

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Implementación de barras de 16 pies en  
perforación para evaluar el avance por disparo,  
Unidad Minera Chungar Volcan S. A.**

Adan Wiliam Flores Veliz  
Jorge Salatiel Ulloa Trujillo

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2023

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TESIS

**A** : Felipe Gutarra Meza  
Decano de la Facultad de Ingeniería

**DE** : Julio Fredy Porras Mayta  
Asesor de tesis

**ASUNTO** : Remito resultado de evaluación de originalidad de tesis

**FECHA** : 4 de agosto de 2023

---

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para saludarlo y en vista de haber sido designado asesor de la tesis titulada: "**IMPLEMENTACIÓN DE BARRAS DE 16 PIES EN PERFORACIÓN PARA EVALUAR EL AVANCE POR DISPARO, UNIDAD MINERA CHUNGAR VOLCAN S. A.**" ", perteneciente a los estudiantes **ADAN FLORES VELIZ y JORGE ULLOA TRUJILLO**", de la E.A.P. de Ingeniería de Minas; se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 12 % de similitud (informe adjunto) sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

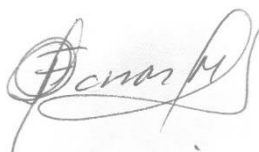
- Filtro de exclusión de bibliografía SI  NO
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores (Nº de palabras excluidas: 5) SI  NO
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI  NO

En consecuencia, se determina que la tesis constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad.

Recae toda responsabilidad del contenido de la tesis sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios de legalidad, presunción de veracidad y simplicidad, expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales – RENATI y en la Directiva 003-2016-R/UC.

Esperando la atención a la presente, me despido sin otro particular y sea propicia la ocasión para renovar las muestras de mi especial consideración.

Atentamente,



---

Julio Fredy Porras Mayta  
Asesor de tesis

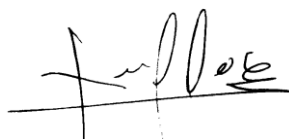
## DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, Adan Wiliam Flores Veliz , identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. 46670581 , de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería la Universidad Continental, declaro bajo juramento lo siguiente:

1. La tesis titulada: "**IMPLEMENTACIÓN DE BARRAS DE 16 PIES EN PERFORACIÓN PARA EVALUAR EL AVANCE POR DISPARO, UNIDAD MINERA CHUNGAR S.A.**", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.
2. La tesis no ha sido plagiada ni total ni parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
3. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
4. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

05 de agosto de 2023.



---

Flores Veliz Adam Wiliam

DNI. No. 46670581

## DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, Jorge Salatiel Ulloa Trujillo, identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. 46670581 y 48179974, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería la Universidad Continental, declaro bajo juramento lo siguiente:

5. La tesis titulada: "**IMPLEMENTACIÓN DE BARRAS DE 16 PIES EN PERFORACIÓN PARA EVALUAR EL AVANCE POR DISPARO, UNIDAD MINERA CHUNGAR S.A.**", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.
6. La tesis no ha sido plagiada ni total ni parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
7. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
8. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

05 de agosto de 2023.



---

Ulloa Trujillo Jorge Salatiel

DNI. No. 48179974

# "IMPLEMENTACIÓN DE BARRAS DE 16 PIES EN PERFORACIÓN PARA EVALUAR EL AVANCE POR DISPARO, UNIDAD MINERA CHUNGAR VOLCAN S. A."

## INFORME DE ORIGINALIDAD

<b>12%</b>	<b>12%</b>	<b>%</b>	<b>%</b>
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

<b>1</b>	<b>repositorio.continental.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>3%</b>
<b>2</b>	<b>hdl.handle.net</b> Fuente de Internet	<b>2%</b>
<b>3</b>	<b>docslide.us</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>4</b>	<b>repositorio.unap.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>5</b>	<b>repositorio.unsaac.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>1%</b>
<b>6</b>	<b>fliphtml5.com</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>
<b>7</b>	<b>1library.co</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>
<b>8</b>	<b>repositorio.unsa.edu.pe</b> Fuente de Internet	<b>&lt;1%</b>

9	<a href="http://docplayer.es">docplayer.es</a> Fuente de Internet	<1 %
10	<a href="http://pdfcookie.com">pdfcookie.com</a> Fuente de Internet	<1 %
11	<a href="http://repositorio.unamba.edu.pe">repositorio.unamba.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
12	<a href="http://vsip.info">vsip.info</a> Fuente de Internet	<1 %
13	<a href="http://idoc.pub">idoc.pub</a> Fuente de Internet	<1 %
14	<a href="http://repositorio.uncp.edu.pe">repositorio.uncp.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
15	<a href="http://repositorio.undac.edu.pe">repositorio.undac.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
16	<a href="http://repositorio.upla.edu.pe">repositorio.upla.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
17	<a href="http://es.scribd.com">es.scribd.com</a> Fuente de Internet	<1 %
18	<a href="http://repositorio.uct.edu.pe">repositorio.uct.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
19	<a href="http://repositorio.utn.edu.ec">repositorio.utn.edu.ec</a> Fuente de Internet	<1 %
20	<a href="http://es.slideshare.net">es.slideshare.net</a> Fuente de Internet	<1 %

21	<a href="http://www.revistaseguridadadminera.com">www.revistaseguridadadminera.com</a> Fuente de Internet	<1 %
22	<a href="http://repositorio.cuc.edu.co">repositorio.cuc.edu.co</a> Fuente de Internet	<1 %
23	<a href="http://www.repositorio.upla.edu.pe">www.repositorio.upla.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
24	<a href="http://repositorio.unh.edu.pe">repositorio.unh.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
25	<a href="http://repositorio.unsch.edu.pe">repositorio.unsch.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
26	<a href="http://repositorio.unjbg.edu.pe">repositorio.unjbg.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
27	<a href="http://repositorio.unasam.edu.pe">repositorio.unasam.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %
28	<a href="http://dspace.espoch.edu.ec">dspace.espoch.edu.ec</a> Fuente de Internet	<1 %
29	<a href="http://www.caralunaonline.nl">www.caralunaonline.nl</a> Fuente de Internet	<1 %
30	<a href="http://diposit.ub.edu">diposit.ub.edu</a> Fuente de Internet	<1 %
31	<a href="http://prezi.com">prezi.com</a> Fuente de Internet	<1 %
32	<a href="http://repositorio.ucsm.edu.pe">repositorio.ucsm.edu.pe</a> Fuente de Internet	<1 %



33

repositorio.usmp.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

34

www.cacic2016.unsl.edu.ar

Fuente de Internet

<1 %

35

dspace.unitru.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

36

myslide.es

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias

< 5 words

Excluir bibliografía

Activo





**FACULTAD DE INGENIERÍA**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE:  
INGENIERÍA DE MINAS**

**TESIS**

**“IMPLEMENTACIÓN DE BARRAS DE 16 PIES EN PERFORACIÓN PARA  
EVALUAR EL AVANCE POR DISPARO, UNIDAD MINERA CHUNGAR  
VOLCAN S. A.”**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:**

**Bach. ADAN FLORES VELIZ**

**Bach. JORGE ULLOA TRUJILLO**

**HUANCAYO - PERÚ**

**2023**

## **DEDICATORIA**

Dedico este trabajo a mis padres y hermanos quienes me brindaron su apoyo incondicional con sus palabras de aliento para no darme por vencido y lograr mis objetivos

Bach. Adan Flores Veliz

Dedico el siguiente trabajo a las personas que día a día depositan su confianza y su fe en mi persona: mis padres y hermanos.

Bach. Jorge Ulloa Trujillo

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios, a nuestros docentes y a mis compañeros de trabajo por la paciencia que tuvieron con nosotros en los momentos difíciles, ellos con la experiencia que la vida y el trabajo les dio siempre estuvieron al frente para enseñarnos el camino correcto a seguir para culminar con éxito nuestra carrera profesional.

Bach. Adan Flores Veliz

Agradezco a mis profesores que con su paciencia y esmero lograron educarme e inculcarme y lograr este trabajo.

Bach. Jorge Ulloa Trujillo

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	xi
AGRADECIMIENTO.....	xii
ÍNDICE GENERAL.....	xiii
ÍNDICE DE TABLAS .....	xvi
ÍNDICE DE FIGURAS .....	xvii
RESUMEN .....	xix
ABSTRACT .....	xx
INTRODUCCIÓN .....	xxi
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....	23
1.1 Planteamiento y formulación del problema .....	23
1.1.1 Problema general.....	24
1.1.2 Problemas específicos .....	24
1.2 Objetivos .....	24
1.2.1 Objetivo general.....	24
1.2.2 Objetivos específicos .....	25
1.3 Justificación e importancia .....	25
1.4 Delimitación .....	25
1.4.1 Delimitación espacial .....	26
1.4.2 Delimitación temporal .....	26
1.4.3 Delimitación económica .....	26
1.5 Hipótesis y variables .....	26
1.5.1 Hipótesis general .....	26
1.5.2 Hipótesis específicas .....	26
1.5.3 Variables.....	27
1.5.4 Operacionalización de variables .....	28
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	29
2.1 Antecedentes de la investigación.....	29
2.1.1 Antecedentes internacionales .....	29
2.1.2 Antecedentes nacionales .....	30
2.2 Voladura de rocas.....	36
2.2.1 Variables de perforación .....	36
2.2.2 Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos .....	36

2.2.3 Aplicación de la voladura .....	37
2.2.4 Evaluación de la voladura .....	37
2.2.5 Voladura de túneles y galerías.....	39
2.2.6 Cortes o arranques .....	43
2.2.7 Métodos de corte .....	44
2.2.8 Cálculos para perforación y carga .....	54
2.2.9 Diseño básico para voladura subterránea en túnel.....	57
2.3 Definición de términos.....	65
<b>CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....</b>	<b>69</b>
3.1 Método, y alcance de la investigación .....	69
3.1.1 Método de la investigación .....	69
3.1.2 Tipo de investigación .....	69
3.1.3 Nivel de investigación .....	69
3.1.4 Diseño de la investigación .....	69
3.2 Alcance de la investigación.....	70
3.3 Población y muestra .....	70
3.3.1 Población .....	70
3.3.2 Muestra.....	70
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	70
3.4.1 Técnicas de recolección de datos.....	70
3.4.2 Instrumentos de recolección de datos .....	70
<b>CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....</b>	<b>72</b>
4.1 Generalidades.....	72
4.1.1 Ubicación y accesibilidad .....	72
4.1.2 Geología .....	73
4.1.3 Parámetros de la investigación .....	77
4.1.4 Tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies .....	84
4.1.5 Tiempo de carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies .....	85
4.1.6 Resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies ...	85
4.1.7 Fragmentación con la implementación de barras de 16 pies.....	92
4.2 Discusión de resultados .....	93
<b>CONCLUSIONES.....</b>	<b>97</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>99</b>

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....	99
ANEXOS .....	102



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables.....	28
Tabla 2. Distancia entre taladros.....	59
Tabla 3. Coeficiente de roca.....	59
Tabla 4. Factor de carga .....	60
Tabla 5. Carga especifica.....	62
Tabla 6. Valor del burden .....	63
Tabla 7. FC – FP Avance/disparo enero - diciembre 2021.....	78
Tabla 8. Sobre dilución OCF/SN sobre rotura enero - diciembre 2021 .....	79
Tabla 9. Seguimiento en campo Tj - 500.....	79
Tabla 10. Seguimiento en campo AC - 400.....	80
Tabla 11. Avance por tipo de labor.....	81
Tabla 12. Clasificación por longitud de perforación.....	81
Tabla 13. KPI'S, performance, eficiencia de operadores Guardia A .....	81
Tabla 14. KPI'S, performance, eficiencia de operadores Guardia C.....	82
Tabla 15. Balance de personal.....	83
Tabla 16. KPI'S metros perforados y toneladas rotas por tajos semana 1 .....	84
Tabla 17. Tiempo de perforación.....	84
Tabla 18. Tiempo de carguío de explosivos y accesorios de voladura .....	85
Tabla 19. Resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies.....	85
Tabla 20. Consumo de explosivo .....	87

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Paralelo entre voladura de tuneles y voladura de bancos.....	43
Figura 2. Formación de la cavidad de un frente .....	43
Figura 3. Ubicación del arranque .....	45
Figura 4 Corte en pirámide o diamante .....	47
Figura 5. Corte en cuña o en “V” .....	48
Figura 6. Corte en cuña de arrastre .....	48
Figura 7. Corte en abanico .....	49
Figura 8. Corte en paralelo.....	52
Figura 9. Ejemplos de corte quemado.....	52
Figura 10. Ejemplos de arranques para eliminar el efecto de simpatía entre los taladros.....	53
Figura 11. Distancia entre el taladro central vacío y los taladros de arranque.....	53
Figura 12. Trazos de arranque para tuneles .....	56
Figura 13. Distribución de taladros.....	57
Figura 14. Esquema geométrico de arranque .....	62
Figura 15. Consolidación de resultados e indicadores principales .....	78
Figura 16. FC – FP Avance/disparo enero - diciembre 2021 .....	79
Figura 17. Sobre dilución OCF/SN sobre rotura enero - diciembre 2021 .....	79
Figura 18. Evidencias de seguimiento en campo Tj – 500 .....	80
Figura 19. Evidencias de seguimiento en campo AC - 400.....	81
Figura 20. Eficiencias por disparo en frente – Guardia A .....	82
Figura 21. Eficiencias por disparo en frente – Guardia C.....	82
Figura 22. Eficiencias por disparo en frente por operadores – semana 1 .....	83
Figura 23. Balance de rotación de personal.....	83
Figura 24. Toneladas / metros perforados semana 1 .....	84
Figura 25. Levantamiento topografico en sobrecarga .....	87
Figura 26. Malla de perforación tipo C3 .....	88
Figura 27. Malla de perforación tipo B2.....	89
Figura 28. Marcado de punto de dirección .....	89
Figura 29. Pintado de la cuadrícula y colas .....	90
Figura 30. Frente perforados con taladros de alivio .....	90

Figura 31. Tacos en el sistema de arranque .....	91
Figura 32. Perforación con barra de 16 pies .....	91
Figura 33. Control de corona con uso de cañas.....	92
Figura 34. Resultados de la voladura ya percutada .....	92
Figura 35. Resultados de la fragmentación .....	93

## RESUMEN

La presente investigación se planteó como problema general: ¿cómo influye la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023? El objetivo general fue establecer la influencia de la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023. La hipótesis general fue: la implementación de barras de 16 pies en perforación influye mejorando el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023.

El método general empleado en la investigación fue el científico de tipo aplicada, de nivel descriptivo -correlacional, el diseño es no experimental: la población estuvo conformada por las labores de desarrollo del nivel 3900 de la unidad minera de Chungar- Volcán y la muestra la labor piloto CM 3900-3 Nv 3900 ramal piso 3 principal con diseño de sección de 6 m x 6 m.

Como resultado de la investigación se concluye que: se comprobó que la implementación de barras de 16 pies en perforación, esto debido al control del tiempo de perforación y carguío de los explosivos, respecto al proceso de voladura mejoró la distribución de la carga de acuerdo a la malla de perforación, secuenciamiento del disparo combinando retardo de tiempo corto y largo, lo que permite el mejor aprovechamiento de la energía liberada por el explosivo; cabe resaltar que se tuvo en cuenta los parámetros geotécnicos como es el RMR, disposición de la pila de escombros y el factor de esponjamiento entre otros, los que influyeron mejorando el proceso productivo que repercutió en el avance por disparo.

**Palabras claves:** implementación de barras de 16 pies, perforación, avance por disparo

## ABSTRACT

The present investigation was raised as a general problem: How does the implementation of 16-foot bars influence drilling to evaluate the progress per shot, Chungar Volcan S.A. mining unit - 2023?, whose general objective was: Establish the influence of the implementation of bars of 16 feet in drilling to evaluate the advance per shot, mining unit Chungar Volcan S. A. - 2023 and the general hypothesis was: The implementation of 16-foot bars in drilling influences improving the advance per shot, mining unit Chungar Volcan S. A. - 2023.

The general method used in the investigation was the scientific one of the applied type, of a descriptive-correlational level, the design is non-experimental: the population was made up of the development work of level 3900 of the Chungar-Volcan Mining Unit and the sample was pilot work CM 3900-3 Nv 3900 main 3rd floor branch with 6m x 6m section design.

As a result of the investigation, it is concluded that: It was verified that the implementation of 16-foot bars in drilling, this due to the control of the drilling time and loading of the explosives, with respect to the blasting process, improved the distribution of the load according to the perforation mesh, sequencing of the shot combining short and long time delay, which allows the best use of the energy released by the explosive; It should be noted that geotechnical parameters were taken into account, such as the RMR, disposal of the rubble pile and the swelling factor, among others, which influenced improving the productive process, which had an impact on the advance per shot.

**Keywords:** Implementation of 16-foot rods, drilling, advance per shot

## INTRODUCCIÓN

La presente investigación que lleva por título: «Implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A.» se dio inicio a raíz de la problemática de que la etapa de voladura es una de las principales actividades que se desarrolla en el proceso de producción en la minería ya sea superficial o subterránea. Es un trabajo de ingeniería que inicia con el trazado de mallas en el frente, perforación, carguío y voladura, también debemos mencionar que para ello se cuenta con varios tipos de trazos de perforación y varios juegos de barras de diferentes dimensiones, tipos de explosivos, arcilla, tubos, pintura, brocha, cordel, guidores, pantalla led, atacadores, estos se usan de acuerdo al tipo de macizo rocoso y previa recomendación de geomecánica que tenemos en una terminada labor “y se sigue una secuencia de etapas para que haya una buena voladura, aun así, pueden presentarse deficiencias”. A nivel mundial, la minería va a tener deficiencias en lo que es perforación y voladura porque los macizos rocosos no son uniformes; por ello, generalmente, hay sobre excavaciones y la minería peruana no es ajena a este problema de ingeniería, siempre se tendrá problemas con la eficiencia en la voladura por el variado de nuestra geología y el tipo de minería que desarrollamos que son tres: minería convencional, minería mecanizada y la gran minería.

La empresa minera IESA S. A. en la unidad minera de Chungar presenta al mes un promedio deficiente en el avance por metro lineal de hasta 40 m en las labores de desarrollo del NV 3900 de la veta ramal piso tres principal, es por ello que es necesario mejorar los procesos operativos implementando una barra con mayor alcance de perforación que permita tener un mayor avance lineal por disparo y así, optimizar costos y se pueda alcanzar labores de minado en el menor tiempo posible haciendo de la empresa IESA S. A. más competitiva lo que representa una ganancia económica para la empresa.

En la unidad minera Chungar Compañía Minera Volcan S.A. predomina roca de RMR regular, hasta el momento no se han realizado estudios o pruebas para mejorar el rendimiento en avance de labores de desarrollo, se sigue utilizando los mismos equipos de perforación (Jumbos) con distintas medidas de barrenos; para, de esta manera, obtener un mayor avance por disparo con costos similares al que se aplica actualmente en dicha unidad minera (12 pies).

Es importante mejorar la eficiencia de los procesos como en este caso el avance por disparo; de manera que permita optimizar recursos o reducir costos por tonelada de mineral procesada,

de esta manera se logra la operatividad y competitividad de la empresa. De modo tal, si logramos un mayor avance por disparo con barrenos de 16 pies con costos similares a 12 pies que actualmente se aplica en labores de desarrollo del NV- 3900 de la U.M. Chungar, los costos se reducirán considerablemente.

La estructura de la tesis está dividida en cuatro capítulos cuyo contenido es el siguiente:

En el capítulo I, se encuentra el planteamiento del estudio, en el cual se detalla el planteamiento y formulación del problema citando el problema general y específico, del mismo modo se da a conocer el objetivo general y específico, posteriormente se expone la justificación práctica y metodológica; para finalizar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II titulado: Marco teórico, en el que dan a conocer los antecedentes nacionales e internacionales, de igual manera las bases teóricas y para finalizar se redacta la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo III titulado: Metodología está referida para la metodología de la investigación, resaltando el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

En el capítulo IV titulado: Resultados y discusión en donde se dan a conocer los datos que se obtuvieron de la investigación.

Y en la parte final se formulan las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

#### 1.1 Planteamiento y formulación del problema

La etapa de voladura es una de las principales actividades que se desarrolla en el proceso de producción en la minería ya sea superficial o subterránea. Es un trabajo de ingeniería que inicia con el trazado de mallas en el frente, perforación, carguío y voladura. También debemos mencionar que para ello se cuenta con varios tipos de trazos de perforación y varios juegos de barras de diferentes dimensiones, tipos de explosivos, arcilla, tubos, pintura, brocha, cordel, guidores, pantalla led, atacadores, estos se usan de acuerdo con el tipo de macizo rocoso y previa recomendación de geomecánica que tenemos en una terminada labor “y se sigue una secuencia de etapas para que haya una buena voladura, aun así, pueden presentarse deficiencias”. A nivel mundial, la minería va a tener deficiencias en lo que es perforación y voladura porque los macizos rocosos no son uniformes, por ello generalmente hay sobre excavaciones y la minería peruana no es ajena a este problema de ingeniería, siempre se tendrá problemas con la eficiencia en la voladura por el variado de nuestra geología y el tipo de minería que desarrollamos que son tres: minería convencional, minería mecanizada y la gran minería.

La empresa minera IESA S. A. en la unidad minera de Chungar, presenta al mes un promedio deficiente en el avance por metro lineal de hasta 40 m en las labores de desarrollo del NV 3900 de la veta ramal piso tres principal , es por ello que es necesario mejorar los procesos operativos implementando una barra con mayor alcance de perforación que nos permita tener un mayor avance lineal por disparo y así, optimizar costos y se pueda alcanzar labores de minado en el



menor tiempo posible haciendo de la empresa IESA S.A. más competitiva , lo que representa una ganancia económica para la empresa.

En la unidad minera Chungar Compañía Minera Volcan S.A. predomina roca de RMR regular, hasta el momento no se han realizado estudios o pruebas para mejorar el rendimiento en avance de labores de desarrollo, se sigue utilizando los mismos equipos de perforación (Jumbos) con distintas medidas de barreno; para, de esta manera, obtener un mayor avance por disparo con costos similares al que se aplica actualmente en dicha unidad minera (12 pies).

Es importante mejorar la eficiencia de los procesos como en este caso el avance por disparo; de manera que permita optimizar recursos o reducir costos por tonelada de mineral procesada, así, se logra la operatividad y competitividad de la empresa, De modo tal, si logramos un mayor avance por disparo con barrenos de 16 pies con costos similares a 12 pies que actualmente se aplica en labores de desarrollo del NV- 3900 de la U.M. Chungar, los costos se reducirán considerablemente; en tal sentido por lo explicado se hace necesario realizar una investigación que vaya destinada a solucionar el problema evidenciado en campo.

### **1.1.1 Problema general**

¿Cómo influye la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023?

### **1.1.2 Problemas específicos**

- a) ¿Cuál es el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?
- b) ¿Cuál es el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?
- c) ¿Cuál es el resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?
- d) ¿Cuál es la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?

## **1.2 Objetivos**

### **1.2.1 Objetivo general**

Establecer la influencia de la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023

### **1.2.2 Objetivos específicos**

- a) Determinar el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.
- b) Evaluar el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.
- c) Determinar el resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.
- d) Determinar la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.

### **1.3 Justificación e importancia**

Los motivos que llevaron a realizar esta investigación básicamente es por la necesidad que posee la empresa IESA S. A. de controlar el costo- beneficio. Esto es muy importante en las operaciones mina sobre todo en la producción. Buscar la eficiencia al momento de realizar un trabajo sería un fin común, la perforación de frente con una barra de 16 pies y la perforación con 12 pies sería la clave para llevar a un avance lineal óptimo que se requiere para maximizar las ganancias, producción, alcanzar metas propuestas por el proyecto en general. Con la investigación se llegaría a cambiar métodos y estrategias ya empleadas en fin de mejorar la productividad ya establecidas por la minería en base a técnicas o barras de menos dimensión llegando a pérdidas indeseadas.

Por otro lado, la importancia de este proyecto se da en la optimización de la operación de perforación y voladura, mediante el cambio de barra de 12 pies a 16 pies que se plantea para la malla utilizada en dicha operación, debido a las deficiencias encontradas en los avances lineales encontradas en el área de voladura de la empresa IESA S.A. mejorando la efectividad del proceso de producción reduciendo pérdidas económicas al realizar el cambio de barra de perforación por uno de mayor alcance.

### **1.4 Delimitación**

#### **1.4.1 Delimitación espacial**

La investigación se llevará a cabo en:

- Unidad minera: Chungar SAC
- Distrito: Huayllay
- Provincia: Pasco
- Región: Pasco

#### **1.4.2 Delimitación temporal**

La investigación se llevará a cabo entre los meses de enero a junio de 2023

#### **1.4.3 Delimitación económica**

Los gastos que involucre el desarrollo de la investigación serán cubiertos en su totalidad por los tesisistas.

### **1.5 Hipótesis y variables**

#### **1.5.1 Hipótesis general**

La implementación de barras de 16 pies en perforación influye mejorando el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023

#### **1.5.2 Hipótesis específicas**

- a) El tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies es mayor, el cual mejora el avance por disparo.
- b) El tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies es relativamente mayor, el cual mejora el avance por disparo.
- c) La voladura con la implementación de barras de 16 pies mejora el avance por disparo.
- d) La fragmentación con la implementación de barras de 16 pies es mejor respecto a la mejor distribución de carga el cual repercute en el avance por disparo.

### **1.5.3 Variables**

#### **a) Variable independiente (X)**

- Barra de 16 pies

#### **b) Variable dependiente**

- Avance por disparo

#### 1.5.4 Operacionalización de variables

**Tabla 1. Operacionalización de variables**

Variable	Definición conceptual	Indicador	Unidad de medida
Independiente Barra de 16 pies	Es una barra con hueco en toda su longitud que se utiliza en la perforación de la roca para el carguío correspondiente con explosivos; hecho de material acero, de distintas medidas: 4 pies, 6 pies, etc.	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Tiempo de perforación</li> <li>• Tiempo de carguío</li> <li>• Resultados de voladura</li> <li>• Fragmentación</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Horas</li> <li>• Horas</li> <li>• Sobre y sub excavación</li> <li>• Bolonería</li> </ul>
Dependiente Avance por disparo	Es una parte fundamental del ciclo de minado, con el cual nos permite extraer el mineral mediante el uso adecuado de explosivos, diseño de malla pertinente, etc. a un menor costo posible	Longitud de avance	m

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 Antecedentes de la investigación

##### 2.1.1 Antecedentes internacionales

- a) Tesis titulada: «*Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina El Teniente, Chile*» tiene por objetivo realizar un diagnóstico en las actividades de perforación y voladura en el nivel de producción (subteniente 16), mediante la aplicación de tecnología distinta a la ya usada, así determinar los estándares de la operación, mitigando e daño al macizo rocoso, la sobre excavación, consumo de explosivos al igual que maximizar el rendimiento de la perforación y la optimización de los gastos de dicha actividad. El trabajo de investigación concluye que, con una reducción de taladros en un 10 %, una reducción de la sobre rotura de un 24 % a un 6 % garantizando u costo – beneficio en la actividad de perforación y voladura (1).
- b) Tesis titulada: «*Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth, Ecuador*», tiene por objetivo mejorar la actividad de perforación y voladura en el desarrollo de la rampa de dicha mina, utilizando una nueva malla de perforación, además de generar los cálculos de las cantidades adecuadas de explosivos y accesorios para así mejorar costos y tiempos de perforación y voladura. El autor concluye que, que la reducción de taladros de 62 a 48; además, de la reducción del tiempo de 5 h 45 m a 4 h 45 m en perforar y cargar significa una ganancia de US\$ 85.12 por disparo para a empresa (2).

### 2.1.2 Antecedentes nacionales

a) Tesis titulada: «Evaluación económica en el avance de frentes horizontales del Nv 4100 con barras de 16 pies mina MINSUR S.A. en la Unidad Minera Raura». Su objetivo general fue lograr el incremento de la eficiencia por disparo en las labores de avance horizontales con la barra de 16 pies, Explicar la evaluación técnica y económica para dar viabilidad al incremento de la longitud de las barras de perforación de la unidad minera Raura (3).

Sus objetivos específicos fueron:

- Lograr el incremento en los avances en frentes horizontales, para cumplir el programa mensual de avance de la Unidad Minera Raura (3).
- Evaluar la rentabilidad del proyecto a través de los KPI's e indicadores económicos: valorizaciones mensuales de la Unidad Minera Raura (3).
- Desarrollar óptimamente el proceso de labores de desarrollo, preparación y exploración de la mina, tales como: Rampas, cruceros By Pass, ventanas, galerías, subniveles, cámaras de acumulación entre otras, con el propósito de acceder a los recursos minerales existentes de la Unidad Minera Raura (3).

Sus conclusiones fueron:

- Se logró aumentar los avances en el Nivel 4100, realizando el seguimiento en las labores horizontales del proceso de perforación y voladura. Los resultados en una sección de 3,50x3,50 m, se obtenía con barra de 14 pies el avance de voladura en 3,78 m, factor de potencia 0,98 kg/TM. A inicios del mes de agosto se realiza la perforación con barra de 16 y se obtiene el avance de voladura en 4,25 m, mejorando el avance en 20,40%. Y factor de potencia 1,04 kg/TM mejorando en 6,12 % y finalmente se logró mejorar con barra de 16 pies el factor de avance en 5,12%. Y para ver las mejoras en secciones: 4,00x4,00 m ver la Tabla 3.24 y para 4,50x4,00 ver en la Tabla 3.25 Se compara los 44 taladros de perforación en tipo de roca IIIA y IIIB (3).
- La eficiencia operativa para una sección de labor 3,50x3,50 m. al aplicar Jumbos T38-H35-R32 con una barra de 14 pies se obtiene una longitud de perforación de 3,89 m, con una eficiencia de perforación de 89%. Y con Jumbos MFT38-H35-R32 con barra de 16 pies se

obtiene una longitud de perforación de 4,48 m con una eficiencia operativa de 93%. Las eficiencias operativo para las secciones de 4,00x4,00 m ver en la Tabla 3.35 y para 4,50x4,00 ver en la Tabla 3.36 (3).

- Se optimizó el proceso de las labores de desarrollo con una estimación de beneficio económico para una sección de 3,50x 50 m, donde el costo unitario con barra de 14 pies es 10,18 US\$/ml. Y el costo unitario con barra de 16 pies es 11,49 US\$/ml con una diferencia de 1,31 US\$/ml a favor de barra de 16 pies. Y finalmente el beneficio económico anual es de 11035,44 US\$/ml. Y también podemos apreciar en benefició económico para las secciones: 4,00x4,00 m ver en la Tabla 3.38 y para 4,50x4.00 (3).

b) Tesis titulada: «*Influencia de la perforación con barras de 16 pies en el metraje y producción en el NV - 10 SN - 099 E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S.A.A.*» (4).

Su objetivo general fue:

Determinar cómo influye la perforación con barras de 16 pies en el metraje y producción en el NV - 10 SN 099 E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S. A. A. (4).

Sus objetivos específicos fueron:

- Determinar cómo influyen las propiedades del macizo rocoso en la aplicación de una perforación con barras de 16 pies en el NV-10 SN 099E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S. A. A. (4).
- Determinar qué características geomecánicas son apropiadas para la aplicación de una perforación con barras de 16 pies en el NV-10 SN 099E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S. A. A. (4).
- Determinar cómo influye la perforación en el minado con la aplicación de barras de 16 pies en el NV - 10 SN 099 E de la mina Ticlio Volcan Compañía Minera S. A. A” (4).

Sus conclusiones fueron:

- Aplicando la perforación con barras de 16 pies se logró superar los 4 m de avance llegando a tener un promedio de 4.30 m por disparo en el NV -10 SN 099E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S. A. A. (4).



- Se determinó un aumento de avance lineal con la barra de 16 pies en 26.47 % en relación con los avances obtenidos antes de la investigación. (4).
  - Se determinó un aumento de la productividad de 52.85 % lo cual da a entender que la investigación está catalogada como aceptable”.
  - Las propiedades del macizo rocoso influyen directamente en la aplicación de una perforación con barras de 16 pies en el NV-10 SN 099E de la mina Ticlio Volcan Compañía Minera S. A. A. (4).
  - El ciclo de minado (perforación con barra 16 pies); se incrementa en 22 % del tiempo total; con respecto al ciclo normal (perforación con barra de 14 pies) (4).
  - El promedio de avance obtenido por disparo con barra de 16 pies es 4.3 m con factor de carga de 37.7 kg/m<sup>3</sup> con P80 promedio 7.2 pulgadas (4).
  - La fragmentación de rocas (P80), depende principalmente (4)
    - Adecuado factor de carga lineal (kg/ml) (4).
    - Perforación simétrica (4).
    - Uso de tacos de arcilla (4).
    - La sobrerotura promedio de las pruebas es 12 %; principalmente por la desviación durante el reproceso al momento de cambiar la barra (4).
  - La distribución energética representada por el software JKSimblast, indican que los niveles de energía son adecuados para el tipo de roca, al cargar con cargas explosivas desacopladas (4).
  - Los resultados de esta evaluación muestran coherencia en cuanto a la relación existente. Entre P80 y el factor de carga lineal, así como el avance y su respectiva sobrerotura (4).
- c) Tesis titulada: *«Reducción y Optimización de Costos en Perforación y Voladura Implementando Barrenos de 16 Pies para Labores de Desarrollo en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S. A. C.»*. Su objetivo general fue realizar una mejora técnica - económica en el diseño de la malla de perforación y voladura para labores de desarrollo, aplicando barrenos de 16 pies en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S. A. C. (5).

Sus objetivos específicos fueron:

- Diseñar la malla de perforación y voladura aplicando barrenos de 16 pies(5).
- Determinación del tipo de roca predominante en el macizo rocoso (5).
- Aplicar la caracterización geomecánica en labores de preparación para el diseño de una malla de perforación en la U.O. Inmaculada (5).
- Realizar el análisis de costos en la implementación de la malla de 16 pies para labores de desarrollo en la U.O. Inmaculada (5).
- Analizar los resultados obtenidos con la implementación de la malla de perforación aplicando barrenos de 16 pies y una malla estándar utilizada para 12 pies (5).

En su investigación concluyo que:

- Aprobar la hipótesis la cual propone el diseño de una malla de perforación aplicando barrenos de 16 pies que es más viable en costos de avance en relación de una malla de perforación de 12 pies estándar en labores de desarrollo en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S. A. C. Comprobándose que el diseño de la malla de 16 pies es más viable técnica y económicamente debido a un avance mayor con un costo beneficio positivo para la empresa (5).
- Es viable el diseño de una malla de perforación y voladura para una malla de 16 pies, aplicando este diseño en labores de desarrollo realizadas en la U.O. Inmaculada. Las dimensiones para la labor fueron de 4.0 m x 4.0 m, dando como resultado un número de 52 taladros (5).
- El tipo de roca predominante de la Mina Inmaculada la cual pertenece a la Sociedad Minera Ares SAC. Es de tipo Regular (III-B) con alta presencia de Lavas Andesíticas (5).
- En la zona donde se desarrolla el proyecto el macizo rocoso cumple con la siguiente característica con un GSI de 40 a 60 en promedio. Como un adicional en la zona donde se desarrolló el proyecto contamos son un RQD de 80 con un número de fracturas de 8/m. en promedio. 63 (5).

- El estudio económico del diseño de la malla de perforación de 16 pies y 12 pies los resultados obtenidos comparando ambos diseños son: costo por disparo en el caso de 12 pies es 810.86 dólares, mientras que el de 16 pies el resultado es 1051.24 dólares. Además, en el costo de acero de perforación en la malla de 12 pies es 0.057 dólares, mientras que en la de 16 pies el resultado es 0.05 dólares (5).
  - Del mismo modo, en el beneficio percibido, por la implementación de una malla de 16 pies va hacer más viable por un mayor avance lineal por disparo que la de 12 pies. El conocimiento adquirido tanto en la vida universitaria y en el ámbito laboral, nos permitió optimizar los costos por metro perforado, guiándonos en parámetros geomecánica y técnicos en perforación y voladora (5).
- d) Tesis titulada: «*Optimización de avances con barra de 16 pies en zona cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.*». Su objetivo general fue determinar si la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. (6).

Sus objetivos específicos fueron:

- Determinar la reducción de costo de perforación y voladura, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. (6).
- Determinar la reducción de costo de limpieza y acarreo, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. (6).
- Determinar la reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S. A. (6).

Sus conclusiones fueron:

- En la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S. A. se llega a mejorar los avances basados en un eficiente control del proceso de perforación y voladura en el uso de la barra de 14 pies, la optimización el cual se refiere a la reducción de costos e incremento de productividad en los avances se logra mediante el nuevo sistema de perforación y voladura, el cual refiere a realizar perforaciones con barra de 16 pies. Por consiguiente, se logró un incremento de productividad de avance por disparo en 21% y una reducción de costo general en avance de 37.9 US\$/m el cual refiere a una mejora de 8 % (6).
- Luego de realizar las mejoras en perforación y voladura se logró incrementar de 58 % de cumplimiento mensual de avance programado con jumbos a un 60 %, de la misma manera se incrementó el avance por disparo de toda la zona de cuerpos de una media de enero a agosto del 2017 de 3.01 m a una media de septiembre 2017 a enero 2018 de 3.23 m (6).
- Se identificó que el éxito del nuevo sistema de perforación y voladura en cuanto alcanzar una eficiencia de avance  $\geq 94$  %, se logra con la malla de perforación y voladura con arranque Rompe boca, diseñado en base al modelo matemático de Holmberg ajustado, de los resultados se obtiene una eficiencia de voladura de 97 % con un avance efectivo de 4.37 m (6).
- En análisis de reducción de costo de perforación y voladura se reduce en 2% con el nuevo sistema de PyV (perforación de barra de 16 pies), en comparación sistema anterior de PyV (perforación de barra de 14 pies) (6).
- “Se mejora los costos de limpieza y acarreo en 15 %, con la reducción de la sobre rotura de 9 % a 5.8 % se reduce las toneladas de limpieza y acarreo, sumado a lo anterior la reducción de la fragmentación mejora P80 influye en el incremento del rendimiento de los equipos y por ende la reducción del costo de limpieza y acarreo (6).
- En referencia al sostenimiento, no se tiene un impacto económico con la reducción del costo, esto pese a la reducción de la sobre rotura de 9 % a 5.8 %. Esto es debido a que en el perímetro de sostenimiento solo hay una diferencia de 0.16m, y la implementación de la barra de 16 pies refiere para calidades de roca con RMR>55, en el cual solo se usa como sostenimiento el perno Helicoidal o split set de 7 pies sistemáticamente (6).
- Del levantamiento de factores influyentes ver anexo I, para el no cumplimiento de los avances programados se determinó la eficiencia de perforación y voladura, de la misma

manera se determinó falencias a mejorar como en el ciclado llegando a estar la media en 1 disparo por guardia para un jumbo siendo este programado 2 disparos por guardia. En el mismo sentido la baja confiabilidad de los equipos de perforación no garantiza un soporte técnico para el logro del cumplimiento de avances (6).

## **2.2 Voladura de rocas**

### **2.2.1 Variables de perforación**

Tienen importante influencia en los resultados de la voladura:

- a. La profundidad del taladro respecto a la altura de banco en superficie y al avance estimado en túneles (7).
- b. La malla de perforación, relación de burden y espaciamiento entre taladros, importante para la interacción entre ellos (7).
- c. Diámetro del taladro, base para determinar el burden y el consumo de explosivo. Las brocas de perforación tienen desgaste variable según el tipo de roca, tendiendo a reducir paulatinamente su diámetro (Bit wear factor), especialmente en perforaciones de pequeño diámetro.
- d. Inclinación del taladro, controlada, como en la perforación radial o en abanico y desviación del taladro (fuera de control, perjudica el performance del explosivo y por tanto la fragmentación y avance) (7).

Otros factores que se deben considerar en el planeamiento de un disparo son el costo de perforación y el costo del explosivo, con base en el consumo total de explosivo por metro cúbico o tonelada de roca movida (factor de carga en  $\text{kg/m}^3$ ). También para ciertos tipos de explosivo su vida útil (Shelf life) (7).

### **2.2.2 Condiciones generales para el trabajo eficiente de los explosivos**

- Deben contar con cara libre para facilitar la salida del material fragmentado (7).
- Deben estar confinadas, para aumentar su densidad de carga (atacado con vara de madera en subsuelo, compactación con aire comprimido en carguío a granel en subterráneo y por gravedad en superficie). Sellado del taladro con taco inerte (7).

- Deben ser cuidadosamente cebados (7).
- Deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada de salidas (temporización) (7).

### **2.2.3 Aplicación de la voladura**

Los explosivos industriales se emplean en dos tipos de voladuras subterráneas y de superficie (7).

Los trabajos subterráneos comprenden: túneles viales e hidráulicos, excavaciones para hidroeléctricas y de almacenamiento, galerías y desarrollos de explotación minera, piques, chimeneas, rampas y tajeos de producción. Son efectuados con el empleo mayoritario de dinamitas y emulsiones encartuchadas de diferentes grados de fuerza y resistencia al agua, con agentes de voladura granulares, secos como ANFO y Examon cargados neumática y eventualmente emulsiones puras sensibles a granel, cargadas por bombeo (7).

Las dinamitas (gelatinas, semigelatinas, pulverulentas y permisibles) se comercializan encartuchadas en papel parafinado, en diámetros que van desde 22 mm (7/8") hasta 76 mm (3"), las emulsiones sensibilizadas en cartuchos de lámina de plástico y en pocos casos en papel parafinado (ejemplo: Semexsa-E), en diámetros desde 22mm (7/8") y los agentes granulares en bolsas a granel

### **2.2.4 Evaluación de la voladura**

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos, costo total del disparo (7).

- El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerando el esponjamiento del material roto (7).
- El avance del frente disparado en voladura de bancos en superficie deberá sobrepasar la última fila de taladros. En túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto, el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia en los túneles deberá ser igual a la proyectada; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobrepasa el límite especificado resultarán

problemas de costo, y en ciertos casos problemas de estabilidad y gastos de sostenimiento (7).

- El nivel del piso en bancos o el piso del nuevo banco disparado debe resultar al mismo nivel del existente. Si se presentan irregularidades como lomos (toes), debe presumirse muy poca sobreperforación o falta de carga de fondo. Estos lomos dificultan el trabajo de las palas cargadoras y requieren trabajo adicional, usualmente de voladura secundaria para eliminarlos. En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua y para el tendido de líneas de riel donde se utilice transporte con locomotora (7).
- El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van a emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o menuda son inconvenientes. Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de paleo y transporte y con sus costos (7).
- La sobrerotura (over break) y la sobre rotura hacia atrás (back 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 (7).
- El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo. La forma aproximada de los montículos de detritos se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con amarres en “V” resulta en un montículo central, mientras que un amarre en líneas longitudinales resultará en acumulación a lo largo de toda la cara del frente disparado (7).

- La falta de desplazamiento: cuando un disparo rompe material, pero no se mueve de su sitio, se dice que el tiro se ha “congelado”. Esto se traduce en mala fragmentación en la parte inferior e interior del banco, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado (7).

Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente, y en subterráneo cuando falla el arranque (7).

- La dispersión de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de “diluir” el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura (7).

Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte (7).

- Costo de la voladura para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (aire, barrenos, aceite, depreciación de la máquina, etc.) costo de explosivos, accesorios y planilla del personal (valorados en soles o dólares/TM) se deben tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso”. “Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura. Aparte de la evaluación visual del disparo, sujeta a la experiencia del observador, se cuenta actualmente con equipos de control sofisticados, como cámaras de video o película de alta velocidad, sismógrafos, equipos y software para determinar la granulometría del material obtenido, instrumentos topográficos rápidos y precisos para determinar el contorno del área disparada y cubicarla, instrumentos para la detección y control de gases en las fronteras y para la medición de velocidad de detonación (VOD) dentro de taladros, y otros, que ayudan a interpretar la información decampo en forma rápida y precisa (7).

### **2.2.5 Voladura de túneles y galerías**

Existen dos razones para excavar en subterráneo: (7)



- Para utilizar el espacio excavado (accesos de transporte, almacenaje de materiales diversos, obras de construcción, defensa militar, etc.) (7).
- 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 hidroeléctricas, donde son necesarios para tener acceso a las cámaras; en minería, para llegar a los bloques de mineral e iniciar su explotación, además de las operaciones de desarrollo y comunicación interna, pero también son abiertos para un propósito en sí mismos (túneles carreteros o ferrocarrileros y túneles hidráulicos para transvase de agua) (7).

Sus dimensiones, acabados finales, sostenimiento interno y demás aspectos dependen de su función". "Así, un túnel carretero o hidráulico debe tener un buen perfilado por ser para uso permanente, mientras que una galería de explotación puede quedar con acabado irregular si va a ser abandonada una vez cumplida su misión (7).

Los túneles son abiertos mayoritariamente en tendido horizontal, pero también inclinado y en forma vertical. En este último caso, si la excavación se efectúa hacia arriba desde un determinado punto o nivel se denominan chimeneas (raise shafts) y si es hacia abajo piques (sink shafts). En ciertas condiciones de terreno algunos son excavados de modo continuo con máquinas tuneladoras de avance rotatorio (tunnel boring machines – TBM y raise boring machines – RBM) pero la gran mayoría se hacen en forma discontinua, por fases. Es así conocido que los túneles y el banqueo en canteras o tajos son las operaciones de mayor consumo de explosivos con perforación y voladura, cubriendo una gran variedad de tipos de roca y geometrías de disparo. Las rocas pueden ser desde suaves como el yeso, intermedias como la caliza, hasta extremadamente duras como granito y basalto y de sus condiciones estructurales depende el acabado final y la necesidad o no de sostenimiento adicional cuando no pueden mantener su estabilidad. La sección de los túneles puede variar entre 9 m<sup>2</sup> hasta más de 100 m<sup>2</sup>, mientras que la cara de los bancos varía entre 5 a 40 m de altura. Los diámetros de taladro en túneles van de 32 mm a 51 mm y en banco de 51 mm a 165 mm, incluso hasta 310 mm, lo que muestra un amplio rango de parámetros a considerar (7).

En rocas competentes los túneles con secciones menores de 100 m<sup>2</sup> pueden excavarse a sección completa en un solo paso, mientras que la apertura de grandes túneles, donde la sección resulta demasiado amplia, o donde las características geomecánicas de la roca no permiten la

excavación a sección completa, el método usual consiste en dividir el túnel en dos partes: la superior o bóveda que se excava como una galería de avance horizontal, y la inferior que se excava por banqueo convencional en forma retrasada con respecto al avance de la bóveda". "Este banqueo puede efectuarse con taladros verticales o ligeramente inclinados perforados con trackdrill, o con taladros horizontales en cuyo caso se utilizará el mismo equipo perforador jumbo empleado para la bóveda (7).

Cuando la calidad de la roca es mala, puede ser necesario dividir el túnel en varias secciones, por lo general abriendo primero una galería piloto desde la que se ataca hacia el techo y los flancos (7).

Con métodos de perforación y voladura, el ciclo básico de excavación comprende las siguientes operaciones: (7)

- Perforación de los taladros (7).
- Carga de explosivo y tendido del sistema de iniciación (7).
- Disparo de la voladura (7).
- Evacuación de los humos y ventilación del área del trabajo (7).
- Desprendimiento de rocas aflojadas, resaltos y lomos, que hayan quedado remanentes después del disparo (desquinche) (7).
- Eventual eliminación de tacos quedados resultantes de tiros fallados (7). carguío y transporte del material arrancado (7).
- Eventual disparo adicional para rotura secundaria de pedrones sobredimensionados (7).
- Medición del avance logrado, control de alineamiento y nivelación, replanteo de taladros para el siguiente disparo (7).

El esquema o forma en que se ataca el frente de los túneles y galerías, es decir el método de avance, depende de diversos factores (7):

- Equipo de perforación empleado (parámetro básico es el diámetro de taladro) (7).
- Tiempo disponible para la ejecución (7).
- Tipo de roca y condiciones del frontón (7).
- Tipo de sostenimiento necesario (7).
- Sistema de ventilación (7).

A diferencia del banqueo donde se cuenta con dos o más caras libres para la salida de la voladura, en tunelería la única cara libre disponible es la del frontón, que es también la única superficie factible para la perforación (7).

Debido a su longitud en relación con la relativamente pequeña sección transversal del túnel, los taladros solamente pueden ser perforados en forma perpendicular a la cara libre (a lo más con pequeña inclinación)". "En tales condiciones los tiros no pueden arrancar la roca tal como podrían hacerlo si estuvieran dispuestos en planos paralelos a la cara como en la voladura de bancos. Esta dificultad se subsana dedicando un cierto número de taladros (que se disparan primero) específicamente para abrir una cavidad inicial cuyas paredes actuarán como caras libres para los tiros subsiguientes, lo que se denomina el corte o arranque (7).

Otro aspecto importante es en razón de que los túneles, cualquiera que haya sido su motivo de apertura, terminan siendo vías de tránsito permanente, por lo que es indispensable que las rocas de las paredes y techo sean estable y no estén sometidas a excesivas tensiones". "Cuanto más heterogénea o fisurada sea la roca, el perfil perimetral será más irregular e inestable, sujeto a desprendimientos y desplomes imprevistos. Una forma de limitar o controlar este inconveniente es mediante voladura de contorno o periférica con salida controlada, denominada precorte o recorte y finalmente un cementado (Grouting) (7).

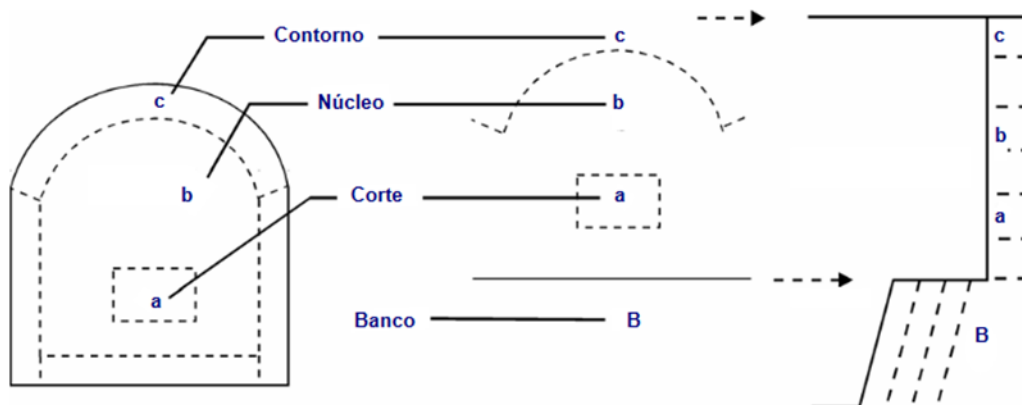
Para efectos de voladura el frontón de un túnel de pequeña a mediana envergadura se divide en tres áreas: la de corte o arranque, la de núcleo o destroza y la de corona o contorno (7).

Estas se disparan en tres etapas: corte, núcleo, contorno, con tiros individuales espaciados en tiempo de modo tal que actúan en conjunto, aparentemente en forma instantánea, pero con salidas ordenadas secuencialmente para permitir el desplazamiento del material fragmentado (7).

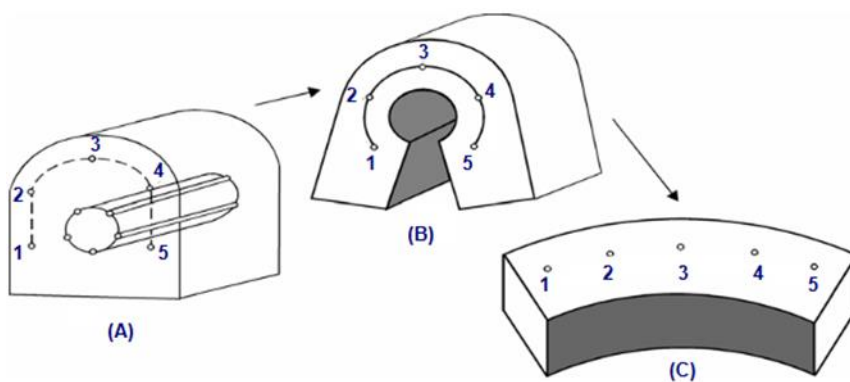
Los túneles de gran sección se atacan en dos fases, la primera que comprende la parte superior (Top heading) de la manera descrita anteriormente y la segunda, que comprende a la parte inferior que se dispara por banqueo, normalmente por tajadas verticales secuenciadas a única superficie libre en voladura de túneles, piques o chimeneas viene a ser el frente de ataque, por lo que ésta se efectúa en condiciones de gran confinamiento. Cuanto más pequeña sea el área del frente, la roca estará más confinada, requiriéndose por tanto mayor carga específica de explosivo por m<sup>3</sup> a romper cuanto más reducida sea la sección que volar (7).

Como las dimensiones del burden y espaciamiento son cortas, especialmente en el área del arranque, los explosivos deberán ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero sí tener una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a 3 000 m/s para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de taladros de mayor diámetro (fenómeno que consiste en que los gases de explosión empujan al aire alojado entre la columna de explosivo y la pared de taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque y aumentando su densidad al punto de hacerlos insensibles a detonación) (7).

Por ejemplo, el área de núcleo que es comparable geoméricamente a las voladuras de banco requiere cargas específicas de explosivo de entre cuatro y diez veces superiores, sea por disponerse de menor espacio para esponjamiento o naturales errores de perforación (7).



**Figura 1. Paralelo entre voladura de tuneles y voladura de bancos**  
Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)



**Figura 2. Formación de la cavidad de un frente**  
Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)

## 2.2.6 Cortes o arranques

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad (7).

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado (7).

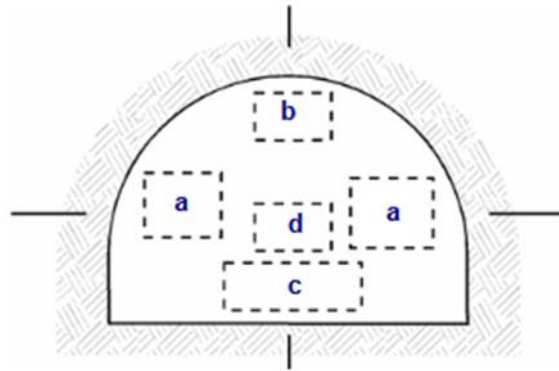
Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2m<sup>2</sup>, normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m<sup>2</sup> (7).

La profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo”. “Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente sólo cuando el material puede caer fácilmente por desplome”. “En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d) (7).

### **2.2.7 Métodos de corte**

Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden dos grupos: (7)

- Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal (7).
- Cortes con taladros en paralelo (7).



**Figura 3. Ubicación del arranque**  
 Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)

### a) Cortes en diagonal

La efectividad de los cortes en diagonal consiste en que se preparan en forma angular con respecto al frente del túnel, lo que permite que la roca se rompa y despegue en forma de descoste sucesivo hasta el fondo del disparo. Cuanto más profundo debe ser el avance, más taladros diagonales deben ser perforados en forma escalonada, uno tras otro conforme lo permita el ancho del túnel (7).

Estos cortes se recomiendan sobre todo para roca muy tenaz o plástica por el empuje que proporcionan desde atrás. También para las que tienen planos de rotura definidos, ya que dan mayor alternativa que el corte paralelo para atacarlas con diferentes ángulos (7).

En su mayoría se efectúan con perforadoras manuales y su avance por lo general es menor en profundidad que con los cortes en paralelo (45 y 50% del ancho del túnel), pero tienen a su favor la ventaja de que no se “congelan” o “sinterizan” por exceso de carga o inadecuada distancia entre taladros, como ocurre frecuentemente con los cortes paralelos (7).

Es indispensable que la longitud y dirección de los taladros sean proyectadas de tal forma que el corte se ubique simétricamente a una línea imaginaria y que no se perfora excesivamente. Se disponen por parejas, debiendo tender casi a juntarse en la parte más profunda para permitir un efecto combinado de las cargas, esto especialmente en rocas difíciles de romper (duras, estratificadas, etc.). Son más incómodos para perforar porque el operador tiene que ver imaginariamente cómo están quedando ubicados y orientados los taladros, para evitar que se intercepten (7).

Respecto a la carga explosiva, los taladros de arranque, es decir los más cercanos a la cara libre, no requieren una elevada densidad. Ésta puede disponerse más bien en los más profundos para tratar de conseguir alguna rotura adicional que compense la natural limitación del avance debido a la propia perforación. Estos cortes son mayormente aplicados en túneles y galerías de corta sección con taladros de pequeño diámetro. Los consumos promedio varían en cifras tan extremas como 0,4 a 1,8 kg/m<sup>3</sup> (7).

Además de túneles, los cortes angulares especialmente en cuña y abanico permiten abrir la rotura inicial en frentes planos sin cara libre, como es el caso de apertura de zanjas, pozos, etc. (7).

Estos cortes pueden clasificarse en tres grupos en: (7)

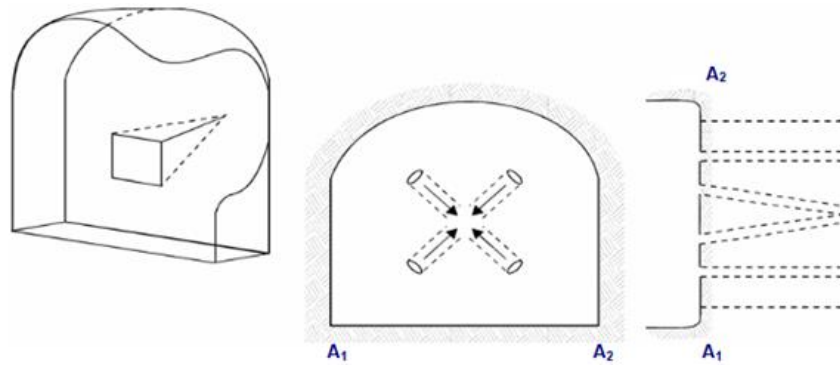
- Corte en cuña de ejecución vertical (Wedge Cut), corte en cuña de ejecución horizontal (“v” o “w”) y corte piramidal. En los tres casos los taladros son convergentes hacia un eje o hacia un punto al fondo de la galería a perforar.
- Corte en abanico (Fan Cut) con diferentes variantes. En este caso los taladros son divergentes respecto al fondo de la galería.
- Cortes combinados de cuña y abanico o paralelo y abanico.

La geometría de arranque logrado con los cortes angulares básicos se muestra en las figuras subsiguientes: (7)

#### **a) Corte en pirámide o diamante (Center Cut)**

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar, de modo que su disparo instantáneo creará una cavidad piramidal (7).

Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros (ápex de la pirámide). Se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente (7).



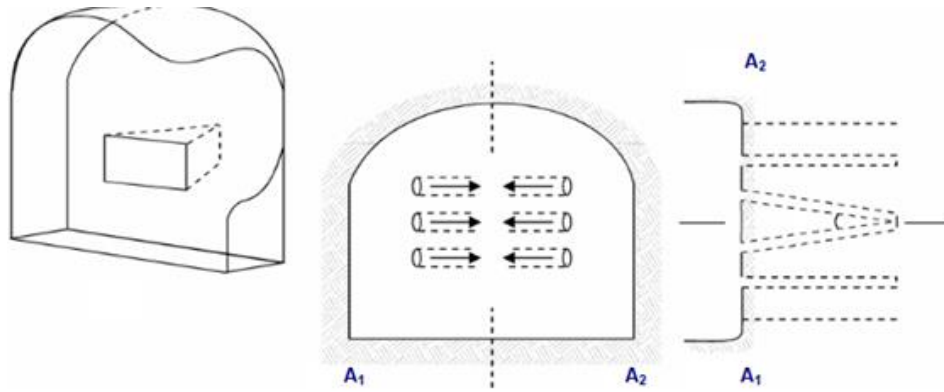
**Figura 4 Corte en pirámide o diamante**  
*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

**b) Corte en cuña o en “v” (Wedge Cut)**

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto) de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil, aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación (7).

La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60 a 70°. Es más efectivo en rocas suaves a intermedias, mientras que el de la pirámide se aplica en rocas duras o tenaces (7).

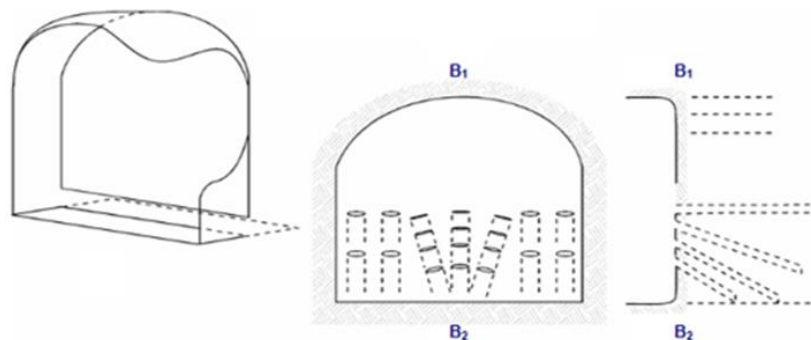




**Figura 5. Corte en cuña o en "V"**  
 Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)

**c) Corte en pirámide o diamante**

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles, más en minas de carbono en mantos de roca suave (7).



**Figura 6. Corte en cuña de arrastre**  
 Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)

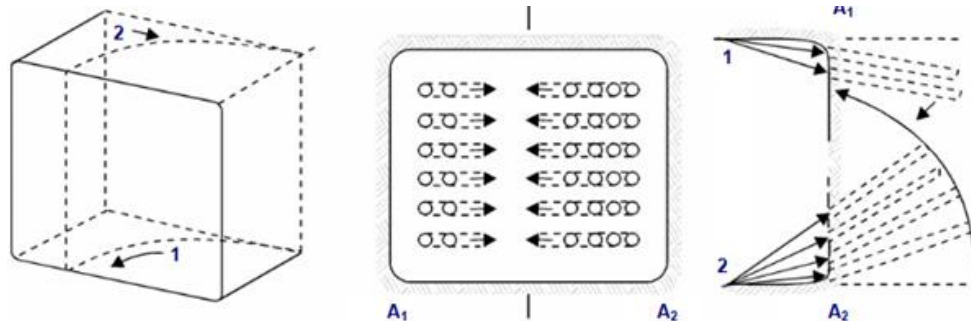
**d) Corte en abanico (Fan cut)**

Es similar al de arrastre, pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel, disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergentes en el fondo). También se le denomina "corte de destroce" porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel (7).

Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir avance aceptable (7).

### e) Corte combinado de cuña y abanico

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura, hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar (7).



**Figura 7. Corte en abanico**  
*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

### f) Cortes en paralelo

Como su nombre lo indica, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo Jumbo, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de estos en el frente de voladura (7).

Los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia del túnel también son paralelos debido a que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas (7).

Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor (7).

El principio se orienta a la apertura de un hueco central cilíndrico, que actúa como una cara libre interior de la misma longitud que el avance proyectado para el disparo (7).

La secuencia de voladura comprende tres fases; en la primera son disparados casi simultáneamente los taladros de arranque para crear la cavidad cilíndrica; en la segunda los taladros de ayuda del núcleo rompen por colapso hacia el eje del hueco central a lo largo de toda su longitud, ampliando casi al máximo de su diseño la excavación del túnel, tanto hacia los flancos como hacia el fondo; por último salen los taladros de la periferia (alzas, cuadradores y arrastres del piso) perfilando el túnel con una acción de descoste (7).

El perfil o acabado final de la pared continua del túnel depende de la estructura geológica de la roca, básicamente de su forma y grado de fisuramiento natural (clivaje, diaclasamiento, estratificación) y de su contextura (7).

El hueco central debe tener suficiente capacidad para acoger los detritos creados por el disparo de los primeros taladros de ayuda cercanos, teniendo en cuenta el natural esponjamiento de la roca triturada, de modo que se facilite la expulsión (Trow) del material de arranque, después de las segundas ayudas y los taladros periféricos (7).

Para diferentes diámetros de taladros se requieren diferentes espaciamientos entre ellos (7).

Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar el factor de carga (7).

La densidad y distribución de la columna de explosivo, en muchos casos reforzada, así como la secuencia ordenada de las salidas son determinantes para el resultado del corte (7).

Usualmente los taladros de arranque se disparan con retardos de milisegundos y el resto del túnel con retardos largos, aunque en ciertos casos el uso de micro retardos puede ser contraproducente (7).

Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contraparte no siempre dan el resultado esperado, ya que cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo o en el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes (7).

Si la carga explosiva es demasiado baja el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca puede desmenuzarse y compactar malogrando el corte lo que afectará todo el disparo (7).

Además del corte cilíndrico con taladros paralelos se efectúan otros esquemas, como corte paralelo escalonado, con el que se procura conseguir un hueco o tajada inicial de geometría cuadrangular y de amplitud igual al ancho de la labor, cuyo desarrollo comprende un avance escalonado o secuencial por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, que se disparan en dos fases; una primera que comprende taladros al

piso perforados y cargados en toda su longitud desde la cara libre hasta el fondo de avance, superpuestos a espacios determinados por otros distribuidos en “planos” cada vez más cortos hasta llegar al techo con una longitud promedio de 30 a 60 cm, y una segunda inversa con los taladros más largos al techo, terminando con los más cortos al piso (7).

El disparo de la primera fase rompe la mitad del túnel por desplome, dejando un plano inclinado como segunda cara libre, sobre la que actuarán los taladros de la segunda fase por acción de levante. Estos cortes son adecuados para rocas estratificadas, mantos de carbón, rocas fisuradas o incompetentes (7).

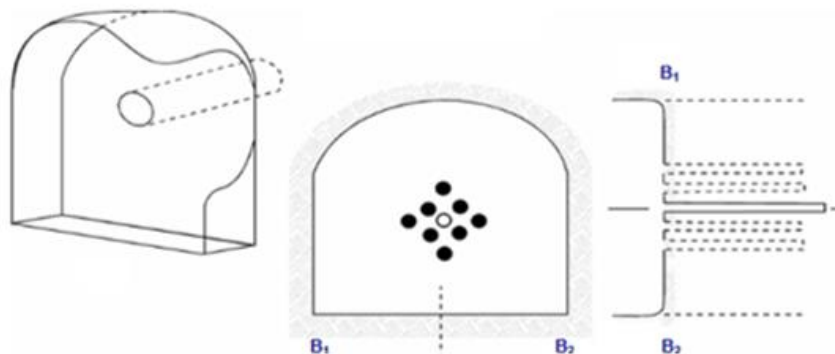
Los esquemas básicos con taladros paralelos son: (7)

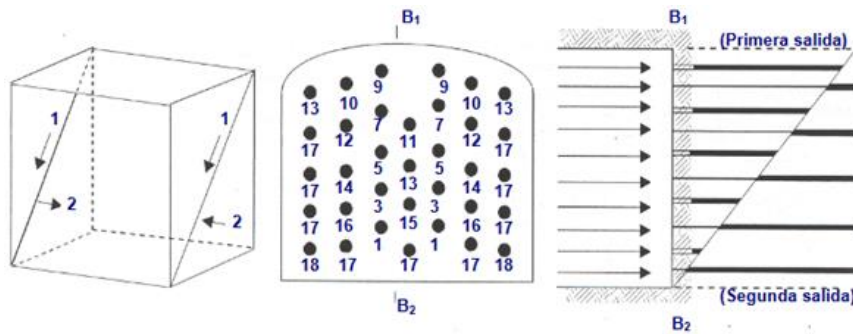
- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo con las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

#### a) Corte quemado

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan (7).



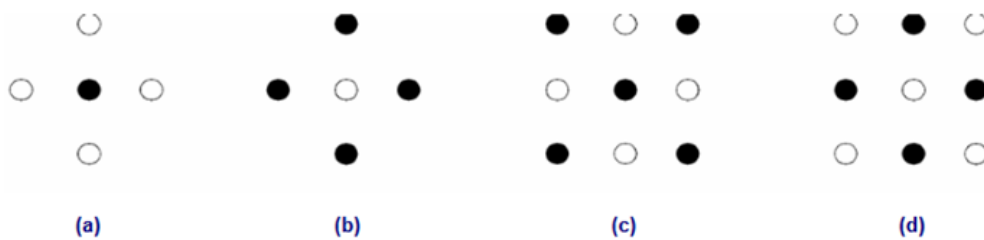


**Figura 8. Corte en paralelo**  
 Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)

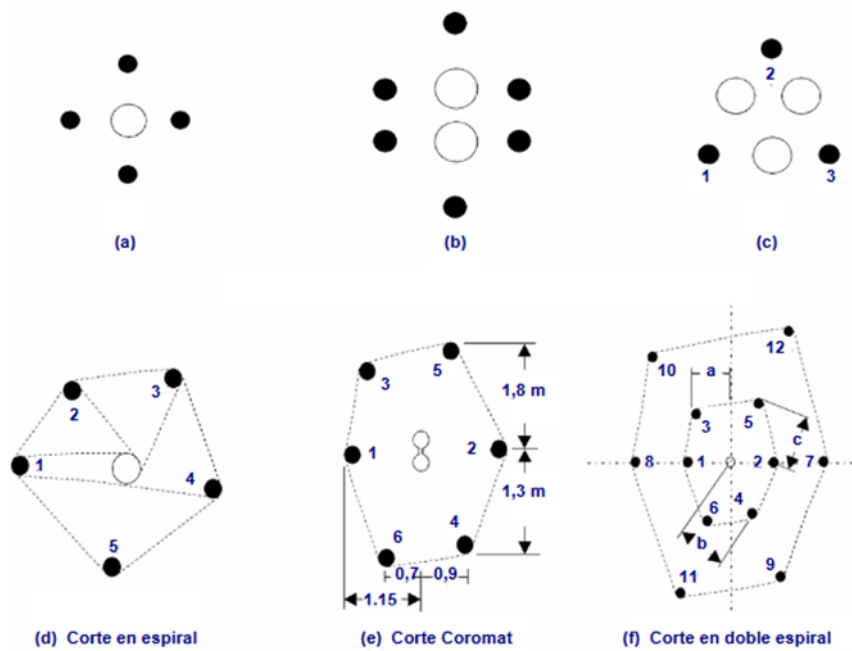
El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados (7).

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol (7).

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos. Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados (7).



**Figura 9. Ejemplos de corte quemado**  
 Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)



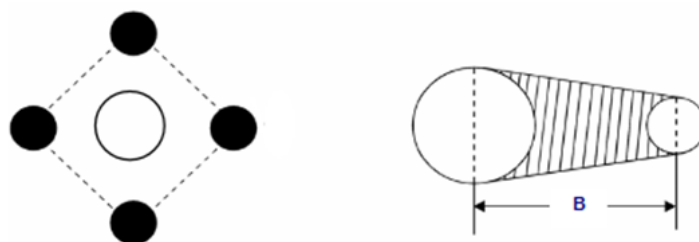
**Figura 10. Ejemplos de arranques para eliminar el efecto de simpatía entre los taladros Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)**

### b) Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado (7).

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación:  $B = 0,7 \times$  diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada) (7).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a:  $B = 0,7 \times 2$  diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros (7).



**Figura 11. Distancia entre el taladro central vacío y los taladros de arranque**

### **2.2.8 Cálculos para perforación y carga**

- a) Estime un diámetro grande en relación con la profundidad de taladro que permita al menos un avance de 95 % por disparo (7).

Como alternativa perfore varios taladros de pequeño diámetro de acuerdo con la siguiente fórmula: (7)

$$\varnothing 1 = \varnothing 2 \times \sqrt[n]{v}$$

Donde:

$\varnothing 1$ : Diámetro grande supuesto.

$\varnothing 2$ : Diámetro grande empleado.

n: número de taladros grandes.

- b) Cálculo del burden máximo en relación con el diámetro grande de acuerdo con la siguiente fórmula: Primer cuadrilátero: (7)

$$B \sim (1,5 \times \varnothing)$$

Donde:

B: burden máximo = distancia del hueco grande al hueco pequeño, en m.

$\varnothing$ : diámetro del hueco grande.

Para cuadriláteros subsiguientes:

$$B \sim A$$

Donde:

B: burden máximo, en m.

A: ancho de apertura o laboreo, en m.

- c) Siempre calcule la desviación de la perforación, para lo cual una fórmula adecuada es la siguiente: (7)

$$F = B (0,1 \pm 0,03 H)$$

Donde:

F: desviación de la perforación, en m.

B: burden máximo, en m.

H: profundidad del taladro, en m.

Para obtener el burden práctico, reducir el burden máximo por la desviación de la perforación (F) (7).

d) Siempre perfore los taladros según un esquema estimado (7).

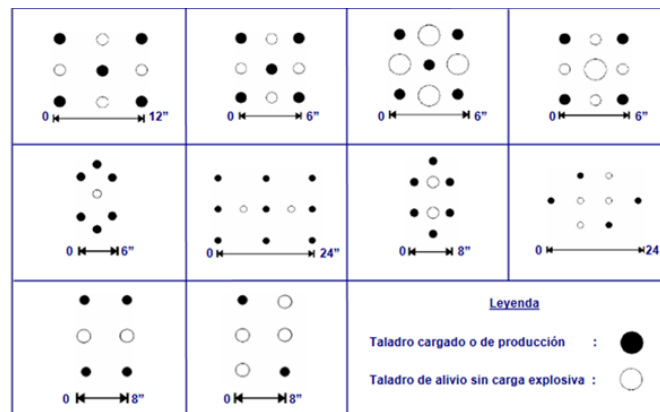
Un taladro demasiado profundo deteriora la roca, y uno demasiado corto deja que parte de la roca no se fracture (7).

Así, las condiciones desmejoran para la siguiente ronda disminuyendo el avance por disparo como resultado final (7).

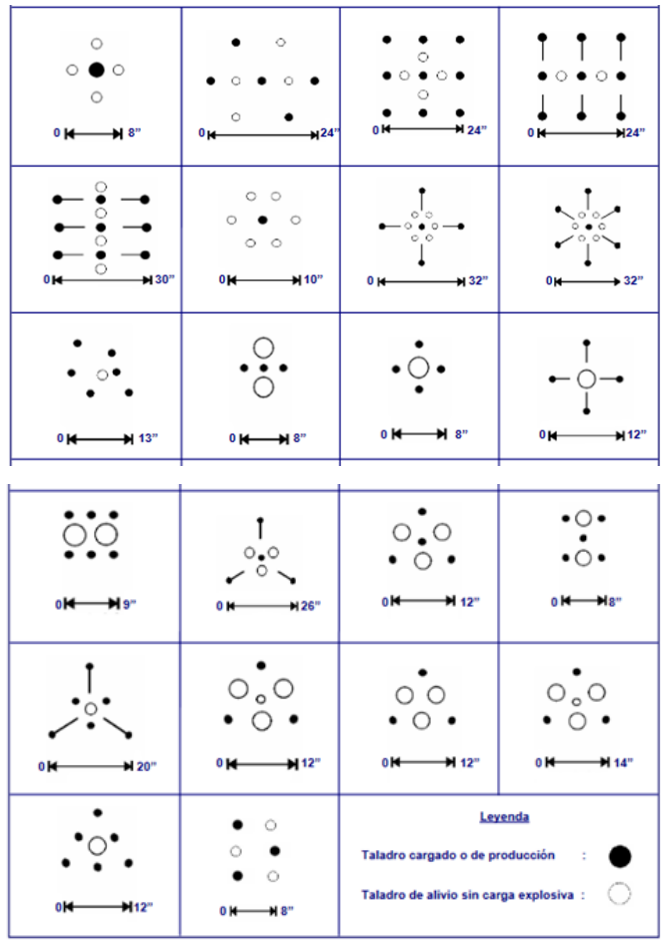
e) Calcule siempre las cargas en relación con el máximo burden y con cierto margen de seguridad (7).

f) Seleccione el tiempo de retardo de manera que se obtenga suficiente tiempo para que la roca se desplace. Los dos primeros taladros son los más importantes(7).

g) Factores por considerar para conseguir óptimo resultado cuando se emplean cortes paralelos (7).





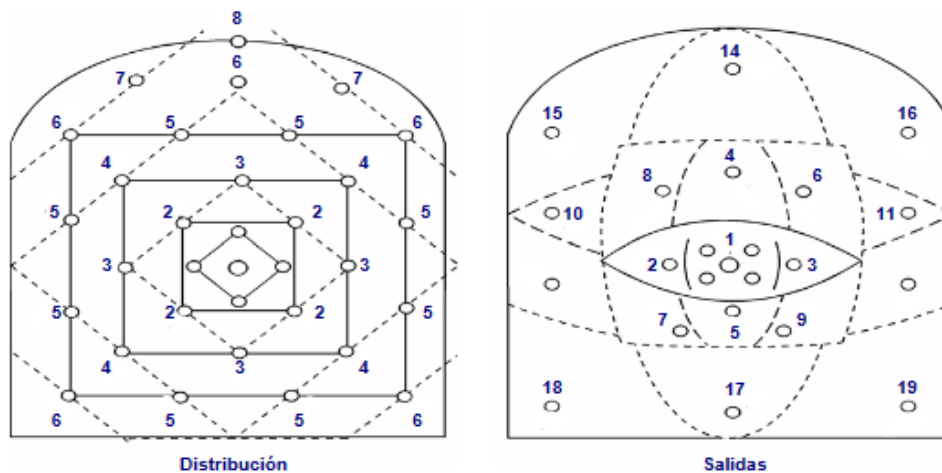


**Figura 12. Trazos de arranque para tuneles**  
**Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)**

### 2.2.9 Diseño básico para voladura subterránea en túnel

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de estos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo (7).

Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura en túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los taladros y su orden de salida (7).



**Figura 13. Distribución de taladros**

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

#### a) Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue: (7)

##### ➤ Arranque o cueles

Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto (7).

##### ➤ Ayudas

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término (7).

##### ➤ Cuadradores:

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel (7).

➤ **Alzas o techos**

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o Smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, taladros periféricos (7).

➤ **Arrastre o pisos**

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

**b) Número de taladros**

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear (7).

Se puede calcular el número de taladros en forma aproximada mediante la siguiente fórmula empírica: (7)

$$N^{\circ} \text{ tal.} = 10 \times \sqrt{A \times H}$$

Donde:

A: ancho de túnel. (6)

H: altura del túnel. (6)

O en forma más precisa con la relación: (6)

$$N^{\circ} t = (P/dt) + (c \times S) \quad (6)$$

Donde: (6)

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:  
(7)

$$P = \sqrt{A \times 4}$$

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

c: coeficiente o factor de roca (7)

S: dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre) (6)

**Tabla 2. Distancia entre taladros**

<b>DUREZA DE ROCA</b>	<b>DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)</b>
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

**Tabla 3. Coeficiente de roca**

<b>DUREZA DE ROCA</b>	<b>COEFICIENTE DE ROCA (m)</b>
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

#### **c) Distancia entre taladros**

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores (7).

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca (7).

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobrerotura (7).

Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topos permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar (7).

#### **d) Longitud de taladros**

Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 m de profundidad, mientras que con corte en "V" sólo se llega de 1 a 2 m de túneles de pequeña sección (7).

Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación (7).

$$L = 0,5 \times \sqrt{S}$$

Donde:

S: es la dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup>. (6)

**e) Cantidad de carga**

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear (7).

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por metro cuadrado a volar disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel, y también que aumenta cuanto más dura sea la roca (7).

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kilogramo de explosivos por metro cúbico de roca (7).

En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m<sup>3</sup> (7).

Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para (7).

**Tabla 4. Factor de carga**

Tipo de roca	Factor (kg/m <sup>3</sup> )
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

En donde podemos considerar:

- ✓ Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca (7).
- ✓ Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa (7).
- ✓ Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita (7).

- ✓ Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves (7).
- ✓ Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m<sup>3</sup> (7).

#### **f) Distribución de la carga**

##### ➤ **Movimiento de roca**

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

Donde:

V: volumen de roca.

S: dimensión de la sección, en m<sup>2</sup>

L: longitud de taladros, en m

$$\text{Tonelaje (t)} = (V) \times \rho$$

Donde:

$\rho$ : densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5.

##### ➤ **Cantidad de carga**

$$(Qt) = V \times \text{kg/m}^3$$

Donde:

V: volumen estimado, en m<sup>3</sup>

kg/m<sup>3</sup>: carga por m<sup>3</sup> (cuadro posterior)

c. Carga promedio por taladro

Qt/N° taladros

Donde:

Qt: carga total de explosivo, en kg.

N° tal.: número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome) (7).

#### **g) Características de los taladros de destroce**

- ✓ Carga de fondo = L/3, donde L = longitud del taladro (para las alzas: L/6). (6)
- ✓ Burden (B) no mayor de (L – 0,40)/2. (6)

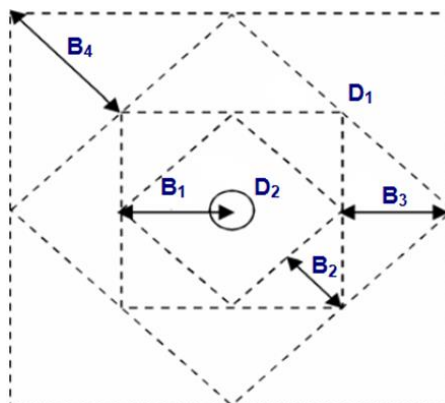
- ✓ Espaciamiento (E) =  $1,1 \times B$  hasta  $1,2 \times B$  (en los cuadradores). (6)
- ✓ Concentración de carga de fondo (CF) para: (6)
- ✓ Concentración de carga de columna (CC) =  $0,5 \times CF$ , en  $\text{kg/m}^3$  (6)
- ✓ Longitud del taco (T) =  $0,5 \times B$ , (en arrastres  $0,2 \times B$ ). (6)

**Tabla 5. Carga específica**

DIÁMETRO DE TALADRO (mm)	CARGA ESPECÍFICA ( $\text{kg/m}^3$ )
30	1,1
40	1,3
50	1,5

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

El esquema geométrico general de un corte de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la siguiente figura: (7)



**Figura 14. Esquema geométrico de arranque**  
*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de  $1,7 \times D_2$  ( $D_2$  es el diámetro del taladro de alivio y  $D_1$  el de producción) para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían

mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos (7).

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se puede aplicar la siguiente regla práctica: Una regla práctica para determinar el número de secciones es que la longitud del lado de la última sección B sea igual o mayor que la raíz cuadrada del avance: (7)

**Tabla 6. Valor del burden**

SECCION DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCION
Primera	$B_1 = 1,5 \times D_2$	$B_1 \times \sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1,5 \times B_2 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1,5 \times B_3 \times \sqrt{2}$	$1,5 \times B_4 \times \sqrt{2}$

*Tomada del Manual práctico de voladura EXSA (6)*

#### **h) Profundidad de los taladros**

En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión: (7)

$$L = 0,15 + (34,1 \times \varnothing 2) - (39,4 \times (\varnothing 2)^2)$$

Donde:

L: longitud de taladro, en m.

$\varnothing 2$ : diámetro del taladro de alivio, en mm

Cuando se utilizan varios taladros vacíos, la ecuación sigue válida haciendo (7).

$$\varnothing 2 = \varnothing 1 \sqrt{(N^\circ \text{ tal})}$$

Donde:

$\varnothing 2$ : diámetro de los taladros vacíos, en m.

N° tal.: número de taladros.

$\varnothing 1$ : diámetro de taladros de producción, en m.

La concentración lineal de carga para los taladros del arranque se calcula a partir de la siguiente expresión: (7)

$$q_1 = 55 \times \varnothing 1 (B/\varnothing 2) 1,5 \times (B - \varnothing 2 / 2) (c/0,4) (1/PRP \text{ ANFO})$$

Donde:



q 1: concentración lineal de carga, en kg/m.

Ø1: diámetro de producción, en m.

Ø2: diámetro del taladro de alivio, en m.

B: dimensión del burden, en m.

C: constante de la roca.

PRP ANFO: potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula (7).

$$\text{PRP ANFO} = ((d - Vd^2) / (d \text{ ANFO} \times V^2 \text{ ANFO}))^{1/3}$$

Donde:

d= densidad de explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

Vd= velocidad de detonación del explosivo (m/s)

d ANFO= densidad del ANFO (g/cm<sup>3</sup>)

V ANFO= velocidad de detonación del ANFO (m/s)

#### **i) Distribución de los taladros**

El corte de arranque de preferencia se ubicará al centro de la sección. Para mejor distribución de los taladros de destroce, debe formar una cavidad inicial de 1 a 2 m de diámetro, ideal para dar cara libre lateral a los taladros de ayuda y destroce hacia dicha cavidad (7).

Normalmente al inicio se experimenta con varios trazos de arranque, pero el usual es el corte cilíndrico con un taladro central de alivio, de mayor diámetro que los demás, pero sin carga explosiva (que será la cara libre inicial), rodeado por cuatro o más taladros de menor diámetro con carga explosiva reforzada (arranque). La distancia del taladro de alivio al de arranque más cercano se calcula aproximadamente con la siguiente fórmula (7).

$$V = 0,7 \text{ diámetro del taladro central}$$

#### **j) Disparo - tiempos de retardo**

En túneles se puede iniciar mediante fulminante-mecha, detonadores no eléctricos de shock o eventualmente detonadores eléctricos, pero normalmente para secciones con corte cilindro se prefieren los no eléctricos de miliretardo (7).

En trazos con uno o dos taladros vacíos al centro, de mayor o igual diámetro que los de producción, se suele rodearlos con cuatro, seis o más taladros de arranque que se inician con detonadores de milisegundos, de dos formas: taladros opuestos cruzados con el mismo número de retardo eje 2 - 2, 3 - 3, 4 - 4, o con series escalonadas intercaladas (ejemplo: 1 - 3 - 5 - 7 - 9 - 11 - 13), para limitar vibraciones y proporcionar mayor empuje a los detritos del arranque (7).

Esta serie cubrirá también a las primeras ayudas. El resto de taladros: segundas ayudas, cuadradores, alzas y arrastres se dispararán con detonadores de medio segundo en series escalonadas para permitir las salidas del centro hacia fuera debe tenerse en cuenta la recomendación de no emplear tiempos mayores de 100 ms entre los tiros, para evitar interferencias (7).

### **2.3 Definición de términos**

#### **➤ Anfo**

Es una mezcla explosiva, adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con noventa y tres punto cinco por ciento (93.5%) a noventa y cuatro punto cinco por ciento (94.5%) de nitrato de amonio en esferas y seis puntos cinco por ciento (6.5%) a cinco puntos cinco por ciento (5.5%) de combustible líquido, pudiendo este ser: Petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado (8).

#### **➤ Banco o cara**

Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se va a efectuar trabajos de excavación (8).

#### **➤ Burden (Piedra)**

Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura (8).

#### **➤ Burden**

Burden (bordo); la dimensión del bordo se define como la distancia más corta al punto de alivio al momento que un barreno detona. La selección del bordo apropiado es una de las decisiones más importante que hay que hacer en cualquier diseño de voladuras (9).

➤ **Burden**

Distancia entre el barreno y la cara libre más próxima. La dureza de la roca, fracturas, explosivos utilizados y la fragmentación requerida determina la selección del burden (9).

➤ **Cebo**

Es un tipo de iniciador, compuesto por un explosivo con un fulminante conectado a un tipo de mecha (9).

Los cebos se diferencian de acuerdo con su preparación. Así se tiene: (8).

- Cebo preparado con dinamita, fulminante y mecha (8).
- Cebo preparado con explosivo potente, fulminante, mechas, cordón detonante o mangueras no eléctricas (8).

➤ **Conector**

Es un accesorio complementario de la mecha rápida, compuesto de un casquillo de aluminio, ranurado cerca de la base, y en su interior lleva una masa pirotécnica especial e impermeable al agua (8).

La mecha rápida es colocada en la ranura, se presiona la base para asegurar el contacto y, al encender la mecha rápida, el conector recibe la chispa, transmitiéndola a su vez a la mecha lenta o de seguridad (8).

➤ **Cordón detonante**

Es un cordón flexible que contiene un alma sólida de alto poder explosivo y resistencia a la tensión (8).

➤ **Espaciamiento**

Distancia entre barrenos de una misma fila (8).

Distancia entre los barrenos, perpendicular al burden, normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden, se obtiene de resultados óptimos de distribución de energía cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del burden por 1.15 y el patrón es distribuido en

una configuración inclinada, el agrietamiento primario paralelo a la cara libre puede permitir un espaciamiento mayor (9).

➤ **Frente**

Superficie libre en una voladura (9).

➤ **Frente o frontón**

Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura (9).

➤ **Malla**

Plan de colocación geométrica de los barrenos para ser perforados en una voladura (9).

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (9).

➤ **Parámetros**

Se denomina así a las diversas ratios obtenidas en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo (9).

Es el valor de las características que nos interesan en el colectivo o universo. Este valor se infiere a partir de las estadísticas, es el valor estimado del parámetro (9).

➤ **Perforación**

Metros de barreno o volumen perforado por tonelada o metro cúbico de roca arrancada (9).

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o blast hole (9).

➤ **Subterráneo**

Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

➤ **Tanda**

Es el número de taladros de perforación efectuados en una tarea normal de 8 horas al día (9).

➤ **Voladura**

Es la fragmentación de la roca y otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie (9).

De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforados en roca originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento (9).

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA**

#### **3.1 Método, y alcance de la investigación**

##### **3.1.1 Método de la investigación**

En el presente trabajo de investigación se utilizará el método científico, ya que se desea alcanzar un propósito, mediante la aplicación de un modelo matemático lo cual va a generar una conclusión de forma objetiva.

##### **3.1.2 Tipo de investigación**

El tipo de investigación de este trabajo es aplicada cuantitativo, buscamos como objetivo resolver un problema a corto plazo, se trabaja con los resultados básicos utilizando además el método de la observación con la finalidad de dar posibles soluciones. Tipo de investigación cuyo propósito es dar solución a situaciones o problemas concretos e identificables (10).

##### **3.1.3 Nivel de investigación**

El presente trabajo de investigación es descriptivo -correlacional ya que se busca la relación entre las.

##### **3.1.4 Diseño de la investigación**

El diseño de la investigación no experimental, ya que su objetivo es describir las características de la realidad a estudiar con el fin de comprenderlas de manera más exacta. En nuestro estudio se va a implementar la barra de 16 pies con la finalidad de obtener un mayor avance lineal en la perforación y voladura.

### **3.2 Alcance de la investigación**

El trabajo de investigación presentado es explicativo, es un aporte técnico que servirá a la empresa IESA S. A. a fin de mejorar su eficiencia en el avance lineal en la perforación y voladura en las labores de desarrollo en el Nivel 3900 de la veta Ramal piso 3 principal y por ende a las otras zonas, según un buen estudio geomecánico y determinación de características del macizo rocoso, así como sus parámetros en labores subterráneas de la unidad minera de Chungar – Volcán.

### **3.3 Población y muestra**

#### **3.3.1 Población**

La población para este trabajo está centrada en las labores de desarrollo del Nivel 3900 de la unidad minera de Chungar- Volcán

#### **3.3.2 Muestra**

Como muestra está constituida los 30 metros la labor piloto CM 3900-3 Nv 3900 ramal piso 3 principal con diseño de sección de 6 m x 6 m, ya que cumple con los requisitos necesarios y es donde se va a constatar los resultados que se generen después de implementar la barra de 16 pies para la perforación.

### **3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.4.1 Técnicas de recolección de datos**

- Observación
- Entrevista
- Encuesta
- Revisión bibliográfica

#### **3.4.2 Instrumentos de recolección de datos**

- Ficha de observación
- Ficha de entrevista personalizada
- Ficha de encuesta

- Revisión de manual de explosivos, libros, reglamentos, normatividad interna, otros.



## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 Generalidades**

##### **4.1.1 Ubicación y accesibilidad**

###### **a) Ubicación**

Políticamente, se encuentra ubicada en el distrito de Huayllay, provincia y región Pasco, a una altura de 4 600 m s. n. m., a 46 km al sureste de la ciudad del Cerro de Pasco, dentro de la hoja 23-K – Ondores (11).

En las coordenadas U.T.M.:

N-8 780 728

E-344 654

###### **b) Accesibilidad**

La mina es accesible por tres vías:

- Lima – La Oroya – cruce Villa de Pasco – Huayllay - Animón 328 km 6 horas
- Lima – Huaral – Animón 225 km. 5 horas (11).
- Lima – Canta – Animón. 219 km. 5 horas (11).

Reducción del impacto ambiental mediante la técnica de relleno hidráulico en tajos.  
compañía minera Chungar S.A.C. pasco (10)

### **c) Clima y vegetación**

La zona presenta un clima frígido y seco, típico de puna una, con temperaturas variadas de: 3° C a 4° C bajo cero, entre los meses de enero y marzo presentando precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre abril – junio (11).

La vegetación en la zona es muy escasa debido al clima frígido, la vegetación es casi escasa ya que en la mayor parte existen pocos lugares en los que se encuentra material aluvial favorables a la vegetación. Es típica de la región puna y cordillera donde se observa “Ichu” y otros pastos silvestres características de la zona (11).

### **4.1.2 Geología**

#### **a) Geología regional**

Las unidades litoestratigráficas que afloran en la región están constituidos por sedimentitas de ambiente terrestre de tipo molasico conocidos como “capas rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones hipoabisales” (11).

En la región abunda las “capas rojas” pertenecientes al grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la cordillera occidental, desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza o verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de calizas grises; se estima un grosor de 2 385 metros que datan al Cretáceo Superior, Terciario Inferior (Eoceno) (11).

En forma discordante a las “capas rojas” y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituido por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al grupo Calipuy, que a menudo muestran una pseudoestratificación subhorizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados (11).

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo “ignimbritas” tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras “caprichosas” producto de una “meteorización diferencial” conocida como “bosque de rocas” datan del Plioceno (11).

Completan el marco geológico-geomorfológico una posterior erosión glaciaria en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glaciaria la creación de grandes cantidades de lagunas (11).

#### **b) Geología local**

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por rocas sedimentarias que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación (11).

Las capas rojas del grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1 400 a 1 500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos (11).

La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del este, a lo mejor de la zona actualmente ocupada por la cordillera oriental de los Andes. En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: formación inferior y formación superior (11).

#### **c) Geología estructural**

- Plegamientos. Por acción de la Orogénesis Incaica, por esfuerzos compresivos este-oeste, los sedimentos preterciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N 25° W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes: (11)
- Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°-60°E que el occidental 35°-42°W (11).
- El plano axial se orienta al N 20°-30°W y se inclina al oeste (11).
- El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el este (11).
- El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte norte se hunde 15°-20° al norte y la parte sur 5° a 8° al sur. Las dimensiones de la estructura son de 20 km a lo largo de la zona axial longitudinal y 6 km a lo largo de la zona axial transversal (se toma como horizonte guía el techo del chert Córdova) (11).

- A 3.5 km al oeste del anticlinal de Huarón se ubica el sinclinal de Quimacocha cuyo plano axial es paralelo al anticlinal de Huarón (11).
- La geometría del anticlinal de doble hundimiento implica que la estructura ha sido originada por una deformación dómica en respuesta a fuerzas tectónicas dirigidas hacia el Este y hacia arriba, la resultante mayor orientada a N65°E fue aplicada en la parte central del distrito y la resultante intermedia fue dirigida hacia arriba (11).
- La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los límites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas, por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas preintrusivas (11).
- Posterior al depósito de los piroclastos de Huayllay y en épocas post-minerales se registró un plegamiento adicional de poca intensidad (plegamiento Quichuano) que ha producido suaves ondulaciones en la formación Huayllay (11).

#### ➤ **Intrusivos**

- El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales pre-intrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión o de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal (11).
- Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcifera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 km y se orienta al N 25° w. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 km al norte y de 5 km hacia el sur (11).

#### ➤ **Fracturamiento**

En épocas posteriores el emplazamiento de los diques axiales, el anticlinal de Huarón fue nuevamente comprimido por fuerzas dómica cuya principal resultante fue orientada al S 80° E y hacia arriba. Estas fuerzas sobrepasaron el límite elástico de las formaciones litológicas y dieron origen al fracturamiento transversal y longitudinal del anticlinal y al desplazamiento ascensional de la parte central del distrito (11).

El fracturamiento se realizó mediante dos conjuntos de fracturas preminerales: El conjunto transversal orientada en dirección E-W: y el conjunto longitudinal orientada en la dirección N-S. El primer conjunto se caracteriza por presentar 2 sistemas de fracturas que tienden a converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°-80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fracturas, entre las que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas de Andalucía, Restauradora (Principal), Cometa, Elena, Yanamina, Travieso, Alianza y Yanacrestón (11).

Al segundo sistema que buza 80°-90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen pocas fracturas entre los que se encuentran las fracturas inversas mineralizadas a Shiusha Norte, Mechita, Shiusha Sur, Pozo D y Patrik; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de fracturas inversas mineralizadas que buza 55°-65° al sur como: Precaución, Cabrillas, Veta 15 (11).

#### **d) Geología económica**

##### **➤ Mineralización**

Seguidamente después de la formación de las primeras fracturas preminerales los cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas. Los compuestos llevados en solución fueron precipitados en el siguiente orden para genético: cuarzo lechoso, pirita, enargita y tetraedrita. La enargita es abundante en Inmediatamente después de la formación de las primeras fracturas preminerales los cuales se iniciaron en la parte central del distrito, las soluciones hidrotermales primitivas las invadieron y circularon a lo largo de ellos a temperaturas relativamente altas (11).

Las partes centrales del distrito y la tetraedrita (con poco contenido de plata) lo es en las partes exteriores del área de enargita. A este primer ciclo de precipitación mineral pertenecen las vetas Travieso, Alianza, Veta 4, Tapada, la parte sur de la Veta Fastidiosa y la parte norte de la Veta San Narciso (11).

#### **e) Mineralogía**

##### **➤ Minerales de mena**

- Esfalerita (ZnS)
- Galena (PbS)
- Proustita (Ag<sub>3</sub>AsS<sub>3</sub>)

##### **➤ Minerales de ganga**

- Cuarzo (Si<sub>2</sub>O)
- Calcita (CO<sub>3</sub>Ca)
- Pirita (S<sub>2</sub>Fe)
- Rodocrosita (CO<sub>3</sub>Mn)
- Calcopirita (S<sub>2</sub>CuFe)
- Rodonita (MnSiO<sub>3</sub>)

#### **f) Zoneamiento**

En el distrito minero Animón - Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas. Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al 1er ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central o núcleo compuesta esencialmente de pirita-enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita-tetraedrita. Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia (11).

#### **g) Paragénesis**

La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura (cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraedrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura (cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena) y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura (siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita(11).

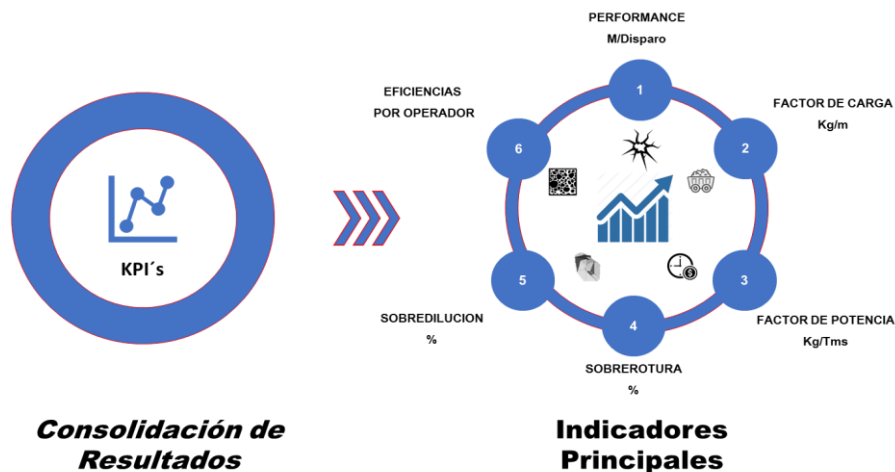
#### **4.1.3 Parámetros de la investigación**

En coordinación con la residencia, el área de costos y productividad y la supervisión de operaciones se están desarrollando los trabajos que serán reflejados en oportunidades de

mejora, porque todo trabajo de voladura de rocas requiere un soporte técnico, que serán monitoreados por las mismas.

- Eficiencia semanal (m/disp.)
- Factor de carga Lineal (kg/ml)
- Factor de potencia (kg/t)
- Factor de carga volumetrica (kg/m<sup>3</sup>)
- Sobredilucion vs sobrerotura %.
- Performance de la supervision.
- Performance operativa de Jumbo
- Indicadores de Performance KPI's.

Con el soporte del área de costos y productividad (dashboard) se recopila la información al 100% en el cual se analiza, evalúa y se obtunen los indicadores semana a semana, que serán tomados como antecedentes para la implementación de mejoras.



**Figura 15. Consolidación de resultados e indicadores principales**

**Tabla 7. FC – FP Avance/disparo enero - diciembre 2021**

	Objetivo	Unid	PROM 2020	ENE-21	FEB-21	MAR-21	ABR-21	MAY-21	JUN-21	JUL-21	AGO-21	SEP-21	OCT-21	NOV-21	DIC 21
Factor de Carga	27.8	Kg/m	35.1	35.2	33.2	30.4	27.4	29.3	30.7	29.3	32.2	31.6	32.5	34.7	33.3
Factor de Potencia	0.23	Kg/TM	0.27	0.28	0.26	0.25	0.28	0.22	0.24	0.26	0.24	0.23	0.22	0.23	0.21
Avance/Disparo	3.30	m	2.99	3.11	3.13	3.23	3.22	3.22	3.28	3.27	3.32	3.33	3.28	3.20	3.32

	Objetivo Sem 52
F.C. (Kg/m)	30.92
F.P. (Kg/TM)	0.25
Av/Disp (m)	3.3

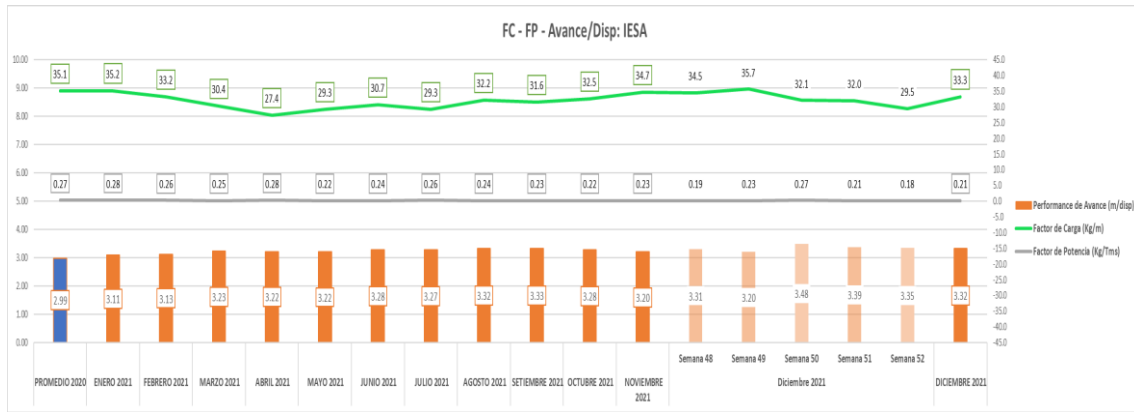


Figura 16. FC – FP Avance/disparo enero - diciembre 2021

Tabla 8. Sobre dilución OCF/SN sobre rotura enero - diciembre 2021

	Objetivo	Unid	PROM 2020	ENE-21	FEB-21	MAR-21	ABR-21	MAY-21	JUN-21	JUL-21	AGO-21	SEP-21	OCT-21	NOV-21	DIC-21
Sobrerotura	10.0%	%	10.5%	8.8%	9.5%	10.2%	10.5%	8.8%	8.9%	9.7%	7.9%	10.3%	5.6%	6.7%	9.5%
Sobredil OCF	6.0%	%	4.9%	0.6%	2.2%	4.1%	3.0%	7.1%	0.5%	2.0%	0.9%	0.6%	0.3%	0.8%	0.5%
Sobredil SN	6.0%	%	4.9%	0.8%	0.0%	1.9%	2.3%	2.9%	2.2%	2.2%	6.3%	6.8%	2.9%	3.7%	1.4%

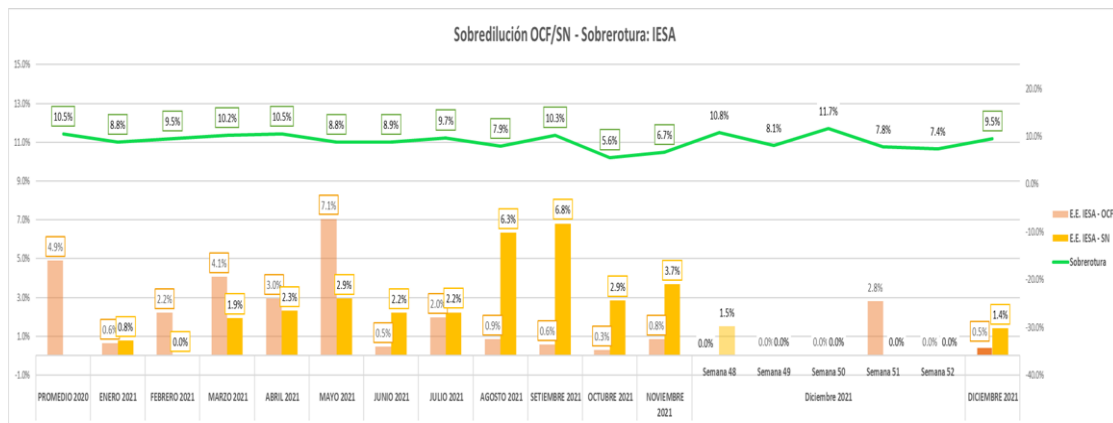
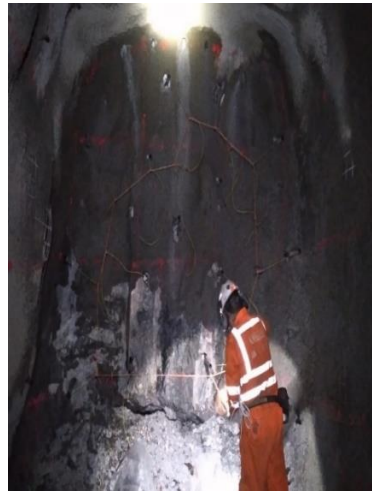


Figura 17. Sobre dilución OCF/SN sobre rotura enero - diciembre 2021

Tabla 9. Seguimiento en campo Tj - 500

Datos:	Labor N° 1				
Labor:	Tj-500	Nivel:	4275	Veta:	Andalucía
				Long.	
Sección:	3.50 x 4.00	RMR:	30-35	Perforación	10 ft
Tal. Perforados	21	Tal. Cargados	12	Tal. Alivio	9
				Tal. Rimados	0





Breasting con puente de seguridad de 5 m. se realiza los controles desde el pintado de malla y taladros de alivio en el contorno.

En la etapa del carguío no se carga la corona con el objetivo de controlar el puente de seguridad.

Como resultado de la voladura se tiene controlado la corona y los hastiales.

**Figura 18. Evidencias de seguimiento en campo Tj – 500**

**Tabla 10. Seguimiento en campo AC - 400**

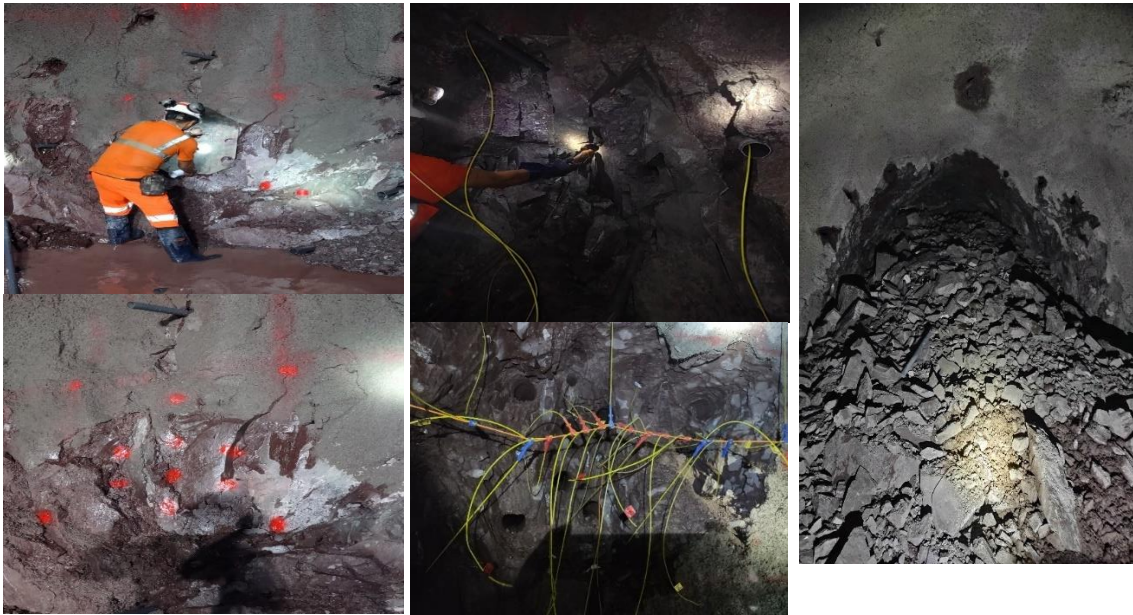
Datos:	Labor N° 1				
Labor:	AC-400	Nivel:	4025	Veta:	Andalucía
Sección:	3.80 x 4.00	RMR:	35-40	Long. Perforación	12 ft
Tal. Perforados	45	Tal. Cargados	36	Tal. Alivio	9
					Tal. Rimados 4



Con el objetivo de mejorar el pitado de malla se fabrica las (T) de 1 m de PVC. Y tener más precisión en las colas.

Se continua con las buenas prácticas por parte del líder de la labor en realizar el pintado de la cuadrícula de malla.

Se realizar los taladros de alivio en corona y hastiales para controlar la sección programada.



Se realiza el pintado del arranque con la plantilla, el cual nos ayudara tener un mejor burden y espaciamiento.

Continuamos usando doble cebo en el arranque y tacos de arcilla en las primeras ayudas para mejorar resultados en los disparos

Como resultado tenemos controlado la sección de 3.80 x 4.00 y la corona en forma de baúl.

**Figura 19. Evidencias de seguimiento en campo AC - 400**

**Tabla 11. Avance por tipo de labor**

Tipo	Sección	Avance
Ac	3.8 x 4.0	34.9
Ca	4.0 x 4.0	4.5
Sn	3.8 x 4.0	51.4

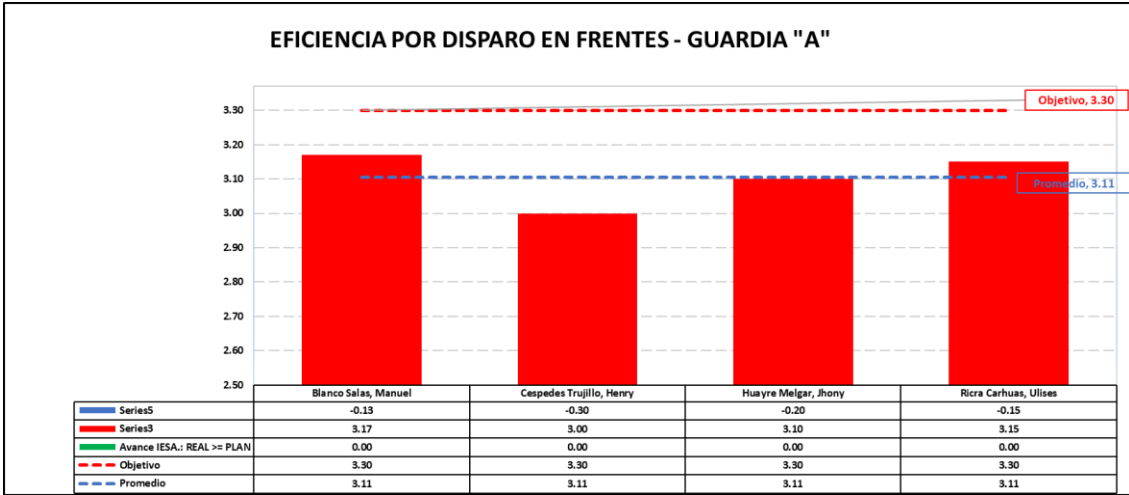
**Tabla 12. Clasificación por longitud de perforación**

Long. perf	Cant. Dispa	Avance	Rend/disp	Observaciones
13 ft	9	27.30	3.03	
12 ft	7	20.4	2.91	Presencia de fallas
10 ft	2	4.70	2.75	Control de labor
8 ft	4	12.5	3.05	Recomendación geomecánica

**Tabla 13. KPI'S, performance, eficiencia de operadores Guardia A**

Objetivo	Real	Real (verde)	Real (rojo)	Diferencia	Promedio
3.30	3.17	0.00	3.17	-0.13	3.11
3.30	3.00	0.00	3.00	-0.30	3.11

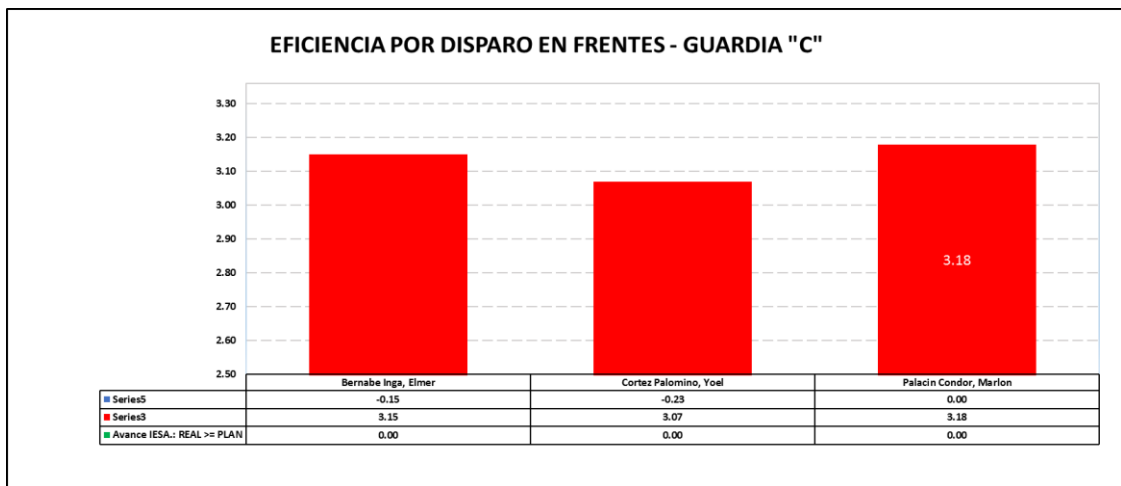
3.30	3.10	0.00	3.10	-0.20	3.11
3.30	3.15	0.00	3.15	-0.15	3.11



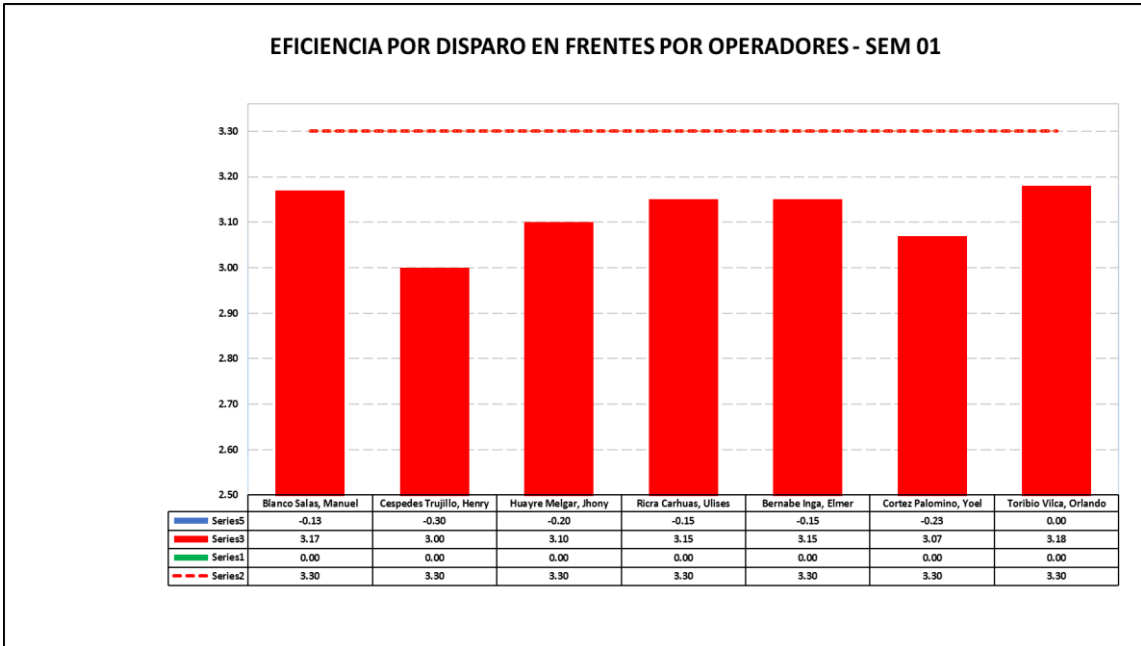
**Figura 20. Eficiencias por disparo en frente – Guardia A**

**Tabla 14. KPI'S, performance, eficiencia de operadores Guardia C**

Objetivo	Real	Real (verde)	Real (rojo)	Diferencia	Promedio
3.30	3.15	0.00	3.15	-0.15	3.19
3.30	3.07	0.00	3.07	-0.23	3.19
3.30	3.18	0.00	3.18	0.00	3.19
3.30	3.15	0.00	3.15	-0.15	3.19



**Figura 21. Eficiencias por disparo en frente – Guardia C**



**Figura 22. Eficiencias por disparo en frente por operadores – semana 1**

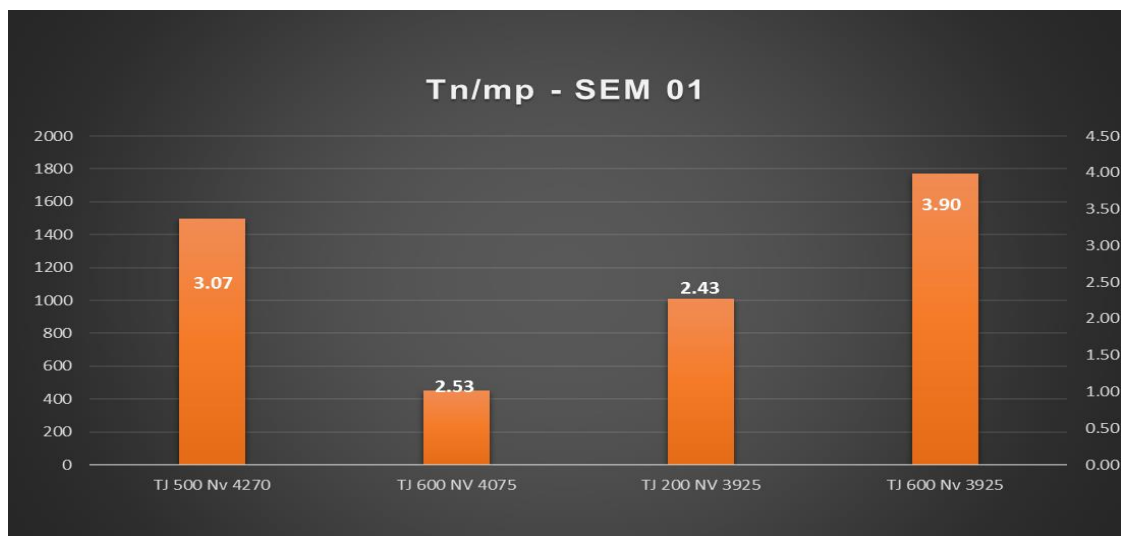
**Tabla 15. Balance de personal**

MESES	ENE	FEB	MAR	ABR	MAR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEPT	OCT	NOV	DIC
TOTAL DE JUMBEROS ACTIVOS	13	14	12	13	12	13	13	13	14	14	14	14	14
TOTAL DE JUMBEROS CESADOS	1	1	1	0	1	1	0	0	1	0	0	0	0
PORCENTAJE DE ROTACION %	7%	7%	8%	7%	7%	7%	0	0	7%	0	0	0	0



**Figura 23. Balance de rotación de personal**

**Tabla 16. KPI'S metros perforados y toneladas rotas por tajos semana 1**



**Figura 24. Toneladas / metros perforados semana 1**

#### 4.1.4 Tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies

En coordinación con la residencia, el área de costos y productividad y la supervisión de operaciones se realizó los trabajos haciendo uso de la barra de 16 pies y estos serán reflejados en oportunidades de mejora en los indicadores,

Nivel	Labor	Toneladas	N° de disparos	N° de taladros	Metros perforados	t/mp
4270	TJ 500 Nv 4270	1498	10	16	487.68	3.07
4075	TJ 600 Nv 4075	450	3	18	178.20	2.53
3925	TJ 200 Nv 3925	1011	7	18	415.80	2.43
3925	TJ 600 Nv 3925	1771	12	18	453.60	3.90
Total		4730	32	70	1535.3	2.98

que serán monitoreados por el área de perforación y voladura.

**Tabla 17. Tiempo de perforación**

Perforación	
Jumbo	DPJ-39
Operador	Bernabé Inga Elmer
Inicio de perforación	01:10 a.m.

Termino de perforación	04:20 a.m.
Tiempo de perforación con barra de 14 pies	2 horas
Tiempo de perforación con barra de 16 pies	01 hora 10 min
Tiempo de cambio de barra	12 min
N° taladros (45 mm)	43
N° taladros (102 mm)	6
Taladros alivio (45 mm)	8
Pies perforados	15 pies

#### 4.1.5 Tiempo de carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies

**Tabla 18. Tiempo de carguío de explosivos y accesorios de voladura**

Carguío	
Hora inicio de carguío	04:30 a.m.
Hora final de carguío	06:00 a.m.
Cargador	Vara Villena Bernal
Longitud de Exanel	4.80 m
Explosivo	Senatel Ultrex (und)
	Senatel Magnafrac (und)
	Senatel Magnapex (und)
kg totales	165.3
Retardos	Periodo corto ms
	Periodo largo lp

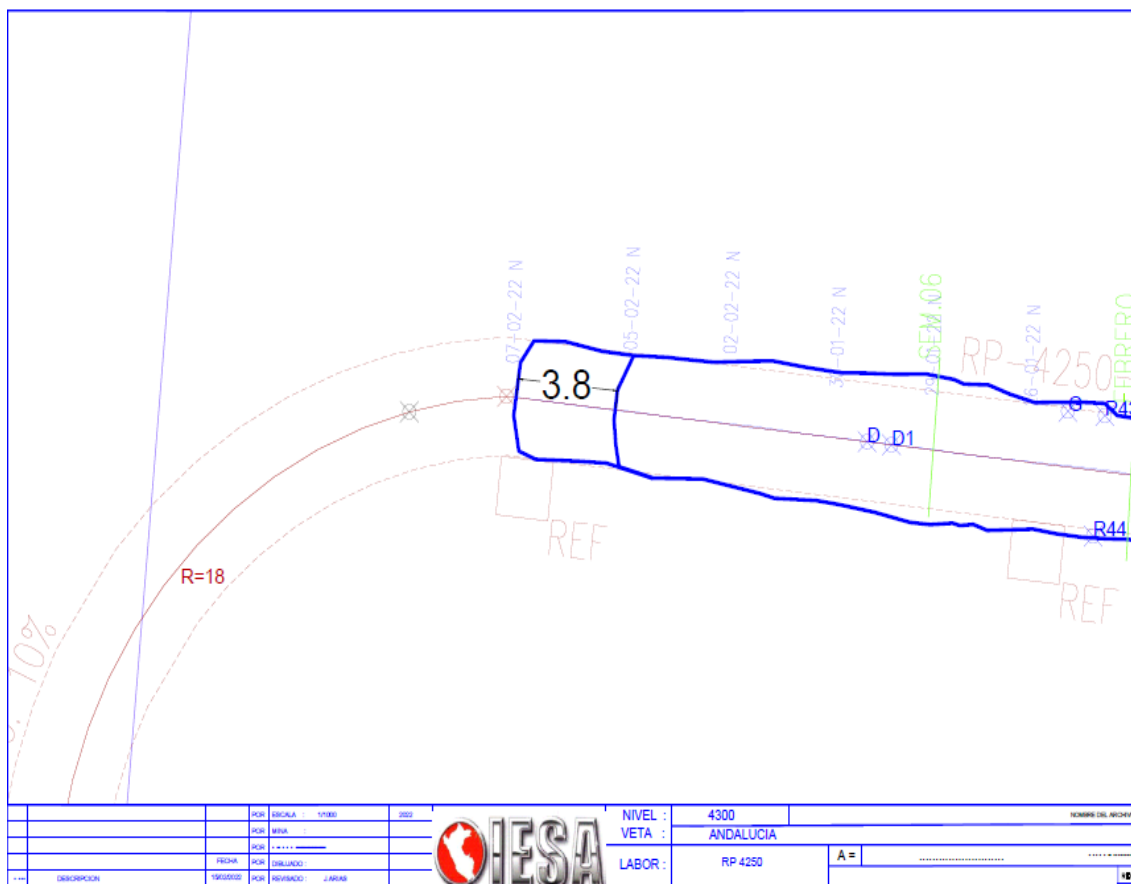
#### 4.1.6 Resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies

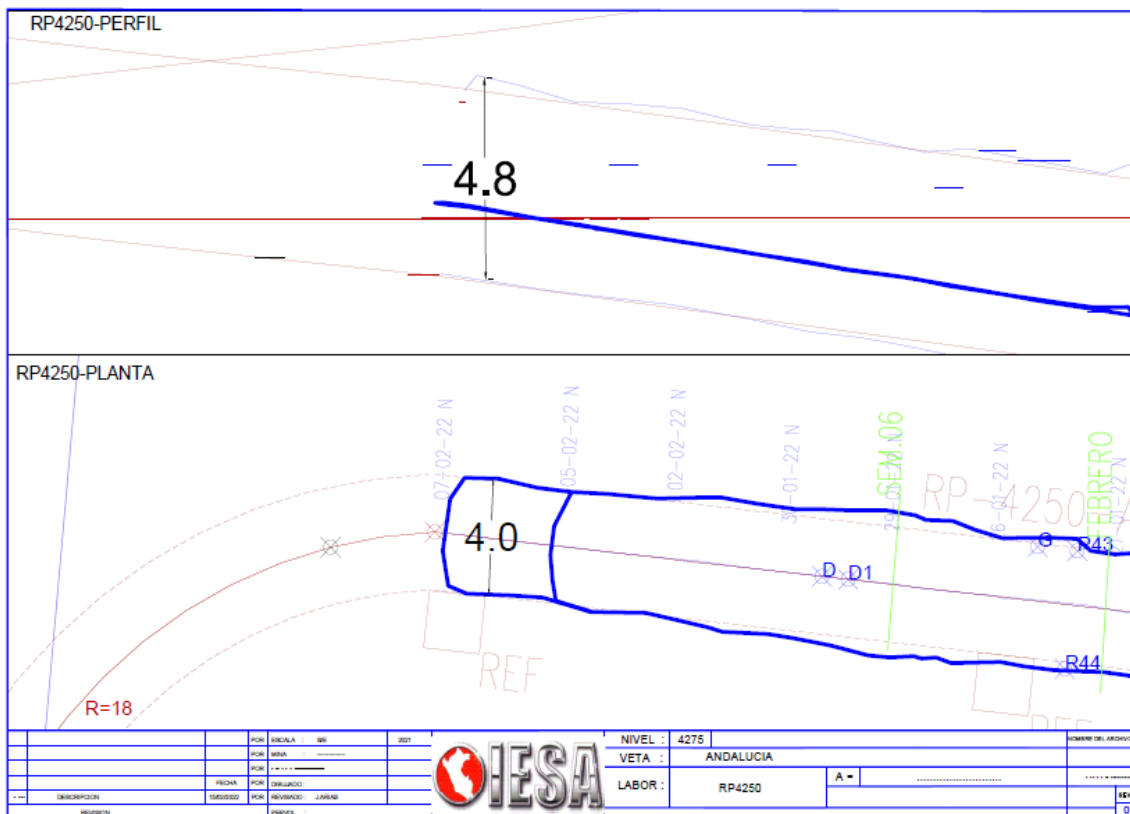
**Tabla 19. Resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies**

Resultados	
Avance (m)	3.8
Eficacia (%)	79%
Factor de carga (kg/ml)	43.49
% de sobrerotura (%)	-7%
Sección plan (m)	4.00 x 4.50
Sección post voladura	4.00 x 4.80
RMR	30-40

➤ **Levantamiento topográfico**

Con el soporte del área de topografía se recopila la información al 90% en el cual se realizó un levantamiento en sobrecarga y se obtuvieron los resultados del disparo realizado con barra de 16 pies los cuales serán tomados como antecedentes para la implementación de mejoras.





**Figura 25. Levantamiento topografico en sobrecarga**

**Tabla 20. Consumo de explosivo**

	Longitud de Exanel	4.80 m
	Senatel Ultrex (und)	512
Explosivo	Senatel Magnafrac (und)	112
	Senatel Magnapex (und)	40
	kg totales	165.3
Retardos	Periodo corto ms	8
	Periodo largo lp	43



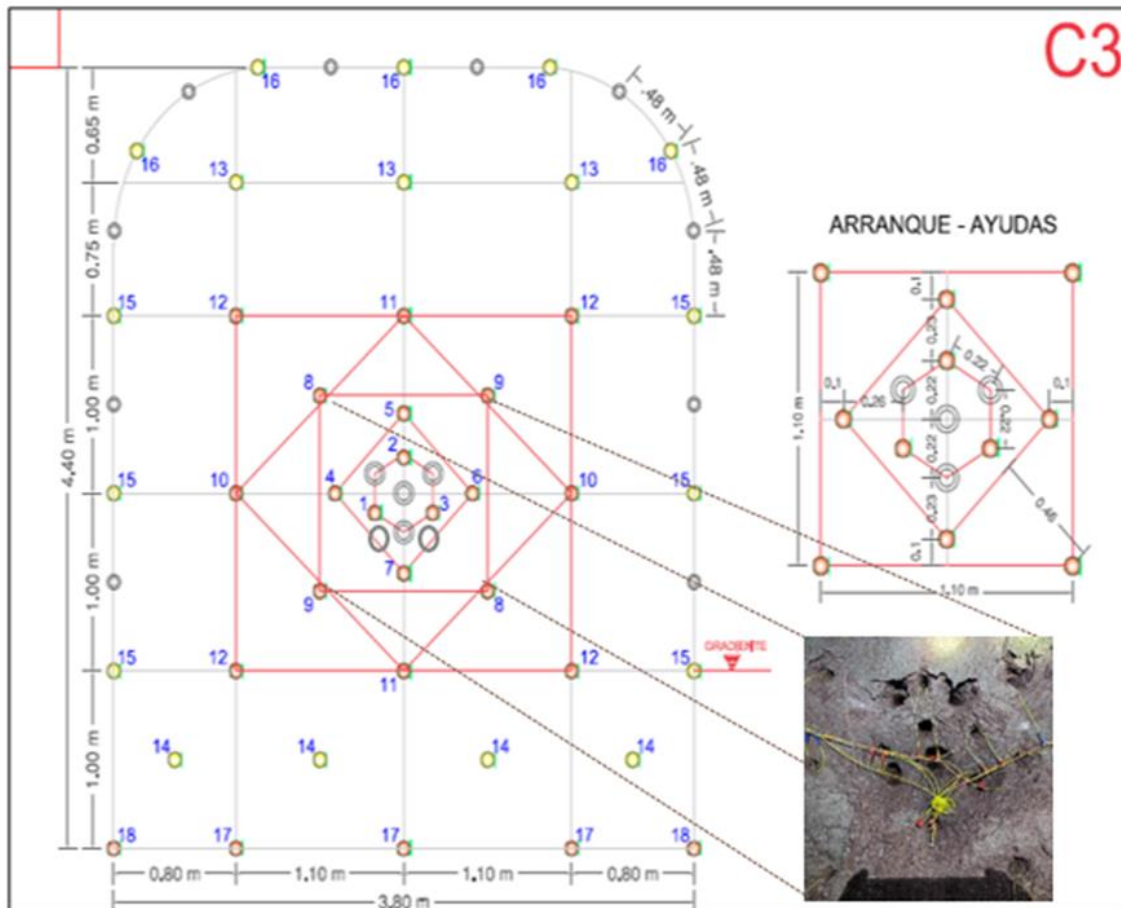
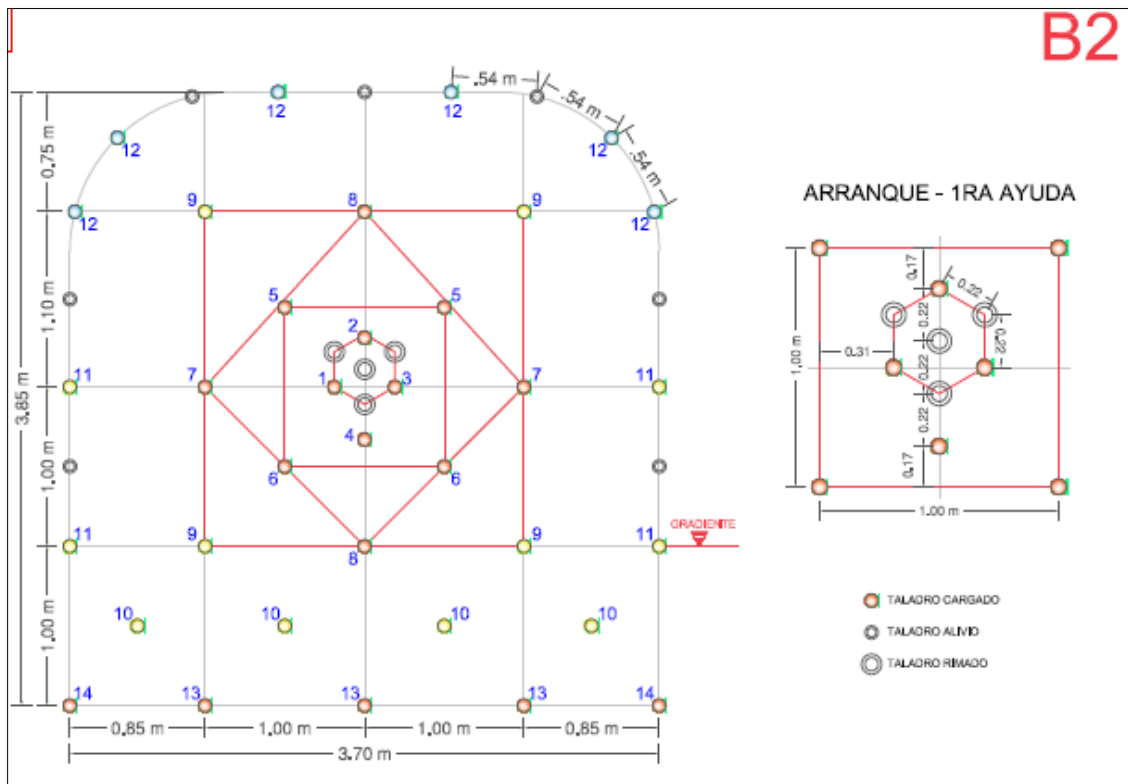


Figura 26. Malla de perforación tipo C3



**Figura 27. Malla de perforación tipo B2**



**Figura 28. Marcado de punto de dirección**



**Figura 29. Pintado de la cuadrícula y colas**



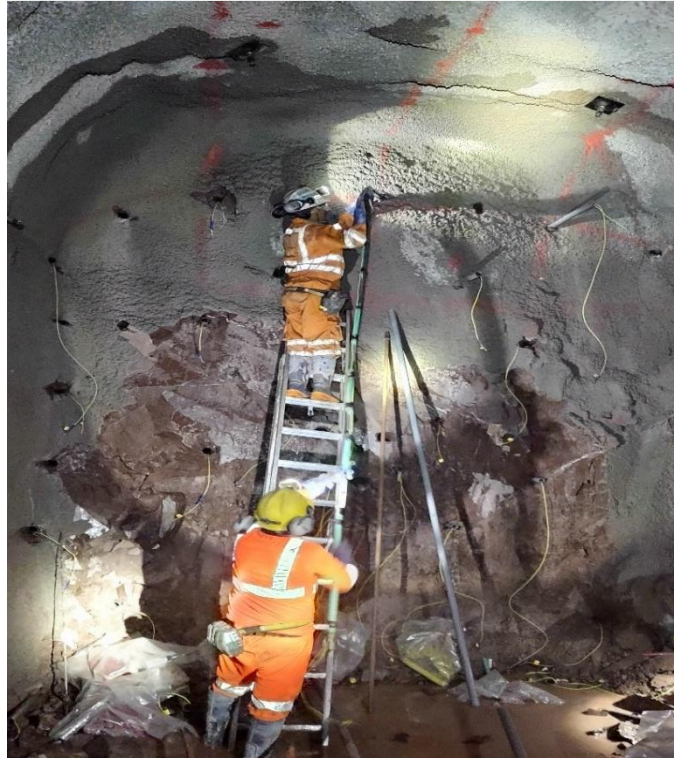
**Figura 30. Frente perforados con taladros de alivio**



**Figura 31. Tacos en el sistema de arranque**



**Figura 32. Perforación con barra de 16 pies**



**Figura 33. Control de corona con uso de cañas**



**Figura 34. Resultados de la voladura ya percutada**

#### **4.1.7 Fragmentación con la implementación de barras de 16 pies**

En la siguiente imagen se puede observar una mejor fragmentación producto de la voladura empleando barras de 16 pies, esto se logra debido al mejor aprovechamiento de la energía

liberada por el explosivo, el uso de una malla de perforación de acuerdo con los parámetros geotécnicos como es el RMR, distribución de los taladros que conforman la malla de perforación, entre otros.

Esta mejor distribución granulométrica, junto a la disposición de la pila de escombros y su esponjamiento, mejoran el proceso productivo.

La fragmentación resultante impacta significativamente en las fases posteriores de limpieza de acarreo y transporte.



**Figura 35. Resultados de la fragmentación**

#### **4.2 Discusión de resultados**

**HE N°1:** El tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies es mayor el cual mejora el avance por disparo.

La investigación concluye que: se determinó que el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies es de 3.47 minutos en promedio para en un frete de 6.0 m de ancho \* 6.0 m de alto un total de 57 taladros (43 de 45 mm, 6 de 102 mm y 8 taladros de alivio de 45 mm), el tiempo total de perforación es de 3 horas con 30 minutos; cabe resaltar que la diferencia entre la perforación con un barreno de 14 pies y 16 pies es de 0.47 minutos lo que

finalmente se puede evidenciar mediante el levantamiento topografico que el avance por disparo es mayor en aproximadamente 1.5 pies.

Según Ccaso (3), en su investigación concluyo que: “se logró aumentar los avances en el Nivel 4100, realizando el seguimiento en las labores horizontales del proceso de perforación y voladura. Los resultados en una sección de 3,50x3,50 m, se obtenía con barra de 14 pies el avance de voladura en 3,78 m, factor de potencia 0,98 kg/t. A inicios del mes de agosto se realiza la perforación con barra de 16 y se obtiene el avance de voladura en 4,25 m, mejorando el avance en 20,40%. Y factor de potencia 1,04 kg/t mejorando en 6,12 % y finalmente se logró mejorar con barra de 16 pies el factor de avance en 5,12%. Y para ver las mejoras en secciones: 4,00x4,00 m ver la Tabla 3.24 y para 4,50x4,00 ver en la Tabla 3.25 Se compara los 44 taladros de perforación en tipo de roca IIIA y IIIB” (3).

De ambas conclusiones se establece que se comparte opinión sobre las mejoras en el proceso productivo con la implementación de barras de 16 pies.

**HE N°2:** El tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies es relativamente mayor el cual mejora el avance por disparo.

La investigación concluyo que: se determinó que el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies es de 1.50 horas, se da inicio se por ejemplo en la guardia de noche a las 4.30 a.m. y culminando a las 6:00 a.m. para el carguío de 49 taladros. Finalmente se establece que el control del confinamiento del explosivo mejora el avance por disparo

Según Toribio (6) “en la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. se llega a mejorar los avances basados en un eficiente control del proceso de perforación y voladura en el uso de la barra de 14 pies, la optimización el cual se refiere a la reducción de costos e incremento de productividad en los avances se logra mediante el nuevo sistema de perforación y voladura, el cual refiere a realizar perforaciones con barra de 16 pies. Por consiguiente, se logró un incremento de productividad de avance por disparo en 21% y una reducción de costo general en avance de 37.9 US\$/m el cual refiere una mejora de 8%”. (6)

Se identificó que el éxito del nuevo sistema de perforación y voladura en cuanto alcanzar una eficiencia de avance  $\geq 94\%$ , se logra con la malla de perforación y voladura con arranque Rompe boca, diseñado en base al modelo matemático de Holmberg ajustado, de los resultados se obtiene una eficiencia de voladura de  $97\%$  con un avance efectivo de  $4.37\text{ m}$  (6).

De ambas conclusiones se establece que se comparte opinión sobre las mejoras en el proceso productivo con la implementación de barras de 16 pies.

**HE N°3:** La voladura con la implementación de barras de 16 pies mejora el avance por disparo.

La investigación concluyo que: se determinó que en el proceso de la voladura con la implementación de barras de 16 pies se mejoró la eficiencia logrando un factor de  $0.79$  a  $0.86$  lo que representa en porcentaje entre  $79\%$  a  $86\%$  respecto al sobrerotura se estableció un:  $\pm 7\%$ ; cabe resaltar que el control de estos parámetros mejora el avance por disparo.

Según Ccaso (3), en su investigación concluyo que: “se logró aumentar los avances en el Nivel 4100, realizando el seguimiento en las labores horizontales del proceso de perforación y voladura. Los resultados en una sección de  $3,50 \times 3,50\text{ m}$ , se obtenía con barra de 14 pies el avance de voladura en  $3,78\text{ m}$ , factor de potencia  $0,98\text{ kg/TM}$ . A inicios del mes de agosto se realiza la perforación con barra de 16 y se obtiene el avance de voladura en  $4,25\text{ m}$ , mejorando el avance en  $20,40\%$ . Y factor de potencia  $1,04\text{ kg/t}$  mejorando en  $6,12\%$  y finalmente se logró mejorar con barra de 16 pies el factor de avance en  $5,12\%$ . Y para ver las mejoras en secciones:  $4,00 \times 4,00\text{ m}$  ver la Tabla 3.24 y para  $4,50 \times 4,00$  ver en la Tabla 3.25 Se compara los 44 taladros de perforación en tipo de roca IIIA y IIIB” (3).

De ambas conclusiones se establece que se comparte opinión sobre las mejoras en el proceso productivo con la implementación de barras de 16 pies.

**HE N°4:** La fragmentación con la implementación de barras de 16 pies es mejor respecto a la mejor distribución de carga el cual repercute en el avance por disparo.

La investigación concluyo que: se comprobó que la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies es mejor producto, esto se logra debido al mejor aprovechamiento de la energía liberada por el explosivo, el uso de una malla de perforación de acuerdo con los parámetros geotécnicos como es el RMR, distribución de los taladros que conforman la malla de



perforación junto a la disposición de la pila de escombros y su esponjamiento. mejoran el proceso productivo mejor respecto a la mejor distribución de carga el cual repercute en el avance por disparo.

Según Cuaquira (4) respecto a la fragmentación afirmo que:

- La fragmentación de rocas (P80), depende principalmente: (4)
  - Adecuado factor de carga lineal (kg/ml) (4)
  - Perforación simétrica (4)
  - Uso de tacos de arcilla (4)
  - La sobrerotura promedio de las pruebas es 12%; principalmente por la desviación durante el reproceso al momento de cambiar la barra (4).

De ambas conclusiones se establece que se comparte opinión sobre las mejoras en el proceso productivo con la implementación de barras de 16 pies.

## CONCLUSIONES

1. Se comprobó que la implementación de barras de 16 pies en perforación, esto debido al control del tiempo de perforación y carguío de los explosivos, respecto al proceso de voladura mejoro la distribución de la carga de acuerdo a la malla de perforación, secuenciamiento del disparo combinando retardo de tiempo corto y largo, lo que permite el mejor aprovechamiento de la energía liberada por el explosivo; cabe resaltar que se tuvo en cuenta los parámetros geotécnicos como es el RMR, disposición de la pila de escombro y el factor de esponjamiento entre otros los cuales influyeron mejorando el proceso productivo mejor el cual repercutió en el avance por disparo.
2. Se determinó que el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies es de 3.47 minutos en promedio para en un frete de 6.0 m de ancho \* 6.0 m de alto un total de 57 taladros (43 de 45 mm, 6 de 102 mm y 8 taladros de alivio de 45 mm), el tiempo total de perforación es de 3 horas con 30 minutos; cabe resaltar que la diferencia entre la perforación con un barreno de 14 pies y 16 pies es de 0.47 minutos lo que finalmente se puede evidenciar mediante el levantamiento topografico que el avance por disparo es mayor en aproximadamente 1.5 pies.
3. Se determinó que el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies es de 1.50 horas, se da inicio se por ejemplo en la guardia de noche a las 4.30 a.m. y culminando a las 6:00 a.m. para el carguío de 49 taladros. Finalmente se establece que el control del confinamiento del explosivo mejora el avance por disparo.
4. Se determinó que en el proceso de la voladura con la implementación de barras de 16 pies se mejoró la eficiencia logrando un factor de 0.79 a 0.86 lo que representa en porcentaje entre 79% a 86% respecto al sobrerotura se estableció un:  $\pm 7\%$ ; cabe resaltar que el control de estos parámetros mejora el avance por disparo.
5. Se comprobó que la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies es mejor producto, esto se logra debido al mejor aprovechamiento de la energía liberada por el explosivo, el uso de una malla de perforación de acuerdo a los parámetros geotécnicos como es el RMR, distribución de los taladros que conforman la malla de perforación junto a la

disposición de la pila de escombros y su esponjamiento. mejoran el proceso productivo mejor respecto a la mejor distribución de carga el cual repercute en el avance por disparo.

## RECOMENDACIONES

1. Luego de haber comprobado que la implementación de barras de 16 pies en perforación influyó mejorando el proceso productivo respecto al avance por disparo se recomienda control del tiempo de perforación, carguío de los explosivos, distribución de la carga, malla de perforación, secuenciamiento del disparo y la fragmentación.
2. Luego de haber comprobado que el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies influyó mejorando el proceso productivo respecto al avance por disparo se recomienda controlar del tiempo de perforación.
3. Luego de haber comprobado que tiempo el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies influyó mejorando el proceso productivo respecto al avance por disparo se realice respetando lo establecido en la investigación sin exponer al personal.
4. Luego de haber comprobado que la voladura con la implementación de barras de 16 pies influyó mejorando el proceso productivo respecto al avance por disparo se recomienda controlar la eficiencia del disparo y controlando la sobre y sub excavación
5. Luego de haber comprobado que la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies influyó mejorando el proceso productivo respecto al avance por disparo se recomienda controlar el grado de fragmentación.
6. Se recomienda que cuando se realiza la reperforación con barra de 16 pies se pierda el paralelismo al fondo del taladro.
7. Se recomienda capacitar al personal y entender que el control de los parámetros de perforación y voladura (pintado de malla, control de paralelismo, simetría entre taladros, cargas espaciadas) son importantes para mejorar los resultados en avance y sobrerotura con el objetivo de mantener un buen diseño del frente.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. MUSIC, Andrés. Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina El Teniente ,Chile. Memoria (Título de Ingeniero de Minas). Santiago de Chile: Universidad de Chile, 2007, 114 pp.
2. SÁNCHEZ, Yadira. Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth. Tesis (Título de Ingeniera de Minas Grado Académico de Tercer Nivel). Ecuador: Universidad Central del Ecuador, 2012, 247 pp.
3. CCASO, Emerson. Evaluación económica en el avance de frentes horizontales del Nv 4100 con barras de 16 pies mina MINSUR S.A. en la Unidad Minera Raura. Tesis (Título de Ingeniera de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2018, 113 pp.
4. CUAQUIRA, Mirco. Influencia de la perforación con barras de 16 pies en el metraje y producción en el NV - 10 SN - 099 E de la mina Ticlio – Volcan Compañía Minera S.A.A. Tesis (Título de Ingeniera de Minas). Huancayo - Perú : Universidad Continental, 2021, 116 pp.
5. CONCHA, Randal y TARIFA, Edwin. Reducción y Optimización de Costos en Perforación y Voladura Implementando Barrenos de 16 Pies para Labores de Desarrollo en la U.O. Inmaculada - Sociedad Minera Ares S.A.C. Tesis (Título de Ingeniera de Minas). Arequipa - Perú: Universidad Tecnológica del Perú, 2020, 88 pp.
6. TORIBIO, Lenin. Optimización de avances con barra de 16 pies en zona cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. Tesis (Título de Ingeniera de Minas). Cerro de Pasco – Perú. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2019, 204 pp.
7. EXSA. Manual practico de voladura. [En línea]Lima - Perú, 2011.[Fecha de consulta: 17 de octubre del 2022] Disponible en: [https://www.academia.edu/23767654/MANUAL\\_PRACTICO\\_DE\\_VOLADUR](https://www.academia.edu/23767654/MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADUR)

A\_Edici%C3%B3n\_especial\_La\_L%C3%ADnea\_m%C3%A1s\_Completa\_para\_Voladura\_Das\_Komplette\_Sprengstoffprogramm\_The\_Most\_Complete\_Blasting\_Line

8. D. S. N.º023-2017-EM. Modifican diversos artículos y anexos del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería. Diario Oficial El Peruano, Lima, Perú, 28 de agosto de 2017.
  
9. OJEDA, Rene. *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. [En línea]Lima - Perú, 2017.[Fecha de consulta: 25 de octubre del 2022] Disponible en: [https://www.academia.edu/14518881/DISEÑO\\_DE\\_MALLAS\\_DE\\_PERFORACION\\_Y\\_VOLADURA\\_SUBTERRÁNEA\\_APLICANDO\\_UN\\_MODELO\\_MATEMATICO\\_DE\\_AREAS\\_DE\\_INFLUENCIA](https://www.academia.edu/14518881/DISEÑO_DE_MALLAS_DE_PERFORACION_Y_VOLADURA_SUBTERRÁNEA_APLICANDO_UN_MODELO_MATEMATICO_DE_AREAS_DE_INFLUENCIA)
  
10. BUNGE, Mario. *Metodología de la Investigación*. España: Ciencinvestiga, 2015.
  
11. BERAUN, Yhonny. Reducción del impacto ambiental mediante la técnica de relleno hidráulico en tajos. compañía minera Chungar S.A.C. Tesis (Título de Ingeniera de Minas).Pasco. Pasco - Perú: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2018, 96 pp.

## **ANEXOS**

## Anexo 1

### Matriz de consistencia

	Problema	Objetivo	Hipótesis	Variable
<b>General</b>	¿Cómo influye la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023?	Establecer la influencia de la implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023	La implementación de barras de 16 pies en perforación influye mejorando el avance por disparo, unidad minera Chungar Volcan S. A. – 2023	<b>Independiente</b> Barra de 16 pies
Específicos	a) ¿Cuál es el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?	a) Determinar el tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.	a) El tiempo de perforación con la implementación de barras de 16 pies es mayor el cual mejora el avance por disparo.	<b>Dependiente</b> Avance por disparo
	b) ¿Cuál es el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?	b) Evaluar el tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.	b) El tiempo que se realiza en el carguío de explosivos y accesorios de voladura con la implementación de barras de 16 pies es relativamente mayor el cual mejora el avance por disparo.	
	c) ¿Cuál es el resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?	c) Determinar el resultado de la voladura con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.	c) La voladura con la implementación de barras de 16 pies mejora el avance por disparo.	



d) ¿Cuál es la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo?	d) Determinar la fragmentación con la implementación de barras de 16 pies para evaluar el avance por disparo.	d) La fragmentación con la implementación de barras de 16 pies es mejor respecto a la mejor distribución de carga el cual repercute en el avance por disparo.
---	---	---

Variable	Definición conceptual	Indicador	Unidad de medida
Independiente Barra de 16 pies	Es una barra con hueco en toda su longitud que se utiliza en la perforación de la roca para el carguío correspondiente con explosivos; hecho de material acero, de distintas medidas: 4 pies, 6 pies, et	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Tiempo de perforación</li> <li>• Tiempo de carguío</li> <li>• Resultados de voladura</li> <li>• Fragmentación</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Horas</li> <li>• Horas</li> <li>• Sobre y sub excavación</li> <li>• Bolonería</li> </ul>
Dependiente Avance por disparo	Es una parte fundamental del ciclo de minado, con el cual nos permite extraer el mineral mediante el uso adecuado de explosivos, diseño de malla pertinente, etc. a un menor costo posible	Longitud de avance	m

