



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"



FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y METALURGIA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBRE
EXCAVACIÓN EN LA RAMPA POSITIVA 050 MINA
AREQUIPA M - 2020

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. HUANCA TARAZONA, Angel

ASESOR:

Dr. Ing. SOTELO MONTES, Javier Enrique

HUARAZ - PERÚ

2020

FORMATO DE AUTORIZACIÓN PARA LA PUBLICACIÓN DE TRABAJOS DE INVESTIGACIÓN, CONDUCENTES A OPTAR TÍTULOS PROFESIONALES Y GRADOS ACADÉMICOS EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

1. Datos del autor:

Apellidos y Nombres: HUANCA TARAZONA ANGEL

Código de alumno: 101.0802.413 Teléfono: 901792212

E-mail: ang.17h@gmail.com D.N.I. n°: 46125001

(En caso haya más autores, llenar un formulario por autor)

2. Tipo de trabajo de investigación:

- Tesis Trabajo de Suficiencia Profesional
 Trabajo Académico Trabajo de Investigación
 Tesinas (presentadas antes de la publicación de la Nueva Ley Universitaria 30220 – 2014)

3. Título Profesional o Grado obtenido:

INGENIERO DE MINAS

4. Título del trabajo de investigación:

"EVALUACION DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBRE EXCAVACION EN LA RAMPA POSITIVA 050 MINA AREQUIPA M - 2020"

5. Facultad de: Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia

6. Escuela, Carrera o Programa: INGENIERÍA DE MINAS

7. Asesor:

Apellidos y nombres Dr. Ing. SOTELO MONTES JAVIER ENRIQUE D.N.I n°: 31601882

E-mail: ensotelo@hotmail.com ID ORCID: _____

8. Estilo de Citas: APA

9. Tipo de acceso al Documento:

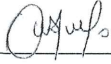
- Acceso público* al contenido completo. Acceso
 restringido** al contenido completo

Si el autor eligió el tipo de acceso abierto o público, otorga a la Universidad Santiago Antúnez de Mayolo una licencia no exclusiva, para que se pueda hacer arreglos de forma en la obra y difundirlo en el Repositorio Institucional, respetando siempre los Derechos de Autor y Propiedad Intelectual de acuerdo y en el Marco de la Ley 822.

En caso de que el autor elija la segunda opción, es necesario y obligatorio que indique el sustento correspondiente:

10. Originalidad del archivo digital

Por el presente dejo constancia que el archivo digital que entrego a la Universidad, como parte del proceso conducente a obtener el título profesional o grado académico, es la versión final del trabajo de investigación sustentado y aprobado por el Jurado.



Firma del autor

11. Otorgamiento de una licencia *CREATIVE COMMONS*

Para las investigaciones que son de acceso abierto se les otorgó una licencia *Creative Commons*, con la finalidad de que cualquier usuario pueda acceder a la obra, bajo los términos que dicha licencia implica.



El autor, por medio de este documento, autoriza a la Universidad, publicar su trabajo de investigación en formato digital en el Repositorio Institucional, al cual se podrá acceder, preservar y difundir de forma libre y gratuita, de manera íntegra a todo el documento.

Según el inciso 12.2, del artículo 12º del Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales - RENATI "Las universidades, instituciones y escuelas de educación superior tienen como obligación registrar todos los trabajos de investigación y proyectos, incluyendo los metadatos en sus repositorios institucionales precisando si son de acceso abierto o restringido, los cuales serán posteriormente recolectados por el Recolector Digital RENATI, a través del Repositorio ALICIA".

.....

12. Para ser llenado por la Dirección del Repositorio Institucional

Fecha de recepción del documento por el Repositorio Institucional:

Huaraz, 30/04/2021

Firma:



Varddas William Eduardo
Docente en Informática y Sistemas
- UNASAM -

***Acceso abierto:** uso lícito que confiere un titular de derechos de propiedad intelectual a cualquier persona, para que pueda acceder de manera inmediata y gratuita a una obra, datos procesados o estadísticas de monitoreo, sin necesidad de registro, suscripción, ni pago, estando autorizada a leerla, descargarla, reproducirla, distribuirla, imprimirla, buscarla y enlazar textos completos (Reglamento de la Ley No 30035).

**** Acceso restringido:** el documento no se visualizará en el Repositorio.



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PRESENCIAL

En la ciudad de Huaraz, siendo las Once horas con treinta minutos de la mañana (11:30 a.m) del día Veintiuno de Abril del Dos mil Veintiuno (21/04/2021), se reunieron los miembros del jurado calificador nominados según Resolución Nro. 026-2021-FIMGM/CF, de fecha 03 de Marzo del 2021, integrado por los siguientes Docentes: **M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI, como Presidente; Dr. Ing. JULIAN PEREZ FALCON, como Secretario y el M.Sc. Ing. JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA, como Vocal;** para la sustentación de la tesis Titulada: **"EVALUACION DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBRE EXCAVACION EN LA RAMPA POSITIVA 050 MINA AREQUIPA M - 2020"** presentado por el Bachiller ANGEL HUANCA TARAZONA, para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, en concordancia con el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo", se procedió con el acto de sustentación bajo las siguientes consideraciones, el Presidente del Jurado calificador, invitó a los docentes, alumnos y público en general a participar en este acto; luego invitó al Secretario del Jurado calificador a dar lectura de la Resolución N° 026-2021-FIMGM/CF de fecha 03 de Marzo del 2021. Acto seguido invitó al sustentante a la defensa de su tesis por un lapso de veinte minutos (20), concluida con la misma, se procedió con el rol de preguntas de parte de los miembros del Jurado Calificador, finalmente se invitó al público en general a hacer abandono del Auditorium de la FIMGM por un lapso de diez (10) minutos con el propósito de deliberar la nota del sustentante, **ACORDANDO: APROBAR CON EL CALIFICATIVO (*)de: DIECISEIS (16) Siendo las Doce horas y Diez minutos (12:10 m) del mismo día, se dio por concluida el acto de sustentación.**

En consecuencia, queda en condición de ser calificado **APTO** por el Consejo de Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia y por el Consejo Universitario de la Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" y recibir el Título de **INGENIERO DE MINAS** de conformidad con la Ley Universitaria y el Estatuto de la UNASAM.


M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI
Presidente


Dr. Ing. JULIAN PEREZ FALCON
Secretario


M.Sc. Ing. JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA
Vocal


Dr. Ing. JAVIER ENRIQUE SOTELO MONTES
Asesor

(*) De acuerdo con el Artículo 84º Reglamento de Grados y Títulos de la UNASAM, están deben ser calificadas con términos de: **APROBADO CON EXCELENCIA (19-20)**, **APROBADO CON DISTINCIÓN (17-18)**, **APROBADO (14-16)**, **DESAPROBADO (00-13)**.



UNIVERSIDAD NACIONAL
"SANTIAGO ANTÚNEZ DE MAYOLO"

"Una Nueva Universidad para el Desarrollo"

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS,
GEOLOGÍA Y METALURGIA



ACTA DE CONFORMIDAD DE TESIS

Los Miembros del Jurado, luego de evaluar la tesis titulada: "EVALUACION DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBRE EXCAVACION EN LA RAMPA POSITIVA 050 MINA AREQUIPA M - 2020" presentado por el Bachiller ANGEL HUANCA TARAZONA, y sustentada el día 21 de Abril del 2021, por Resolución de Consejo de Facultad N° 032-2021-FIMGM-/CF , la declaramos CONFORME.

En consecuencia queda en condiciones de ser publicada.

Huaraz, 21 de Abril del 2021

M.Sc. Ing. LUIS ALBERTO TORRES YUPANQUI

Presidente

Dr. Ing. JULIAN PEREZ FALCON

Secretario

M.Sc. Ing. JESUS GERARDO VIZCARRA ARANA

Vocal

Dr. Ing. JAVIER ENRIQUE SOTELO MONTES

Asesor

DEDICATORIA

La presente tesis va dedicada especialmente a mi madre, quien ha logrado impartir el apoyo incondicional para seguir con mi carrera profesional, y a mi pequeña **Alizée**, la niña por la que siempre seré inmortal.

Angel

AGRADECIMIENTO

A Dios, por darme la oportunidad de poder realizar mi trabajo de investigación en una reconocida compañía minera y permitirme terminar dicho período exitosamente.

A mi Madre, por su constante apoyo y ayuda desinteresado, buscando siempre mi desarrollo personal. De igual manera, a cada uno de mis familiares que con sus consejos lograron que mi etapa universitaria terminara exitosamente.

A mis docentes universitarios, por ser mi guía y ejemplo profesional a seguir; y compañeros de aula, por su también apoyo desinteresado.

A todos los trabajadores de la mina Arequipa M: que contribuyeron en la elaboración del presente trabajo, absolviendo mis dudas y compartiendo sus conocimientos y experiencias conmigo.

Ángel

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020”. Tiene por objetivo general Realizar la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020. La hipótesis general formulada fue: La evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada reducirá la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

Se justifica porque en la construcción de la rampa Positiva 050 se necesita de una gran inversión inicial es por ello la optimización de los procesos mineros, maximizando su rentabilidad, sin pérdidas en las operaciones mineras y con costos mínimos se hace necesario.

Como resultado final se elaboró una propuesta de diseño de malla de perforación y voladura, de la cual se puede esperar impactos importantes, como:

- Reducir el número de taladros de producción de 46 a 45, incluido voladura controlada en la corona.
- Reducción de la sobre excavación de 16.3% a 7.3%
- Menor exposición al riesgo por desprendimiento y caída de rocas
- Disminución de costo por disparo de 1130.48(USD) a 1049.56(USD).

PALABRAS CLAVES

Evaluación, parámetros de perforación y voladura controlada, reducir, sobre excavación, Rampa Positiva 050, mina Arequipa M, 2020.

ABSTRACT

The present research work entitled "Evaluation of the parameters of controlled drilling and blasting to reduce over-excavation in the Positive Ramp 050 Arequipa M - 2020 mine". Its general objective is to carry out the evaluation of the controlled drilling and blasting parameters to reduce the over excavation in the Positive Ramp 050 Arequipa M - 2020 mine. The general hypothesis formulated was: The evaluation of the controlled drilling and blasting parameters will reduce the over excavation in the Positive Ramp 050 Arequipa M mine - 2020.

It is justified because in the construction of the Positive 050 ramp a large initial investment is required, which is why the optimization of the mining processes, maximizing their profitability, without losses in mining operations and with minimal costs is necessary.

As a final result, a drill and blast mesh design proposal was developed, from which important impacts can be expected, such as:

- Reduce the number of production holes from 46 to 45, including controlled blasting at the crown.
- Reduction of over excavation from 16.3% to 7.3%
- Less exposure to the risk of falling rocks and rocks
- Decrease in cost per trip from 1130.48 (USD) to 1049.56 (USD).

KEYWORDS

Evaluation, controlled drilling and blasting parameters, reduce, over excavation, Positive Ramp 050, Arequipa M mine, 2020.

INTRODUCCIÓN

La presente Tesis titulada: “Evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020”, tiene la finalidad de establecer criterios para corregir las malas prácticas de perforación y voladura de rocas en la construcción de la rampa; estos criterios permitirán el avance programado evitando la sobre excavación de la corona y de los hastiales que provocan inestabilidad y aumentan los costos de construcción.

la perforación y la voladura es el inicio de una buena construcción de la Rampa para ello se debe aplicar técnicas eficientes de perforación y voladura que conlleve a obtener un material de buena fragmentación y generar buena estabilidad, generando un ciclo de construcción más eficiente en cuanto a costos de sostenimiento, limpieza, estética de la sección y eliminación de la voladura secundaria para reducir los grandes bloques que se generan por una mala aplicación de la voladura. Los problemas en voladuras generalmente son el resultado de:

- Diseño de voladura Deficiente.
- Mala ejecución de la Perforación.
- Mala ejecución del carguío y secuencia de la salida o
- Evaluación errónea de la masa rocosa.

La tesis esta estructura de la siguiente manera:

Dedicatoria, el agradecimiento, el resumen los índices: General, de Tablas y de Figuras y la introducción.

EL CAPÍTULO I, Trata sobre las generalidades, menciona el entorno físico y entorno geológico.

EL CAPÍTULO II, trata sobre la fundamentación con el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la fundamentación teórica y la definición de términos

EN EL CAPÍTULO III, trata de la metodología, Planteamiento del Problema, el Problema, la Identificación y selección del Problema, la Formulación del Problema, los objetivos de la investigación, la Justificación, la Importancia, las limitaciones, la delimitación de la Investigación, los alcances las hipótesis y las variables.

EL CAPÍTULO IV, trata sobre los resultados de la investigación.

Finalmente se presentan las conclusiones, las recomendaciones, las referencias bibliográficas y los anexos.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
INTRODUCCIÓN.....	vi
INDICE GENERAL.....	viii
INDICE DE TABLAS.....	xii
INDICE DE FIGURAS.....	xiii
CAPITULO I.....	1
GENERALIDADES.....	1
1.1. Entorno Físico:	1
1.1.1. Ubicación y Acceso	1
1.1.2. Antecedentes de la Mina Arequipa M:	3
1.1.3. Clima y Vegetación:	3
1.2. Entorno Geológico:	4
1.2.1. Geología Regional:	4
1.2.2. Geología Local:	9
1.2.2.1. Estratigrafía	9
1.2.3. Geología Estructural:	12
1.2.4. Geología Económica:	15
1.2.4.1. Origen y Tipo de Yacimiento	15
1.2.4.2. Mineralogía	16

1.2.4.3. Estimación de Reservas	16
CAPITULO II	17
FUNDAMENTACIÓN	17
2.1. Marco Teórico	17
2.1.1. Antecedentes de la Investigación	17
2.1.2. Definición de Términos	22
2.1.3. Fundamentación Teórica	24
2.1.3.1. Sobre excavación	24
2.1.3.2. Perforación y voladura subterránea	26
2.1.3.3. Voladura controlada	40
2.1.3.4. Voladura controlada método aplicado para controlar la sobre excavación en trabajos subterráneos	43
2.1.3.5. Diseño de mallas de perforación y voladura	51
CAPITULO III	60
METODOLOGIA	60
3.1. El Problema	60
3.1.1. Descripción de la Realidad Problemática	61
3.1.2. Identificación y Selección del Problema	61
3.1.3. Planteamiento y Formulación del Problema	62
3.1.3.1. Formulación del problema general	62
3.1.3.2. Problemas específicos	62
3.2. Objetivos	62
3.2.1. Objetivo General.....	62
3.2.2. Objetivos Específicos	62

3.3.	Justificación de la Investigación.....	63
3.4.	Limitaciones.....	63
3.5.	Alcances de la Investigación.....	63
3.6.	Hipótesis.....	64
	3.6.1. Hipótesis General.....	64
	3.6.2. Hipótesis específicas.....	64
3.7.	Variables.....	64
	3.7.1. Variable Independiente.....	64
	3.7.2. Variable dependiente.....	64
	3.7.3. Operacionalización de las Variables.....	64
3.8.	Diseño de la Investigación.....	65
	3.8.1. Tipo de Investigación.....	65
	3.8.2. Nivel de la Investigación.....	65
	3.8.3. Diseño de Investigación.....	66
	3.8.4. Población y Muestra.....	66
	3.8.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.....	66
	3.8.6. Forma de Tratamiento de los Datos.....	67
	CAPITULO IV.....	68
	RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	68
4.1.	Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos.....	68
4.2.	Análisis e Interpretación de la Información.....	70
	4.2.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso de la rampa Positiva 050- mina Arequipa M.....	70

4.2.2. Datos de perforación y voladura antes de la evaluación de los parámetros.	73
4.2.3. Diseño Malla de Perforación y Voladura Controlada para un Frente de 3.5 por 3.5:	74
4.2.4. Datos de perforación y voladura controlada después de la evaluación de los parámetros.....	80
4.2.5. Costos con Jumbo DD 210.	82
4.3. Discusión de los Resultados.	89
4.4. Aporte del Tesista	96
CONCLUSIONES.....	97
RECOMENDACIONES	98
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	99
ANEXOS	101

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Acceso a la mina Arequipa M.	2
Tabla 2: Estimación de reservas mina Arequipa M.....	16
Tabla 3: Diferencias entre Voladura Convencional y Voladura Controlada.....	50
Tabla 4: Operacionalización de las variables.	65
Tabla 5: Clasificación Geomecánica por el Sistema Rock Mass Rating RMR de Bieniawski (1989)- Rampa Positiva 050 de la Mina Arequipa M.	72
Tabla 6: Parámetros de perforación y voladura controlada - Antes.....	73
Tabla 7: Parámetros de perforación y voladura controlada - Después.	80
Tabla 8: Costos con Jumbo DD 210 - Antes de la evaluación de los parámetros.	82
Tabla 9: Costo de Explosivo-Antes de la evaluación de los parámetros.....	85
Tabla 10: Costos con Jumbo DD 210 - Después de la evaluación de los parámetros.....	86
Tabla 11: Costo de Explosivo-Después de la evaluación de los parámetros	88
Tabla 12: Resumen de los costos, antes y después de la evaluación de los parámetros.	88
Tabla 13: Ahorro por día, por mes y por año.	89
Tabla 14: Rendimiento del avance antes y después de la evaluación de los parámetros.	90
Tabla 15: Factores de Perforación y Voladura Antes y Después.	91
Tabla 16: Densidad de Carga en los Taladros.	93
Tabla 17: Sobre excavación antes y después de la evaluación de los parámetros.....	95

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de la mina Arequipa M.....	2
Figura 2: Características estructurales regionales de la Cordillera Blanca.....	6
Figura 3: Mapa tectónico regional tomado de la revista Mundo Minero, Dimensionamiento de yacimientos Filonianos. Ing. Churchill Vela	12
Figura 4: Modelo conceptual del sistema de vetas polimetálicas en el Proyecto Arequipa “M” y zonas aledañas (Ancash).....	14
Figura 5: Diagrama de excavación con sobre rotura	25
Figura 6: Nomenclatura de un frente en un túnel.....	27
Figura 7: Corte en ángulo, corte en V.	29
Figura 8: Corte con taladros paralelos.....	30
Figura 9: Corte quemado y cilíndrico.	30
Figura 10: Distribución de taladros en un frente.....	32
Figura 11: Burden en el primer cuadrante.....	33
Figura 12: Burden y Espaciamiento en los cuadrantes.....	34
Figura 13: Detonación por simpatía.....	38
Figura 14: Efecto canal en voladura de labor.....	40
Figura 15: Efectos de la voladura, el impacto sobre la corona periférica de un túnel	41
Figura 16: Efectos de diaclasamiento de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías de minas...	43
Figura 17: Esquema de Voladura Controlada para un Túnel.....	45
Figura 18: Esquema de carga explosiva	47
Figura 19: Evaluación De Rotura.....	48
Figura 20: Esquema de carga desacoplada con dinamita.....	49
Figura 21: Esquema de carga desacoplada con emulsión	49
Figura 22: Esquema de voladura - Antes.	74

Figura 23: Esquema de voladura controlada - Después.	82
Figura 24: Esquema, Costo por disparo antes y después de la evaluación de los parámetros de perforación y Voladura.	89
Figura 25: Rendimiento del avance antes y después de la evaluación de los parámetros.	90
Figura 26: Factor de perforación y voladura antes y después.	91
Figura 27: Presión de taladro en la corona, Antes y Después.	92
Figura 28: Densidad de carga en los taladros.	94
Figura 29: Sobre excavación antes y después de la evaluación de los parámetros.	95

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1. Entorno Físico:

1.1.1. Ubicación y Acceso

La mina Arequipa M. de la empresa A.C. Agregados S.A.C., se ubica en la Cordillera Blanca, en la comunidad de Vicos, en el distrito de Marcará, provincia de Carhuaz, departamento y región Ancash. En la figura 1 se muestra la ubicación.

La zona de interés está ubicada en la hoja 1:100,000 de Huari (19-I) y las coordenadas UTM de la parte central del Proyecto (Datum PSAD 56, zona 18-S), son las siguientes:

E 237,800 y

N 8'968,200.

El Proyecto Arequipa “M” está situado a 495 km al norte de Lima.

El acceso se realiza a través de la carretera asfaltada Lima- Huaraz-Marcara-Mina Arequipa “M” (Departamento de geología, 2018).

La ruta de acceso a la Unidad de Producción Arequipa “M” se indica en la tabla 1.

Tabla 1: Acceso a la mina Arequipa M.

Ruta	Km	Tipo de carretera	Horas
Lima-Huaraz	420	Asfaltada	6
Huaraz-Marcara	30	Asfaltada	1
Marcara - Mina Arequipa M	45	Afirmada	2.5
Total	495		9.5

Fuente: Departamento de geología, 2018.

Asimismo, el Proyecto es accesible por vía aérea Lima–Anta con un tiempo estimado de 0.5 horas, de Anta a Marcará con un tiempo de 0.5 horas y Marcará–Mina Arequipa “M” 2.50 horas.

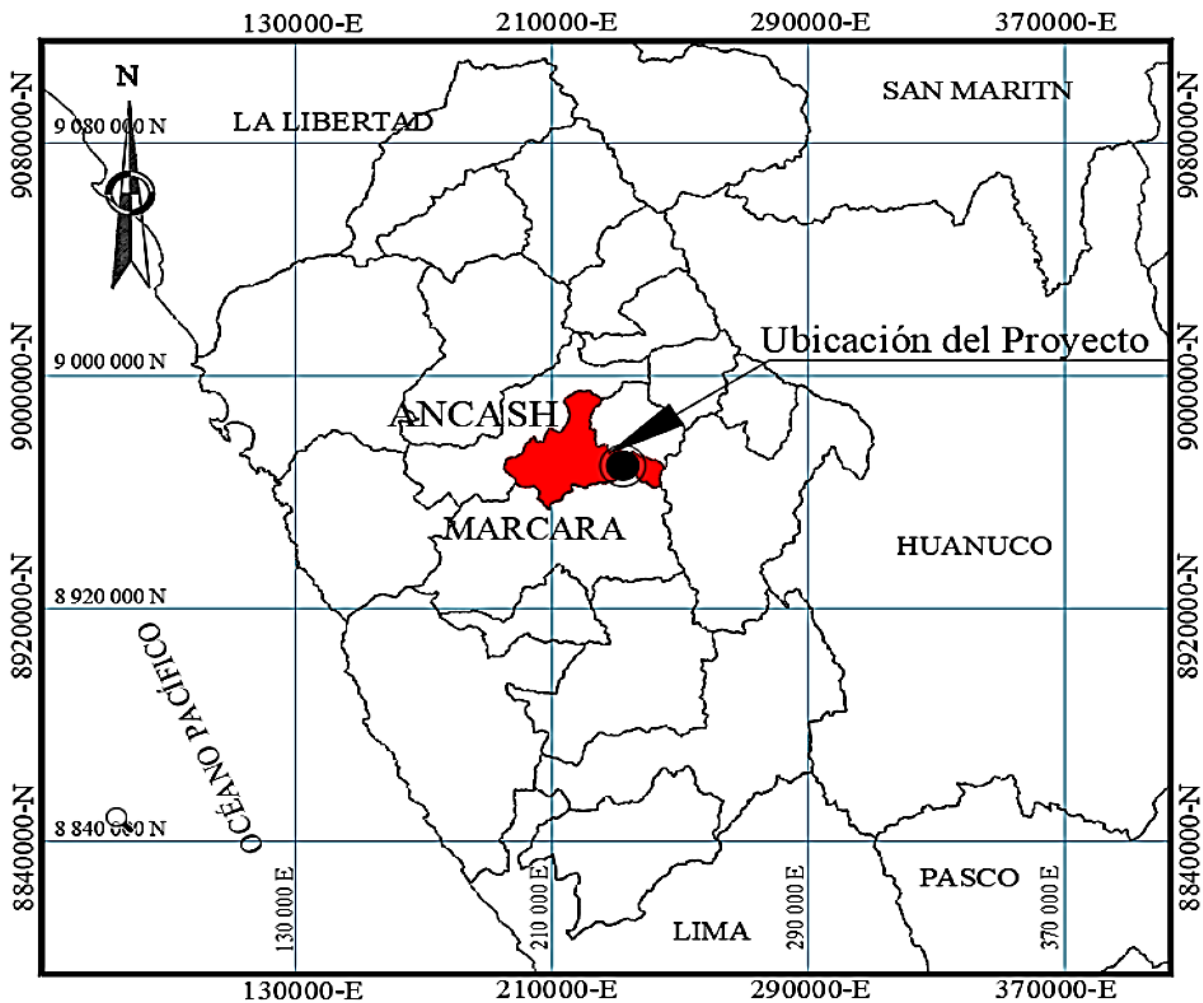


Figura 1: Ubicación de la mina Arequipa M.

Fuente: Departamento de Geología 2017

1.1.2. Antecedentes de la Mina Arequipa M:

En 1940 el Dr. G. Ericksen visitó la mina Arequipa "M", reconociendo la zona como actividad minera económica, desde aquella época, los recursos minerales han sido extraídos incesantemente de la veta Arequipa "M" con herramientas manuales con taladros de uno y cinco pies cargados con dinamita que luego de ser disparados se escogía para ser transportados en costales de 70 Kg. a lomo de mula a las localidades de Paltay o Marcará. En aquella época los minerales de valor comercial era el plomo y plata y dejaban los minerales de zinc y arsénico - oro en las canchas y en la misma mina. Las labores de exploración y desarrollo eran mínimas, encontrado la mineralización en zonas de mayor potencia se explotaba inmediatamente. La explotación se realizaba a partir de galerías en tajeos sin rellenar debido a la consistencia de la roca encajonante, ocasionalmente trabajaban en pequeños tajeos abiertos de poca profundidad; esto lo demuestra las labores en diferentes niveles que muestran ser trabajos de mineros artesanales y métodos tradicionales, dejando en partes tajos abiertos y puentes. (Departamento de Geología, 2018).

1.1.3. Clima y Vegetación:

El proyecto Arequipa M está situado en zona de altitudes que varía entre los 4,500 hasta 5,100 m.s.n.m., correspondiendo a un clima húmedo a húmedo frío, característico de las zonas andinas. Durante el año se presentan dos estaciones muy marcadas y claramente diferenciadas siendo lluviosos entre los meses de enero a marzo y otro periodo de estío entre junio y setiembre. El promedio de precipitación anual para el área de la mina varía entre 500 a 650 mm. Existen también precipitaciones de granizo, nieve, los cuales aportan escorrentía en la época de

estiaje. También es común la ocurrencia de veladas de intensidad variable principalmente en la zona de lámina por su elevada altitud.

La temperatura varía estacionalmente en el rango de 10°C hasta por debajo del punto de congelamiento. La humedad relativa promedio es de 60%, variando e incrementando en épocas de lluvia o verano y menores durante el invierno o época seca. (Departamento de Geología, 2018).

1.2. Entorno Geológico:

1.2.1. Geología Regional:

La mina Arequipa “M” está situado en el sector suroriental de la Cordillera Blanca. Esta cordillera forma parte de la Cordillera Occidental; tiene una elongación NW-SE y una longitud de 250 Km (Figura 2); en ella afloran rocas sedimentarias de la Formación Chicama del Jurásico superior y la Formación Chimú del Cretácico inferior, las cuales han sido intruídas por el batolito de la Cordillera Blanca de edad Mio-Plioceno; este batolito está compuesto por rocas intrusivas de tipo granodiorita, tonalita y monzonita.

El contexto geológico regional se caracteriza por la existencia de una amplia secuencia sedimentaria, localizada en el sector oriental de la Cordillera Blanca donde predomina la Formación Chicama de edad Titoniana (150 Ma.) constituida principalmente por lutitas grises, con intercalaciones de horizontes de areniscas, que han sido metamorfizadas a pizarras y cuarcitas. Estratigráficamente, esta formación se depositó discordantemente sobre las calizas del Grupo Pucará de edad Triásico superior a Jurásico Inferior (215 a 190 Ma.), y a su vez está sobreyacida por las areniscas y lutitas con intercalaciones de capas de carbón de la Formación Chimú de edad Cretácico inferior. (Departamento de Geología, 2018).

a) Características Estructurales:

Regionalmente, el sector de estudio ha sido dividido en diversos dominios estructurales (Figura 2):

- **Dominio del Casma:** Este dominio está situado al oeste de la Cordillera Negra, y hacia el Este, se encuentra limitado por el sistema de fallas Tapacocha. Geológicamente está caracterizado por las secuencias volcano sedimentarias del Grupo Casma y los plutones graníticos del Batolito de la Costa. (Departamento de Geología, 2018).
- **Dominio de la Cordillera Negra:** Está limitado al oeste por el sistema de fallas Tapacocha y al Este por el sistema de fallas Huaraz-Recuay. En el eje de la cordillera se encuentra la falla Huacllanca-Churin. La característica principal de este dominio son los volcánicos del Grupo Calipuy, donde aparecen localmente ventanas de la Formación Chicama. Relacionadas con el Grupo Calipuy existen estructuras circulares relacionadas con los antiguos centros volcánicos. (Departamento de Geología, 2018).
- **Dominio de la Cordillera Blanca:** Se encuentra situado al Este de la Cordillera Negra; los controles estructurales aquí son el sistema de fallas Huaraz-Recuay por el oeste, y en el Este el sistema de fallas Chonta. Este dominio se caracteriza por la presencia de rocas plutónicas del Batolito de la Cordillera Blanca que intruyen a los sedimentos de ambiente marino/continental de la Formación Chicama, Formación Chimú y Grupo Goyllarisquizga. (Departamento de Geología, 2018).

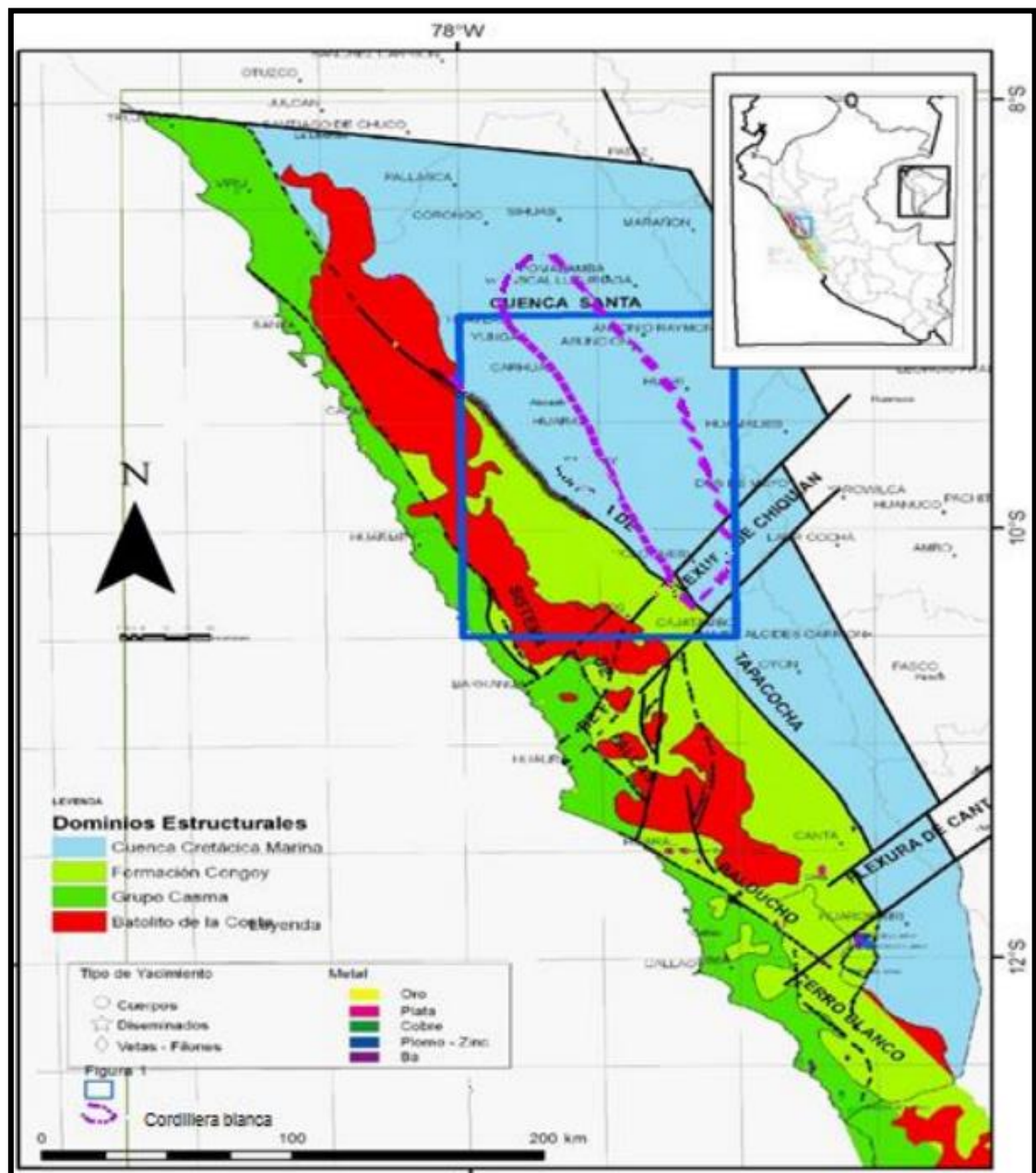


Figura 2: Características estructurales regionales de la Cordillera Blanca.

Fuente: Departamento de geología 2018 – Mina Arequipa M. 6

b) Estratigrafía:

La estratigrafía de la Cordillera Blanca está constituida por unidades que abarcan desde el Jurásico hasta el Neógeno. La unidad más antigua aledaña a la Cordillera Blanca es el Complejo del Marañón de edad precámbrica. (Departamento de Geología, 2018).

- **La Formación Chicama:** Está compuesta en la base, por areniscas cuarzosas y lutitas; y al techo por lutitas negras. En el contacto con plutones muestra una nítida estructura metamórfica formando pizarras y esquistos. (Departamento de Geología, 2018).
- **La Formación Chimú:** Está constituida principalmente por areniscas cuarzosas blanquecinas a grises y en la base se presentan intercalaciones de lutitas negras y niveles de carbón. Los estratos son gruesos y resistentes a la erosión. (Departamento de Geología, 2018).
- **La Formación Santa:** Está compuesta por limoargilitas gris oscuras en estratos gruesos, con intercalaciones de calizas, calizas bioclásticas y algunos niveles de calizas oolíticas. Es común encontrar nódulos calcáreos. (Departamento de Geología, 2018).
- **La Formación Carhuaz:** Perteneciente al Grupo Goyllarisquizga, está compuesta por limolitas rojas intercaladas con areniscas finas de estratificación paralela y delgada. Localmente se pueden encontrar niveles volcánicos intercalados dentro de la secuencia de limolitas y areniscas (Enríquez, 1999). (Departamento de Geología, 2018).
- **La Formación Pariahuanca:** Típicamente consiste en bancos medianos a gruesos de caliza grisácea, con escasas intercalaciones de lutitas oscuras; hacia el norte del Callejón de Huaylas se nota un incremento en el contenido clástico y ferruginoso.
- **La Formación Chulec:** Presenta una típica litología de capas delgadas de caliza bioclástica o arenosa, localmente ferruginosa, con intercalaciones de margas y lutitas calcáreas. (Departamento de Geología, 2018).

- **La Formación Pariatambo:** Presenta una litología constante en todos sus afloramientos, consistente en margas y lutitas negruzcas con intercalaciones delgadas de calizas bituminosas; localmente presenta algunas intercalaciones volcánicas. (Departamento de Geología, 2018).
- **La Formación Jumamasha - Celendín:** Consiste en capas medianas a gruesas de calizas y dolomitas grises y amarillentas de grano fino a medio. En la base de la formación se encuentra un conglomerado de elementos gruesos. (Departamento de Geología, 2018).
- **Los depósitos cuaternarios:** Se encuentran cubriendo las litologías descritas y están representados por materiales morrénicos y fluvioglaciares del Plioceno, y depósitos aluviales y coluviales del Pleistoceno. (Departamento de Geología, 2018).

c) Rocas Intrusivas:

En la región existe una variedad de rocas intrusivas de diversos tipos y edades. Lo más relevante es el Batolito de la Cordillera Blanca, aflora ampliamente en la región, se ubica en la parte central de la Cordillera Occidental, tiene un rumbo aproximadamente paralelo a las estructuras principales.

La petrografía del batolito consiste de una granodiorita leucocrática de grano grueso con foliación bien desarrollada, en algunos casos pasa gradualmente a una anfibolita, el granito ocurre en algunas áreas del batolito cortando la granodiorita y consiste de grandes fenocristales de ortosa rosada en una matriz de feldespatos, cuarzo, biotita y hornblenda.

Los sistemas de diques y sills de pórfido cuarcífero se relacionan con los granitos y se distribuyen a lo largo de la Quebrada Llanganuco.

Los diques de aplita y pegmatita son comunes en el batolito; aparentemente alcanzan su mayor desarrollo cerca de los bordes del intrusivo, pero también ocurren en las partes internas del batolito.

Las estructuras internas del batolito consisten en una foliación de forma general debido a la alineación y orientación paralela de los cristales que componen la granodiorita y un juego bien desarrollado de diaclasas de rumbo NW - SE. (Departamento de Geología, 2018).

1.2.2. Geología Local:

La litología del proyecto Arequipa M está constituida por rocas sedimentarias de la formación Chicama intruídas por el batolito de la Cordillera Blanca, posibles cuerpos subvolcánicos y diques básicos.

1.2.2.1. Estratigrafía

a) Rocas Sedimentarias:

- **Formación Chicama:** La Formación Chicama consiste en un paquete potente de lutitas y areniscas de textura fina a mediana; el rumbo de la formación varía de N20° a 35°W con buzamientos de 70° a 75°NE. Esta formación descansa discordantemente sobre el Grupo Pucará. En el techo de la formación existe una pequeña discordancia paralela, por encima de la cual se depositaron las cuarcitas de la Formación Chimú.
- **Lutitas y pizarras (Js-Ch):** Coloración gris oscura, se presentan en horizontes de 0.5 a 10m intercalados con paquetes de areniscas y cuarcitas. Existe abundante piritita diseminada y nódulos ferruginosos, debido a que se depositaron en el fondo de una cuenca con condiciones reductoras. Los paquetes de lutitas y pizarras son más potentes hacia el noreste (Eje de la Cordillera Blanca).

- **Areniscas y cuarcitas (Js-Ch):** Se presentan en capas delgadas a medianas intercaladas con lutitas gris oscuro. En superficie intemperizada presentan color pardo a marrón, y en superficie fresca la cuarcita muestra un color blanco grisáceo. No desarrollan alteración hidrotermal en superficie.

b) Rocas Intrusivas:

En la zona de estudio, intruyendo a la Formación Chicama se han cartografiado el cuerpo intrusivo granodiorita-Tonalita.

- **Granodiorita-Tonalita (N-gd-t):** Esta unidad litológica aflora en toda la propiedad y está constituida por una granodiorita de grano grueso (leucocrática), presenta grandes fenocristales de ortosa rosada en una matriz de feldespatos, cuarzo, biotita y hornblenda, se caracteriza por presentar una foliación bien desarrollada. La mineralogía consiste en fenocristales de plagioclasas (46%) alterados incipientemente a arcillas; cloritas (5%) y trazas de sericita; fenocristales de anfíboles I (36%) y trazas de piroxenos alterados a clorita y óxidos de hierro, y moldes de cristales reemplazados por anfíboles II (6%) y minerales opacos (6%), en una matriz constituida por plagioclasa, anfíboles I y minerales opacos. También ocurren finas venillas, con espesores menores a 0.15mm, rellenas por anfíboles III y cloritas.

Los diques de aplita y pegmatita son comunes en el batolito; aparentemente alcanzan su mayor desarrollo cerca de los bordes del intrusivo, pero también ocurren en las partes internas del batolito.

Las estructuras internas del batolito consisten en una foliación de forma general debido a la alineación y orientación paralela de los cristales que

componen la granodiorita y un juego bien desarrollado de diaclasas de rumbo NW - SE. Presenta alteraciones de tipo cloritización débil, argilización, sericitización y oxidación incipiente.

- **Depósitos Cuaternarios (Qh-co, Qh-al, Qh-mo, Qh-g):** Son materiales aluviales y coluviales del Pleistoceno que se encuentran expuestos a lo largo de las quebradas y en las laderas de los cerros. también existen materiales morrénicos y fluvioglaciares del Plioceno. La granulometría de estos depósitos varía desde cantos y bloques hasta arcillas, de composición análoga a las rocas que afloran en los alrededores.

El basamento paleozoico del distrito de Julcani ha estado sujeto a múltiples fases de deformación orogénica herciniana y andina. A escala distrital, la secuencia paleozoica y mesozoica forma una estructura de anticlinal asimétrico de eje NE. Hacia el este, el anticlinal es interrumpido por fallas longitudinales mayores (especialmente las fallas Tucusi y Tuclla), a lo largo de cuyo desplazamiento los grupos Mitu y Excélsior quedan en contacto lateral.

Hacia el oeste, el anticlinal es interrumpido por la falla Palcas, que desplaza hacia abajo al grupo Ambo hasta quedar junto al grupo Excélsior. Estas estructuras limitantes mayores se desarrollaron durante el Eoceno superior, correspondiente así a la primera fase de deformación de la orogenia andina.

Fallas transversales con un rumbo predominante NO – SE se desarrollaron durante la segunda fase de deformación de la orogenia andina en el Oligoceno. Las fallas Lircay y Pampas desplazan fallas anteriores, como la falla Palcas, produciendo intersecciones estructurales

que probablemente dieron la orientación a la actividad volcánica y subvolcánica posterior del centro volcánica de Julcani. (Cía. De Minas Buenaventura S.A.A. Departamento de Geología, 2016, Citado por Laura 2015).

1.2.3. Geología Estructural:

En el mapa tectónico de la Figura 3 se muestran las grandes Unidades Tectónicas regionales donde se ubica el proyecto Arequipa “M”. De oeste a este destacan las siguientes Unidades:

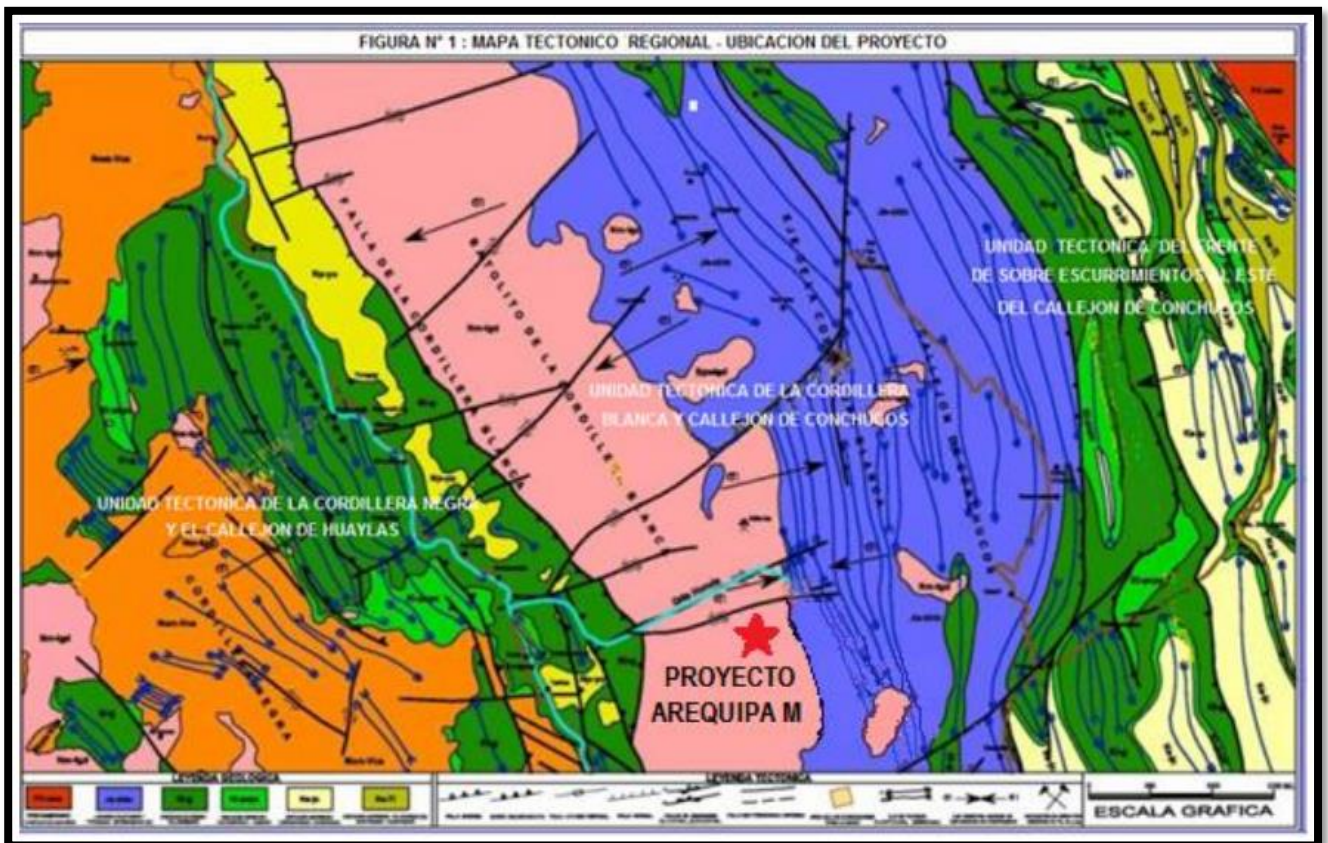


Figura 3: Mapa tectónico regional tomado de la revista Mundo Minero, Dimensionamiento de yacimientos Filonianos. Ing. Churchill Vela

Fuente: Departamento de geología 2018 – Mina Arequipa M.

➤ Unidad Tectónica de la Cordillera Negra y el Callejón de Huaylas.

- Unidad Tectónica de la Cordillera Blanca y Callejón de Conchucos, con tres zonas estructurales bien definidas: El Batolito de la Cordillera Blanca, el Eje de la Cordillera Blanca y el Callejón de Conchucos.
- Unidad Tectónica de Sobre - escurrimientos al Este del Callejón de Conchucos. Las minas de Ag, Pb y Zn explotadas en la región, se ubican en el extremo oriental del Batolito de la Cordillera Blanca, en el contacto con la Formación Chicama. las vetas del proyecto Arequipa “M” se ubican en la Unidad Tectónica de la Cordillera Blanca; en la zona Estructural del Eje de la Cordillera, específicamente cerca del contacto oriental del Batolito con las rocas de la Formación Chicama.

Los principales rasgos tectónicos de la zona son los siguientes:

- **Pliques:** El plegamiento en la zona fue intenso. Se encuentran pliegues de tipo isoclinal y concéntrico en profundidad; la orientación de los ejes en superficie es mayormente N-S con buzamiento promedio del plano axial del orden de 75°E. En el borde norte del Proyecto se observan las diferentes unidades estratigráficas diferenciadas en la Formación Chicama. Estas se presentan formando pliegues isoclinales, con plano axial curvado y buzamiento vertical a subvertical. Los pliegues cercanos al Batolito de la Cordillera Blanca son más pequeños y con planos axiales más echados, buzando hacia el oeste (Figura 4). En el flanco oeste de esta estructura se ubican las vetas del proyecto Arequipa “M” las cuales parecen mostrar una ligera tendencia a juntarse en profundidad.
- **Fallas longitudinales:** Son estructuras del sistema Andino que corresponden a fallas regionales de dirección NW-SE, las cuales han

controlado la evolución estructural de las cuencas marinas mesozoicas. Estas fallas son generalmente del tipo inverso, y paralelas a los ejes de los pliegues N-S; muestran y buzamientos entre 65° y 87° tanto al Este como al oeste en algunos casos se encuentran conjugadas. En los planos de falla se han observado microestructuras asociadas al movimiento relativo de sus bloques, que proporcionan pitch (grado de inclinación) del esfuerzo de corte de tipo inverso entre 75° y 90° . Los planos de falla se orientan paralelos a oblicuos a la estratificación.

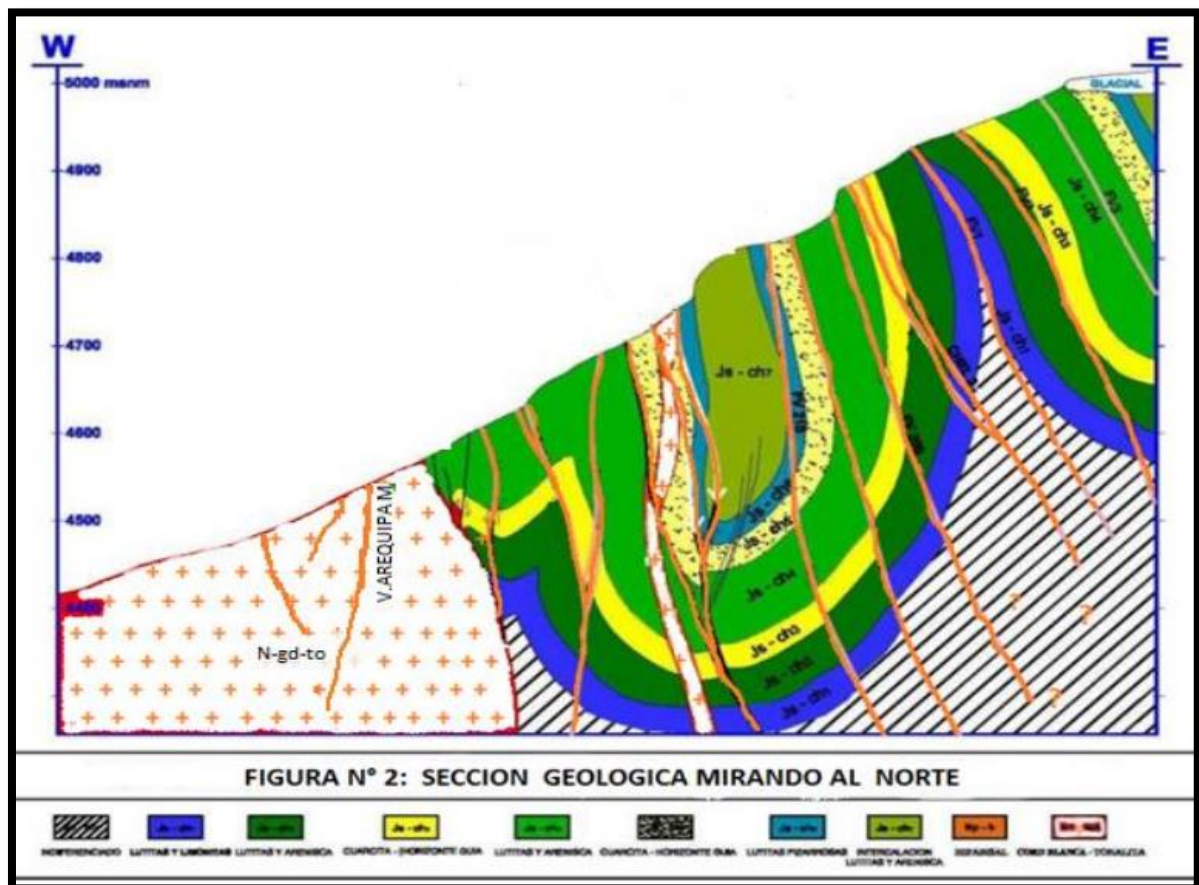


Figura 4: Modelo conceptual del sistema de vetas polimetálicas en el Proyecto Arequipa “M” y zonas aledañas (Ancash)

Fuente: Departamento de geología 2018 – Mina Arequipa M.

- **Fallas Transversales:** Son estructuras de dirección NE-SW que pertenecen al sistema de fallas Huanllac-Churín y Huaraz-Recuay. Aparentemente, se

trata de fallas tipo cizalla originadas por el movimiento transcurrente de las estructuras de rumbo andino.

- **Vetas:** Las estructuras mineralizadas en el área del proyecto Arequipa “M” son vetas polimetálicas de oro-plata-plomo-zinc (galena argentífera) siendo las principales económicamente las vetas Arequipa “M”, Caballito, Victoria, Loreta y otras por explorar que son controladas por fallamiento y posiblemente por un cuerpo subvolcánico. Las vetas presentan una orientación paralela al eje de los pliegues y fallas inversas regionales. Tanto en superficie como en interior mina, se ha observado que las cajas de las vetas presentan microestructuras en el plano de la veta falla, tales como estrías, y microfracturas oblicuas al plano de falla, que determinan buzamientos del esfuerzo de corte comprendido entre 75° y 90°.

1.2.4. Geología Económica:

1.2.4.1. Origen y Tipo de Yacimiento

La mineralización en la Unidad de Producción Arequipa “M” está constituida por vetas epitermales polimetálicas Au-Ag-Pb-Zn de sulfuración baja a intermedia que rellenan fracturas en el intrusivo y en la secuencia sedimentaria, están relacionadas con la actividad magmático-hidrotermal del Batolito de la Cordillera Blanca de edad Mioceno-Plioceno. La mineralización se presenta en vetas, vetillas y cuerpos de cuarzo. En el caso de la Veta Arequipa “M”, se observa un claro zoneamiento caracterizado por incremento de Au-Ag en la parte superior que va variando a Pb-Zn en profundidad.

1.2.4.2. Mineralogía

Minerales de Mina: En el Proyecto Arequipa “M”, las estructuras mineralizadas se encuentran emplazadas en el intrusivo de granodiorita y en la secuencia sedimentaria de la Formación Chicama. Las anomalías de Au-Ag – Pb - Zn reportadas, están básicamente controladas por estructuras de tres (3) tipos: vetas bien definidas, vetillas bandeadas, y cuerpos silíceos.

Minerales de Ganga: Como minerales de ganga se tiene al cuarzo en tres generaciones (blanco hialino y gris), pirita, arsenopirita, pirrotina , turmalina, calcita, baritina, rodocrosita, malaquita y psilomelano.

1.2.4.3. Estimación de Reservas

Reservas Minerales, es parte de un yacimiento mineral, cuya explotación es posible. (Departamento de Geología, 2018). Ver tabla 2.

Tabla 2: Estimación de reservas mina Arequipa M

Reserva	Tn	Ancho Diluido	Au gr/tn	Ag oz/tn	% Pb	% Zn	% Cu
Reserva Probada	22820	1.11	1.68	10.8	3.06	4.35	0.58
Reserva Probable	21930	1.13	1.77	10.93	2.98	4.31	0.55
ToTal	44750	1.12	1.725	10.865	3.02	4.33	0.565

Fuente: Departamento de Geología 2018-Mina Arequipa M.

CAPITULO II

FUNDAMENTACIÓN

2.1. Marco Teórico

2.1.1. Antecedentes de la Investigación.

Antecedente Internacional

La tesis “**Estudio de diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina el Teniente**”; Sustentado el año 2007 por Andrés Alejandro Music Garrido, para optar al título de ingeniero civil de minas, en la Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas, tiene como objetivo minimizar el daño transmitido al macizo rocoso circundante, la sobre excavación, la perforación y el consumo de explosivos, junto con maximizar el rendimiento de la perforación y el grado de avance de cada disparo.

En líneas generales el desarrollo de ese trabajo da cuenta de un diagnóstico técnico, enfocado a evaluar la eficiencia general y los actuales estándares de las tronaduras

de desarrollo horizontal, en el nivel de producción en La Mina Reservas Norte de División El Teniente de Codelco Chile. La gran cantidad de variables que interactúan en una tronadura hace necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta evaluación de este proceso, antes, durante y después de su ocurrencia, así como de una adecuada cuantificación y control del daño que ella puede producir, conducente a lograr un diseño óptimo. En el ámbito específico, el tema central es la sobre excavación observada en las prácticas en uso. En este sentido, es importante señalar los logros alcanzados con la aplicación de una metodología de evaluación objetiva de aquellos factores técnicos claves de la operación, contando con el respaldo de una base de datos de terreno compuesta por antecedentes de los actuales disparos y de disparos de calibración. Las metodologías que se aplicaron para esta evaluación son de dos tipos: la primera referente al análisis del registro de vibraciones producto de las tronaduras, donde se cuantificó su comportamiento a través del macizo rocoso y su efecto sobre el contorno, y la segunda relacionada con la implementación en sí del disparo. Como resultado final de este trabajo se elaboró una propuesta de diseño de tronadura alternativo en el nivel de producción, de la cual se pueden esperar impactos importantes en la operación, tales como:

- Reducción del número de perforaciones por disparo, 10%.
- Reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%.
- Menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas.
- Disminución de los tiempos de trabajo.
- Disminución de los costos directos de perforación y tronadura.

A partir de los avances logrados en este trabajo, se recomienda implementar el nuevo diseño y continuar con el mejoramiento de la tronadura en otras excavaciones, incluyendo desarrollos mineros como galerías, piques, zanjas y otros; no sólo con el fin de disminuir el daño y la sobre excavación, sino para obtener una optimización global en estos procesos. (Music, 2007)

Antecedente Nacional

La tesis **“Reducción de la sobre rotura en el crucero 3910 del nivel 2360 de la mina PEC de la CIA. Consorcio Minero Horizonte”**, Sustentado el año 2016 por los bachilleres: José Justiniano Castro Muñoz y Juan Manuel Rodríguez Correa, para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional de Trujillo Facultad de Ingeniería, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, tiene como objetivo demostrar que aplicando voladura controlada con precorte, usando explosivos de baja potencia entubadas y espaciadas, se puede reducir la sobre rotura en las labores del nivel 2360 de la mina PEC. El trabajo de investigación tiene el siguiente resumen:

- Los costos unitarios de las labores de preparación y desarrollo suelen incrementarse debido a la sobre rotura, la cual obliga a gastar tiempo extra en limpieza del frente de la labor, transporte en interior y exterior de la mina y mayor sostenimiento.
- La sobre rotura disminuyó en un 17.44% al usar la voladura controlada de precorte en la corona de la malla de perforación usando explosivo cartuchos de exsablock de 7/8“x7”. Para ello se aplicó la técnica de tubos de PVC 17 ensamblados para tener mejor control al desacoplar en cuarenta centímetros de

los cartuchos de explosivo y espaciando los taladros a una menor distancia de cuarenta centímetros.

- Los resultados fueron provechosos, al reducirse la sobrerotura en 17.44%, generando un ahorro por disparo es de 115.57 dólares, que puede significar un ahorro de 40.16 dólares americanos / metro de avance. Se concluye que la sobrerotura se puede reducir aplicando voladura controlada de precorte, el método de tubos de PVC se usa para desacoplar los cartuchos de explosivos. (Castro y Rodriguez, 2016).

En la tesis **“Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.”**, Sustentado el año 2018 por Ronal Romani Carhuamaca, para optar el título de ingeniero de minas, en la Universidad Nacional del Centro del Perú Facultad de Ingeniería de Minas. La tesis tiene por objetivo general; determinar cómo influye el diseño de las mallas de perforación y voladura para optimizar los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225- Mina Andaychagua - VCM S.A.A. - 2018. La hipótesis planteada fue: El diseño de las mallas de perforación y voladura influye significativamente en la optimización de los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.- 2018. El método de investigación empleado fue el método científico, las conclusiones más importantes fueron:

- El diseño de las mallas de perforación y voladura influye significativamente en la optimización de los avances y la sobre rotura en el Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A. – 2018.

- En la clasificación geomecánica de la masa rocosa se puede concluir que la mayor extensión de dicha masa rocosa, entorno a la veta Andaychagua, es de calidad Mala A y en menor porcentaje Mala B y Regular B.
- Se obtuvo un avance promedio de 3.02 m por disparo, 95% de 3.20 m de longitud del taladro perforado. (Romani, 2018).

Antecedente local

En la tesis **“Diseño de estándares de perforación y voladura de rocas, para normalizar la fragmentación del material resultante de la construcción de la Rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M – CIA Minera AC Agregados S.A.C.”**, Sustentado el año 2018 por Alan Nervo Lope Palacín,, para optar el título de ingeniero de minas, en la Universidad Nacional “Santiago Antúnez de Mayolo” Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, la tesis tiene por objetivo general Diseñar los estándares de perforación y voladura de rocas, para normalizar la fragmentación del material resultante de la construcción de la rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M – CIA Minera A.C. Agregados S.A.C. La tesis formulada fue El diseño de estándares de perforación y voladura de rocas, normaliza el material resultante de la construcción de la rampa Positiva 050 de la Mina Arequipa M – CIA minera A.C. Agregados S.A.C. El tipo de investigación es cuantitativa, no experimental y por la forma de muestreo es transversal.

Las conclusiones más importantes fueron:

- Al diseñar los estándares de perforación y voladura de rocas, normalizan la fragmentación del material resultante de la construcción de la rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M – CIA Minera A.C. Agregados S.A.C.

- Se diseñó los estándares de perforación y voladura de rocas en la rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M.
- Se Normalizo la fragmentación del material resultante de la voladura.
- Se validó del estándar de perforación y voladura en la rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M. (Lope, 2018).

2.1.2. Definición de Términos.

Avance: Mover o prolongar algo hacia delante.

Diseño: “El concepto de diseño suele utilizarse en el contexto de las artes, la arquitectura, la ingeniería y otras disciplinas. El momento del diseño implica una representación mental y la posterior plasmación de obra que se planea realizar. El diseño, por lo tanto, puede incluir un dibujo o trazado que anticipe las características de la obra.”

Evaluación: Es un proceso que tiene por objeto determinar en qué medida se han logrado los objetivos previamente establecidos, que supone un juicio de valor sobre la programación establecida, y que se emite al contrastar esa información con dichos objetivos.

Malla (plantilla): “Una plantilla puede servir como muestra base de una diversidad sobre la que comparten elementos comunes (patrón).”

Parámetro Constante numérica cuyo valor caracteriza a un miembro de un sistema. Como función matemática, es una cantidad a la cual el operador puede asignarle un valor arbitrario, se distingue de la variable, la cual puede tomar sólo aquellos valores que haga la función posible.

Parámetros: Son aquellas variables y constantes que aparecen en una expresión matemática, siendo su variación la que da lugar a las distintas soluciones de un problema. De esta forma, un parámetro supone la representación numérica de la ingente cantidad de información que se deriva del estudio de una variable. Su cálculo se suele realizar a través de una fórmula aritmética que se ha elaborado previamente a partir de los datos obtenidos de una población. (<https://www.definicionabc.com>).

Perforación Manual: Se ejecuta con equipos ligeros manejados a mano por los perforistas. Se utiliza en labores de dimensiones menores que no permiten el uso de máquinas perforadoras pesadas.

Perforación Mecanizada: Los equipos de perforación van montados sobre estructuras, con los que el operador puede controlar todos los parámetros de la perforación desde posiciones cómodas. Las estructuras o chasis pueden ir montadas sobre neumáticos u orugas y pueden ser automotrices o remolcables.

Perforación: “La perforación de las rocas en el campo de la voladura es la primera operación unitaria que se realiza en la actividad minera; tiene como propósito abrir unos huecos (taladros), en una distribución geométrica adecuada en los macizos rocosos para su posterior arranque, aquí se alojara el explosivo y los accesorios de los sistemas de iniciación a usar”.

Sobre excavación: “La sobre rotura (over break) en bancos, afectan la estabilidad de la nueva cara libre de voladura y a los taladros que hayan sido perforados a continuación de la última fila disparada. Generalmente indica exceso de carga explosiva en la última fila de taladros”.

“En túneles y labores subterráneas debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.” (Romani, 2018).

Voladura controlada: “Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea. Busca crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continua, que limite la superficie final de un corte o excavación.”

Voladura: “Voladura (llamada además tronadura en algunos países de América del Sur o barreno en algunas zonas de España), es la acción de fracturar o fragmentar la roca, el suelo duro, el hormigón o de desprender algún elemento metálico, mediante el empleo de explosivos. Las mismas se realizan para lograr un objetivo predeterminado, pueden ser controladas, o no, puede ser a cielo abierto, en galerías, tunces o debajo del agua.”

2.1.3. Fundamentación Teórica.

2.1.3.1. Sobre excavación

La sobre excavación es un problema que se genera en labores de avance y producción, debido a una voladura no controlada, la cual es influenciada por las estructuras geológicas sobre el perfil de excavación, existiendo factores que provocan sobre excavación y caída de rocas como:

- ✓ Mal dimensionado de las áreas a excavar

- ✓ Voladura Sobrecargada
- ✓ Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca
- ✓ Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca.

En la siguiente figura (Figura 5), se muestra el diagrama de excavación con sobre rotura

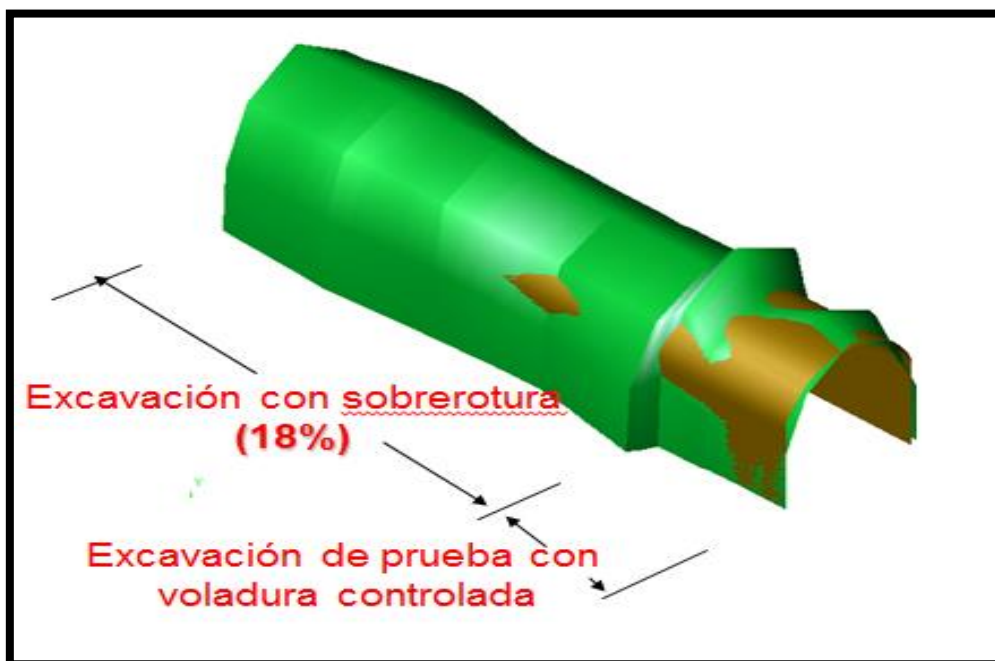


Figura 5: Diagrama de excavación con sobre rotura
Fuente: Exsa, 2003.

Esta tiene un efecto negativo en cuanto a costos de limpieza (más horas de scoop), acarreo y transporte (mayor tonelaje). Sin embargo, para controlar la sobre rotura se deben perforar más taladros en el contorno para reducir el daño al macizo rocoso, lo cual genera un costo extra de perforación. Además, el costo de sostenimiento es directamente proporcional a la sobre rotura.

Se debe tener en cuenta estos puntos para aplicar voladura controlada en los contornos, la cual es una medida de solución apropiada al problema para reducir el porcentaje de sobre rotura a parámetros aceptables.

2.1.3.2. Perforación y voladura subterránea.

Existe dos razones para excavar en subterráneo:

- ✓ Para utilizar el espacio excavado como acceso de transporte, almacenamiento, obras de construcción y defensa militar
- ✓ Para utilizar el material excavado (explotación minera)

En ambos casos los túneles forman parte importante de la operación entera: en construcción subterránea, como es por ejemplo el caso de obras hidráulicas, donde son necesarios para tener acceso a las cámaras; en minería, para llegar a los bloques de mineral e iniciar su explotación.

El ciclo básico de excavación de rocas mediante perforación y voladura comprende:

- ✓ Perforación de los taladros
- ✓ Carga de explosivo y tendido del sistema de iniciación
- ✓ Disparo de la voladura
- ✓ Evacuación de los humos y ventilación del área del trabajo
- ✓ Desprendimiento de rocas aflojadas, resaltos y lomos, que haya quedado remanentes después del disparo(desquinche)
- ✓ Eventual eliminación de tacos quedados resultados de tiros fallados
- ✓ Carguío y transporte del material arrancado
- ✓ Eventual disparo adicional para rotura secundaria de pedrones sobredimensionadas

- ✓ Medición del avance logrado, control de alineamiento y nivelación, replanteo de taladros para el siguiente disparo

El método de avance depende de diversos factores:

- ✓ Equipo de perforación empleada
- ✓ Tiempo disponible para la ejecución
- ✓ Tipo de roca y condiciones del frente
- ✓ Tipo de sostenimiento necesario.
- ✓ Sistema de ventilación

En túneles la única cara libre disponible es la del frente, que es también la única superficie factible para la perforación. Debido a su longitud en relación con la relatividad pequeña sección transversal del túnel, los taladros solamente pueden ser perforados en forma perpendicular a la cara libre. En tales condiciones los tiros no pueden arrancar la roca tal como podrían hacerlo si estuvieran dispuestas en planos paralelos o la cara como en voladura de bancos. Para abrir una cavidad inicial cuyas paredes actúan como cara libre para los ritos subsiguientes, se denominan; corte o arranque. En la figura 6 se detalla la nomenclatura de un frente en un túnel.

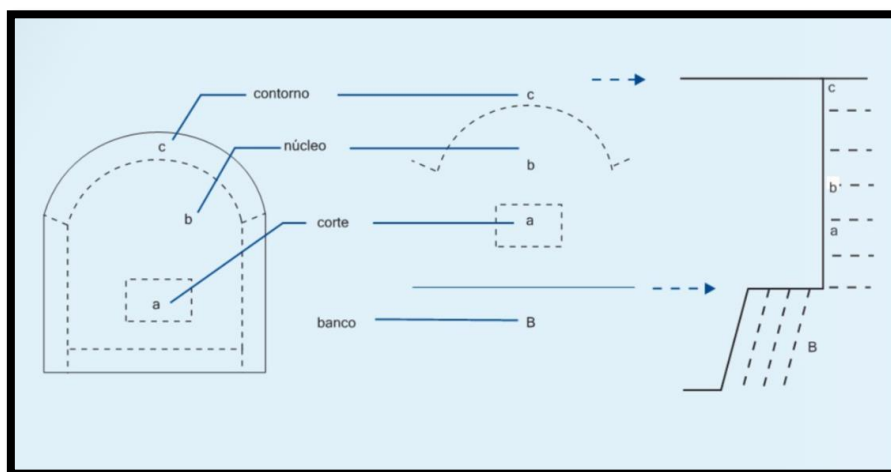


Figura 6: Nomenclatura de un frente en un túnel.

Fuente: Exsa 2019

El frente de un túnel se divide en tres áreas; arranque, núcleo y contorno, con tiros individuales espaciados en tiempo de modo tal que actúen en conjunto, aparentemente en forma instantánea, pero con salidas ordenadas secuencialmente permite el desplazamiento del material fragmentado.

i) Corte o arranque

El arranque es la parte más importante en la voladura de un frente. Su fin es proporcionar caras libres adicionales hacia donde irá la roca arrancada. Aunque hay muchos tipos específicos de cortes, y la terminología puede ser confusa, todos los cortes pueden ser clasificados en: cortes en ángulo y cortes con taladros paralelos.

ii) Métodos de corte

Cortes en diagonal o en ángulo. - Los cortes en ángulo pueden ser el corte en V, el corte pirámide, el corte en cuña de arrastre, etc., arranca una cuña de roca para crear una abertura al cual los taladros restantes pueden desplazar sus burdenes. Los cortes en ángulo son difíciles de perforar exactamente. Los extremos de cada par de taladros del corte deberían estar lo más cercano posible. Si ellos se cruzan, la profundidad del disparo será menor que el diseñado. Si los extremos están apartados más de un pie o demasiado alejados, el disparo no podría alcanzar la profundidad apropiada.

El ángulo entre los taladros del corte debería ser 60° o más, para minimizar embotellamientos. La selección del tipo específico de los cortes en ángulo es una función del tipo de roca, el tipo del equipo de

perforación, la filosofía de la administración de la mina, y el perforista.

En la figura 7 se muestra el corte en ángulo, corte en V.

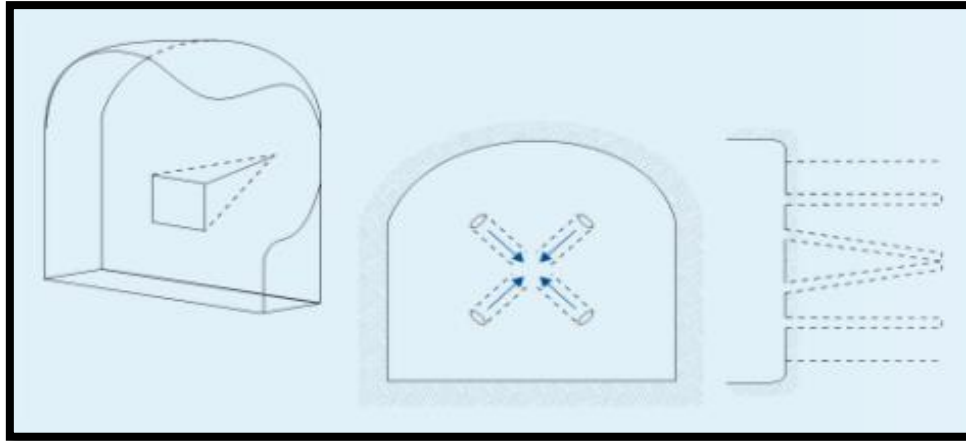


Figura 7: Corte en ángulo, corte en V.
Fuente: Exsa 2019

Cortes con taladros paralelos. - Los cortes con taladros paralelos son básicamente una serie de taladros espaciados muy cercanamente, algunos cargados y otros no cargados, los cuales cuando son iniciados pulverizan y expulsan un cilindro de roca para crear una abertura hacia los burdenes de los taladros restantes.

Para todos los tipos de cortes es importante que el corte arranque a la profundidad planeada, porque los taladros restantes del disparo no arrancarán más profundamente que el corte. En la voladura con cortes quemados se debe tener cuidado para no sobrecargar los taladros quemados porque ésto puede causar que el corte se congele o no arranque apropiadamente. El espaciamiento entre los taladros varía generalmente de 15 a 25 cm. En la figura 8 se muestra el corte con taladros paralelos.

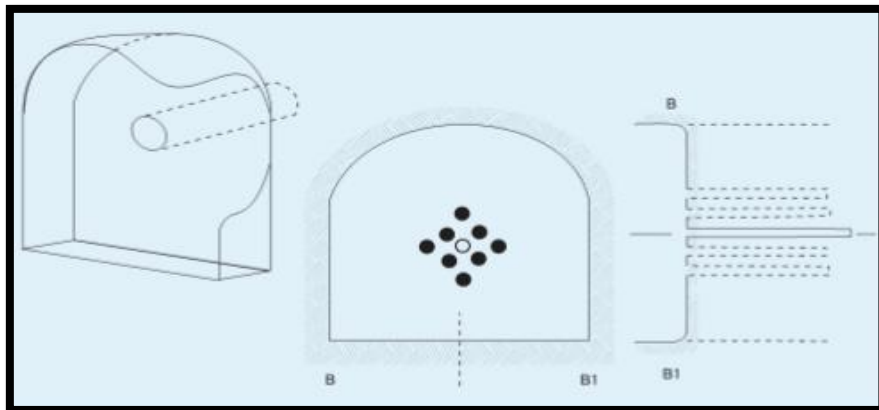


Figura 8: Corte con taladros paralelos.

Fuente: Exsa 2019.

También se puede realizar cortes quemados con uno o más taladros centrales más grandes que los otros del frente como se muestra en la figura 9.

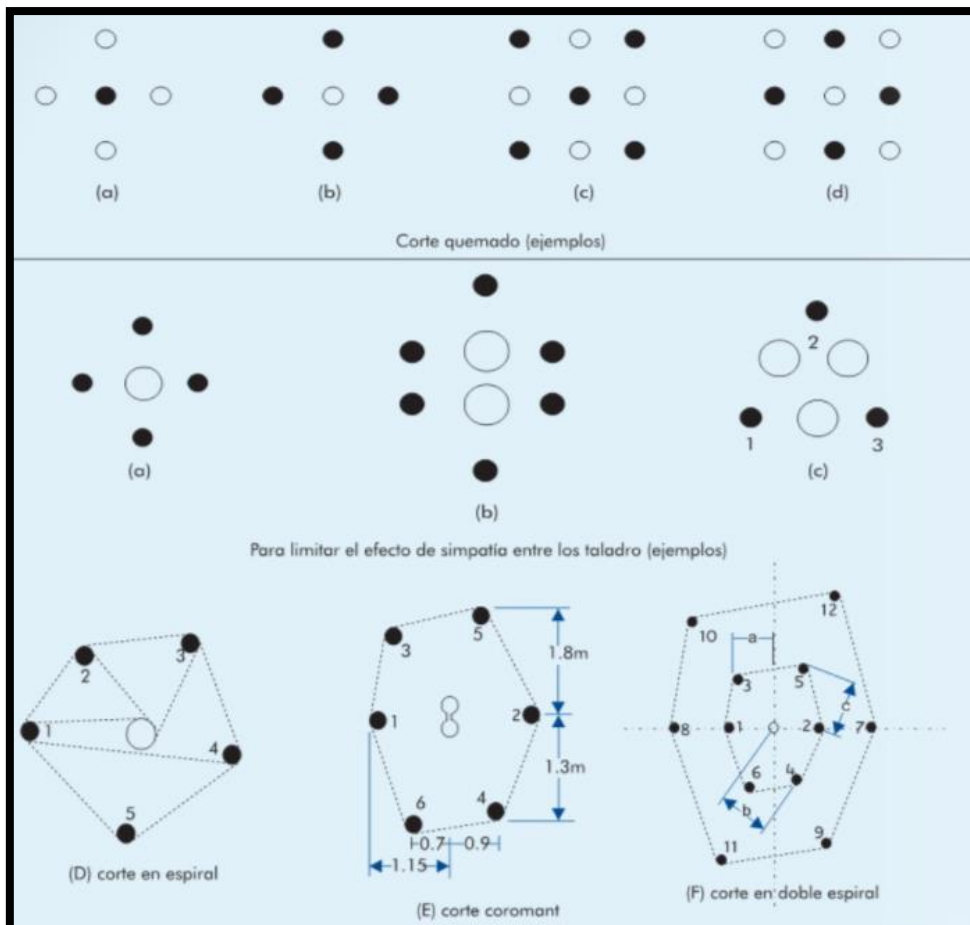


Figura 9: Corte quemado y cilíndrico.

Fuente: Exsa 2019

La ventaja del taladro grande es que este proporciona un espacio más seguro hacia el cual los taladros subsiguientes pueden romper la roca. Esto asegura un arranque más seguro y más profundo del disparo.

iii) Distribución y denominación de taladros

Después que el corte de la apertura ha generado la cara libre necesaria, los taladros restantes deben ser distribuidos de manera que ellos rompan sucesivamente sus burdenes hacia el espacio vacío. Esto es importante para visualizar la progresión de la voladura de a medida que cada taladro, a su tiempo de iniciación, tenga una cara libre apropiada paralela o casi paralela al mismo. En la figura 10 se muestra la nomenclatura típica de los taladros en un frente. Los taladros encendidos inmediatamente después de los taladros del corte son llamados ayudas.

Los burdenes de estos taladros deben ser planificados cuidadosamente. Si los burdenes son muy pequeños las cargas no arrancarán su parte de la voladura. Si los burdenes son muy grandes podría congelarse debido a un espacio insuficiente en la cual la roca puede expandirse. Después que varias ayudas han sido iniciadas, la abertura es usualmente suficientemente grande para permitir el diseño de los taladros restantes de la voladura de acuerdo a algunos principios de la voladura de superficie.

Los últimos taladros a ser iniciados en una voladura subterránea son los taladros del techo, los cuadradores en los lados, y los arrastres en la

parte inferior del frente. A menos que una técnica de voladura controlada es usada el espaciamiento entre estos taladros del perímetro es de 20 a 25 veces el diámetro del taladro.

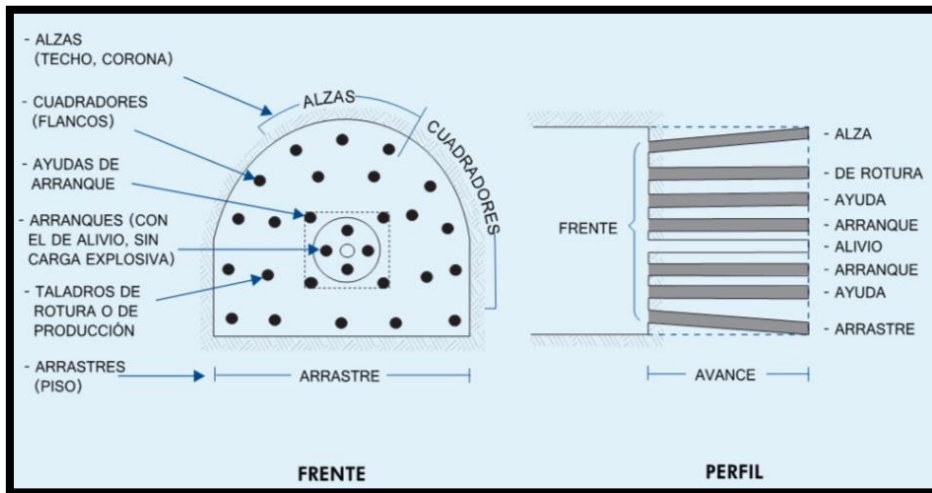


Figura 10: Distribución de taladros en un frente.
Fuente: Exsa 2019.

iv) Teoría de los parámetros de perforación voladura:

Condiciones de perforación

Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

- a) **La malla de perforación:** Parámetro importante que depende de las condiciones del macizo rocoso, tipo de explosivo y maquinaria empleada para hacer los taladros. El diseño de una malla inicia con el cálculo de la cantidad de taladros, existe dos métodos empíricos donde más adelante se va detallar. Luego se calcula el espaciamiento y burden en los cuadrantes de arranque y ayudas, luego en el arrasque y finalmente en el contorno. Cuando se tiene más de dos taladros de alivio de diámetros más grandes que de producción, para hallar el burden primero se calcula el diámetro de taladro de alivio equivalente

a este se multiplica por 1.5 o 1.7 dependiendo de la desviación que se tiene en la perforación.

b) **Diámetro del taladro:** el avance depende primordialmente del diámetro del taladro de alivio que se perfora en el arranque, también de este va depender los cálculos para determinar el burden y el consumo de explosivo en los taladros de producción. Ver figura 11.

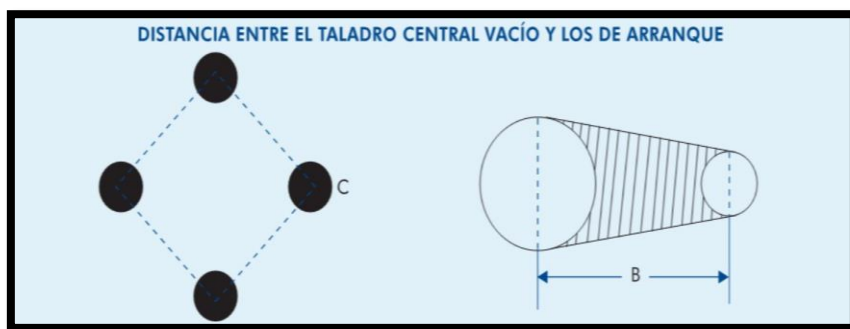


Figura 11: Burden en el primer cuadrante.
Fuente: Exsa 2019.

Paralelismo de Taladros: la desviación del taladro fuera de control, perjudica el performance del explosivo y por tanto la fragmentación y avance. Otros factores que se debe considerar en el planeamiento de una voladura son el costo de perforación y el costo del explosivo, con base en el consumo total de explosivo por m³ o tonelada roca movida y por metro de avance (factor de carga en kg/m³ y kg/m).

En la siguiente figura (Figura 12), se detalla el esquema geométrico de un corte con cuatro secciones donde se detalla los cálculos del burden y el espaciamiento para los siguientes cuadrantes se determina de la siguiente manera:

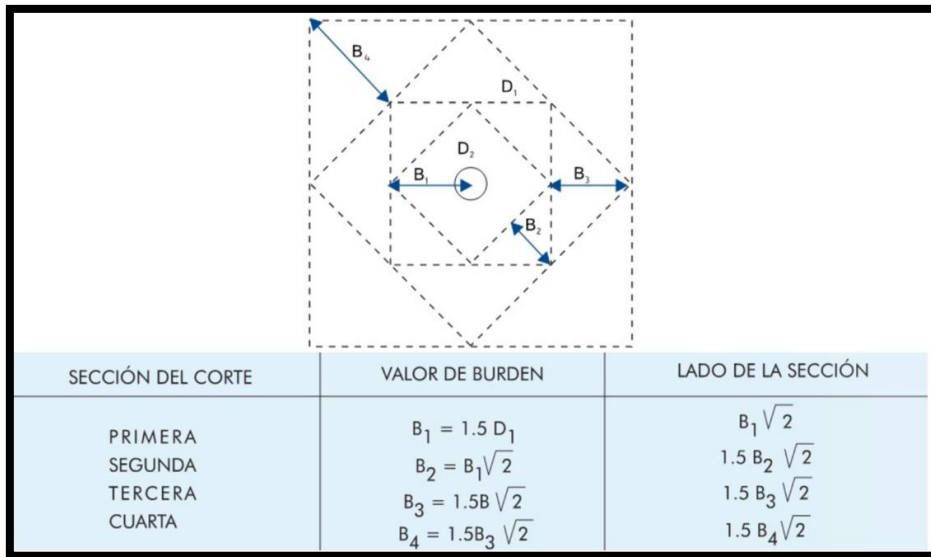


Figura 12: Burden y Espaciamiento en los cuadrantes
Fuente: Exsa 2019

Condiciones de la carga

a) Grado de acoplamiento: Relación del diámetro de carga al diámetro del taladro. El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. El trabajo potencial del explosivo está en función directa del calor total de explosión. Sin embargo, la forma en que se emplea esta energía depende de cómo se carga el explosivo en el barreno.

La utilización máxima de esta energía se produce cuando el explosivo llena por completo el volumen del barreno. Esto se da en la carga de explosivos a granel. De no ser así, la cámara de aire entre explosivo y barreno reduce sensiblemente la presión de detonación efectiva. Este parámetro se puede expresar como el porcentaje de la sección transversal del barreno que queda cargada.

- b) **Carga Lineal:** Se refiere a la carga de explosivo por metro lineal de taladro. Es una medida de concentración de energía en el taladro. Depende de la densidad del explosivo, la profundidad del taladro, el diámetro de la carga y la presencia de agua en el barreno.
- c) **Diámetro de la carga (diámetro del taladro):** Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.
- d) **Geometría de la carga:** Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de “zonas de fracturación” en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.
- e) **El efecto de trituración:** Depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” o presión de muerte (dead pressing).
- El desacoplamiento es recomendable sólo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación.

Para voladura convencional se recomienda que la relación entre diámetro de taladro y diámetro de cartucho no sea mayor que 1,2.

- f) **Grado de confinamiento:** Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga. Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.
- g) **Densidad de carguío:** Se refiere a la medida de llenado de un taladro. En el caso de un llenado perfecto tendremos una densidad de carguío igual 1.
- h) **Distribución de carga en el taladro:** La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro o tener primero explosivo más denso y potente y luego explosivo menos denso. También pueden ser varias cargas de igual o distinto tipo separadas entre sí por material inerte.
- i) **Tipo y ubicación del cebo:** Puede emplearse el cebo único o el cebado múltiple y el cebado longitudinal, este generalmente con cordón detonante.
- j) **Distribución de energía en cal/t de roca:** La energía aplicada sobre la roca dependerá de la distribución de la carga en el taladro, de la densidad del carguío, del punto de iniciación y del tipo de explosivo utilizado, mientras que el consumo útil de energía está vinculado al confinamiento y tiempo de duración del proceso de rotura antes que los gases se disipen en el ambiente.

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

l) Uso de tacos en los taladros: El uso de tacos es un parámetro del diseño de perforación y voladura de rocas.

Normalmente se rellena con material inerte para que cumpla la función de retener dentro del taladro los gases producto de la explosión. La importancia que tiene el uso de tacos es la de retener los gases producto de la explosión durante fracciones de segundo, de esta manera trabaje por completo en el proceso de la fragmentación de la roca. Si no hay taco los gases escapan a la atmosfera arrastrando gran cantidad de energía que debería actuar en la fragmentación de la roca. Normalmente, para el taco, se emplea detritus producto de la perforación, debido a su disponibilidad. También es común utilizar arcilla, piedra chancada fina y angulosa. Para voladura convencional el taco no debe ser mayor de $1/3$ del taladro.

m) Simpatía: Es la sensibilidad a la onda explosiva. Se basa en determinar la máxima distancia a que un cartucho cebado trasmite la detonación a otro cartucho receptor. Colocamos cartuchos en línea y ambos a continuación del otro, separados una determinada distancia. Pero lo que sucede en realidad es que al cargar los taladros entre cartucho y cartucho puede haber materias inertes que siempre dificultan la propagación y a veces llegan a anularla. Por esta razón

la carga cuando se trate de explosivos encartuchados estará constituida por una fila de cartuchos en perfecto contacto unos con otros.

Según los expertos en la elaboración de las emulsiones encartuchadas, la distancia máxima en la que se puede producir la llamada detonación por simpatía es de 1.5 veces del diámetro del explosivo, siempre pudiendo existir algún tipo de variación. En la figura 13 se detalla la detonación por simpatía.

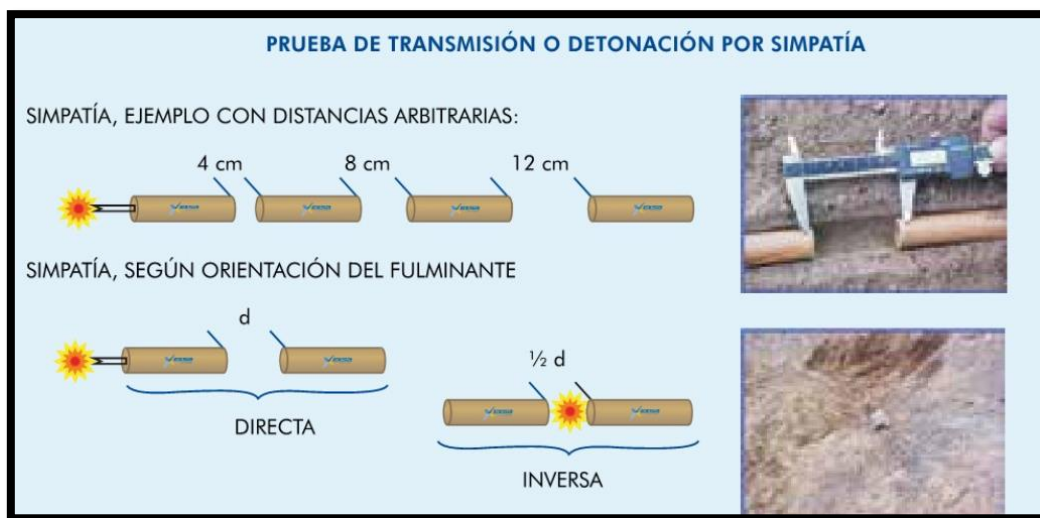


Figura 13: Detonación por simpatía.

Fuente: Exsa 2019.

n) **Propiedades físico – químicas de los altos explosivos**

Densidad: Peso específico en g/cm^3 (a mayor densidad, mayor potencia), varía entre 0,7 a 1,6 g/cm^3 . Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

Velocidad de detonación (VOD): Velocidad de la onda de choque, en m/s , califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.

Presión de detonación: Es la medida del contenido de energía del explosivo y del trabajo que pueda efectuar.

Energía del explosivo: Se puede dar en cal/g o J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.

Sensibilidad a la iniciación: Cada explosivo requiere un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N°8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

Resistencia al agua: Varía desde nula hasta excelente (varias horas).

Volumen normal de gases: Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0°C y 1 atm de presión, expresado en litros / kg. Indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1 000 litros/kg.

Categoría de humos: Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones). Ver anexo 03

- o) Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm², en kilobares (kbar) o en Megapascales (MPa) en el sistema SI. Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento.
- p) Desensibilización en el taladro:** Si una columna de explosivo encartuchado se introduce en un taladro de mayor diámetro, la detonación de la carga avanza acompañada paralelamente por un

flujo de gases sobrecalentados que se expanden rápidamente por el espacio anular vacío, comprimiendo al aire y éste, a su vez, al explosivo, por delante del "frente de detonación", creando un súbito incremento de su densidad que ocasiona su desensibilización. En la figura 14 se muestra el efecto canal en voladura de labor.

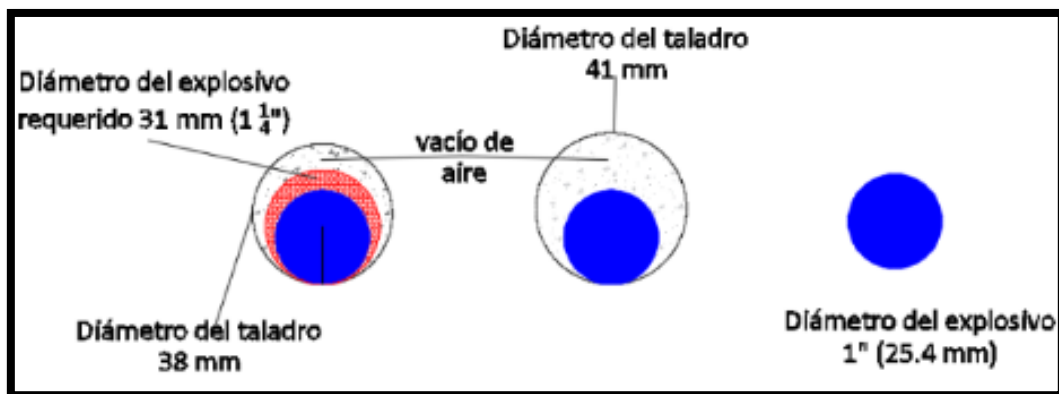


Figura 14: Efecto canal en voladura de labor.
Fuente: Operación Mina, (Parra, 2018)

Cuando el cartucho es de menor diámetro que el taladro, existiendo un gran espacio anular entre ellos, esto paraliza el avance del proceso de detonación originando un "tiro cortado" o tiros fallados, así como desensibilización de la columna explosiva e incluso disminuyendo la VOD del explosivo.

2.1.3.3. Voladura controlada.

El objetivo principal de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de los límites, previamente establecidos, es decir evitar la sobre rotura.

Desde que los daños se encuentran detrás de la última fila de los taladros del disparo, primario de producción conllevaran a problemas de

estabilidad de los taludes en la cara libre del nuevo banco, es lógico que la optimización del disparo primario de producción es el paso más importante para controlar los daños a la roca remanente y circundante al disparo primario. Por lo tanto, cuando se va diseñar un disparo primario de producción de vital importancia controlar el sobre-fracturamiento y los daños que se puedan causar al macizo rocoso remanente. En la siguiente figura (Figura 15), se muestra la voladura controlada en subsuelo, así como sus efectos y el impacto sobre la corona periférica de un túnel.

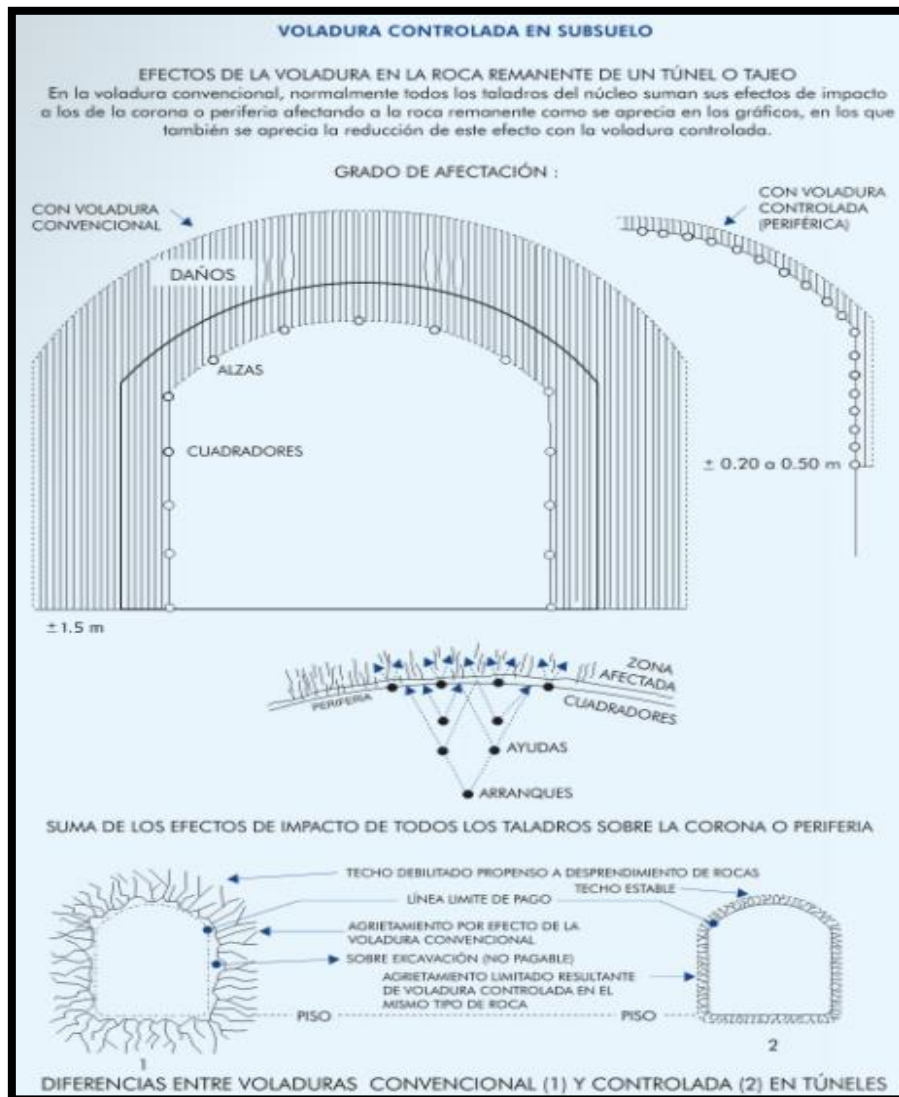


Figura 15: Efectos de la voladura, el impacto sobre la corona periférica de un túnel
Fuente: Manual de exsa 2019.

Los principales objetivos específicos de la voladura controlada son los siguientes:

- Restringir el número y extensión de las fracturas no planificadas del macizo rocoso, y por lo tanto, preservar la resistencia inherente de la roca in-situ.
- Reducir el sobre-fracturamiento, de tal manera de controlar el talud de las paredes finales del pit, de las zanjas de las chimeneas, los bancos, etc. hasta el límite final planeado de la excavación correspondiente.
- Tratar de no exceder la resistencia compresiva dinámica del macizo rocoso de tal manera de no producir fracturamiento hacia atrás.
- Obtener una superficie rocosa remanente no fracturada y/o afectada.
- Reducir el fracturamiento perimetral y por lo tanto, incrementar la estabilidad de las paredes de las excavaciones respectivas:
- Evitar el fracturamiento de la roca remanente fuera de los límites previamente establecidos.
- Evitar daños en la roca remanente y tratar de dejar después de la operación minera unitaria de voladura de rocas, una superficie rocosa competente y lisa y bien definida, de tal manera de no producir agrietamientos excesivos de la roca, lo que conlleva a mejorar su estabilidad.
- Es el uso de varias técnicas, para tratar de minimizar los daños producidos a la roca remanente en los límites de una labor y/o excavación debido a la acción de la onda de choque subterránea y a

las altas presiones de los gases de la explosión, generados durante la detonación de las mezclas explosivas comerciales usadas en un disparo primario. (Ames, 2010).

2.1.3.4. Voladura controlada método aplicado para controlar la sobre excavación en trabajos subterráneos.

En la figura 16 se presentan los Efectos de diaclasamiento de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías de minas.

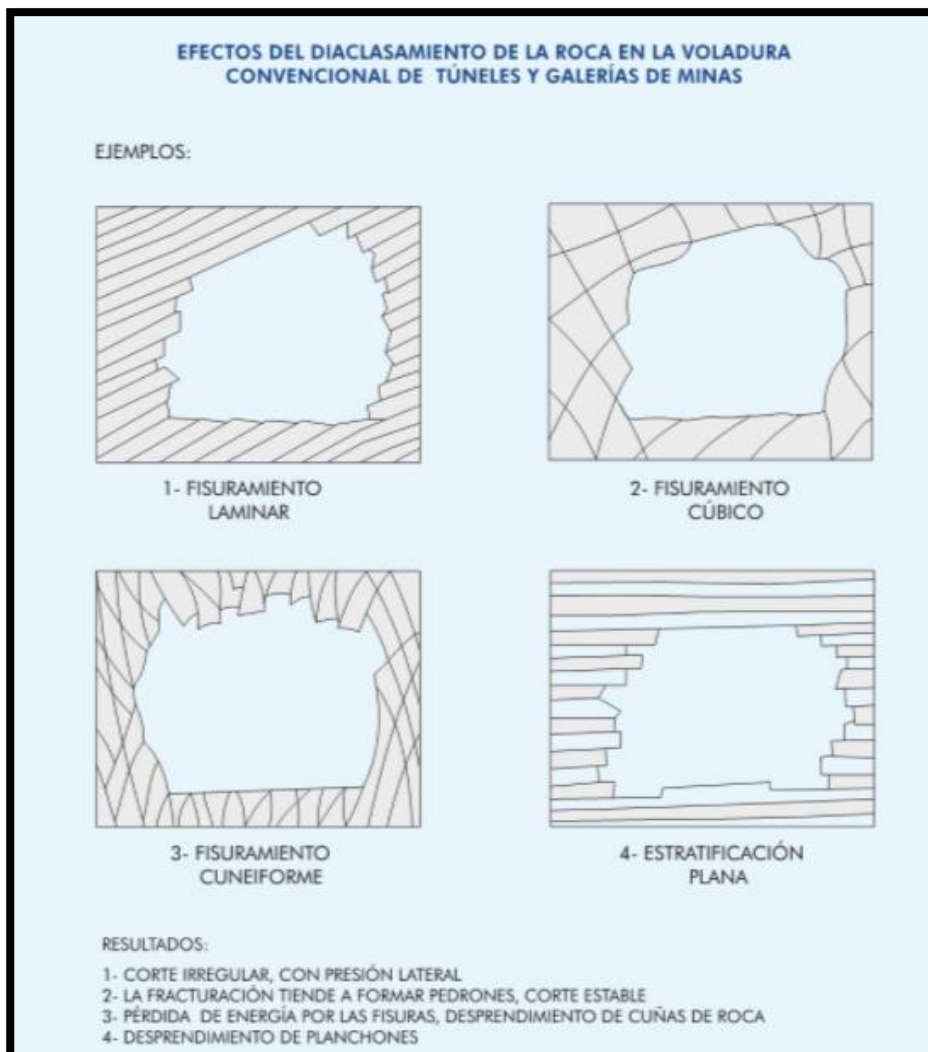


Figura 16: Efectos de diaclasamiento de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías de minas.

Fuente: Exsa, 2019

La voladura convencional en túneles y otros trabajos de subsuelo, además de dejar perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente o profundidad que puede llegar hasta 2m maltratando debilitando según su tipo y condición, lo que puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo. Este maltrato es mayor cuando se dispara con cargas excesivas, o cuando no se mantiene una adecuada secuencia de encendidos y los taladros salen casi simultáneamente.

En obras de ingeniería de cierta consideración, como los tunces de irrigación o de hidroeléctricas, que deben ser estables y que usualmente se cementan, el perfil periférico irregular es inconveniente, debiendo ejecutarse adecuadamente para obtener una pared final de superficie lisa.

Para evitar este maltrato y obtener paredes de corte liso se emplea métodos de voladura periférica controlada.

i) Condiciones necesarias para voladura controlada:

Aplicables al acabado de túneles, cámaras y excavaciones para cimientos de máquinas y obras civiles

a) 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 sobrerotura 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.

El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E = 1,3B$ normal a $E = (0,5 \text{ ó } 0,8) B$. 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 precorte 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 0,6m.

En la figura 17 se muestra el esquema de voladura controlada para un túnel

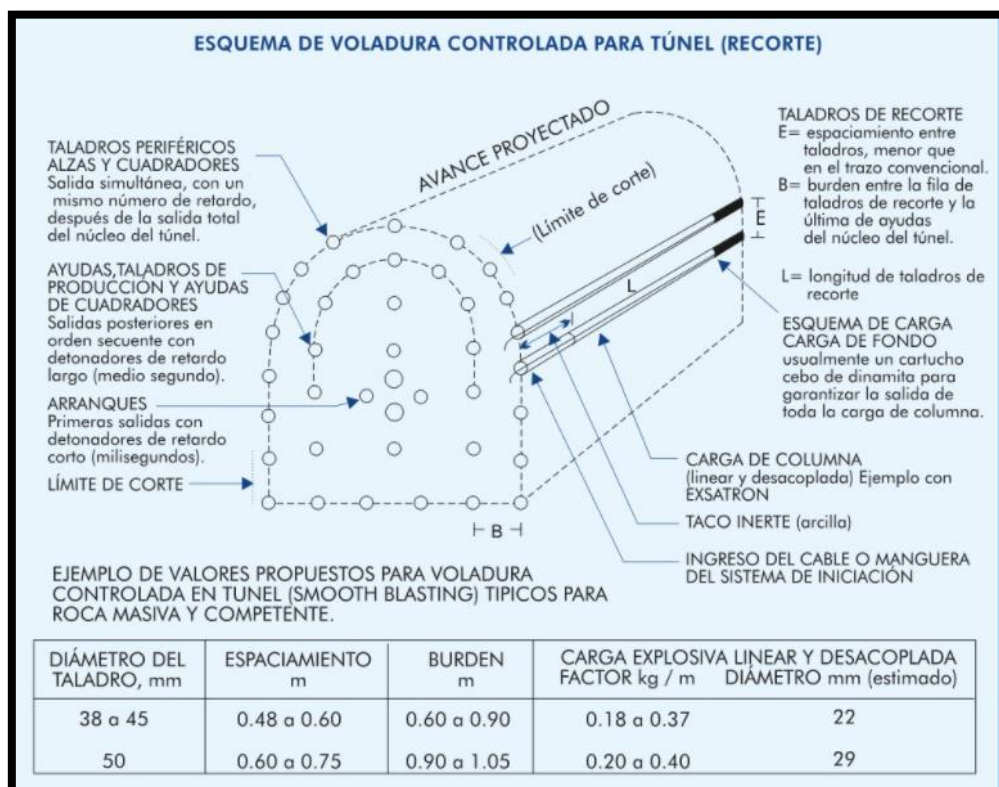


Figura 17: Esquema de Voladura Controlada para un Túnel
Fuente: Exsa 2019.

b) 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.
- ✓ La carga de columna debe ser desacoplada, normalmente de sólo 0,5 veces el diámetro del taladro 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

c) **Carga de Fondo:** Todo método de carguío requiere una carga de fondo de alta velocidad con factor de acoplamiento cercano al 100 %, 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 para contener los gases y para evitar que la columna desacoplada sea eyectada del taladro al detonar el cebo.

d) **Disparo**

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas, de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente. Esto puede asegurarse con una línea troncal de encendido independiente.

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

- a) 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. En la figura 18 se muestra el esquema de carga explosiva.

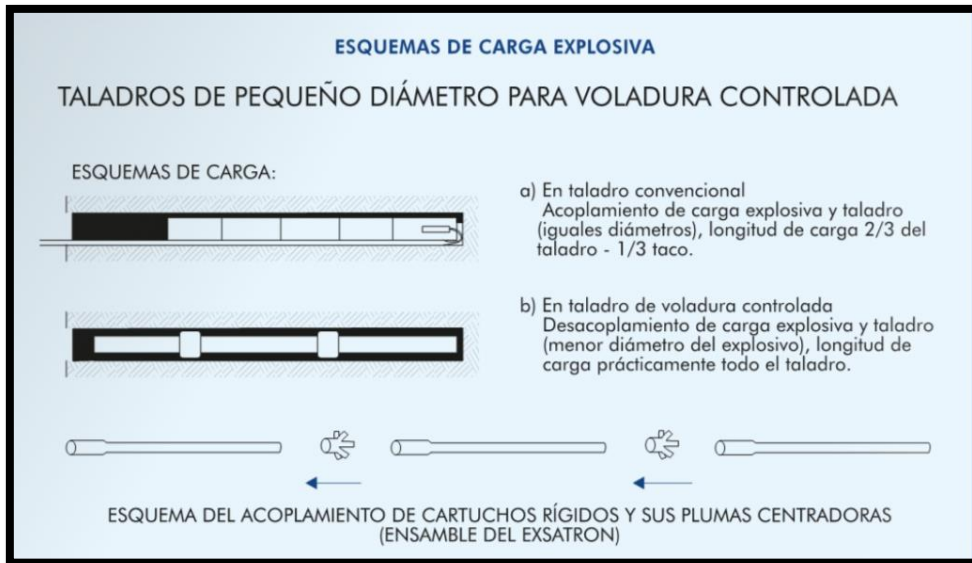


Figura 18: Esquema de carga explosiva
Fuente: Exsa 2019.

- b) Cartuchos convencionales de dinamita espaciados entre sí a una distancia equivalente a la longitud de un cartucho, iniciados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje.
- c) Agentes de voladura de baja densidad, normalmente granulares con componentes diluyentes reducidos de energía como polietileno expandido, aserrín, ceniza y otros.
- e) Cordón detonante de alto gramaje.

iii) Evaluación de resultados del precorte

Evaluación cuantitativa y cualitativa del precorte

La evaluación cuantitativa se basa en el cálculo del factor de cañas visibles, que es el cociente entre la longitud de las medidas de las cañas visibles después de la voladura y la longitud total que fue perforada. muestra en la figura 19.


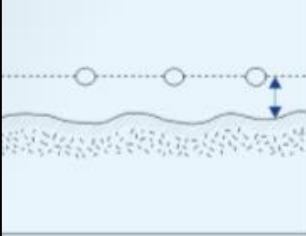


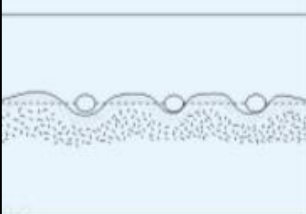
RESULTADO			SOLUCIÓN
PERFIL DE EXCAVACIÓN	FALLA	MOTIVO	
	NINGUNA		
	SOBREEXCAVACIÓN GENERAL	-SOBRECARGA -FILA ANTERIOR DE TALADROS SOBRECARGADOS	-DISMINUIR CARGA -AUMENTAR EL ESPACIAMIENTO -DISTANCIAR FILA ANTERIOR -AUMENTAR TIEMPO DE RETARDO ENTRE FILAS DE VOLADURA PRIMARIA
	SOBREEXCAVACIÓN ALREDEDOR DE LOS TALADROS	LA PRESIÓN DE TALADRO ES SUPERIOR A LA RESISTENCIA DINÁMICA A COMPRESIÓN DE LA ROCA	DISMINUIR LA DENSIDAD LINEAL DE CARGA Y AUMENTAR EL DESACOPAMIENTO
	SOBREEXCAVACIÓN ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DEMASIADO PEQUEÑO	AUMENTAR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS
	ROCA SOBRESALIENTE ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO EXCESIVO ENTRE LOS TALADROS	REDUCIR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS Y AUMENTAR LIGERAMENTE LA CARGA

Figura 19: Evaluación De Rotura
Fuente: Exsa 2019.

iv) Tipos de explosivos utilizados en voladura controlada en subterráneos:

a) Con dinamita: Para la voladura de contorno se utiliza explosivos de menor potencia a los colocados en el resto de taladros de producción.

Métodos aplicables con dinamitas según el tipo de roca:

- ✓ colocar espaciadores sin carga explosiva en la columna de carga entre cartucho, siempre manteniendo el cebo de mayor poder rompedor.

- ✓ Para una carga continua tiene que ser de un explosivo de menor poder rompedor.

En la figura 20 se presenta el esquema de carga desacoplada con dinamita.

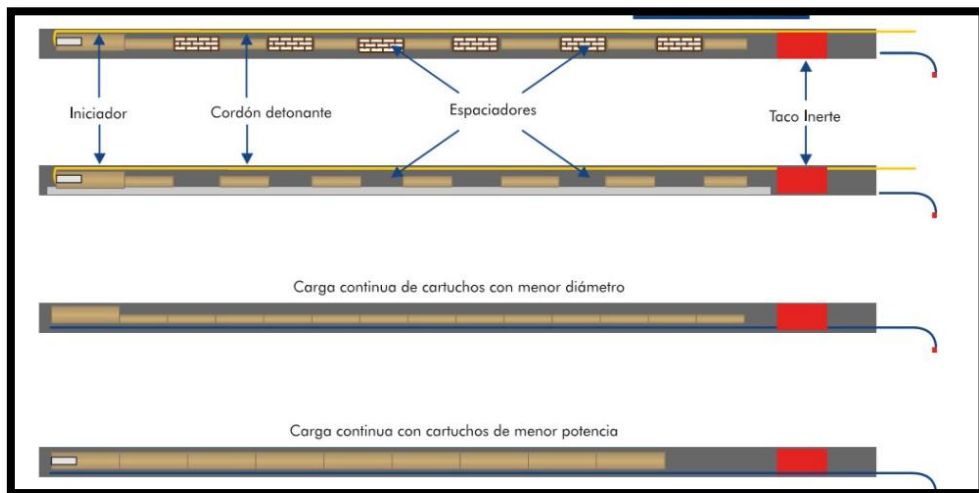


Figura 20: Esquema de carga desacoplada con dinamita
Fuente: Exsa 2019.

- b) **Con emulsiones:** Se caracterizan por su alta velocidad de detonación y tiene un fuerte poder rompedor por lo que realizar la voladura controlada es mayormente para roca competente. Ver figura 21

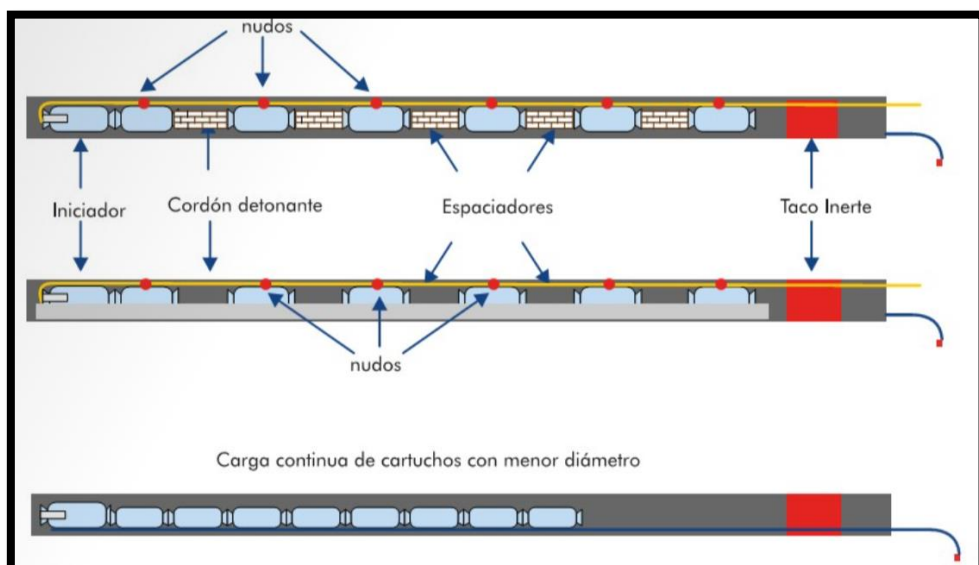


Figura 21: Esquema de carga desacoplada con emulsión
Fuente: Exsa 2019.

v) **Diferencia entre voladura convencional y voladura controlada**, ver tabla 3

Tabla 3: Diferencias entre Voladura Convencional y Voladura Controlada.

Diferencias entre Voladura Convencional y Voladura Controlada	
Espaciamiento - Burden: $E = (1,3 \text{ a } 1,5) B$.	Espaciamiento menor que burden: $E = (0,5 \text{ a } 0,8) B$.
Máximo acoplamiento del explosivo (taqueo).	Explosivo desacoplado (sin taquear).
Columna explosiva: 2/3 del taladro.	Columna explosiva lineal distribuida a todo el largo.
Taco inerte compactado.	Taco inerte sin compactar.
Explosivo de alta velocidad y brisance.	Explosivo de baja velocidad y brisance.
Disparo secuencial de todos los taladros.	Disparo simultáneo de todos los taladros.

Fuente: Exsa, 2003.

Ventajas:

- Produce superficies de roca lisas y estables, reduce la vibración y disminuye el agrietamiento en la roca remanente.
- Es una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables.

Desventajas:

- Costo relativamente mayor que la voladura convencional por el mayor tiempo de preparación en perforación y carguío.
- En material detrítico incompetente o deleznable puede no llegar a dar buen resultado.

Consideraciones Importantes:

- La precisión de la perforación es fundamental, tanto por el alineamiento como por el paralelismo de los taladros.
- Se requiere un cebo al fondo para asegurar la iniciación de la columna desacoplada.

- El espaciamiento entre taladros en una voladura controlada depende del tipo de roca y diámetro de la perforación.

2.1.3.5. Diseño de mallas de perforación y voladura.

A) Determinación del número de taladros. - Existen dos ecuaciones empíricas que nos permiten determinar la cantidad de taladros que se requiere en cada frente:

1. El primer modelo matemático es el siguiente:

$$NT = \sqrt{AxHx10}$$

Dónde:

NT = Número de taladros.

A = Ancho de la labor, (m.)

H = Altura de la labor, (m.)

2. El segundo modelo matemático es aquel donde se considera la distancia de los taladros dependiendo de la dureza de la roca y además, considera un coeficiente de roca de acuerdo también a la dureza de la roca.

$$NT = (P / dt) + C \times S.$$

Dónde:

NT = Número de taladros.

P = $(S)^{1/2} \times 4$

S = Sección, m².

dt = Distancia de taladros.

- 0,5 para roca dura.
- 0,6 para roca intermedia.
- 0,7 para roca suave.

C = Coeficiente de roca.

- 2,0 para roca dura.
- 1,5 para roca intermedia.
- 1,0 para roca suave.

B) Avance por disparo

Según Holmberg el avance está restringido por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros. El avance que se espera obtener por disparo debe ser mayor del 95% de la profundidad del taladro. El avance por disparo (H) expresado como una función del taladro vacío puede ser expresado por la siguiente relación:

$$H = 0.15 + 34.1 \Phi - 39.4 \Phi^2$$

Dónde:

H = Profundidad del taladro (m)

Φ = Diámetro del taladro al vacío (m)

El avance será: $95xH$, $I=0.95 H$

Las ecuaciones anteriores son solamente válidas en condiciones en que la desviación de la perforación no sea mayor de 2%.

En la mayoría de casos de perforación en túneles, no se dispone de máquinas que perforen a la vez los taladros de producción y el taladro

vacío; por eso el Φ del taladro vacío equivalente se obtiene a partir de la siguiente ecuación:

$$\Phi = \sqrt{n}D_{vacio}$$

Donde:

Φ : Diámetro del taladro vacío equivalente

n: Numero de taladros vacíos

D_{vacio} : diámetro de los taladros vacíos

C) Cálculo de la concentración de carga (kg/m):

Concentración de carga, según Langerfors y Kihistrm en el primer cuadrante:

$$q = 55D_p \left(\frac{b_1}{\Phi}\right)^{\frac{3}{2}} \left(b_1 - \frac{\Phi}{2}\right) \left(\frac{c}{0.4}\right) / P$$

Donde:

D_p : Diámetro de taladro de producción Mts

Φ : Diámetro de taladro de alivio equivalente Mts

b_1 : burden corregido Mts

c: potencia relativa del ANFO 0.35kg/m³

P: Potencia relativa por peso

$$P = \frac{P_{LBF}}{0.84}$$

Donde:

P_{LBF} : Potencia relativa por peso respecto a la dinamita LBF

$$P_{LBF} = \frac{5 Q_3}{6 Q_{30}} + \frac{V}{6 V_0}$$

Donde:

Q_3 : Calor de explosión a usarse MJ/kg

Q_{30} : Calor de explosión de la dinamita LBF = 5.0 MJ/kg

v: volumen de gas liberado por el explosivo a usar m³/kg

v₀: Volumen de gas liberado por la dinamita LBF = 0.850 m³/kg

Cuando la potencia por peso es expresado por el ANFO, antes debemos hallar la potencia por peso relativo de la dinamita LBF, y después dividir esta valor por la Potencia por peso del ANFO relativo al LBF(0.84)

D) Diseño de taladros del arranque, núcleo y contorno:

a) Diseño del Primer cuadrante:

$$b_1 = \begin{cases} 1.5\Phi, & \text{Si la desviacion del taladro es (0.5\% a 1.0\%)} \\ 1.7\Phi - F, & \text{Si la desviacion del taladro es mayor a 1\%} \end{cases}$$

Dónde:

b₁: Burden en el primer cuadrante

Φ: diámetro del taladro vacío equivalente

F: Factor de corrección

$$F = (aL + f)$$

Donde:

a: Desviacion angular Mts/Mts

L: Profundidad de taladro en Mts

f: Desviación en el collar

Espaciamiento en el primer cuadrante será:

$$S_1 = b_1\sqrt{2}$$

b) Diseño del Segundo cuadrante:

$$b_2 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{EXPLOSIVO} \cdot C}} - F$$

Donde:

b_2 : burden en el segundo cuadrante

$D_{\text{EXPLOSIVO}}$: Diámetro del explosivo, Mts

$$BH = (b_1 - F)\sqrt{2}$$

F: Factor de corrección

El espaciamiento del segundo cuadrante, esta dada por la siguiente relación:

$$S_2 = (b_2 + \frac{S_1}{2})\sqrt{2}$$

c) Diseño del tercer cuadrante:

$$b_3 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{\text{EXPLOSIVO}} \cdot C}} - F$$

Donde:

b_3 : burden en el tercer cuadrante

$$BH = ((b_2 + \frac{S_1}{2}) - F)\sqrt{2}$$

El espaciamiento en el tercer cuadrante, está dada por la siguiente relación:

$$S_3 = (b_3 + \frac{S_2}{2})\sqrt{2}$$

d) Diseño del cuarto cuadrante:

$$b_4 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{\text{EXPLOSIVO}} \cdot C}} - F$$

Donde:

b_4 : burden el cuarto cuadrante

BH: Ancho de abertura de los taladros de arranque

$$BH = \left(b_3 + \frac{S_2}{2} \right) - F \sqrt{2}$$

El espaciamiento en el cuarto cuadrante, está dada por la siguiente

relación:
$$S_4 = \left(b_4 + \frac{S_3}{2} \right) \sqrt{2}$$

e) Diseño del arrastre:

$$b_{Arrastre} = b_{Arrastre}^{Max} - L \cdot \text{Sen}(y^\circ) - F$$

Donde:

y° : Ángulo de desviación en el fondo del taladro

L: Longitud de taladro.

$$b_{Arrastre}^{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{q \cdot P}{z \cdot g \cdot \left(\frac{Y}{X}\right)}}$$

Donde:

$b_{Arrastre}^{Max}$: Burden máximo en los arrastres

z : 0.4, Costate de roca $\begin{cases} E + 0.05, B \geq 1.4 \text{mts} \\ E + \frac{0.07}{B} > 1.4 \text{mts} \end{cases}$

g : Factor de fijación, generalmente 1.45

$$g = \begin{cases} g = 1, \text{ para taladros verticales} \\ g < 1, \text{ para taladros inclinados} \end{cases}$$

$\frac{X}{Y}$: Relación de espaciamiento burden, generalmente 1

El número de taladros en el arrastre está dado por:

$$N_{Arrastre} = \frac{\text{Ancho} - 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{b_{Arrastre}^{Max}} + 2$$

El espaciamiento en el arrastre, está dada por la siguiente relación:

$$S_{Arrastre} = \frac{\text{Ancho} + 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{N_{Arrastre} - 2}$$

f) Diseño del contorno:

Se usará una voladura controlada, y usaremos Emulnor de 1000 para controlar la sobre excavación en la corona. Usaremos la fórmula de Pearsson.

$$b_5 = B_{CONTORNO} - L \text{Sen}(y^\circ) - F$$

Relación de espaciamiento burden para el contorno, depende de la roca. generalmente

$$\frac{S_{CONTORNO}}{B_{CONTORNO}} = 0.82,$$

Donde:

$$S_{CONTORNO} = D_p \cdot k$$

D_p : dimetro del taladro de producción

k: constante de 15 a 16

El número de taladros en el contorno esta dado por:

$$N_{CONTORNO} = \frac{\text{Ancho} - 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{B_{CONTORNO}} + 2$$

El espaciamiento en el contorno, está dada por la siguiente relación:

$$S_5 = \frac{\text{Ancho} + 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{N_{contorno} - 1}$$

E) Presión de Taladro

Se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes de ésta y por ello la selección del explosivo adecuado está directamente relacionada a las siguientes expresiones:

➤ Presión de Denotación del Explosivo (PoD)

$$PoD = \frac{\delta X (VOD)^2 X 10^{-3}}{8}$$

Dónde:

PoD: presión de detonación del explosivo, en Mpa.

δ : densidad del explosivo, en gr/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

➤ **Presión De explosión PE”**

$$PE = 0.5 X PoD$$

Dónde:

PE: Presión de explosión (Mpa).

PoD: Presión de detonación del explosivo (Mpa).

➤ **Presión De Detonación Del Taladro Acoplado.**

$$P_t = PE x d_c^{2.5}$$

Dónde:

Pt: Presión dentro del taladro (Mpa)

PE: Presión de explosión (Mpa)

dc: Densidad de carguío (gr/cm³)

➤ **Presión De Taladro Desacoplamiento.**

Esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo. “Al utilizar diámetros de carga con un diámetro inferior al del barreno, se debe considerar el efecto de desacoplamiento que es igual a:

$$P_t = \frac{\delta X (VOD)^2 X 10^{-3} X \left(\frac{r_e}{r_t}\right)^{2.6}}{8}$$

Dónde:

PT: presión de taladro, en Mpa

δ : densidad del explosivo, en gr/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

re: radio del cartucho explosivo, en cm

rt: radio del taladro, en cm.

➤ **Presión de Taladro Acoplado y Espaciado.**

Si la columna explosiva esta desacoplada y la presión de detonación aún continúa siendo mayor a la resistencia dinámica de la roca y necesitamos desacoplar más el taladro para bajar aún más la presión del taladro se coloca espaciadores de la misma longitud de los cartuchos de la columna de carga, se aplica la siguiente expresión:

$$P_t = \frac{\delta X (VOD)^2 X 10^{-3} X \left(\frac{r_e}{r_t} X \sqrt{C}\right)^{2.6}}{8}$$

Dónde:

PT: presión de taladro, en Mpa.

δ : densidad del explosivo, en gr/cm³

VOD: velocidad de detonación, en m/s

re: radio del cartucho explosivo, en cm

rt: radio del taladro, en cm

C: proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (siendo 1,0).

CAPITULO III

METODOLOGIA

3.1. El Problema

En la construcción de la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M no se obtienen resultados esperados por el área de planeamiento mina en cuanto al avance diario, así como a la sección ideal identificándose los siguientes problemas:

- Demasiados bancos de grandes dimensiones
- Excesiva sobre rotura de la sección
- Desviación de la sección
- Inestabilidad en las paredes y techos de las labores
- Presencia de tacos después de la voladura
- Presencia de Tiros cortados

Es por eso que en el presente trabajo de investigación se decidió estandarizar la malla de perforación y el consumo correcto de explosivo para los distintos tipos de roca

presentes, en la Rampa Positiva 050, para así tener un mejor control de la voladura y corregir en su gran mayoría los problemas presentes en la construcción de la Rampa, con la finalidad de reducir los costos que se generan por una voladura deficiente; (Costo de sostenimiento, Costo de limpieza, Costo de acarreo, Costo de voladura secundaria y Costo de sobre – rotura).

3.1.1. Descripción de la Realidad Problemática

Al hacer perforación y voladura convencional lo que se tiene como consecuencia es la sobre excavación de la rampa positiva, esto se debe a la mala ejecución de perforación, a la mala ejecución de carguío, al diseño ineficiente de la malla de perforación, a la evaluación errónea del macizo rocoso, esto genera material adicional fuera de lo programado ocasionando un costo adicional en la limpieza, acarreo, sostenimiento en ocasiones voladuras secundarias, perjudicando los ciclos de las operaciones unitarias para continuar con la construcción de la rampa.

3.1.2. Identificación y Selección del Problema.

Para la construcción de la rampa Positiva 050 en la mina Arequipa M., Se cuenta con una malla de perforación y voladura convencional estandarizada para cada tipo de roca según la recomendación por geomecánica, pero dentro de este diseño se está descuidando la protección de la coronas y hastiales de la labor ocasionando que no haya un buen control de la sobre excavación que genera problemas de estabilidad.

3.1.3. Planteamiento y Formulación del Problema.

3.1.3.1. Formulación del problema general.

¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?

3.1.3.2. Problemas específicos.

- a) ¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?
- b) ¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de voladura controlada en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?
- c) ¿En qué medida la carga explosiva afecta a la sobre excavación en la Rampa Positiva 050?

3.2. Objetivos.

3.2.1. Objetivo General.

Realizar la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

3.2.2. Objetivos Específicos

- a) Evaluar los parámetros de perforación para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

- b) Evaluar los parámetros de voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.
- c) Determinar la carga explosiva que afecta a la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

3.3. Justificación de la Investigación.

Se justifica porque en la construcción de la rampa Positiva 050 se necesita de una gran inversión inicial y cumplir con los estándares de seguridad es por ello la optimización de los procesos mineros, maximizando su rentabilidad, sin pérdidas en las operaciones mineras y con costos mínimos se hace necesario.

El comportamiento del macizo rocoso en una mina no es constante, este cambia debido a como aumenta la profundidad, pudiendo variar sus propiedades geo mecánicas como sus características geológicas – estructurales, en la construcción de la Rampa se tiene muchas dificultades en los avances diarios, así como problemas de sobre rotura y de mala fragmentación, motivo por el cual es necesario realizar la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada.

3.4. Limitaciones.

El poco acceso a la información técnica sobre la construcción de la rampa Positiva 050, mina Arequipa M, toda vez que la empresa no cuenta con estudios concretos para sus operaciones mineras.

3.5. Alcances de la Investigación.

La tesis tiene como aplicación la Rampa Positiva 050, mina Arequipa M., y es también una contribución académica para futuros ingenieros de minas que trabajan en el área de perforación y voladura controlada.

3.6. Hipótesis.

3.6.1. Hipótesis General.

La evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

3.6.2. Hipótesis específicas

- a) La evaluación de los parámetros de perforación reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.
- b) La evaluación de los parámetros de voladura controlada reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.
- c) La determinación de la carga explosiva reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.

3.7. Variables.

3.7.1. Variable Independiente

Parámetros de perforación y voladura controlada.

3.7.2. Variable dependiente

Reducir la sobre excavación.

3.7.3. Operacionalización de las Variables.

En la tabla 4 se señalan las operacionalizaciones de las variables, así como sus dimensiones, instrumentos e indicadores.

Tabla 4: Operacionalización de las variables.

Variables	Dimensión	Instrumentos	Indicadores
Variable Independiente (x): Evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada.	Número de taladros perforados.	Unidad.	Unidad.
	Cantidad de explosivos.	Carga por taladro	Kg / tal
		Factor de carga	Kg / m3
	Número de taladros con carga.	Unidad.	Unidad.
	Número de taladros de alivio.	Unidad.	Unidad.
Variable dependiente (y): Reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	Sobre excavación	% del volumen total / disparo	TM / Disparo
	Avance	m / disparo	Ton/mes
	Fragmentación	Presencia de bloques de roca	Tamaño en pulgadas

Fuente: El tesista.

3.8. Diseño de la Investigación.

3.8.1. Tipo de Investigación.

La investigación fue descriptiva porque se desarrolló a base de los datos existentes y datos reunidos durante el desarrollo del trabajo, que posteriormente fueron analizados e interpretados.

3.8.2. Nivel de la Investigación

El nivel de investigación desarrollada fue correlacional porque se ha comparado dos variables de manera no experimental y transversal porque recolecta datos en un tiempo único cuyo propósito es describir las variables y analizar su incidencia.

3.8.3. Diseño de Investigación

El diseño comprendió el proceso de evaluación de perforación y voladura controlada para la reducción de la sobre excavación en la rampa positiva 050 de la mina Arequipa M.

3.8.4. Población y Muestra

3.8.4.1. Población

La población fue comprendida por todas las rampas positivas y negativas de la Mina Arequipa M.

3.8.4.2. Muestra

La muestra de la investigación fue representada por la Rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M.

3.8.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.

Técnicas:

Las de mayor uso fueron:

- **Búsqueda de Información Bibliográfica.** - Se utilizó esta técnica para la revisión bibliográfica de libros y textos de perforación y voladura de rocas e informes técnicos especializados.
- **Observación Directa.** - La mayor parte de la investigación se realizó en campo, por lo que los resultados obtenidos, son de plena confianza.
- **Entrevistas no Estructuradas.** – Fue realizada por medio de conversaciones y preguntas sencillas a los ingenieros y trabajadores involucrados en la perforación y voladura

Instrumentos:

Los instrumentos de recolección de datos utilizados son:

- Informes de perforación y voladura en la mina Arequipa M.
- Reporte diario, semanal y mensual de operación.
- Materiales de escritorio.
- Materiales de impresión.
- Materiales bibliográficos.
- Equipos:
 - Computadora i7.
 - Impresora a color.
 - Software: Microsoft Office (Word, Excel)

3.8.6. Forma de Tratamiento de los Datos

Los datos, cuadros y graficas fueron procesadas mediante el sistema de base de datos en hoja de cálculo de Excel y mediante fotografías seleccionadas.

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Descripción de la Realidad y Procesamiento de Datos.

En la construcción de la Rampa Positiva 050 en la mina Arequipa M; se identificaron los problemas de perforación y voladura para ello se realizó un seguimiento y control exhaustivo desde el inicio hasta el final de la voladura abarcando todas las etapas que se indican:

Etapas de la perforación:

- Pintado del frente a perforar:
 - Centro de línea.
 - Gradiente, colas.
 - Cuadrícula sección y malla de perforación.
- Uso de guidores, longitud de perforación Taladros de alivio.
- Tipo de malla de perforación.

Etapa de la voladura:

- Consumo de explosivo y accesorios.
- Diseño de la secuencia de salida.
- Voladura controlada y
- Factor de potencia

Etapa posterior a la voladura:

- Control de la sección y sobre rotura Granulometría
- Estabilidad de la labor Avance real

El control y seguimiento de la perforación y voladura se realizó tomando como matriz un formato elaborado por el área de perforación y voladura en el cual se toma todos los datos suficientes y se colocan observaciones más resaltantes para un mejor control. Los parámetros más resaltantes del formato son:

- Tipo de labor, sección y tipo de roca
- Diseño de malla de perforación y secuencia de salida
- Tipo de voladura controlada (esquema)
- Consumo de explosivo y accesorios
- Tiempos de perforación y carguío de los taladros
- Longitud real perforada de taladros de producción y de alivio
- Fragmentación, estabilidad de la sección y avance real

Todo esto trae consigo que no se cumpla con el avance diaria programado y con la sección ideal que presenta sobre rotura que genera inestabilidad en el techo y cajas de la rampa.

4.2. Análisis e Interpretación de la Información

4.2.1. Evaluación geomecánica del macizo rocoso de la rampa Positiva 050- mina

Arequipa M.

Datos de la Rampa:

- Sección de 3.50 x 3.50 M.
- Gradiente de +5%.
- Roca: granito ligeramente intemperizado.
- Tres sistemas de diaclasas (familias).
- Buz: 37° contra de la dirección de avance, (desfavorable).
- Espaciamiento de las discontinuidades de las 3 familias son: 0.35m, 0.30m, 0.20m.
- Ligeramente rugosas (diaclasas)
- Ligeramente intemperizadas (diaclasas)
- Persistencia: 1-3m
- Espaciamiento: 230mm
- Condiciones: húmedo

Datos obtenidos en el laboratorio:

- Resistencia de la roca (carga puntual) = 10 MPa.
- Resistencia compresiva uniaxial = 250 MPa

Una vez obtenido todos estos datos procedemos a los cálculos para poder clasificar al macizo rocoso:

Cálculo del RQD

$$\text{Sabemos: } \mathbf{RQD = 115 - 3.3J_v}$$

$$\mathbf{e_1 = 0.30 \rightarrow \lambda_1 = \frac{1}{0.35} \rightarrow \lambda_1 = 2.86}$$

$$\mathbf{e_2 = 0.15 \rightarrow \lambda_2 = \frac{1}{0.30} \rightarrow \lambda_2 = 3.33}$$

$$\mathbf{e_3 = 0.25 \rightarrow \lambda_3 = \frac{1}{0.20} \rightarrow \lambda_3 = 5.00}$$

$$\mathbf{J_v = \lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 = 11.19}$$

$$\mathbf{RQD = 115 - 3.3(11) \rightarrow RQD = 78.07 \% (Calidad Buena).}$$

Una vez obtenido el RQD y con los datos de campo y laboratorio procedemos a calcular el RMR a través de tablas de valoración para la masa rocosa. En la tabla 5 se muestra la Clasificación Geomecánica por el Sistema Rock Mass Rating RMR de Bieniawski (1989)- Rampa Positiva 050 de la Mina Arequipa M.

Tabla 5: Clasificación Geomecánica por el Sistema Rock Mass Rating RMR de Bieniawski (1989)- Rampa Positiva 050 de la Mina Arequipa M.

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO																	
Clasificación RMR de Bieniawski (1989)																	
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES													VALORACIÓN			
RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa)	> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	< 25	2	< 5	1	< 1	0	1	12	
RQD %	90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25					3	2	17	
ESPACIAMIENTO (m.)	> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06 - 0.2	8	< 0.06					5	3	10	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m.	6	1 - 3m.	4	3 - 10mm.	2	10 - 20m.	1	> 20mm.					0	4A	4
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1mm.	5	0.1 - 1.0mm.	4	1 - 5mm.	1	> 5mm.					0	4B	5
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla					0	4C	3
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5mm.	4	Dura > 5mm.	2	Suave < 5mm.	1	Suave > 5mm.					0	4D	4
	ALTERACIÓN	Sana	6	Lig. Alterada	5	Mod. Alterada	3	Muy Alterada	2	Descompuesta					0	4E	5
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo					0	5	10	
VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														70			
CLASE DE MACIZO ROCOSO																	
RMR	100 - 81	80 - 61			60 - 41		40 - 21		20 - 0					II			
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA			III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA					BUENA			

Fuente: El tesista

4.2.2. Datos de perforación y voladura antes de la evaluación de los parámetros.

EL avance programado por planeamiento mina es de 3.4mts, los parámetros de perforación y voladura controlada antes de la evaluación de los parámetros se detallan en la tabla 6 y figura 22. El formato de recolección de datos es estándar como se muestra en el anexo 02.

Tabla 6: Parámetros de perforación y voladura controlada - Antes.

DATOS				
Empresa Especializada	AVANCE		VOLADURA	
Tipo de Labor	RAMPA +50		Fecha	10/01/2020
Labor			Turno	A,B,C DIA
Nivel			Cargador	
Piso			Calificacion trabajo	0-10 8
Zona	MINA AREQUIPA M		Ayudante de Cargador	
Tipo de roca	BUENA II-B		Calificacion trabajo	0-10 7
Densidad	2.8		Hora inicio de carguio	04:30pm
Ancho de labor	3.50m(3.70m)		Hora final de carguio	5:20pm
Altura de labor	3.50m(3.85m)		Numero de laladros de alivio	Unid 3
PERFORACION			Long. Real de taladro cargado	m 2.42
FECHA	10/01/2020		Explosivo	
TURNO	A.B.C	DIA	ANFO	KG 0
Perforista	T		Emulnor 5000 1 1/4 x8	Unid 0
Calificacion trabajo	0-10	7	Emulnor 3000 1 1/4x8	Unid 563
Ayudante de Perforista			Emulnor 5000 1x7	Unid 0
Calificacion trabajo	0-10	7	Emulnor 3000 1x8	Unid 0
Maquina Perforadora/Jumbo	Jumbo	DD210	Carmex R	Unid 2
Long. Barra de perforacion	m	3.6	Cordon detonante(Pentacord)	m 20
Diametro de broca de Perforacion	mm	45	Fanel PL	Unid 46
Diametro de broca de rimado	mm	105	Mecha rápida	m 0.2
Pintado de Malla de Perforacion	si-no	cuadrícula	Tacos de arcilla	Unid 0
Pintado de colas (techo,astiales)	si-no	techo	Especiadores	Unid 0
Uso de Guiadores	Número	4	Avance real	m 2.95
Hora inicio de perforacion	10.45am		Ancho real	m 3.70
Hora final de perforacion	12.50pm		Altura real	m 3.85
Numero de rimados de 4"	Unid	0	Fragmentacion	
Numero de alivios corona	Unid	0	< 15 cm	60
Long. real de perforacion taladro alivio	m	3.15	15-30 cm	25
Numero de taladros de produccion	Unid	46	> 30 cm	15
Long. Real de Perforacion taladro produccion	m	3.02	Estabilidad de la labor	Regular
Numero de tubos de PVC 44mm*3.5m	Unid	0 arrastres	Nro de medias cañas visible	0
Observacion			DISENO DE CARGUIO	
Se pinto el frente (gradiente, centro de linea y se dibujo la cuadrícula de perforacion			Taladros	ANFO Kg/tal Taco mt
Se usaron 4 guiadores para llevar el paralelismo de los taladros			T. Arranque	0.38
Se traba la barra en la perforacion por las fracturas			T. 1ra ayuda	0.59
Se usa fanel PL y MS para el amarre de los taladros			T. 2da ayuda	0.59
El avance fue 2.95m aproximadamente y la estabilidad de los taladros fue m			T. 3ra ayuda	0.59
Se vieron bancos en condiciones substandares en la corona			T. 4ta ayuda	0.59
Tiempo Promedio de manipulacion y posicionamiento en la perforacion fue de 1.05mi			T. ayuda corona	0.59
			T. corona	0.59
			T. ayuda Arrastre	0.59
			T. arrastre	0.38
ENCARGADO DEL SEGUIMIENTO:	A.H.T			

Fuente: Adaptación propia

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION-ANTES

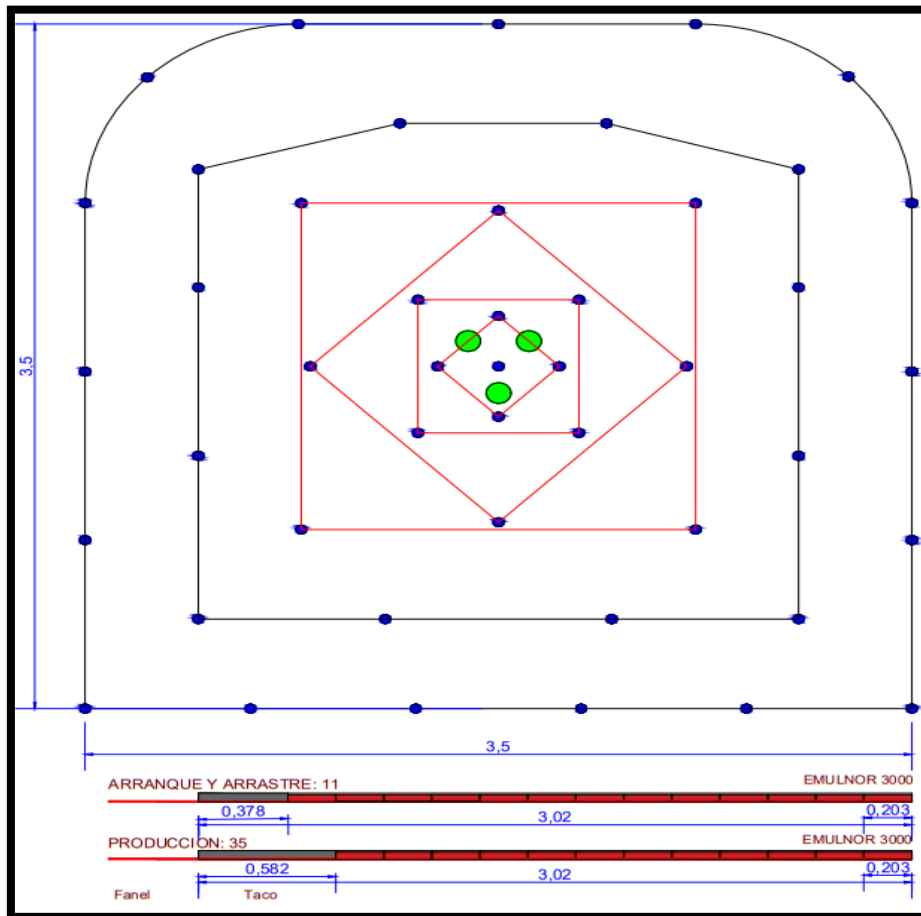


Figura 22: Esquema de voladura - Antes.
Fuente: Adaptación propia.

4.2.3. Diseño Malla de Perforación y Voladura Controlada para un Frente de 3.5 por 3.5:

Los siguientes cálculos se basan en los principios de Holmberg, Langerfors y Kihistrom (1963), donde se evalúa detalladamente todos los parámetros de perforación y voladura controlada, avance programado por planeamiento mina es 3.4mts. Los cálculos se realizaron en formato excel. Según el modelo matemático de los perímetros tenemos:

$$NT = \frac{4\sqrt{3.5 \times 3.5 \times 0.88}}{0.5} + 2 \times 3.5 \times 3.5 \times 0.88 = 51$$

Para el diseño se va considerar 45 de producción y 3 de alivio, total 48 taladros.

Cálculo De La Potencia Relativa Por Peso "P", Según Langerfors y Kihistrom (1963)		
Fórmula a usar:	Datos	Calculo
$P_{LBF} = \frac{5 Q_3}{6 Q_{30}} + \frac{V}{6 V_0}$ $P = \frac{P_{LBF}}{0.84}$ <p>Donde: P_{LBF}: Potencia relativa por peso respecto a la dinamita LBF Q_3: Calor de explosion a usarse MJ/kg Q_{30}: Calor de explosion de la dinamita LBF = 5.0 MJ/kg v: volumen de gas liberado po el explosivo a usar m³/kg v_0: Volumen de gas liberado por la dinamita LBF = 0.850 m³/kg</p>	Emulnor de 5000 1 1/4" 8"	1.04
		0.871
		4.2
		5
		0.87
	0.85	
<p>Ojo: Cuando la potencia por peso es expresado por el ANFO, antes debemos allar la potencia por peso relativo de la dinamita LBF, y despues dividir esta valor por la Potencia por peso del ANFO relativo al LBF(0.84)</p>		

1) Diseño del Arranque:			
El diámetro de alivio equivalente será Φ , Mts:	Datos	Calculo	
$\Phi = d_o \sqrt{n}$ <p>Donde: d_o: Diámetro de taladro de alivio, Mts n: número de talados de alivio</p>		0.182	
	0.105 3		
Burden Maximo "B", Mts:			
$B = 1.7\Phi$	1.7	0.31	
Cálculo de burden corregido "b1", Mts			
$b_1 = B - F$ <p>Donde: F: Factor de correccion, cuando la desviacion de perforacion es mayor a 1% $F = (aL + f)$</p> <p>Donde: a: Desviacion angular Mts/Mts f: Desviación en el collar L: Profundidad de taladro en Mts</p>		0.2576	
			0.052
	0.013		
	0.01		
	3.2		
Espaciamiento del arranque S1 Mts			
$S_1 = b_1 \sqrt{2}$		0.364	

Cálculo de la concentración de carga, según Langerfors y Kihistrom, Arranque q (kg/Mts)		
$q = 55 D_p \left(\frac{b_1}{\Phi} \right)^{\frac{3}{2}} \left(b_1 - \frac{\Phi}{2} \right) \left(\frac{c}{0.4} \right) / P$ <p>Donde: D_p: Diámetro de taladro de produccion Mts Φ: Diámetro de taladro de alivio equivalente Mts b_1: burden corregido Mts c: potencia relativa del ANFO 0.35kg/m³ P: Potencia relativa por peso</p>		0.587
	0.045	
	0.182	
	0.258	
	0.35	
	1.04	

Cálculo de la concentración de carga de arranque q1 considerado taco kg/tal.	
$q_1 = q \cdot L_{Q1}$	1.878
Número de Cartucho por taladro de arranque "N".	
$N = \frac{q_1}{K}$	10
Donde:	
K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulex 5000 1 1/4 "X 8", kg	0.181

2) Diseño de Ayuda de Arranque:	
Cálculo de burden de ayuda de arranque BH,Mts	
$BH = (b_1 - F)\sqrt{2}$	0.291
Hallando Burden de ayuda de arranque b2	
$b_2 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{EXPLOSIVO} \cdot C}} - F$	0.300
$D_{EXPLOSIVO}$: Diámetro del explosivo, Emulsor 3000 1 1/4" X 8", Mts	0.03175
Hallando espaciamiento de ayuda de arranque S2	
$S_2 = (b_2 + \frac{S_1}{2})\sqrt{2}$	0.682
Cálculo de la concentración de carga de ayuda de arranque q2 considerado taco kg/tal.	
$q_2 = q \cdot L_{Q2}$	1.878
Número de Cartucho por taladro de ayuda de arranque "N".	
$N = \frac{q_2}{K}$	11
Donde:	
K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulex 3000 1 1/4" X 8", kg	0.171

3) Tercer Cuadrangular	
Cálculo de burden de ayuda de arranque BH,Mts	
$BH = ((b_2 + \frac{S_1}{2}) - F)\sqrt{2}$	0.609
Hallando Burden de ayuda de arranque b3	
$b_3 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{EXPLOSIVO} \cdot C}} - F$	0.456
$D_{EXPLOSIVO}$: Diámetro del explosivo, Emulnor 3000 1 1/4 "x8", Mts	0.03175
Hallando espaciamiento de ayuda de arranque S3	
$S_3 = (b_3 + \frac{S_2}{2})\sqrt{2}$	1.127
Cálculo de la concentración de carga en el tercer cuadrante q3 considerado taco kg/tal.	
$q_3 = q \cdot L_{Q3}$	1.878
Número de Cartucho por taladro del tercer cuadrangular "N".	
$N = \frac{q_3}{K}$	11
Donde:	
K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulex 3000 1 1/4"x8", kg	0.171

4) Cuarto Cuadrangular		
Cálculo de burden de ayuda de arranque BH,Mts	$BH = \left(\left(b_3 + \frac{s_2}{2} \right) - F \right) \sqrt{2}$	1.054
Hallando Burden de ayuda de arranque b4	$b_4 = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{BH \cdot q \cdot P}{D_{EXPLOSIVO} \cdot C}} - F$	0.617
$D_{EXPLOSIVO}$: Diámetro del explosivo, Emulnor 3000 1 1/4 "x8", Mts	0.03175	
Hallando espaciamento de ayuda de arranque S4	$S_4 = \left(b_4 + \frac{S_3}{2} \right) \sqrt{2}$	1.669
Cálculo de la concentracion de carga en el cuarto cuadrante q4 considernado taco kg/tal.		
Entonces:	$q_4 = q \cdot L_{Q4}$	1.878
Número de cartucho por taladro en el cuarto cuadrante "N".		
$N = \frac{q_4}{K}$		11
Donde:		
K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulex 3000 1 1/4"x 8", kg	0.171	

5) ARRASTRES		
El burden en los arrastres se determina usando la misma formula para voladura de bancos:		
$b_{Arrastre}^{Max} = 0.9 \sqrt{\frac{q \cdot P}{z \cdot g \cdot \left(\frac{Y}{X} \right)}}$		
Donde:		
$b_{Arrastre}^{Max}$: Burden maximo en los arrastres		0.869
z: 0.45	0.45	
g: Factor de fijacion, generalmente 1.45	1.45	
$\frac{X}{Y}$: Relación de espaciamento burden, generalmente 1	1	
Entonces, Burden en los arrastres es:		
$b_{Arrastre} = b_{Arrastre}^{Max} - L \cdot Sen(y^\circ) - F$		0.650
Para una mejor distribucion el burden en el arrastre se consideró: 0.458mts		0.458
Donde:		
y° : Ángulo de desviacion en el fondo del taladro	3°	
El Número de taladros en el arrastre esta dado por:		
$N_{Arrastre} = \frac{Ancho - 2 \cdot L \cdot Sen(y^\circ)}{b_{Arrastre}^{Max}} + 2$		5.64
Para la Practica redondeamos a 5, y si funciona muy bien.		5
Ancho	3.5	
L	3.2	
y°	3°	

Espaciamiento:	
$S_{Arrastre} = \frac{Ancho + 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{N_{Arrastre} - 1}$	0.959
Para taladros de la esquina el espaciamiento esta dado por:	
$S_{Esquina} = S_{Arrastre} - L \cdot \text{Sen}(y^\circ)$	0.791
Cálculo de la concentracion de carga en el arrastre q5 considernado taco kg/tal.	
$q_5 = q \cdot L_{Q5}$	1.878
Número de Cartuchos por taladro para el arrastre "N".	
$N = \frac{q_5}{K}$	10
Donde:	
K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulex 5000 1 1/4"x 8", kg	0.181

Taladro De Contorno:	
Se usará una voladura controlada en la corona. Usaremos la formula de Pearsson	
$S_{CONTORNO} = D_p \cdot k$	0.68
Donde:	
k: Constante 15-16	15
Tambien:	
$\frac{S_{CONTORNO}}{B_{MAXIMO}} = 0.82$, Relación de espaciamiento burden para contorno. depende de la roca	
Entonces:	
B_{MAXIMO}	0.83
Cálculo de burden practico b5	
$b_5 = B_{MAXIMO} - L \text{Sen}(y^\circ) - F$	0.594
Para una mejor distribucion de taladros se considera el burden en 0.408mts	
Donde:	
y° : ángulo de desviacion al fondo del barreno, generalmente 3°	3°
$N_{CONTORNO} = \frac{Ancho - 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{B_{MAXIMO}} + 2$	6.653
Redondeamos el numero de taladros calculado y consideramos ancho a 3.1	
Espaciamiento de contorno:	
$S_5 = \frac{Ancho + 2 \cdot L \cdot \text{Sen}(y^\circ)}{N_{contorno} - 1}$	0.572
Espaciamiento para las esquinas:	
$E_{Esquinas} = b_5 - L \text{Sen}(y^\circ)$	0.427
Por la forma de la corona el espaciamiento en la esquina es de 0.554	
Burden Practico:	
$b_6 = B_{CONTORNO} - L \text{Sen}(y^\circ) - F$	0.594
Ojo: Para una mejor distribucion de taladro se considera 0.458 Mts	
0.458	

Para reducir la sobre excavacion se vá emplear voladura controlada en la corona. Por ende vamos a buscar un explosivo aproximadamente a la resistencia compresiva de la roca (granito) de 250 Mpa

		Explosivo Emulnor 1" x 8"		
		500	1000	3000
Densidad, g/cm3		0.9	1.13	1.14
VOD, m/s		3500	4500	4400
Diámetro del explosivo, cm		2.54	2.54	2.54
Diámetro del taladro, cm		4.5	4.5	4.5
*Presion de Detonacion Mpa	$P_t = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3}}{8}$	1378.1	2860.3	2758.8
*Presion de Taladro Desacoplado Mpa	$P_t = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3} X (\frac{r_e}{r_t})^{2.6}}{8}$	311.5	646.6	623.6
* Presion de Taladro Desacoplado Y Separado Mpa	$P_t = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3} X (\frac{r_e}{r_t} x \sqrt{C})^{2.6}}{8}$ C= 0.5 C:Constante de relacion de carga en el taladro	126.5	262.6	253.3
Según el cálculo anterior, vamos a elegir Emulnor 1" 8" de 3000 por acercarse más al valor buscado correspondiente a la resistencia compresiva a la roca de 250MPa, ademas x ser un explosivo diseñado para roca dura. Se va cargar con explosivo desacoplada y separada.				
Cálculo de la concentracion de carga en la corona q6 considerado taco kg/tal.				
Taco Mts, "T":	$T = 6.7D_p$		0.30	
Longitud De Carga en la corona, "LQ6":	$L_{Q6} = (L - T)/2$		1.45	
Entonces:	$q_6 = q \cdot L_{Q6} X 0.8$ Se considera 0.8 por la carga desacoplada		0.680	
Número de Cartucho por taladro para la corona. Vol. Controlada "N".				
	$N = \frac{q_6}{K}$		8	
Donde:	K: Peso por unidad de dinamita, En nuestro caso Emulnor 3000 1 "x 8", kg	0.087		

Fuente: El tesista.

Observación: Los resultados obtenidos de la cantidad de explosivos puede variar de 0% a 15% según las condiciones reales que se presenta en campo.

4.2.4. Datos de perforación y voladura controlada después de la evaluación de los parámetros.

Los parámetros de perforación y voladura controlada después de la evaluación se detallan en la tabla 7 y figura 23. En el anexo 4 se muestra la diferencia entre voladura convencional y voladura controlada en la corona donde se evidencia la reducción de la sobre excavación en la Rampa positiva 050.

Tabla 7: Parámetros de perforación y voladura controlada - Después.

DATOS				
Empresa Especializada	AVANCE		VOLADURA	
Tipo de Labor	RAMPA +50		Fecha	17/01/2020
Labor			Turno	A,B,C DIA
Nivel			Cargador	
Piso			Calificacion trabajo	0-10 7
Zona	MINA AREQUIPA M		Ayudante de Cargador	
Tipo de roca	BUENA II-B		Calificacion trabajo	0-10 7
Densidad	2.8		Hora inicio de carguio	06:20pm
Ancho de labor	3.50m(3.60m)		Hora final de carguio	7:00pm
Altura de labor	3.50m(3.65m)		Numero de taladros de alivio	Unid 3
PERFORACION			Long. Real de taladro cargado	m 2.6
FECHA	17/01/2020			
TURNO	A,B,C	DIA		
Perforista	T			
Calificacion trabajo	0-10	8		
Ayudante de Perforista				
Calificacion trabajo	0-10	8		
Maquina Perforadora/Jumbo	Jumbo	DD210		
Long. Barra de perforacion	m	3.6		
Diametro de broca de Perforacion	mm	45		
Diametro de broca de rimado	mm	105		
Pintado de Malla de Perforacion	si-no	cuadrícula		
Pintado de colas (techo,astiales)	si-no	techo		
Uso de Guidores	Número	4		
Hora inicio de perforacion	11.00am			
Hora final de perforacion	12.55pm			
Numero de rimados de 4"	Unid	0		
Numero de alivios corona	Unid	0		
Long. real de perforacion taladro alivio	m	3.4		
Numero de taladros de produccion	Unid	45		
Long. Real de Perforacion taladro produccion	m	3.2		
Numero de tubos de PVC 32mm*3.5m	Unid	7 Corona		
Observacion				
Se encontraron tacos aproximadamente de 0.10 de la guardia anterior				
Se pinto el frente (gradiente, centro de linea y se dibujo la cuadrícula de perforacion)				
Se usaron 4 guidores para llevar el paralelismo de los taladros				
La roca es resistente a ser perforada				
El taco del arranque fue de 0.45m				
Se uso fanel de periodo largo para el amarre de los taladros				
El avance fue de 3.1m aproximadamente y la estabilidad de la labor fue buena				
Se vieron pocos bancos y la corona fue controlada dejando 3 cañas visibles				
Tiempo Promedio de manipulacion y posicionamiento en la perforacion fue de 1.05mi				
Explosivo				
ANFO		KG	0	
Emulnor 5000 1 1/4 x8	Unid	136		
Emulnor 3000 1 1/4x8	Unid	300		
Emulnor 5000 1x7	Unid	0		
Emulnor 3000 1x8	Unid	56		
Carmex R	Unid	2		
Cordon detonante(Pentacord)	m	41		
Fanel	Unid	45		
Mecha rápida	m	0.2		
Tacos de arcilla	Unid	0		
Especiadores	Unid	0		
Avance real	m	3.1		
Ancho real	m	3.60		
Altura real	m	3.65		
Fragmentacion				
< 15 cm	62			
15-30 cm	28			
> 30 cm	10			
Estabilidad de la labor	Buena			
Nro de medias cañas visible	4			
DISEÑO DE CARGUIO				
Taladros	ANFO Kg/tal	Taco mt		
T. Arranque		0.56		
T. 1ra ayuda		0.97		
T. 2da ayuda		0.97		
T. 3ra ayuda		0.97		
T. 4ta ayuda		0.97		
T. ayuda corona		0.97		
T. corona		0.30		
T. ayuda Arrastre		0.97		
T. arrastre		0.56		
ENCARGADO DEL SEGUIMIENTO:	A.H.T			

Fuente: Adaptación propia.

MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA-DESPUES

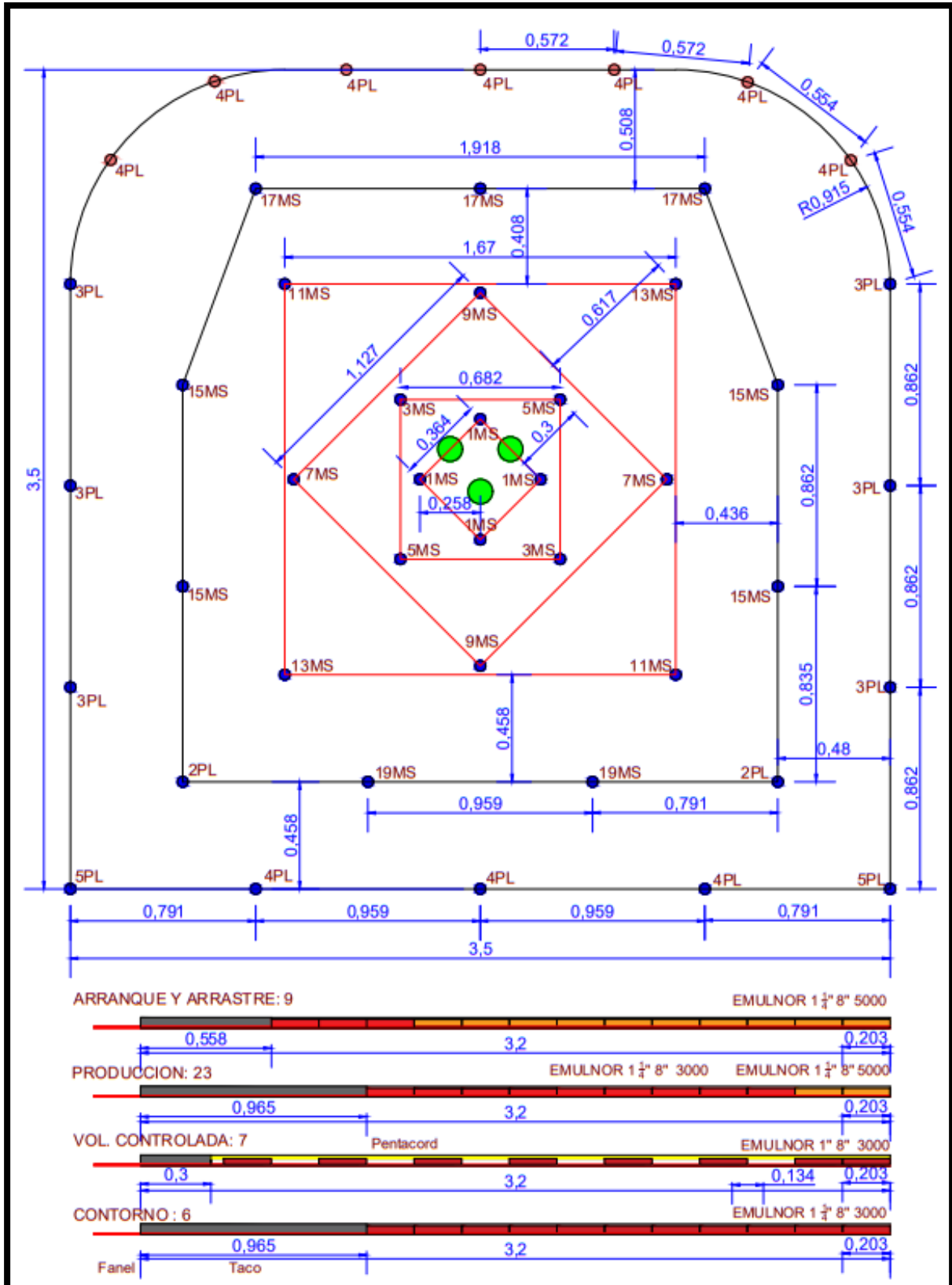


Figura 23: Esquema de voladura controlada - Después.

Fuente: Adaptación propia.

4.2.5. Costos con Jumbo DD 210.

En la tabla 8 se muestra los costos de perforación con Jumbo DD 210 antes de la evaluación de los parámetros.

Tabla 8: Costos con Jumbo DD 210 - Antes de la evaluación de los parámetros.

Costos con Jumbo DD 210 ANTES :

Datos de la Obra

Sección :	Ancho	3.50	mts
	Altura	3.50	mts
Area		10.78	m2

Parametros de Operación

Maquina	- Modelo	Costos con Jumbo DD 210 ANTES :	
	- Perforadora	COP 1238 ME	
	- No. Perf.	1	
Velocidad Teórica	Mts/min		1.60
Long. de Var. de Perforación	Mts.		3.60
Prof. de Perforación	Mts.		3.02
Avance Promedio Disparo	Mts.		2.95
Diametro Taladro	mm		45
Rendimiento del avance			87%
No. Total Taladros de Prod.			46
Metros Perf. por Disparo	Mts.		165.60
Ratio	(M.P / M. Avance)		56.14
Rendimiento Sistema	(M.P / Hr)		46.54
No. Disparos por día.			2
Metros de avance	Mts/Dia		5.90
Considerar 25 días x mes.	Mts/Mes		147.50

Costos de Perforación

1) Costo de Capital	(USD/Mts)	0.44
Monto de la Inversión	USD	330,000
Valor de Rescate	USD	100,000
Vida Util Equipo	Hrs.	16,000
a) Depreciación	(USD/Hr)	14.38
b) Interes, Seguros	(USD/Hr)	6.19

Interes (%)	10%
Vida Util (Años)	5
Hrs Utilización por Año	3,200

2) Mano de Obra (USD/Mts)		0.27
No. Perforistas por Turno		1
No. Ayudantes por Turno		1
No. Turnos por día		2
<i>Salario Perforista USD</i>		1,200
<i>Salario Ayudante USD</i>		500
Monto Total Mano de Obra		3,400
Total metros Perf. por Mes		12,410

3) Energía (USD/Mts)		0.09
Req. Energía	(KW)	50
Precio Energía	(USD/ kw-hr)	0.086

4) Mantenimiento y Repuestos (USD/Mts)		0.64
Costo horario Repuestos (USD/hr)		20.00
Costo Mano de Obra (USD/hr)		10.00

5) Accesorios De Perforacion (USD/Mts)			0.51
	Vida. Util (mts)	Precio (USD)	Costo USD/Mts
Shank	3,426	280.00	0.08
Barra	3,168	450.00	0.14
Broca	456	118.00	0.26
Eq. Reaming	983	615.00	0.03

Resumén		
	Costos con Jumbo DD 210 ANTES :	
	USD/Mts	USD/Hr.
1.- Costo de Propiedad	0.44	20.56
2.- Costo de Mano de Obra	0.27	12.75
3.- Costo de Energía	0.09	4.30
4.- Costo de Mantenimiento	0.64	30.00
5.- Costo de Varillaje	0.51	23.72

COSTO TOTAL DE PERFORACION		
Por Metro Perforado	(USD/Mts)	1.96
	(USD/Hrs)	91.33
Por Metro de Avance	(USD/Mts)	110.17

Fuente: El tesista.

En la tabla 9 se muestra el costo de explosivo antes de la evaluación de los parámetros.

Tabla 9: Costo de Explosivo-Antes de la evaluación de los parámetros.

Costo De Carguío antes de la evaluacion de los parametros de voladura.

	Precio USD/Unid.	Unidad	Peso/Unid.	Cantidad. Kg	Precio USD
<i>Emulnor 3000 1 1/4" X 8"</i>	1.30	563	0.171	96.273	731.9
<i>Emulnor 3000 1"X8"</i>	0.90	0	0.108	0	0
<i>Cordon detonante (Pentacord 3P) Mts</i>	0.20	20			4
<i>Fanel</i>	1.48	46			68.08
<i>Carmex R</i>	0.71	2			1.42
<i>Mecha Rapida</i>	0.40	0.2			0.08
<i>Total:</i>				96.273	805.48

Factor de Carga kg/m ³ .	2.54
Factor de Carga Lineal Kg/Mts	0.58
Factor de potencia kg/Tn.	0.91
<i>Ancho Mts</i>	3.70
<i>Altura Mts</i>	3.95
<i>Seccion: Mts²</i>	12.86
<i>Avance Real Mts</i>	2.95
<i>Densidad Ton/Mts³</i>	2.80
<i>Material roto en Mts³</i>	37.94
<i>Metros perforado Mts</i>	165.60
<i>Material roto en Ton.</i>	106.23

Fuente: El tesista.

El costo por disparo es igual a 110.17 USD en perforación y 805.48 USD en explosivos, en total 1130.48 USD antes de la evaluación de los parámetros.

En la tabla 10 se muestra el cálculo de los costos de perforación con Jumbo DD 210 después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 10: Costos con Jumbo DD 210 - Después de la evaluación de los parámetros

Costos con Jumbo DD 210 DESPUES :

Datos de la Obra

Sección :	Ancho	3.50	mts
	Altura	3.50	mts
Area		10.78	m2

Parametros de Operación

Maquina	- Modelo	Costos con Jumbo DD 210 DESPUES :	
	- Perforadora	COP 1238 ME	
	- No. Perf.	1	
Velocidad Teórica	Mts/min		1.60
Long. de Var. de Perforación	Mts.		3.60
Prof. de Perforación	Mts.		3.20
Avance Promedio Disparo	Mts.		3.10
Diametro Taladro	mm		45
Rendimiento del avance			91.18%
No. Total Taladros de Prod.			45
Metros Perf. por Disparo	Mts.		162.00
Ratio	(M.P / M. Avance)		52.26
Rendimiento Sistema	(M.P / Hr)		50.02
No. Disparos por día.			2
Metros de avance	Mts/Dia		6.20
Considerar 25 dias x mes.	Mts/Mes		155.00

Costos de Perforación

1) Costo de Capital	(USD/Mts)	0.41
Monto de la Inversión	USD	330,000
Valor de Rescate	USD	100,000
Vida Util Equipo	Hrs.	16,000
a) Depreciación	(USD/Hr)	14.38
b) Interes, Seguros	(USD/Hr)	6.19

Interes (%)	10%
Vida Util (Años)	5
Hrs Utilización por Año	3,200

2) Mano de Obra (USD/Mts)	0.25
No. Perforistas por Turno	1
No. Ayudantes por Turno	1
No. Turnos por día	2
<i>Salario Perforista USD</i>	1,200
<i>Salario Ayudante USD</i>	500
Monto Total Mano de Obra	3,400
Total metros Perf. por Mes	13,338

3) Energía (USD/Mts)	0.09
Req. Energía (KW)	50
Precio Energía (USD/ kw-hr)	0.086

4) Mantenimiento y Repuestos (USD/Mts)	0.60
Costo horario Repuestos (USD/hr)	20.00
Costo Mano de Obra (USD/hr)	10.00

5) Accesorios De Perforacion (USD/Mts)	0.51		
	Vida. Util (mts)	Precio (USD)	Costo USD/Mts
Shank	3,426	280.00	0.08
Barra	3,168	450.00	0.14
Broca	456	118.00	0.26
Eq. Reaming	983	615.00	0.03

<u>Resumén</u>		
	Costos con Jumbo DD 210 DESPUES	
	USD/Mts	USD/Hr.
1.- Costo de Propiedad	0.41	20.56
2.- Costo de Mano de Obra	0.25	12.75
3.- Costo de Energía	0.09	4.30
4.- Costo de Mantenimiento	0.60	30.00
5.- Costo de Varillaje	0.51	25.53

COSTO TOTAL DE PERFORACION		
Por Metro Perforado	(USD/Mts)	1.86
	(USD/Hrs)	93.14
Por Metro de Avance	(USD/Mts)	97.31

Fuente: El tesista.

En la tabla 11 se muestra el costo de explosivo después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 11: Costo de Explosivo-Después de la evaluación de los parámetros

Costo De Carguío Despues de la evaluacion de los parámetros de voladura.

	Precio USD/Unid.	Unidad	Peso/Unid.	Cantidad Kg	Precio USD
Emulnor 3000 1"X8"	0.90	56	0.108	6.048	50.4
Emulnor 3000 1 1/4"X8"	1.30	300	0.171	51.3	390
Emulnor 5000 1 1/4"X8".	1.70	136	0.181	24.616	231.2
Cordon detonante (Pentacord 3P) Mts	0.20	41			8.2
Fanel	1.48	45			66.6
Carmex R	0.71	2			1.42
Mecha Rapida	0.40	0.2			0.08
Total:				81.964	747.90

Factor de carga kg/Mts ³ .	2.29
Factor de Carga Lineal kg/Mts	0.51
Factor de potencia kg/Tn.	0.82
Ancho Mts	3.60
Altura Mts	3.65
Seccion Mts ²	11.56
Avance Real Mts	3.10
Densidad Ton/Mts ³	2.80
Material roto en Mts ³	35.85
Metros perforado	162
Material roto en Ton.	100.37

Fuente: El tesista.

El costo por disparo es igual a 97.31 USD en perforación y 749.90 USD en explosivos, en total 1,049.56 USD después de la evaluación de los parámetros.

Resumen de costos:

El resumen de costos antes y después de la evaluación de los parámetros se presentan en la tabla 12

Tabla 12: Resumen de los costos, antes y después de la evaluación de los parámetros.

Comparacion De Costo Por disparo					
	Perforacion			Voladura	Total
	Avance (USD)	Avance (Mts)	(USD) Frente	(USD) Frente	
Antes	110.17	2.95	325.00	805.48	1130.48
Depues	97.31	3.10	301.661	747.90	1049.56
				Ahorro por frente	80.92

Fuente: El tesista.

Ahorro:

El ahorro que se genera después de la evaluación de los parámetros se muestra en la tabla 13.

Tabla 13: Ahorro por día, por mes y por año.

Ahorro (USD)	
Por Día	161.8
Por Mes	4046.0
Por Año	48552.3

Fuente: El tesista.

El siguiente esquema, figura 24, muestra la comparación de costos por disparo antes y después de la evaluación de los parámetros de perforación y voladura.

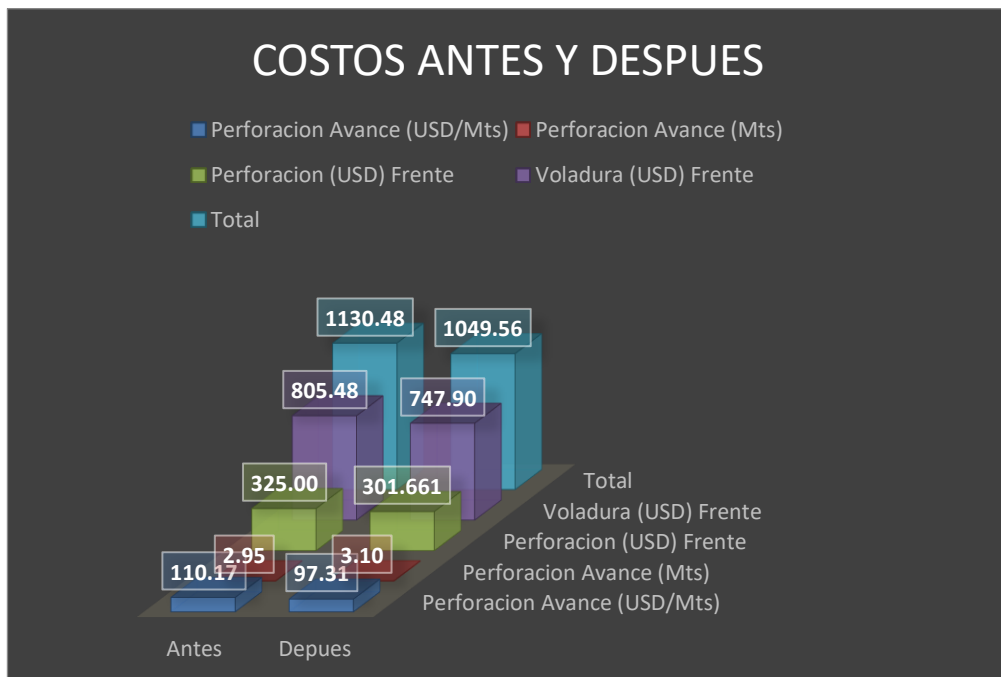


Figura 24: Esquema, Costo por disparo antes y después de la evaluación de los parámetros de perforación y Voladura.

Fuente: El tesista

4.3. Discusión de los Resultados.

Rendimiento del avance

De los resultados obtenidos se tiene un promedio de avance de 2.95 m por disparo que representa el 87% aproximadamente esto antes de la evaluación de los parámetros de

perforación y voladura controlada, luego de la evaluación se obtiene un promedio de avance de 3.1 m por disparo que representa el 91.18%, lo que significa un avance importante en materia de optimización y de avance lineal en sí. Se logra esta eficiencia por la cuidadosa perforación que se tubo, se diseñó cuidadosamente la malla de perforación en campo, se hizo los taladros en los puntos marcados cuidando siempre el paralelismo entre ellos, además se redujo los tacos que quedan después de la voladura gracias a la carga de mayor densidad que se puso en los taladros de fondo. Además de ello tuvo mucho que ver la distribución de salida de la detonación en cada taladro, gracias a la perforación que se hizo en cada punto marcado no se tuvo inconveniente al momento de cargar los taladros con su respectivo orden de salida, se consideró fanel MS y LP. En la tabla 14 y figura 25 se muestran el rendimiento del avance antes y después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 14: Rendimiento del avance antes y después de la evaluación de los parámetros.

RENDIMIENTO DEL AVANCE			
	REAL (mts)	GRAMADO	%
ANTES	2.95	3.4	87%
DESPUES	3.1	3.4	91.18%

Fuente: El tesista.

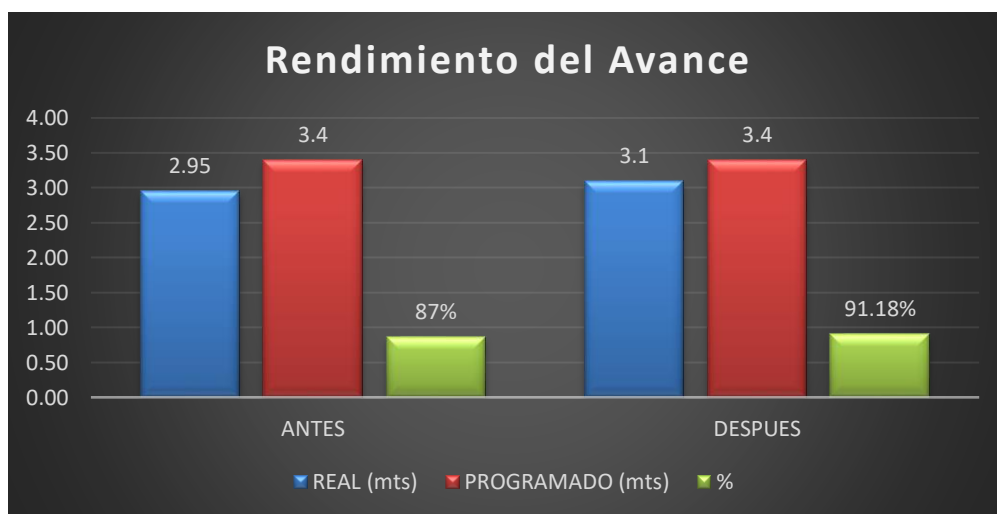


Figura 25: Rendimiento del avance antes y después de la evaluación de los parámetros.

Fuente: El tesista.

Factores de perforación y voladura

Así mismo se evaluó el factor de potencia, factor de carga, y factor de carga lineal. Donde se pudo disminuir estos factores con el objetivo de reducir el daño del macizo rocoso encajonate, para ello se redujo la carga de explosivos en los taladros con una distribución más efectiva y aplicando mayor presión en el fondo de los taladros. En la tabla 15 y figura 26 se muestran los factores de perforación y voladura antes y después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 15: Factores de Perforación y Voladura Antes y Después.

	ANTES	DESPUES
Factor De Potencia Kg/Tn	0.91	0.82
Factor De Carga Kg/m ³	2.54	2.29
Factor De Carga Lineal kg/Mts	0.58	0.51

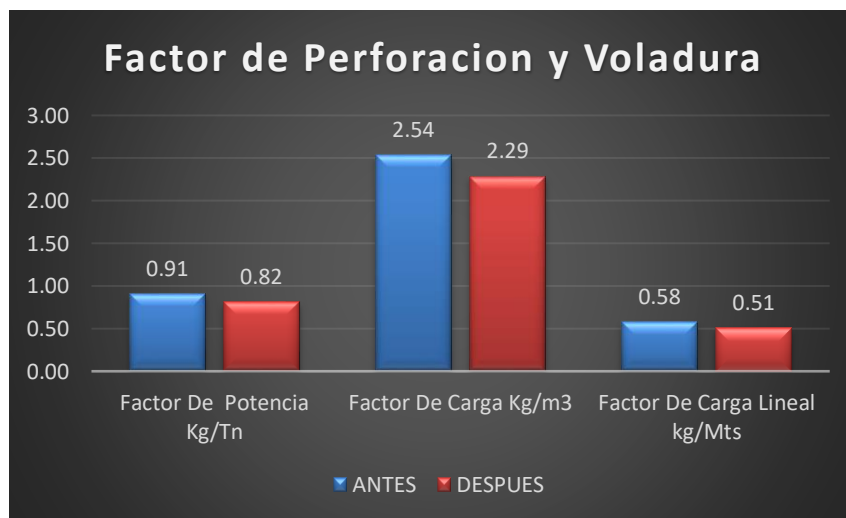


Figura 26: Factor de perforación y voladura antes y después.

Fuente: El tesista.

Presión de detonación en los taladros de la Corona:

Otro parámetro importante que nos ayuda controlar la sobre excavación es la presión de taladro en la corona. Antes de la evaluación de los parámetros de perforación y voladura, se estaba rompiendo el macizo rocoso en la corona con una presión de 1137.0 MPa esto provoca sobre rotura y daño en la corona, para ello se buscó un explosivo que tenga la

misma presión compresiva de la roca granito (250Mpa) en este caso el emulnor de 3000 1” 8” desacoplado y separado pudo darnos la presión de taladro de 253.3MPa, valor relativamente igual al buscado. La figura 27 muestra la presión de taladro en la corona antes y después de la evaluación de los parámetros.

Presión de detonación en la corona		Antes	Despues
Densidad, g/cm3		Emulnor3000 1 1/4" 8"	Emulnor3000 1" 8"
VOD, m/s		1.14	1.14
Diámetro del explosivo, cm		4400	4400
Diámetro del taladro, cm		3.2	2.54
*Presion de Detonacion Mpa		4.5	4.5
	$P_e = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3}}{8}$	2758.8	2758.8
*Presion de Taladro Desacoplado Mpa	$P_t = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3} X (\frac{r_e}{r_t})^{2.6}}{8}$	1137.0	623.6
* Presion de Taladro Desacoplado Y Separado Mpa	$P_t = \frac{\delta X(VOD)^2 X 10^{-3} X (\frac{r_e}{r_t} x \sqrt{C})^{2.6}}{8}$	461.8	253.3
C= 0.5	C:Constante de relacion de carga en el taladro		

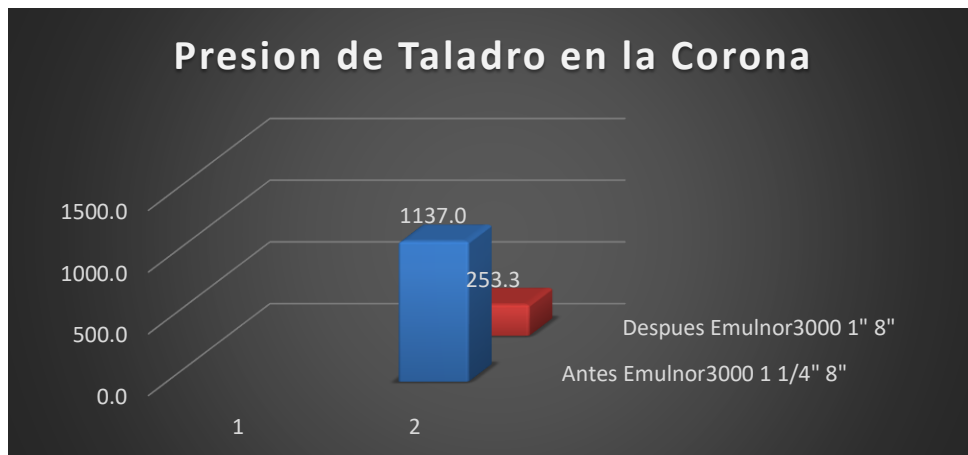


Figura 27: Presión de taladro en la corona, Antes y Después.
Fuente: El tesista.

Densidad De Carga en Los Taladros:

Antes de la evaluación de los parámetros de perforación y voladura, la densidad en los taladros especialmente en la corona ha sido muy elevada, por la que se tiene como consecuencia daños en la corona produciendo sobre excavación y debilitando el techo y las paredes. En la tabla 16 se muestra la densidad de carga en los taladros por cuadrantes, corona, hastiales y arrastres, antes y después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 16: Densidad de Carga en los Taladros.

Distribucion De Carga en Taladros - Antes

	Taladro	Emulnor 5000 1 1/4" 8"					Emulnor 3000 1 1/4" 8"					Emulnor 3000 1" 8"					Tot kg/T
		Unid/T	kg/Unid	kg/T	Sub Tol	Sub Tol kg	Unid/T	kg/ Unid	kg/T	Sub Tol	Sub Tol kg	Unid/T	kg/ Unid	kg/taladro	Sub Tol	Sub Tol kg	
I Cuadrante	5	0	0.181	0	0	0	13	0.171	2.223	65	11.115	0	0.108	0.000	0	0	2.223
II Cuadrante	4	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	48	8.208	0	0.108	0.000	0	0	2.052
III Cuadrante	4	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	48	8.208	0	0.108	0.000	0	0	2.052
IV Cuadrante	4	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	48	8.208	0	0.108	0.000	0	0	2.052
Ay Cuadr.	12	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	144	24.624	0	0.108	0.000	0	0	2.052
Corona	5	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	60	10.260	0	0.108	0.000	0	0	2.052
Astiales	6	0	0.181	0	0	0	12	0.171	2.052	72	12.312	0	0.108	0.000	0	0	2.052
Arrastre	6	0	0.181	0	0	0	13	0.171	2.223	78	13.338	0	0.108	0.000	0	0	2.223
	46				0	0				563	96.27				0	0	
Total Emulsion																563	
Total Emulsion Kg																96.27	

Distribucion De Carga en Taladros- Despues

	Taladro	Emulnor 5000 1 1/4" 8"					Emulnor 3000 1 1/4" 8"					Emulnor 3000 1" 8"					Tot kg/T
		Unid/T	kg/Unid	kg/T	Sub Tol	Sub Tol kg	Unid/T	kg/ Unid	kg/T	Sub Tol	Sub Tol kg	Unid/T	kg/ Unid	kg/taladro	Sub Tol	Sub Tol kg	
I Cuadrante	4	10	0.181	1.81	40	7.24	3	0.171	0.513	12	2.052	0	0.108	0.000	0	0	2.323
II Cuadrante	4	2	0.181	0.362	8	1.448	9	0.171	1.539	36	6.156	0	0.108	0.000	0	0	1.901
III Cuadrante	4	2	0.181	0.362	8	1.448	9	0.171	1.539	36	6.156	0	0.108	0.000	0	0	1.901
IV Cuadrante	4	2	0.181	0.362	8	1.448	9	0.171	1.539	36	6.156	0	0.108	0.000	0	0	1.901
Ay Cuads	11	2	0.181	0.362	22	3.982	9	0.171	1.539	99	16.929	0	0.108	0.000	0	0	1.901
Corona	7	0	0.181	0	0	0	0	0.171	0.000	0	0.000	8	0.108	0.864	56	6.048	0.864
Astiales	6	0	0.181	0	0	0	11	0.171	1.881	66	11.286	0	0.108	0.000	0	0	1.881
Arrastre	5	10	0.181	1.81	50	9.05	3	0.171	0.513	15	2.565	0	0.108	0.000	0	0	2.323
	45				136	24.616				300	51.30				56	6.048	
Total Emulsion																492	
Total Emulsion Kg																81.96	

Evaluación de la densidad de carga en taladros

	g/Taladro		Taldro cm3		Densidad g/cm3	
	Antes	Despues	Antes	Despues	Antes	Despues
I Cuadrante	2223.0	2323.0	4198.6	4198.6	0.53	0.55
II Cuadrante	2052.0	1901.0	3880.5	3546.6	0.53	0.54
III Cuadrante	2052.0	1901.0	3880.5	3546.6	0.53	0.54
IV Cuadrante	2052.0	1901.0	3880.5	3546.6	0.53	0.54
Ay Cuads	2052.0	1901.0	3880.5	3546.6	0.53	0.54
Corona	2052.0	864.0	3880.5	4612.1	0.53	0.19
Astiales	2052.0	1881.0	3880.5	3546.6	0.53	0.53
Arrastre	2223.0	2323.0	4198.6	4198.6	0.53	0.55

Fuente: El tesista

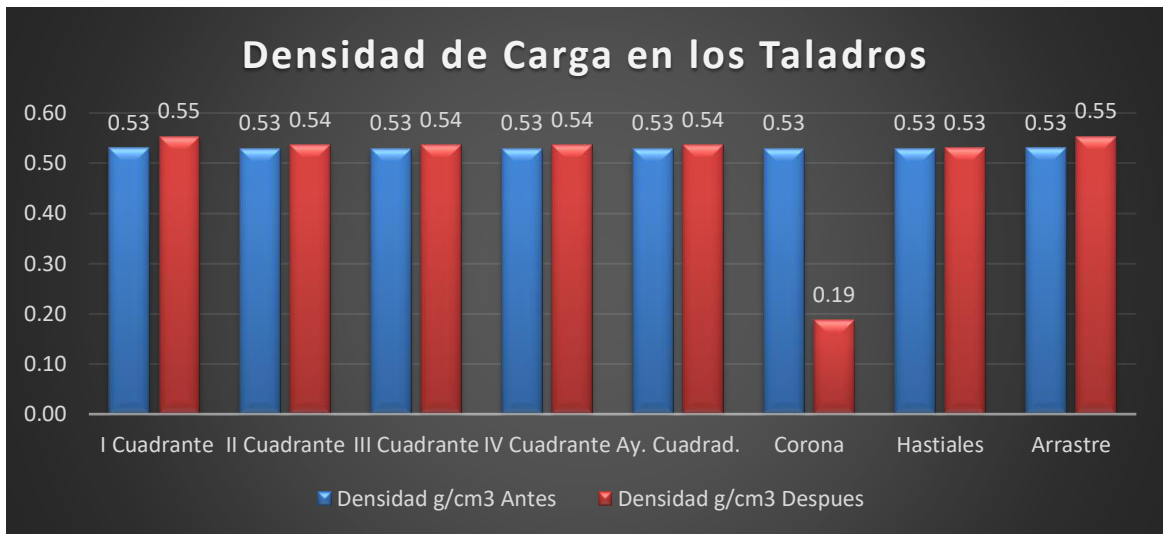


Figura 28: Densidad de carga en los taladros.

Fuente: El tesista.

Como se puede observar en la figura 28, en la nueva distribución de carga ha aumentado mínimamente la densidad en los taladros de los cuadrantes y arrastre, se mantiene la densidad en los hastiales, pero si baja mucho en la corona de 0.53kg/cm³ a 0.19kg/cm³, esto hace que disminuya la sobre excavación que se produce en la corona. Además, esta disminución de carga no se ve afectada por la cercanía de lo taladros al momento de romper la roca.

También en la nueva distribución se ha considerado la carga en el fondo con emulsión de mayor densidad, esto reduce los tacos que quedan después de la voladura.

Sobre excavación:

Para calcular la sobre excavación tendremos que tomar en cuenta la sección diseñada de la labor y la sección real post voladura que se obtiene mediante el levantamiento topográfico.

La sobre excavación se puede calcular mediante la siguiente formula experimental:

$$\%S_e = \frac{R_r - R_t}{R_t}$$

$$R_r = A_r \times L$$

$$R_t = A_t \times L$$

Donde:

%Se: Sobre excavación, en %

R_r: Rotura real, en Mts³.

R_t: Rotura teórica, Mts³.

A_r: Sección real promedio de la labor, Mts².

A_t: Sección diseño o teórica de la labor, en Mts².

L: Avance ejecutado.

En la tabla 17 y figura 29 se muestran la sobre excavación antes y después de la evaluación de los parámetros.

Tabla 17: Sobre excavación antes y después de la evaluación de los parámetros.

SOBRE EXCAVACION						
		Ancho mts	Altura mts	Avance	Rot. m3	% Sob. Ex.
ANTES	Real	3.70	3.85	2.95	36.98	16.3%
	Programado	3.50	3.50	2.95	31.80	
DESPUES	Real	3.60	3.65	3.10	35.85	7.3%
	Programado	3.50	3.50	3.10	33.42	

Fuente: El tesista.

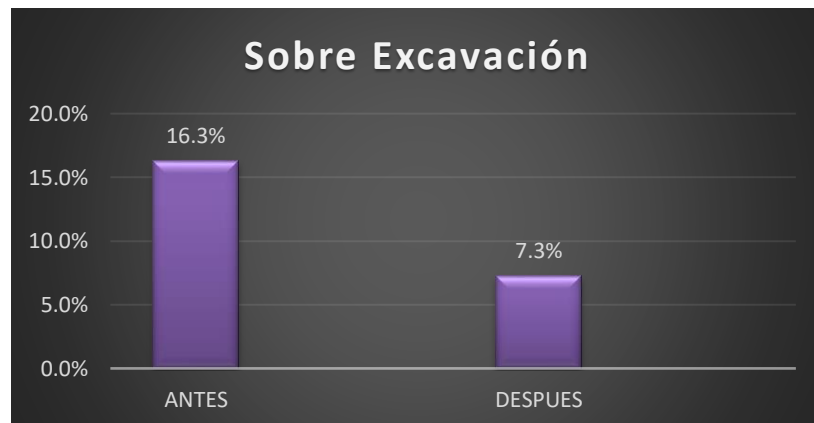


Figura 29: Sobre excavación antes y después de la evaluación de los parámetros.

Fuente: El tesista.

Se deduce que antes de la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada se tenía una sobre excavación en la Rampa Positiva 050 de 16.3% y luego de los ajustes de la evaluación se obtiene una sobre excavación de 7.3%, valor que es muy optimo reducir.

4.4. Aporte del Tesista

El presente trabajo de investigación servirá para ampliar más los conocimientos de la aplicación de perforación y voladura controlada en túneles.

El estudio pretende contribuir en las investigaciones efectuadas en la Mina Arequipa M. sobre la importancia de la aplicación de la perforación y voladura controlada para la reducción de la sobre excavación en la rampa.

Gracias a este proyecto se podrá realizar futuras investigaciones que utilicen metodología compatible, de manera que se posibilitaran análisis conjuntos y comparaciones entre periodos temporales concretos.

CONCLUSIONES.

1. Se realizó la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada, con lo cual se redujo la sobre excavación de 16.3% a 7.3%, con costo menor por disparo, antes 1130.48 USD y después 1049.56 USD, lo que generó un ahorro por disparo de 80.92 USD.
2. Después de la evaluación de los parámetros de perforación se propuso un nuevo diseño de malla de perforación y voladura donde se redujo los taladros de producción de 46 a 45, con diseño de voladura controlada en la corona. El diseño bien plasmado en terreno y con la perforación en los puntos marcados mejoró el rendimiento del avance, antes 2.95mts y después 3.10mts.
3. Después de la evaluación de los parámetros de voladura controlada se redujo la presión de taladro en la corona de la rampa positiva 050, de 1137MPa a 253.3 MPa, parámetro importante en la reducción de la sobre excavación.
4. La densidad de carga explosiva en los taladros de la corona se redujo de 0.53g/cm³ a 0.19 g/cm³ y el factor de potencia de 0.91kg/Ton a 0.82kg/Ton, las cuales minimizan los daños transmitidos al macizo rocoso y la sobre excavación.

RECOMENDACIONES

1. Se debe reevaluar la voladura controlada en la corona, posiblemente este diseño funcione con un taladro de alivio en cada contorno, con las mismas condiciones de carguío en los taladros de la corona.
2. Para una mejor rotura de roca, en los taladros de producción se debe considerar las emulsiones de mayor diámetro para mejorar el desacoplamiento, de este modo recuperar la energía perdida y mejorar la granulometría.
3. Para disminuir más la sobre excavación se debe aplicar. voladura controlada en los hastiales
4. Para mejorar el avance se debe cargar los taladros de fondo con explosivos de mayor densidad y velocidad de detonación, considerando siempre la simetría del arranque ya que es el factor principal del resultado de la voladura.
5. Antes de programar las salidas de voladura en los taladros se debe evaluar la simetría del arranque, ya que a veces los taladros no se han realizado en los puntos antes marcado.
6. Se debe hacer uso del anfo en lugares donde la ventilación pueda hacerse de manera eficaz y rápida. Considerando la voladura controlada en la corona y los demás taladros cargados con anfo y con un cebo de mayor densidad y velocidad de detonación en el fondo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ames, V. (2008). *Perforación y Voladura de Rocas I, Tercera Edición*. Huancayo, Perú.
- Ames, V. (2010). *Perforación y Voladura de rocas II Tercera Edición*. Huancayo, Perú.
- Bravo, I. (2018). *Estudio de vibraciones inducidas por tronadura en Minera Spence*. (Tesis de pregrado). Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas Departamento de Ingeniería de Minas, Santiago de Chile.
- Departamento de geología. (2014). *Evaluación geológica del proyecto minero Arequipa "M" AC Agregados S.A.C. .* Marcara, Perú.
- Exsa. (2003). *Voladura controlada, Método Aplicado Para Controlar La Sobre rotura*. Lima, Perú.
- Garcés, H. (2000). *Investigación Científica, Ediciones Abya - Yala*. Quito, Ecuador.
- Hernández, R., Fernández, C. y Baptista, P. (2010). *Metodología de la Investigación. 3ra Edición. McGraw-Hill. Interamericana Editores*. México DF.
- <https://previa.uclm.es>. (s.f.). *Definicion de evaluación*.
- <https://www.definicionabc.com>. (s.f.). *ciencia/parametro.php*.
- Lope, A. (2018). *Diseño de estándares de perforación y voladura de rocas, para normalizar la fragmentación del material resultante de la construcción de la Rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M – CIA Minera AC Agregados S.A.C.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional "Santiago Antúnez de Mayolo" Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Metalurgia, EAPIM, Huaraz, Perú.
- Revista Seguridad Minera. (s.f.). *Perforación manual*.
- Romani, R. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú Facultad de Ingeniería de Minas, Huancayo, Perú.

Scherpenisse, C. (2006). *Diseño y Evaluación de Voladuras Controladas y Precorte*, EXSA.

Lima, Perú.

www.google.com/search?q. (s.f.). *Perforación mecanizada en minería subterránea*.

ANEXOS

ANEXO N° 01: MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	METODOLOGIA	POBLACIÓN Y MUESTRA
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General		
¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?	Realizar la evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	La evaluación de los parámetros de perforación y voladura controlada reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	<p>Tipo de investigación.</p> <p>Es el método científico Descriptivo que consiste en el análisis e interpretación de los datos que han sido reunidos con un propósito definido. Por lo tanto, la presente investigación utiliza el Método Descriptivo.</p> <p>Nivel de la investigación.</p>	<p>Población</p> <p>La población serán todas las Rampas positivas y negativas de la mina Arequipa M.</p>
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	<p>El nivel será de investigación descriptiva transversal.</p> <p>Diseño de investigación.</p> <p>La investigación es no experimental transversal.</p>	Muestra
¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?	Evaluar los parámetros de perforación para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	La evaluación de los parámetros de perforación reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	<p>Método.</p> <p>Investigación mediante el método deductivo: Según Garcés, (2000), Esta investigación se caracteriza por utilizar la deducción o el razonamiento como su procedimiento metodológico fundamental. La deducción consiste en utilizar los contenidos de las teorías demostradas como científicas en la explicación del objeto o fenómeno que se investiga. En términos más simples, la deducción consiste en partir de una teoría general para explicar los hechos o fenómenos particulares.</p>	<p>La muestra está representada por la Rampa Positiva 050 de la mina Arequipa M.</p>
¿Cómo influye la evaluación de los parámetros de voladura controlada en la reducción de la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020?	Evaluar los parámetros de voladura controlada para reducir la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	La evaluación de los parámetros de voladura controlada reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.		
¿En qué medida la carga explosiva afecta a la sobre excavación en la Rampa Positiva 050?	Determinar la carga explosiva que afecta a la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.	La determinación de la carga explosiva reduciría la sobre excavación en la Rampa Positiva 050 mina Arequipa M – 2020.		

Fuente: El tesista

ANEXO 02: FORMATO DE SEGUIMIENTO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA RAMPA 050 MINA AREQUIPA M

HOJA DE SEGUIMIENTO			
DATOS		VOLADURA	
Empresa Especializada		Fecha	
Tipo de Labor		Turno	A, B, C
Labor		Cargador	
Nivel		Calificación trabajo	0-10
Piso		Ayudante de Cargador	
Zona		Calificación trabajo	0-10
Tipo de roca		Hora inicio de carguío	
Densidad		Hora final de carguío	
Ancho de labor		Numero de taladros de alivio	unid
Altura de labor		Longitud real de taladro cargado	m
PERFORACION		Explosivo	
Fecha		ANFO	KG
Turno	A, B, C	Emulnor 5000 1 1/2 x 12	unid
Perforista		Emulnor 3000 1 1/2 x 12	unid
Calificación trabajo	0-10	Emulnor 5000 1 x 7	unid
Ayudante de Perforista		Emulnor 3000 1 x 7	unid
Calificación trabajo	0-10	Emulnor 1000 1 x 7	
Máquina Perforadora / Jumbo	Jumbo	Cordón detonante(Pentacord)	m
Long. Barra de perforación	m	Carmex	unid / Pie
Diámetro de broca de perforación	mm	Mecha rápida	m
Diámetro de broca de rimado	mm	Tacos de Arcilla	unid
Pintado de Malla de Perforación	si- no	Espaciadores	unid
Pintado de colas (techo, astiales)	si- no	Avance real	m
Uso de Guiadores	Número	Ancho real	m
Hora inicio perforación		Altura real	m
Hora final perforación		Fragmentación	
Número de rimados de 4"	Unid	< 15 cm	
Número de alivios corona	Unid	15 - 30 cm	
Long. real de perforación taladro alivio	m	> 30 cm	
Número de taladros de producción	Unid	Estabilidad de la labor	
Long. real de perforación taladro producción	m	Nro de medias cañas visibles	
Numero de tubos de PVC 44mm* 3.5m	Unid	DISEÑO DE CARGUIO	
Observación		Taladros	ANFO
6.			kg/tal
7.			TACO
8.			mt
9.		T.Arranque	
		T.1ra ayuda	
		T.2da ayuda	
		T.3ra ayuda	
		T.4ta ayuda	
		T.ayuda Corona	
		T.Corona	
		T.ayuda Arrastre	
		T.Arrastre	
ENCARGADO DEL SEGUIMIENTO:			

DISTRIBUCION DE LOS TALADROS/SALIDA

ESQUEMA DE VOLADURA CONTROLADA: SI NO

Fuente: El tesista.

ANEXO 03: CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS ALTOS EXPLOSIVOS- PRODUCTOS FAMESA.

Características técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
confinado *				
s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

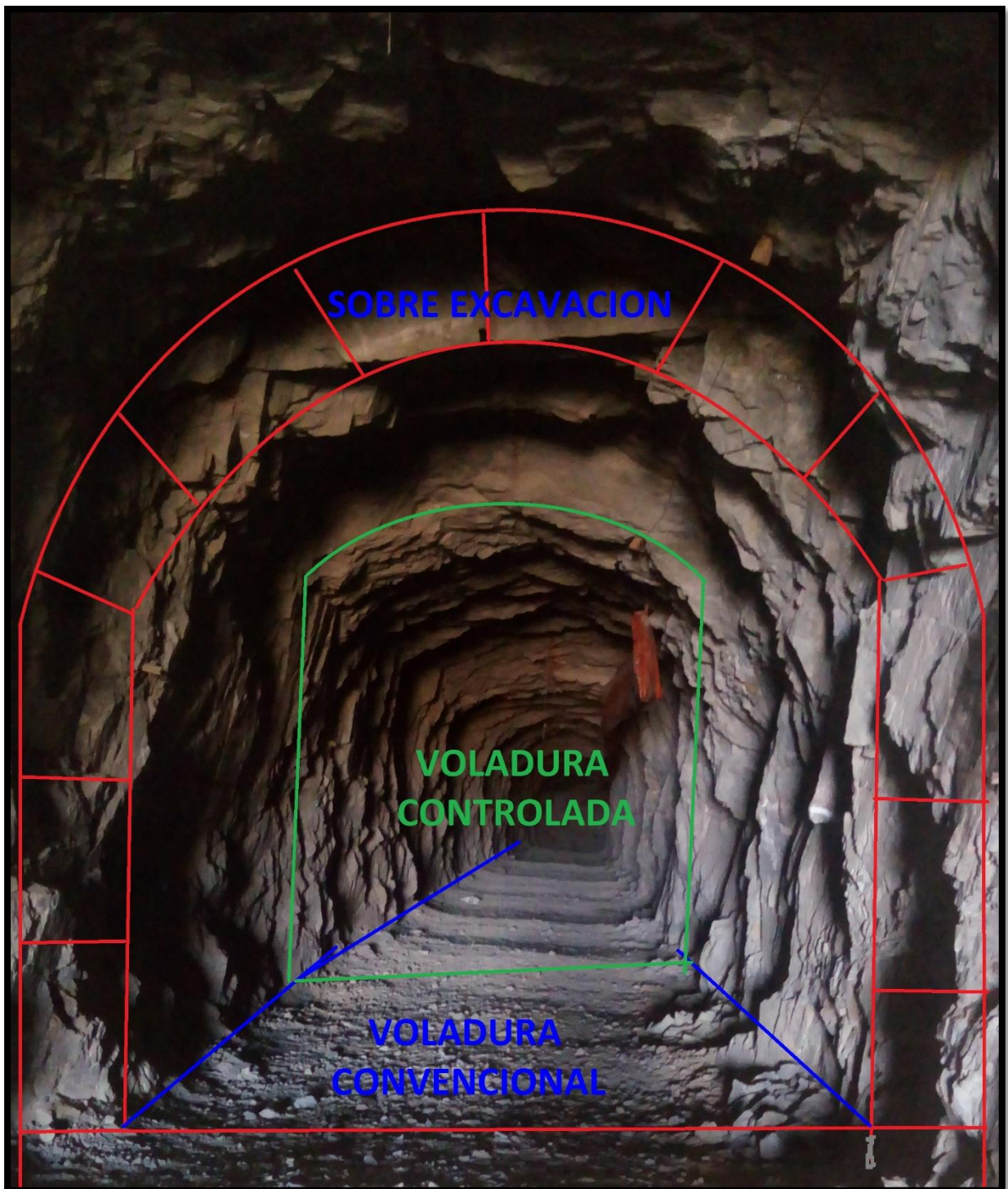
Presentación

	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 30,0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

Fuente: <http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-29.-Emulnor.pdf>

**ANEXO 04: REDUCCION DE LA SOBRE EXCAVACION RAMPA POSITIVA 050
MINA AREQUIPA M.**



Fuente: El tesista