontecimiento súbito que ocurre por causa o consecuencia del trabajo, y que ocasione en el trabajador un daño físico, una alteración funcional, invalidez o la muerte.

Se considera también accidente de trabajo aquel que sucede durante la ejecución de órdenes del empleador o bajo su autoridad, aun fuera del lugar de trabajo.

2.4 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

2.4.1 HIPÓTESIS GENERAL

- “Al aplicar el Pentacord 80P se optimiza la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón-Chungar”

2.4.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- Mediante la aplicación del Pentacord 80P se optimiza los

estándares de voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón – Chungar.

- Mediante la aplicación del Pentacord 80P se reduce la sobre excavación de las labores de producción en la mina Animón – Chungar.
- Mediante la aplicación del Pentacord 80P se reduce la dilución del mineral de las labores de producción en la mina Animón – Chungar.

2.5 IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Se estudiarán cada una de las variables, las que se correlacionarán y compararán. Se identificaron las siguientes variables:

2.5.1 VARIABLE INDEPENDIENTE

Uso del Pentacord 80P en la mina Animón – Chungar.

2.5.2 VARIABLE DEPENDIENTE

Optimizar la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón – Chungar.

2.5.3 VARIABLE INTERVINIENTE

Política de la Gerencia de operaciones de la mina Animón Chungar.

2.6 DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	
VARIABLE INDEPENDIENTE	Uso del Pentacord 80P	El uso del Pentacord 80P, en las labores de producción permit e optimizar la voladura	Cordón detonante	Longitud del cordón	m.
				Cantidad de taladros	Unidad
				Consumo específico	Kg/m ³
				Tiempo de carguío	días

		controlada, para ello se realizan análisis experimentales de acuerdo a las características geomecánicas, tipo de roca, resistencia de la roca, sección de la labor de producción.	Carguío + Voladura	Vibraciones	mm/s
VARIABLE DEPENDIENTE	Optimiza la voladura controlada de las labores de producción	Cuando se realiza la voladura controlada en labores de producción los perfiles de la sección de la labor son más homogéneas; la dilución del mineral es menor.	Sección de la labor	Área	M ²
			Perfil de la sección	Área	M ²
			Dilución	Porcentaje de Dilución	%

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

MÉTODOLÓGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación es del tipo técnico analítico, aplicada ya que se pretende descubrir nuevas técnicas de voladura controlada en la mina Animón - Chungar, explicativa ya que permite la relación entre dos o más variables por relación de correlación y de tipo transversal.

3.2 MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.

La metodología a emplear en el presente trabajo de investigación, es el:

- **MÉTODO INDUCTIVO** Determinado por la observación, la abstracción, comparación, experimentación y la generalización.
- **MÉTODO DEDUCTIVO** Caracterizado por la aplicación, comprobación y demostración de los hechos investigativos.
- **MÉTODO ANALÍTICO** Realizando el análisis en prioridad, la clasificación y las divisiones posibles.
- **MÉTODO SINTÉTICO** Mediante el cual realizaremos las

definiciones, los diagramas, el esquema, el resumen, la sinopsis y la recapitulación si hubiera.

- MÉTODO EXPERIMENTAL Con el empleo metodológico analítico, cualitativo y cuantitativo.

3.3 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación es aplicada, cuantitativa, explicativa, con prueba y control.

OG = O₁ O₂ O₃

HG = R₁ R₂ R₃

CG = C₁ C₂ C₃

O₁,....., O₃ = Evaluación de los objetivos

R₁,....., R₃ = Resultados y demostración de la Hipótesis

C₁,....., C₃ = Conclusiones de la investigación

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

La población está constituida por el conjunto de tajeos del nivel 075 y nivel 175 de explotación subterránea de la Mina Animón – Chungar. La Muestra está representada por el tajo Elva Piso de la Mina Animón – Chungar.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

- Los datos de campo (in-situ)
- Tesis
- Informes técnicos de las minas
- Publicaciones en páginas web y revistas.
- Trabajos recientes.
- Uso de gabinetes
- Hoja de registros, libreta de campo

- Uso de PC.
- Para el diseño preliminar de perforación y voladura se definirá un burden que esté en relación a los indicadores y parámetros de perforación, explosivo y roca.
- En la evaluación de voladura se considerará, lo siguiente: la fragmentación, avance, sobre rotura.

3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

3.6.1 TRABAJO DE CAMPO

- Reconocimiento geológico-geomorfológico de la zona.
- Toma de información del área de geología de la Empresa Minera Chungar S.A.C. para la determinación de las propiedades físico-mecánicas de la roca.
- Registro de información concerniente a las labores antiguas circundantes al proyecto.
- Recopilación de información adicional (planos, informes, etc.), de interés para el estudio.

3.6.2 ACTIVIDADES DE GABINETE

- Elaboración de programas de trabajo, de los detalles prácticos de la ejecución del estudio.
- Revisión y análisis de toda la información disponible relacionada a la evaluación del proyecto.
- Evaluación de las propiedades físico-mecánicas de la roca.
- Clasificación Geomecánica de la masa rocosa.
- Evaluación de las condiciones de estabilidad del terreno.
- Establecimiento de selección de la malla de perforación y

consumo de explosivos.

- Elaboración final del informe técnico, incluyendo planos, gráficos, cuadros, figuras, etc.

3.7 TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

En una primera instancia de análisis, se ha hecho uso de técnicas típicas de la estadística descriptiva, cálculo de frecuencias tanto absolutas como relativas, la elaboración de tablas de contingencia, de histogramas y de los diferentes diagramas realizados.

Las cuales, además de favorecer la disposición y comparación adecuada de los datos, nos permiten reconocer los indicadores y parámetros de las muestras con las que trabajamos anteriormente haciendo un comparativo con los nuevos parámetros alcanzados, orientaciones de perfiles de la sección y análisis de la dilución del mineral. Los recuentos necesarios para la realización de estos cálculos se ha hecho uso del programa Microsoft Excel.

3.8 SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN

La selección de los datos con los que se contó para la elaboración de la presente tesis de investigación se obtuvo de una base de datos y toma de datos en campo.

La validación de los datos para la obtención y el análisis de los perfiles de las labores de producción y menor dilución del mineral se obtuvo con documentos con el visto bueno y firma de los supervisores del área de la unidad minera. La confiabilidad de los datos obtenidos para la simulación de la voladura controlada con el uso del Pentacord 80P, tienen

confiabilidad, estos datos fueron tomados dos veces y en diferentes labores de producción, considerando los perfiles de la sección y control de dilución del mineral.

3.9 ORIENTACIÓN ÉTICA

La tesis de investigación es de autoría propia y original, basados en investigaciones e informes anteriores para recopilar la data, los cuales son citados y mencionados en el desarrollo de la tesis, de la misma manera las fuentes de las cuales se obtuvo de los datos estadísticos y cuadros.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO

4.1.1 TOMA DE DATOS DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL TAJO ELVA PISO

Se ha tomado las diez primeras muestras de la perforación y voladura del túnel del tajo Elva Piso para analizar su eficacia en la perforación y voladura, evaluar los resultados de la voladura para luego reajustar o reconsiderar el consumo de explosivos por cada voladura.

De esta manera mejorar la eficacia en la perforación y voladura durante la ejecución de las labores de operación. Es como sigue:

Diseño:	Malla convencional
Lugar:	Mina Animón – Chungar
Ancho de labor:	3:50 m.
Alto de labor:	4:00 m.
DATOS DE CAMPO	
Parámetros de perforación	
Número de taladros	18
Diámetro de Taladro	51 mm.
Longitud de barreno	14 pies (4.27 m.)
Eficacia de la perforación	93 % (3.98m)
Eficacia de la voladura	96 % (3.82m)
PARAMETRO DE EXPLOSIVO	
Densidad	1.16 gr/cm ³
Velocidad de detonación	5600 m/sg.
Diámetro de explosivo	1 1/8" (pulgada)=2.85cm
Longitud de explosivo	12" (pulgadas)=30.48cm
Nº de cartuchos por taladro	12 cartuchos (producción) y 9 cartuchos (contorno)
% de acoplamiento	67%
PARÁMETRO DEL MINERAL	Sulfuros
Densidad	3.1 ton/m ³
Resistencia a la compresión	103.84 Mpa.

4.1.2 RESULTADOS DE LA VOLADURA CONVENCIONAL

Muestra 1

Longitud de perforación efectiva: 3.50 m.

Longitud de avance: 3.35 m.

Ancho de la labor: 3.7m

Alto de la labor: 4.15m

Metros cúbicos rotos: 51.44 m³

Densidad del mineral: 3.1ton/m³

Toneladas de mineral: 159.46

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.28 ton/m³

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 2

Longitud de perforación efectiva 3.42 m.

Longitud de avance: 3.28 m.

Ancho de la labor: 3.75m

Alto de la labor: 4.05m

Metros cúbicos rotos 49.81m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 154.4 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg.

Factor de Potencia: 0.29 ton/m³

Granulometría de la fragmentación: 2.0" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 3

Longitud de perforación efectiva: 3.60 m.

Longitud de avance: 3.47 m.

Ancho de la labor: 3.70 m

Alto de la labor: 4.20m

Metros cúbicos rotos: 54 m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 167.4 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg.

Factor de potencia: 0.26 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación; 1.2" en promedio Perfil de la

Labor Irregular; sobre excavación techo cajas

Muestra 4

Longitud de perforación efectiva: 3.40 m.

Longitud de avance: 3.15m.

Ancho de la labor: 3.8m

Alto de la labor: 4.2m

Metros cúbicos rotos: 50.3 m³

Densidad del mineral: 3.1ton/m³

Toneladas de mineral: 155.9

Explosivo Utilizado: 44.7 kg.

Factor de Potencia: 0.29 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación; 2.0" en promedio Perfil de la Labor Irregular; sobre excavación techo cajas

Muestra 5

Longitud de perforación efectiva: 3.40 m.

Longitud de avance: 3.30m.

Ancho de la labor: 3.5m

Alto de la labor: 4.05

Metros cúbicos rotos: 46.8m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 145 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.30 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 6

Longitud de perforación efectiva: 3.70 m.

Longitud de avance: 3.35 m.

Ancho de la labor: 3.8 m

Alto de la labor: 4.2 m

Metros cúbicos rotos: 53.4 m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 165.7 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.27kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 7

Longitud de perforación efectiva: 3.30 m.

Longitud de avance: 3.10 m.

Ancho de la labor: 3.6 m

Alto de la labor: 4.15 m

Metros cúbicos rotos: 46.3m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 143.6 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.31 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 2.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 8

Longitud de perforación efectiva: 3.70 m.

Longitud de avance: 3.55 m.

Ancho de la labor: 3.5 m

Alto de la labor: 3.9 m

Metros cúbicos rotos: 48.5m³

Densidad del mineral: 3.1ton/m³

Toneladas de mineral: 150.35 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.29 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 9

Longitud de perforación efectiva: 3.70 m.

Longitud de avance: 3.55 m.

Ancho de la labor: 3.7m

Alto de la labor: 4.2 m

Metros cúbicos rotos: 55.2 m³

Densidad del mineral: 3.1ton/m³

Toneladas de mineral: 171 ton

Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.26 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas

Muestra 10

Longitud de perforación efectiva: 3.60 m.

Longitud de avance: 3.5 m.

Ancho de la labor: 3.7 m

Alto de la labor: 4.3 m

Metros cúbicos rotos: 56.6m³

Densidad del mineral: 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral: 175.5

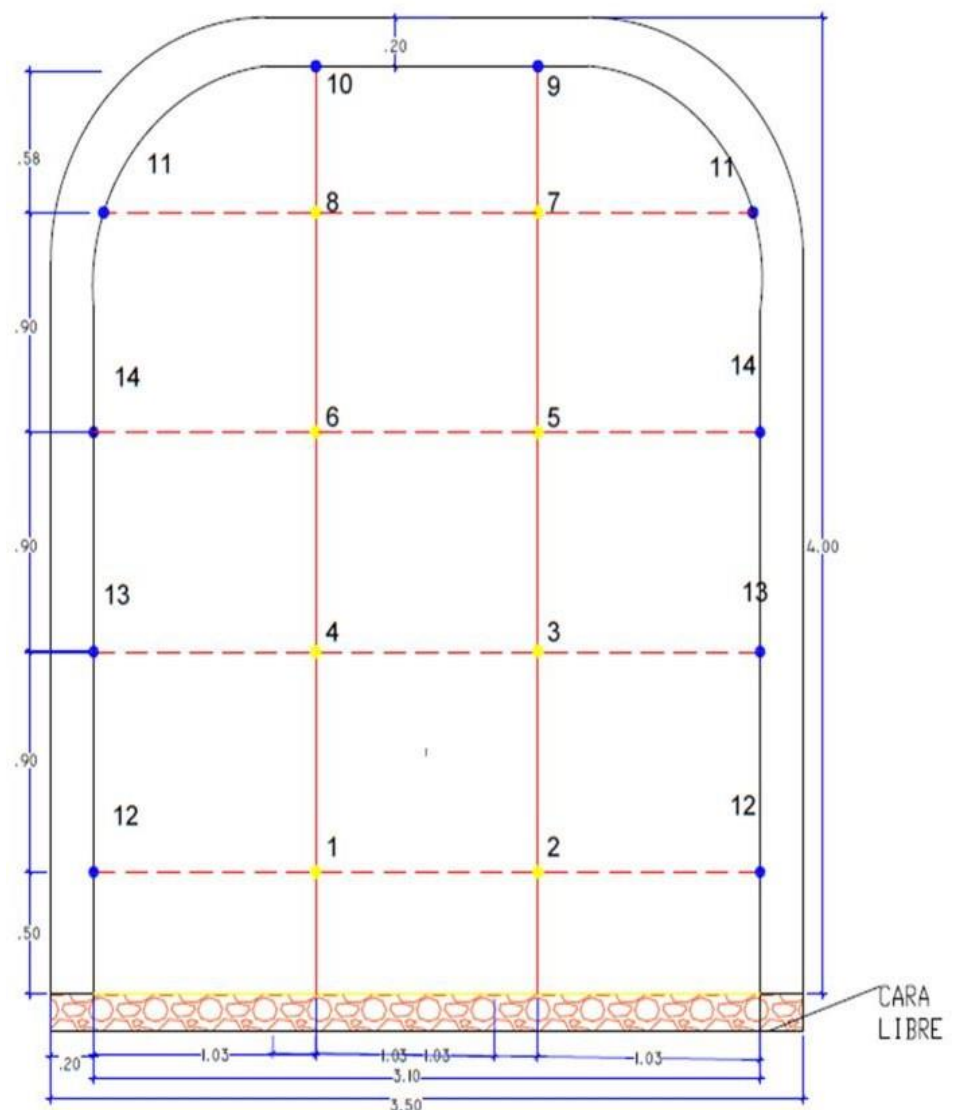
Explosivo Utilizado: 44.7 kg

Factor de Potencia: 0.25 Kg/ton

Granulometría de la fragmentación: 1.5" en promedio Perfil de la

Labor Irregular: sobre excavación techo cajas.

Grafico n° 01 Malla convencional



EXSANEL LP	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	TOTAL	
CANT.	1	1																				2

EXSANEL MS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	TOTAL	
CANT.			1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2								16

EXPLOS./ACCES.	UNIDAD	CANTIDAD
E 65 1 1/8" x 12"	CARTUCHOS	96
E 45 1 1/8" x 12"	CARTUCHOS	80
E 80 1 1/4" x 12"	CARTUCHOS	8
CORDON DET 5P	m	18
EXSANELES	PIEZAS	18
DET. ENSAM. (7)	PIEZAS	2

DISTRIBUCIÓN DE CARGA PORTALADRO				
TIPO	N° TALADROS	N° CARTUCHOS	TIPO EXPLOSIVO	TOTAL (Kg)
CEBO PRODUCCIÓN	8	1	E 80 1 1/4" x 12"	2.1
PRODUCCIÓN	8	12	E 65 1 1/8" x 12"	25.0
CORONA Y HASTIAL	10	8	E 45 1 1/8" x 12"	17.6
TOTAL:	18			44.7

PARÁMETROS: ENTRADA Y SALIDA	UNIDAD	
DIÁMETRO TAL. CARGADOS	mm	51
N° TALADROS CARGADOS	cant.	18
LONGITUD EFECTIVA DE PERFORACIÓN	m	3.85
DENSIDAD MINERAL	t/m ³	3.1
FACTOR DE POTENCIA	kg/t	0.28

REDISEÑO CON EL USO DEL PENTACORD 80P

- Para el eficiente trabajo y buen funcionamiento de la voladura controlada Pentacord 80P, se debe realizar taladros de alivio en el contorno de la labor. Estos taladros no se cargan con explosivos y se realizan en el intermedio entre los dos taladros de contorno que sí se cargan.
- Por cada metro de Pentacord 80P el contenido del material explosivo de pentrita es de 80 gramos.
- Por cada taladro de contorno que se carga se utiliza 3.3 m. de Pentacord 80P.

En la nueva malla de perforación se contempla en los hastiales 6 taladros cargados y 4 taladros de alivio; en la corona 4 taladros cargados y 2 taladros de alivio. En total se cargan 10 taladros con Pentacord 80P que pesa 2.64 Kg.

La nueva dosificación de explosivos en la nueva malla ya modificada consta de 30 Kg. De explosivo y 33 m. de Pentacord con un peso total de 2.64 kg.

En estas condiciones se obtuvo los siguientes resultados:

4.1.3 RESULTADOS DE LA VOLADURA CON EL USO DEL PENTACORD 80P

MUESTRA 1

Longitud de perforación = 3.8 m.

Longitud de avance = 3.6 m.

Ancho de la labor = 3.5 m.

Alto de la labor = 3.9 m.

Metros cúbicos rotos = 49.14

Densidad del mineral = 3.1 Tn. /m³

Toneladas de mineral = 152.33

Explosivo utilizado = 32.64 Kg.

Factor de potencia = 0.21 Kg. /Tn.

Granulometría de la fragmentación = 3" promedio

Perfil de la labor = Sección de la labor controlada.

MUESTRA 2

Longitud de perforación = 3.7 m.

Longitud de avance = 3.45 m.

Ancho de la labor = 3.5 m.

Alto de la labor = 4.0 m.

Metros cúbicos rotos = 48.30

Densidad del mineral = 3.1 Tn. /m³

Toneladas de mineral = 149.73

Explosivo utilizado = 32.64 Kg.

Factor de potencia = 0.22 Kg. /Tn.

Granulometría de la fragmentación = 3.2" promedio Perfil de la labor = No hay sobre excavación.

MUESTRA 3

Longitud de perforación = 3.7 m.

Longitud de avance = 3.5 m.

Ancho de la labor = 3.4 m.

Alto de la labor = 3.9 m.

Metros cúbicos rotos = 46.41

Densidad del mineral = 3.1 Tn. /m³

Toneladas de mineral = 143.90

Explosivo utilizado = 32.64 Kg.

Factor de potencia = 0.23 Kg. /Tn.

Granulometría de la fragmentación = 3.5" promedio

Perfil de la labor = Labor controlada de acuerdo a lo planificado.

MUESTRA 4

Longitud de perforación = 3.8 m.

Longitud de avance = 3.5 m.

Ancho de la labor = 3.5 m.

Alto de la labor = 4.0 m.

Metros cúbicos rotos = 49.00

Densidad del mineral = 3.1 Tn. /m³

Toneladas de mineral = 151.90

Explosivo utilizado = 32.64 Kg.

Factor de potencia = 0.21 Kg. /Tn.

Granulometría de la fragmentación = 3.5" promedio Perfil de la labor = No se observa sobre excavación.

MUESTRA 5

Longitud de perforación = 3.6 m.

Longitud de avance = 3.4 m.

Ancho de la labor = 3.5 m.

Alto de la labor = 3.9 m

Metros cúbicos rotos = 46.41

Densidad del mineral = 3.1 Tn. /m³

Toneladas de mineral = 143.90

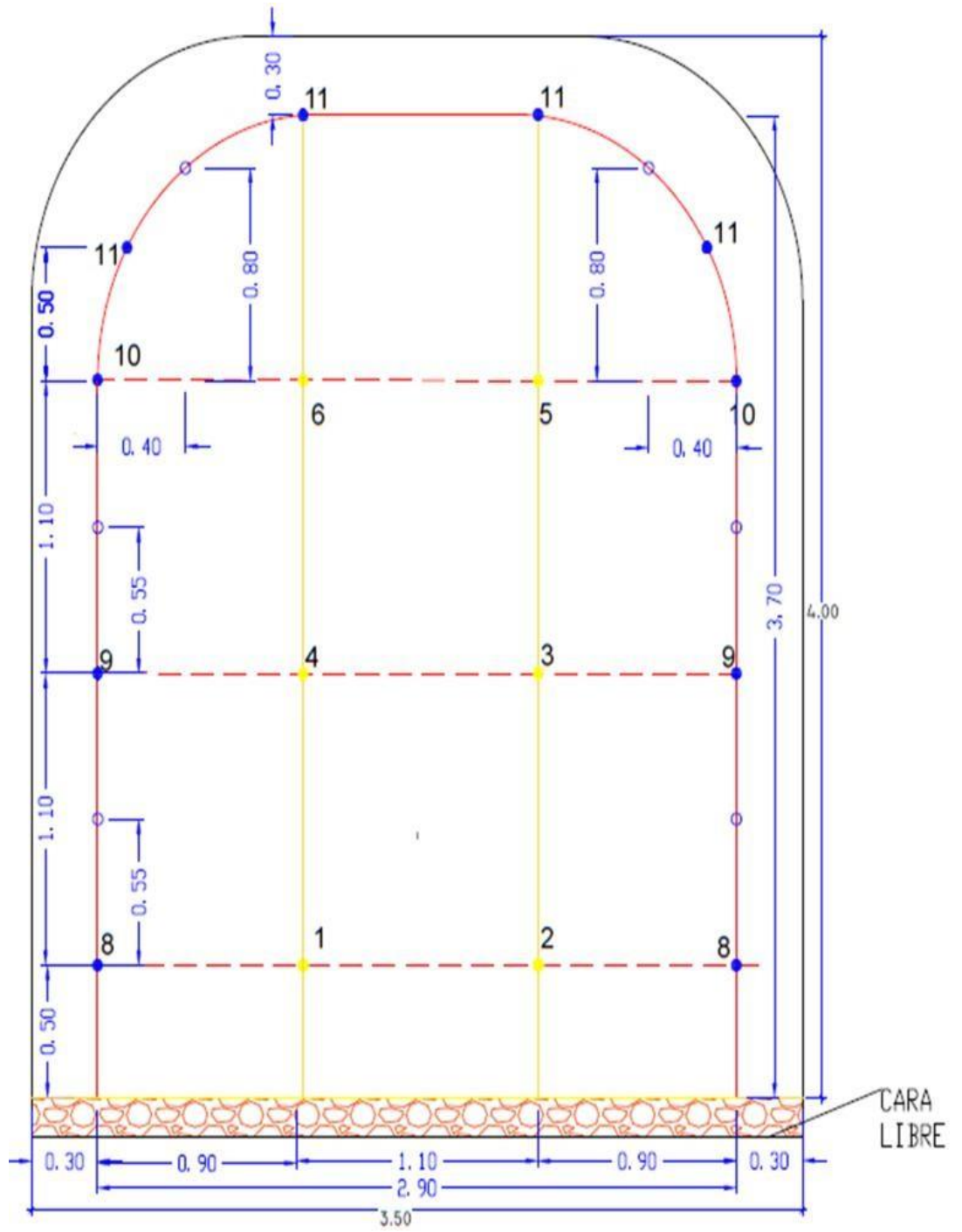
Explosivo utilizado = 32.64 Kg.

Factor de potencia = 0.23 Kg. /Tn.

Granulometría de la fragmentación = 3" promedio

Perfil de la labor = Se observa cañas en el contorno de la labor.

Grafico N° 02 Malla Rediseñada



EXSANEL	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	TOTAL	
CANT.	1	1	1	1	1	1		2	2	2	4											16

EXPLOS./ACCES.	UNIDAD	CANTIDAD
E 65 1 1/8" x 12"	CARTUCHOS	54
E 45 1 1/8" x 12"	CARTUCHOS	70
E 80 1 1/4" x 12"	CARTUCHOS	16
CORDON DET 5P	m	18
EXSANEL LP	PIEZAS	16
DET. ENSAM. (7)	PIEZAS	2

DISTRIBUCIÓN DE CARGA POR TALADRO				
TIPO	N° TALADROS	N° CARTUCHOS	TIPO EXPLOSIVO	TOTAL (Kg)
CEBO	16	1	E 80 1 1/4" x 12"	4.3
PRODUCCION	6	9	E 65 1 1/8" x 12"	12.1
CORONA Y HASTIAL.	10	7	E 45 1 1/8" x 12"	13.7
TOTAL:	16			30

PARÁMETROS: ENTRADA Y SALIDA	UNIDAD	
DIÁMETRO TAL. CARGADOS	mm	51
N° TALADROS CARGADOS	cant.	16
LONGITUD EFECTIVA DE PERFORACIÓN	m	3.85
DENSIDAD MINERAL	t/m ³	3.1
FACTOR DE POTENCIA	kg/t	0.20

4.2 PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.2.1 PROMEDIO DE VOLADURA SIN EL USO DEL PENTACORD

80P

Longitud de perforación = 3.43 m. (88.7 %)

Longitud de avance = 3.16 m. (87.96 %)

Ancho de labor = 3.675 m.

Alto de labor = 4.14 m.

Metros cúbicos rotos = 51.23 m³

Densidad del mineral = 3.1ton/m³

Toneladas de mineral = 158.83

Explosivo Utilizado = 44.7 kg.

Factor de Potencia = 0.28 Kg/m³

Granulometría de la fragmentación= 1.5" en promedio Perfil de la

Labor= sobre excavación techo cajas

4.2.2 PROMEDIO DE VOLADURA CON EL USO DEL PENTACORD

80P

Longitud de perforación = 3.75 m. (89.7 %)

Longitud de avance = 3.50 m. (88.96 %)

Ancho de labor = 3.50 m.

Alto de labor = 3.90 m.

Metros cúbicos rotos = 49.10 m³

Densidad del mineral = 3.1 ton/m³

Toneladas de mineral = 144.13

Explosivo Utilizado = 32.64 kg.

Factor de Potencia; 0.21 Kg/m³

Granulometría de la fragmentación = 3.5" en promedio

Perfil de la Labor = No se tiene sobre excavación del contorno.

4.2.3 ANÁLISIS DE LA VOLADURA SIN EL USO DEL PENTACORD

80P

De acuerdo al promedio las muestras tomadas se puede observar un avance efectivo de 3.16 m. con respecto a la longitud efectiva de perforación que representa una eficiencia relativamente baja, el factor

de potencia de 0.28 Kg/m³, relativamente alta para una roca de dureza intermedia; La granulometría de la fragmentación muy fina de 1.5" para un Scoop de 5 yardas cúbicas y finalmente el perfil de la sección del túnel totalmente irregular con sobre excavación.

Por lo tanto, es necesario realizar un rediseño de la malla de

perforación y voladura para mejorar la eficiencia de la ejecución de la labor.

4.2.4 ANALISIS DE VOLADURA CON EL USO DE PENTACORD 80 P

De acuerdo al promedio las muestras tomadas se puede observar un avance efectivo de 3.50 m. con respecto a la longitud efectiva de perforación que representa una eficiencia relativamente alta, el factor de potencia de 0.21 Kg/m³, relativamente normal para una roca de dureza intermedia; La granulometría de la fragmentación de 3.5" para un scoop de 5 yardas cúbicas se obtiene mayor eficiencia y menor dilución del mineral y finalmente en el perfil de la sección del túnel se puede observar que no se tiene sobre excavación así mismo se puede observar las medias cañas en el contorno de la labor.

4.2.5 INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

De acuerdo a los resultados de la presentación y el análisis de las muestras tomadas en las labores de producción de la mina Animón, sin el uso del Pentacord 80P y las otras muestras tomadas en las labores de producción en la mina Animón con el uso del Pentacord 80P son totalmente diferentes, se puede notar que con el uso del Pentacord 80P el avance efectivo con respecto a la longitud de perforación, el factor de potencia, la granulometría del producto de la voladura, la dilución del mineral y el perfil del contorno de la sección se tiene mejores resultados en comparación de los resultados de la voladura sin el uso del Pentacord 80P.

4.3 PRUEBA DE HIPOTESIS

Por lo tanto, queda demostrado la hipótesis planteada que con la aplicación del Pentacord 80P se optimiza la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón – Chungar. De las hipótesis específicas se mejora los estándares de la voladura, el perfil del contorno de la labor y la dilución del mineral.

4.4 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Cuando no se utiliza el Pentacord 80P se obtiene un avance efectivo de 3.16 m. con respecto a la longitud efectiva de perforación que representa una eficiencia relativamente baja, el factor de potencia de 0.28 Kg/m³, relativamente alta para una roca de dureza intermedia; La granulometría de la fragmentación muy fina de 1.5” para un Scoop de 5 yardas cúbicas y finalmente el perfil de la sección del túnel totalmente irregular con sobre excavación. Por lo tanto, es necesario realizar un rediseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de la ejecución de la labor. Al aplicar el uso del Pentacord 80P se obtiene mejores resultados en comparación sin el uso de este accesorio de voladura Pentacord 80P el avance efectivo es mayor equivalente 3.50 m. con respecto a la longitud efectiva de perforación que representa una eficiencia relativamente alta, el factor de potencia mejora notablemente que es de 0.21 Kg/m³, relativamente normal para una roca de dureza intermedia; La granulometría de la fragmentación es más óptimo de 3.5” para un Scoop de 5 yardas cúbicas se obtiene mayor eficiencia y menor dilución del mineral y finalmente en el perfil de la sección del túnel se puede observar que no se tiene sobre excavación así mismo se puede observar las

medias cañas en el contorno de la labor.

CONCLUSIONES

1. Si se aplica el Pentacord 80P se optimiza los estándares de la voladura controlada en las labores de producción de la mina Animón - Chungar.
2. Si se aplica el Pentacord 80P se optimiza el perfil del contorno de la sección en las labores de producción de la mina Animón – Chungar.
3. Si se aplica el Pentacord 80P se logra minimizar la dilución del mineral en las labores de producción de la mina Animón – Chungar.
4. Al aplicar el Pentacord 80P se mejora la productividad en las labores de producción de la mina Animón – Chungar.
5. Al aplicar el Pentacord 80P se mejora la eficiencia de los equipos de carguío y transporte en las labores de producción de la mina Animón – Chungar.
6. Al aplicar el Pentacord 80P se minimiza los costos de explotación en las labores de producción de la mina Animón – Chungar.

RECOMENDACIONES.

1. La aplicación del Pentacord 80P en roca de dureza alta se debe de tener cuidado su eficiencia, ya que la investigación fue en rocas de dureza intermedia.
2. La aplicación del Pentacord 80P se debe de tener cuidado en taladros con presencia de agua. Durante el proceso de toda la investigación no se ha tenido taladros con presencia de agua.
3. Utilizar el Pentacord 80P con el personal calificado, porque es un accesorio de voladura altamente peligroso ya que contiene 80 gramos de pentrita por metro.
4. El uso del Pentacord 80P es factible utilizar en frentes de desarrollo y exploración para optimizar el contorno de la sección de la labor. Se recomienda desarrollar una investigación en este tipo de labores
5. Se recomienda realizar un análisis de costos de la voladura controlada sin el uso del Pentacord 80P versus con el uso del Pentacord 80P.

BIBLIOGRAFIA

- Área de Geología. (2018). *Informe Área de Geología Chungar- Volcan*. Cerro de Pasco: Chungar - Volcan.
- CALVIN J, K. E. (1998). *Diseño de Voladuras*. Mexico: Ediciones Cautil.
- Fernandez, G. (2016). "Evaluación de la voladura en el método bresting en la Empresa Minera MARSA". "*Evaluación de la voladura en el método bresting en la Empresa Minera MARSA*". Peru.
- Jimeno, C. L. (2003). *Manual de perforacion y voladura de rocas*.
- Jimeno, C. L. (2003). *Manual de perforacion y voladura de rocas*. Madrid: Arias Montano.
- Marco, C. N. (2015). "optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance de la produccion de la mineria a mediana escala, unidad minera macdesa. Huancayo: uncp.
- Rene, O. M. (2007). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matematico de areas de influencia. Peru.
- Torres, A. C. (2004). *Tecnologia de explosivos*.
- Volcan. (2018). *Copyright Volcan* . Obtenido de Volcan: <https://www.volcan.com.pe/>
- Volcan Compañía Minera S.A.A. (2018). *Reporte de sostenibilidad* . Cerro de Pasco: Chungar - Volcan.

ANEXOS

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLE	INDICADORES	
<p>PROBLEMA PRINCIPAL</p> <p>¿Con la aplicación de Pentacord 80P se optimizará la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón- Chungar?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Demostrar que con la aplicación del Pentacord 80P se optimiza la voladura controlada de las labores de producción de la mina Animón, Chungar.</p>	<p>HIPOTESIS GENERAL</p> <p>“Al aplicar el Pentacord 80P se optimiza la voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón- Chungar”</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>Uso del Pentacord 80P</p>	Longitud del cordón	m.
				Cantidad de taladros	Unidad
				Consumo específico	Kg/m ³
				Tiempo de carguío	días
				Vibraciones	mm/s
<p>PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> • ¿De qué manera con la aplicación del Pentacord 80P optimizará los estándares de voladura controlada de las labores de producción de la mina Animón- Chungar? • ¿De qué manera con la aplicación del Pentacord 80P reducirá la sobre-excavación de las labores de producción en la mina Animón- Chungar? • ¿De qué manera la aplicación del Pentacord 80P reducirá la dilución del mineral de las labores de producción en la mina Animón- Chungar? 	<p>OBJETIVOS ESPECIFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> • Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P optimiza los estándares de la voladura controlada de las labores de producción de la mina Animón, Chungar. • Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P reduce la sobre excavación de las labores de producción de la mina Animón, Chungar. • Demostrar que la aplicación del Pentacord 80P reduce la dilución del mineral de las labores de producción de la mina Animón, Chungar. 	<p>HIPOTESIS ESPECIFICAS</p> <ul style="list-style-type: none"> • Mediante la aplicación del Pentacord 80P se optimiza los estándares de voladura controlada de las labores de producción en la mina Animón – Chungar. • Mediante la aplicación del Pentacord 80P se reduce la sobre excavación de las labores de producción en la mina Animón – Chungar. • Mediante la aplicación del Pentacord 80P se reduce la dilución del mineral de las labores de producción en la mina Animón – Chungar. 	<p>VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Optimizar la voladura controlada de las labores de producción</p>	Área	M ²
				Área	M ²
				Porcentaje de Dilución	%

TABLA 01. Matriz de Consistencia

CTTA	VETA	NIVEL	LABOR	ANCHO	ALTO	MTS	PRIORIDAD
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							
Miro Vidal CIA							

TABLA. 02 Programa de avances semanales

PERFORMANCE OPERACIONAL DIARIO M.V.C	
ACTIVIDAD (m)	
AVANCE(TM)	
EXPLORACION(m3)	
DESQUINCHE(UND)	
PERNOS(m2)	
SHOTCRETE(m3)	
MALLA(m2)	
AVANCE EQUIVALENTE(m)	

TABLA. 03 Performance operacional diario

NUMERO	MINA	CTTA	VETA	NIVEL	LABOR	METODO	DOMINGO	LUNES	MARTES	MIERCOLES	JUEVES	VIERNES	SABADO	TMS
1	ANIMON	MVC												
2	ANIMON	MVC												
3	ANIMON	MVC												
4	ANIMON	MVC												
5	ANIMON	MVC												
6	ANIMON	MVC												
7	ANIMON	MVC												
8	ANIMON	MVC												
9	ANIMON	MVC												
10	ANIMON	MVC												

TABLA. 04 Programa de avances diarios M.V.C