

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro- Unidad Minera Uchucchacua - Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.**

Ruben Barrientos Llacua  
Gabriel Alfredo Durand Lanazca

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## **AGRADECIMIENTO**

A nuestro asesor Ing. Benjamín  
Ramos Aranda.

A todos nuestros docentes,  
ingenieros de la facultad de  
ingeniería de Minas de la  
Universidad Continental.

## **DEDICATORIA**

A Dios, nuestros padres y hermanos.

# ÍNDICE GENERAL

Agradecimiento .....	ii
Dedicatoria .....	iii
Índice general.....	iv
Índice de figuras .....	vii
Índice de tablas .....	ix
Introducción.....	x
Resumen.....	xi
Abstract.....	xii
<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>13</b>
<b>PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....</b>	<b>13</b>
1.1. Planteamiento y formulación del problema .....	13
1.1.1. Planteamiento del problema.....	13
1.2. Formulación del problema.....	14
1.2.1. Problema general .....	14
1.2.2. Problemas específicos .....	14
1.3. Objetivos .....	14
1.3.1. Objetivo general .....	14
1.3.2. Objetivos específicos.....	14
1.4. Justificación e importancia .....	15
1.4.1. Justificación.....	15
1.4.2. Importancia.....	15
1.4.3. Limitaciones .....	15
1.5. Hipótesis de la investigación.....	15
1.5.1. Hipótesis general.....	15
1.5.2. Hipótesis específica.....	15
1.6. Identificación de variables.....	16
1.6.1. Variables independientes .....	16
1.6.2. Variables dependientes .....	16
<b>CAPÍTULO II.....</b>	<b>17</b>
<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>17</b>
2.1. Antecedentes de la investigación .....	17
2.1.1. Antecedentes nacionales .....	17

2.2. Generalidades de la unidad minera <i>Uchucchacua</i> .....	19
2.2.1. Ubicación y accesibilidad .....	19
2.2.2. Geografía .....	21
2.3. Geología.....	22
2.3.1. Geología estructural.....	22
2.3.2. Geología económica .....	22
2.4. Mineralogía.....	23
2.4.1. Minerales de mena .....	23
2.4.2. Minerales de ganga .....	23
2.4.3. Procesos de mineralización .....	23
2.4.4. Tipos de mineralización .....	24
2.4.5. Sistema de vetas .....	25
2.4.6. Sistema de cuerpos .....	26
2.4.7. Guías de mineralización .....	26
2.5. Bases teóricas.....	27
2.5.1. Método de explotación ( <i>sublevel stoping</i> – taladros largos) .....	27
2.5.2. Perforación de taladros largos .....	29
2.5.3. Factores para la desviación del taladro .....	31
2.5.4. Control de desviación de los taladros .....	32
2.5.5. Aceros de perforación.....	33
2.5.6. Explosivos y accesorios.....	33
2.5.7. Energía del ANFO.....	42
2.5.8. Detonadores no eléctricos (fulminante) .....	44
2.5.9. Radio de rotura .....	45
2.5.10. El mecanismo de fragmentación de la roca .....	46
2.5.11. Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca.....	50
2.5.12. Influencia de las características de la roca .....	51
2.5.13. Influencia de las características de los explosivos.....	53
2.6. Ventilación.....	53
2.7. <i>Software WipFrag</i> utilizado para medir el p80.....	56
2.8. Definición de términos.....	56
<b>CAPÍTULO III .....</b>	<b>60</b>
<b>METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>60</b>
3.1. Método y alcances de la investigación .....	60

3.1.1. Método general .....	60
3.1.2. Tipo de investigación .....	60
3.1.3. Nivel de investigación .....	60
3.1.4. Diseño de la investigación .....	60
3.1.5. Población y muestra .....	61
3.1.6. Técnicas de recolección de datos.....	61
3.1.7. Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	61
<b>CAPÍTULO IV.....</b>	<b>62</b>
<b>ANÁLISIS Y RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>62</b>
4.1. Descripción del tajeo 6662, veta Lilia, nivel 3780 .....	62
4.2. Análisis geomecánico.....	64
4.2.1. Radio hidráulico S.....	65
4.2.2. Estimación de la estabilidad de la labor.....	66
4.2.3. Análisis de estabilidad mediante elementos finitos .....	67
4.2.4. Calidad de la roca .....	69
4.2.5. Tipo de sostenimiento.....	69
4.3. Análisis de datos históricos .....	70
4.4. Cálculo de malla de perforación con modelo matemático de <i>Langefors</i> ....	74
4.5. Cálculo del espaciamiento con el modelo matemático de López Jimeno..	77
4.6. Diseño de malla de perforación según los resultados .....	78
4.7. Perforación .....	78
4.7.1. Parámetros de perforación .....	80
4.8. Carguío .....	80
4.9. Aplicación de los parámetros calculados y monitoreo del tajeo 6662 .....	80
4.10. Análisis granulométrico del tajeo 6662 .....	82
Conclusiones.....	85
Lista de referencias .....	86
Anexos .....	88

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Mapa de ubicación geográfica y sus accesos. ....	21
Figura 2. Secuencia de minado con taladros largos paso 1 y 2. ....	30
Figura 3. Secuencia de minado con taladros largos 3 y 4. ....	30
Figura 4. Secuencia de minado con taladros largos paso 5 y 6. ....	30
Figura 5. Ilustración de la desviación de los taladros de perforación. ....	31
Figura 6. Estado de los aceros, desgaste de los hilos. ....	32
Figura 7. Influencia de la desviación. ....	33
Figura 8. Broca guía con insertos tipo balístico. ....	33
Figura 9. Presentación del Pentacord. ....	35
Figura 10. Presentación del Carmex. ....	36
Figura 11. Presentación de los faneles. ....	36
Figura 12. Presentación del Emulnor. ....	38
Figura 13. Presentación del ANFO. ....	40
Figura 14. Presentación del ANFO P y L. ....	41
Figura 15. Energía del ANFO vs. contenido de petróleo diésel. ....	42
Figura 16. Gases de acuerdo al contenido de petróleo en el ANFO. ....	43
Figura 17. VOD vs. contenido de petróleo. ....	43
Figura 18. Detonador no eléctrico. ....	44
Figura 19. Esfuerzo generado en función del tiempo a diferentes distancias. .	47
Figura 20. Tipos de fisuras en las proximidades del barreno. ....	49
Figura 21. Agrietamiento debido a la tracción generada por onda reflejada. ...	50
Figura 22. Sistema de ventilación auxiliar actual Tj 6662. ....	54
Figura 23. Diseño de la infraestructura del tajeo. ....	62
Figura 24. Sección longitudinal del tajeo 6662. ....	63
Figura 25. Vista en planta del tajeo 6662. ....	64
Figura 26. Esquema de la superficie analizada. ....	66
Figura 27. Abertura estable sin sostenimiento. ....	66
Figura 28. Gráfico de estabilidad según Potvin 1988. ....	67
Figura 29. Relleno del tajeo 6662, negativo con relleno detrítico. ....	68
Figura 30. Sección longitudinal del Tj 6662. ....	69
Figura 31. Malla de perforación para vetas mayores a 2 metros. ....	70
Figura 32. Malla de perforación para vetas menores a 2 metros. ....	70

Figura 33. Factor de potencia (kg/t). .....	71
Figura 34. Análisis granulométrico p80 (pulg.). .....	73
Figura 35. Porcentaje pasante p80. ....	74
Figura 36. Nuevo diseño de malla de perforación para vetas menores a 2 m..	78
Figura 37. Equipo de perforación Nautilus vista en perfil. ....	79
Figura 38. Dimensiones del equipo de perforación. ....	79
Figura 39. Factor de potencia (kg/t) .....	82
Figura 40. Análisis granulométrico p80 (pulg) .....	83

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Características técnicas del Pentacord .....	35
Tabla 2. Escala de tiempos nominales de retardo.....	38
Tabla 3. Características técnicas del Emulnor .....	39
Tabla 4. Características técnicas del ANFO-Superfam dos .....	40
Tabla 5. Características técnicas del Superfam L y P .....	41
Tabla 6. Tipos de roca y su resistencia a compresión.....	51
Tabla 7. Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura .....	52
Tabla 8. Medición de caudal de aire en el Sn 6662.....	54
Tabla 9. Requerimiento de aire para el personal.....	55
Tabla 10. Calidad de la masa rocosa por el tipo de roca. ....	65
Tabla 11. Base de datos de resultados de voladura .....	71
Tabla 12. Datos históricos de su análisis granulométrico.....	72
Tabla 13. p80 histórico de la voladura.....	73
Tabla 14. Datos para hallar el nuevo burden.....	76
Tabla 15. Datos para hallar el nuevo espaciamiento.....	77
Tabla 16. Parámetros para la perforación de taladros largos .....	80
Tabla 17. Datos específicos del tajo.....	81
Tabla 18. Registro de voladura aplicando el nuevo burden y espaciamiento...	81
Tabla 19. Registro de los datos de la voladura y análisis granulométrico .....	82
Tabla 20. Cuadro comparativo factor de potencia (kg/t).....	83
Tabla 21. Cuadro comparativo p80 (pulg.) .....	84

## INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación aborda los problemas en la operación de voladura encontrados en las tajeos de minado en la unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A., la mala fragmentación obtenida después de la voladura causaba problemas en el transporte y tratamiento del mineral, los cuales motivaron el estudio y verificación de los parámetros de diseño de malla de perforación para optimizar la fragmentación.

Se analizaron los antecedentes de la investigación, tesis y las bases teóricas que fundamenten el estudio que se desarrollan en la tesis, así mismo se desarrolla el método de investigación, tipo de diseño que se aplica y las técnicas e instrumentos de recolección de datos. Se realizaron los trabajos convenientes para la investigación, la información de la muestra se recopiló con el apoyo de los ingenieros de la unidad minera *Uchucchacua* y los técnicos de perforación y voladura. Los problemas más comunes que existen en el tajeo se encuentran en la perforación, en la distribución de los taladros en la malla de perforación, en la cantidad de explosivos que se emplea para la voladura, así como en las desviaciones de los taladros largos.

El presente trabajo tiene por objetivo demostrar la aplicabilidad y mejora con el nuevo diseño de malla para taladros largos en la veta Lilia del niv. 3780. El desarrollo de este trabajo comprendió la evaluación geomecánica del yacimiento que permite desarrollar el nuevo diseño de malla de perforación para optimizar la fragmentación, finalizando con los resultados y soluciones para optimizar la fragmentación.

## RESUMEN

La unidad minera *Uchucchacua* de la compañía minera Buenaventura S. A. A. viene explotando yacimientos polimetálicos de Ag, Pb y Cu, en el proceso de explotación se tienen problemas en la perforación y voladura, como consecuencia de ello, una mala fragmentación que produce retrasos en las demás operaciones.

Esta tesis se inicia con la siguiente interrogante: ¿de qué manera la malla de perforación y voladura mejorara la fragmentación de la roca en el tajeo de producción 6662 de la mina Socorro? Siendo el objetivo demostrar que la malla de perforación y voladura mejora la fragmentación en el tajeo de producción 6662. Para esto, la investigación es aplicativa.

Para aplicar el trabajo de investigación se eligió como muestra el tajeo 6662 del nivel 3780, altura de banco 12 m, vetas menores a 2 m, *Span* máximo 25 m y relleno detrítico. la calidad de roca es regular tipo 3 con RMR 45 y promedio de 48 en las cajas con una resistencia compresivas entre los 75 a 95 MPa, el sostenimiento es con *súpersplit set* de 7' más malla electrosoldada en los subniveles, el refuerzo con *shotcrete* es previa evaluación geomecánica.

Así mismo se rediseñó la malla de perforación con la fórmula matemática de *Langefors* obteniendo como resultado un *burden* de 0.87 m, para hallar el espaciamiento se aplicó el modelo matemático de López Jimeno dando como resultado 0.94 m, de este modo se pudo mejorar la fragmentación.

De igual forma se cuantificó el consumo apropiado de los explosivos, reduciendo la cantidad de empleo en una columna explosiva.

**Palabras claves:** actividad minera, ANFO, *burden*, contenido metálico, detonador, mena

## ABSTRACT

The Uchucchacua mining unit of the Buenaventura SAA mining company has been exploiting polymetallic deposits of Ag, Pb and Cu, in the process of exploitation there are problems in drilling and blasting, as a result of this, poor fragmentation that causes delays in other operations .

This thesis begins with the following question: how will the drill and blast mesh improve the fragmentation of the rock in the 6662-production pit of the Socorro mine? The objective being to demonstrate that the drill and blast mesh improves fragmentation in production pit 6662. For this, the research is applicative.

To apply the research work, pit 6662 of level 3780, bench height 12 m, veins smaller than 2 m, maximum span 25 m and debris fill was chosen as a sample. The rock quality is regular type 3 with RMR 45 and an average of 48 in the boxes with a compressive strength between 75 to 95 MPa, the support is with a 7' super split set plus electro welded mesh in the sublevels, the reinforcement with shotcrete is previous geomechanically evaluation.

Likewise, the drilling mesh was redesigned with the Langefors mathematical formula, obtaining as a result a burden of 0.87 m, to find the spacing, the mathematical model of López Jimeno was applied, resulting in 0.94 m, in this way fragmentation could be improved.

In the same way, the appropriate consumption of explosives was quantified, reducing the amount of employment in an explosive column.

**Keywords:** ANFO, burden, detonator, metal content, mining activity, ore

## **CAPÍTULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

#### **1.1. Planteamiento y formulación del problema**

##### **1.1.1. Planteamiento del problema**

La U. E. A. *Uchucchacua* de la compañía minera Buenaventura S. A. A. posee un mineral económico de cabeza con contenidos de plata, plomo y zinc, que están siendo explotados utilizando el método de explotación de tajeo por subniveles.

La compañía minera *Uchucchacua* está buscando optimizar la malla de perforación para mejorar la fragmentación de la roca. Para cuantificar los resultados después de realizar una voladura se emplea el tamaño pasante 80% o p80, expresado en pulgadas o centímetros; el cual puede ser entendido de la siguiente manera: el 80% del material volado posee un tamaño menor o igual a dicho p80. Por estar desarrollado en la zona baja de la mina Socorro, la fragmentación objetivo o P80 objetivo será de 8 pulgadas, ya que es el tamaño de la parrilla del rompebanco ubicado en el echadero 422; este echadero es el punto de descarga de todo el material proveniente de los niveles inferiores de la mina (desde el nivel 060 hasta el nivel 3710).

El método de trabajo será de la siguiente manera: primero se realizará una línea base para poder determinar los parámetros de perforación y voladura con los cuales se vienen trabajando; luego, se comprobará si estos parámetros

son óptimos, si cumplen con los estándares de seguridad y si sus resultados son los esperados. Para realizar el cálculo del P80 de la línea base se utilizarán 2 métodos: 1) a través de la aplicación de la fórmula de *Langefors* (método teórico) y 2) a través del análisis fotográfico con el *software Wipfrag*.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema general**

¿De qué manera la malla de perforación y voladura mejora la fragmentación de la roca en el tajeo de producción 6662 de la mina Socorro?

### **1.2.2. Problemas específicos**

¿De qué manera un nuevo diseño de perforación mejora la fragmentación de la roca en el tajo 6662?

¿De qué manera el consumo de explosivos influye en la fragmentación de la roca?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo general**

Demostrar que la malla de perforación y voladura mejora la fragmentación en el tajeo de producción 6662.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

Calcular una nueva malla de perforación que mejore la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la mina socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

Definir la carga de explosivo de la nueva malla para mejorar la fragmentación de la roca en el tajeo 6662 nivel 3780, veta Lilia en la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

## **1.4. Justificación e importancia**

### **1.4.1. Justificación**

Actualmente, se tiene un problema con la fragmentación de la roca por el mal diseño de la malla de perforación y exceso de carga. Es de suma importancia para la empresa obtener el tamaño óptimo de fragmentación del macizo rocoso para evitar procesos secundarios que extendería el proceso de minado (chancado y molienda).

Para ello, se procede a aplicar la fórmula de *Langefors* (método teórico) y a través del análisis fotográfico con el *software Wipfrag* en el tajeo de producción 6662, veta Lilia en la mina Socorro.

### **1.4.2. Importancia**

Es importante la elaboración de esta tesis para contribuir en la mejora continua de perforación y voladura, obteniendo una fragmentación adecuada en base al p80, para así reducir costos en chancado y molienda.

### **1.4.3. Limitaciones**

Para obtener la información de la empresa Buenaventura, unidad minera *Uchucchacua* que es de total confidencialidad se tuvo inconvenientes y retrasos, lo cual dificultó el tiempo de elaboración de la tesis.

## **1.5. Hipótesis de la investigación**

### **1.5.1. Hipótesis general**

La aplicación de malla de perforación y voladura influirá positivamente en la fragmentación de la roca en el tajeo 6662, nivel 3780, veta Lilia en la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

### **1.5.2. Hipótesis específica**

La influencia de una nueva malla de perforación mejora la fragmentación de la roca en el tajeo 6662, nivel 3780, veta Lilia en la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

La influencia del factor de carga afecta a la fragmentación de la roca en el tajeo 6662, nivel 3780, veta Lilia en la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

## **1.6. Identificación de variables**

Las variables que se tendrán en cuenta son:

### **1.6.1. Variables independientes**

Malla de perforación

Factor de carga

### **1.6.2. Variables dependientes**

Fragmentación de la roca

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de la investigación**

##### **2.1.1. Antecedentes nacionales**

En la tesis “*Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti – año 2015*”, (1) el objetivo general fue mejorar la granulometría mediante el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de *Holmberg* en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti, año 2015. El tipo de investigación utilizado en la tesis es aplicativo, debido a que trabaja con resultados y conclusiones de investigación básica y el nivel de investigación es descriptivo, cuyas conclusiones fueron: se determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de *Holmberg*, mejora la granulometría de la galería 370, técnicamente hablando, el 50% del material roto es del tamaño menor o igual a 12 pies. Las técnicas de voladura controlada, el control de perforación y voladura y la selección correcta del explosivo en la corona (*Exsablock* 45%), reduce un porcentaje significativo la sobrerrotura en la galería 370. (1)

En la tesis “*Modelo matemático de Langefors para optimizar el diseño de mallas de perforación y voladura de taladros largos – unidad Yauliyacu*”, (2) el objetivo general fue determinar en qué medida el modelo matemático de *Langefors* permite optimizar el diseño de mallas de perforación y voladura de

taladros largos en la unidad *Yauliyacu*. El tipo de investigación utilizado en la tesis es aplicativo y el nivel de investigación es experimental cuyas conclusiones fueron: la implementación de un modelo matemático tal como el modelo de *Langefors*, optimiza significativamente el diseño de mallas de perforación y voladura en la mina *Yauliyacu* y permite realizar análisis de sensibilidad con un programa. Para mejorar la fragmentación en la voladura de los taladros de producción se tuvo que rediseñar la secuencia de iniciación. Y los retardos fueron de 50 milisegundos de taladro a taladro. (2)

En la tesis “*Diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving*”, (3) el objetivo general fue determinar el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación *Sublevel Caving* en el tajo 6950, zona II cuerpo Esperanza, mina central *Yauricocha* 2018. El tipo de investigación utilizada en la tesis es de investigación aplicada y el nivel de investigación es explicativa, cuyas conclusiones fueron: el diseño de malla de perforación y voladura influye directamente para estandarizar en el método de explotación *Sublevel Caving* en el tajo 6950, zona II cuerpo Esperanza, mina central *Yauricocha* 2018. El factor de potencia al minado con taladros largos en promedio fue de 0.25 kg/t, que durante las pruebas realizadas fue el más adecuado para conseguir la granulometría esperada; se consideró en el diseño de carguío una carga operante promedio de 15.44 kg de explosivos por retardo. (3)

En la tesis “*Optimización de la voladura, mina La Virgen – de la compañía minera San Simón S. A. – Huamachuco, Trujillo*”, (4) el objetivo general fue la optimización de la perforación y voladura y reducción de los costos de la operación de voladura, en los tajos de explotación, donde uno de los objetivos específicos fue mejorar la fragmentación y la proyección que se obtendrá con la voladura, cuyas conclusiones fueron: mejora notable de la calidad de granulometría ya que no requiere de voladura secundaria. La fragmentación requerida se obtiene aplicando una relación de *burden* y espaciamiento menor a 1 en un patrón de malla triangular, aumentado el factor de potencia y la detonación de cada taladro en tiempos diferentes. Además, la

distribución de carga en el taladro influye notablemente en el resultado en la fragmentación de la roca. (4)

En la tesis “*Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA niv. 200 - Flor de Loto – compañía minera Raura S. A.*”, (5) el objetivo general fue explotar vetas angostas como Flor de Loto bajo el método de taladros largos, para que minimicen los costos en el tajeo 780 NA. Cuyas recomendaciones fueron: extender el método de tajeo por subniveles con taladros largos para vetas angostas en la U. M. *Raura*, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas. (5)

En la tesis “*Determinación de los parámetros de voladura para optimizar la fragmentación en zona de mineral, en la unidad minera Cuajone*”, (6) el objetivo general fue determinar los parámetros de voladura para optimizar la fragmentación en zona de mineral en la unidad minera Cuajone. Cuyas conclusiones fueron: la fragmentación del disparo del proyecto 3190-0632 resultó ser menor que todos los proyectos anteriores analizados, con un tamaño de 6.02 pulgadas, la que se representa como la más eficiente en zona de mineral, por lo que los parámetros utilizados desde el diseño del proyecto hasta la realización del disparo son los más adecuados para poder disminuir la fragmentación en los proyectos posteriores. El factor de potencia resultó en 0.21, lo que resultó en una gran cantidad de material volado con menor cantidad de explosivo. (6)

## **2.2. Generalidades de la unidad minera *Uchucchacua***

### **2.2.1. Ubicación y accesibilidad**

La unidad de *Uchucchacua* es el primer productor primario de plata en el Perú y el quinto a nivel mundial (229 millones de oz finas de Ag desde 1975). La mineralización está emplazada en una gruesa secuencia de rocas carbonatadas de la formación *Jumasha* del cretáceo superior y consiste de cuerpos y vetas, en reemplazamiento y relleno de espacios abiertos. La mineralogía es variada y compleja siendo una de las localidades con presencia

de *uchucchacuita* y *benavidesita*, así como cristales de colección de *rodocrosita* y *alabandita*.

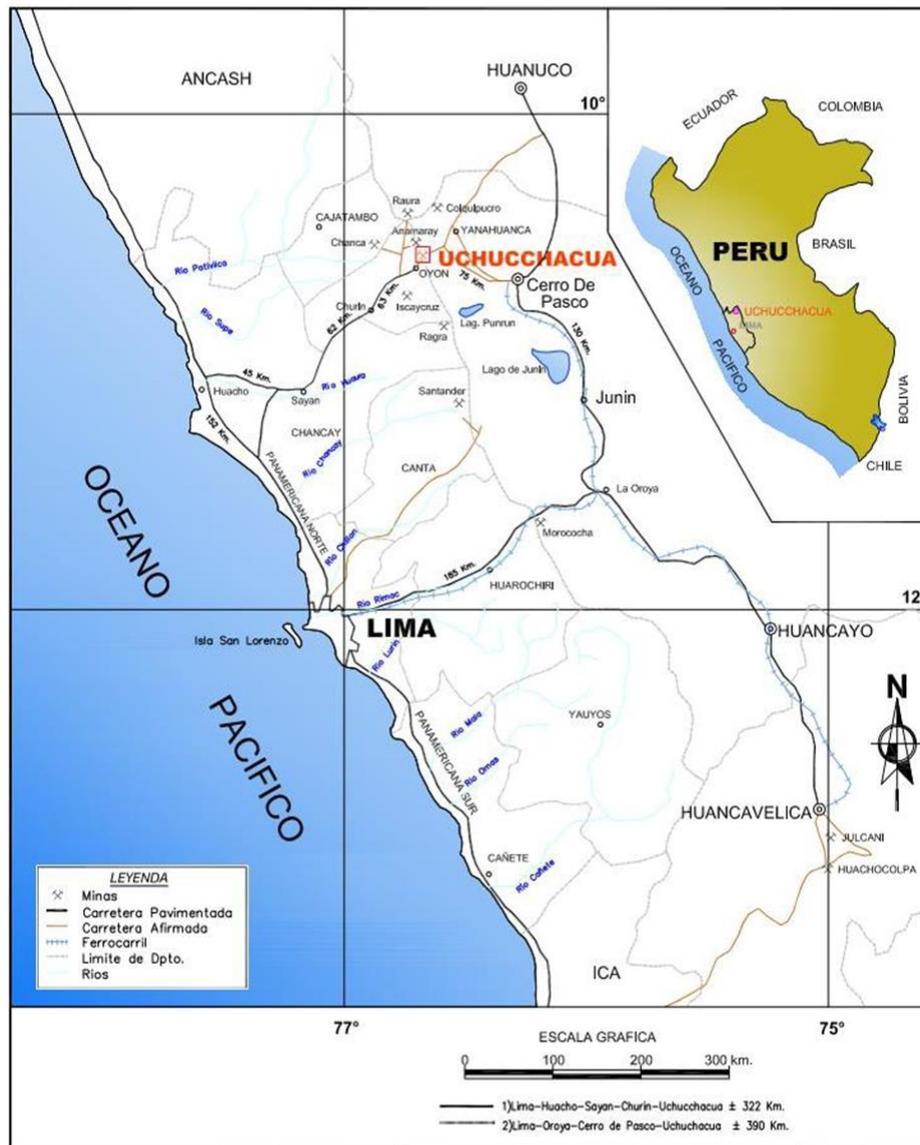
Políticamente, el yacimiento de *Uchucchacua* se encuentra ubicado a 180 km en línea recta de la ciudad de Lima, en el distrito minero de Oyón, provincia de Oyón, departamento de Lima, en las siguientes coordenadas UTM (ver Figura 1).

- Coordenada Este : 315,657
- Coordenada Norte : 8'825,820
- Cota (m s. n. m.) : 4,450
- Sistema de coordenadas : PSAD 1956 UTM Zona 18S
- Proyección : *Transverse Mercator*
- Datum : *Provisional S American 1956*

Se tienen dos vías de acceso:

El primer tramo lo constituye la vía que va de Lima – *Sayán* (141 km), *Sayán* – *Churín* (62 km), *Churín* – *Oyón* (53 km) y *Oyón* – *Uchucchacua* (10 km); haciendo un total de 322 km.

El segundo tramo que va de Lima – La Oroya – Cerro de Pasco (320 km) y Cerro de Pasco – *Uchucchacua* (70 km); haciendo un total de 390 km.



**Figura 1. Mapa de ubicación geográfica y sus accesos. Tomada del Área de Geología de la compañía de minas Buenaventura S. A. A.**

### 2.2.2. Geografía

La zona muestra en la parte central del distrito minero de *Uchucchacua* la divisoria continental de los Andes, angosta y abrupta que llega hasta 5 200 m s. n. m. Hacia el oeste de este lineamiento se suceden quebradas en “V” y “U” flanqueadas por altos picos y al Este, una porción de la planicie altiplánica interceptada por numerosas quebradas y picos sobre los 4 800 m s. n. m. El clima es frío y seco entre los meses de abril a diciembre, tornándose lluvioso de enero a marzo y con temperaturas frías a moderadas. (7)

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por *ichu*, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura. (7)

## **2.3. Geología**

### **2.3.1. Geología estructural**

El movimiento de la placa oceánica que se hunde por debajo de la placa continental ha producido fases compresivas y distensivas que dieron lugar a la formación de los Andes. A causa de este fenómeno se evidencia una serie de detalles estructurales de diversas magnitudes, afectando a las rocas sedimentarias de la zona de *Uchucchacua*. Este aspecto estructural es de suma trascendencia. (7)

### **2.3.2. Geología económica**

El yacimiento de *Uchucchacua* forma parte de los yacimientos polimetálicos hospedados en rocas carbonatadas del cretáceo superior relacionado a intrusiones del mioceno en los Andes del Perú central. Es uno de los mayores productores primarios de plata con una producción histórica de 229 millones de oz de Ag fina, recuperadas desde 1975 hasta la actualidad.

La característica principal que presenta es que tiene bajos valores de Pb-Zn y valores inusualmente altos de Ag-Mn, mucho más que los otros yacimientos del mismo ambiente tectónico, inclusive superando a yacimientos epitermales de Ag como son *Pallancata* y *Arcata*.

La mineralización económica de la mina Socorro es básicamente de plata, como subproductos se extraen zinc y plomo. Asimismo, se observa una amplia gama de minerales de ganga de muy rara naturaleza como es el caso de la *alabandita* (sulfuro de manganeso).

En el tajo 6662 se cuenta con los *blocks* de 12 y 15 metros que tienen una reserva geológica de 258,755 TCS con una ley promedio de 19.3 oz Ag/TCS, 0.9% Pb y 1.1% Zn. La potencia de los tajeos es de 1.3 metros en

promedio, 200 metros de largo y 60 metros de altura para el tajeo que se va a explotar por tajeo y por subniveles.

## **2.4. Mineralogía**

Los procesos de mineralización en el yacimiento de *Uchucchacua* han sido complejos y múltiples, debido a esto su mineralogía es inusualmente variada. Entre los principales grupos minerales se tiene: óxidos, silicatos, carbonatos, sulfuros y sulfosales. Así mismo, *Uchucchacua* se caracteriza por ser una localidad típica de minerales raros como la *uchucchacuita*, la *benavidesita* y por tener los mejores ejemplares de *alabandita* cristalizada.

### **2.4.1. Minerales de mena**

*Galena, proustita, argentita, pirargirita, plata nativa, esfalerita, marmatita, jamesonita, polibasita, boulangierita, chalcopirita, covelita, jalpaita, estromeyerita, golfieldita.*

Según estudio de Bisa (noviembre 2011), se han reportado nuevas especies de minerales de plata, como son: *diaforita, pearceita, freibergita, miargirita, uchucchacuita, smithita, tetrahedrita, pirquitasita, canfieldita, freieslebenita.*

### **2.4.2. Minerales de ganga**

*Pirita, alabandita, rodocrosita, calcita, pirrotita, fluorita, psilomelano, pirolusita, johansonita, bustamita, arsenopirita, marcasita, magnetita, estibina, cuarzo, oropimente, rejalgar, benavidesita, tefroita y yeso.*

### **2.4.3. Procesos de mineralización**

El proceso de mineralización en *Uchucchacua* fue sumamente complejo, sin embargo, se hace un intento de interpretación en siete etapas:

- 1) Plegamiento regional, sobrecurrimiento, falla *Uchucchacua*
- 2) Fracturamiento en sistemas N-S, WNW-E
- 3) Desplazamiento de fallas *Cachipampa*, Socorro, disloque de intrusiones, de vetas Rosa y Sandra, formación de fracturas tensionales al norte de falla Socorro (Luceros), veta Rosa (Rosa 2, 3, Claudia, Victoria, etc.) y Sandra

(Violeta, *Plomopampa*, Jacqueline, etc.), brechamiento en la caja norte de veta Rosa

- 4) Mineralización etapa 2, en fracturas tensionales de Socorro (Luceros), de Sandra y en menor proporción en la veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.)
- 5) Mineralización etapa 3 en brecha de veta Rosa (Irma Viviana, Rosa Norte, etc.) y sus tensionales al SE (Rosa 2, Claudias, Victorias, etc.)
- 6) Reapertura de fracturas y deposición tardía de minerales de etapa 4
- 7) Oxidación supérgena de minerales por aguas de percolación

#### **2.4.4. Tipos de mineralización**

**a) Relleno de fracturas:** por efecto de los movimientos de las fallas regionales referidas en el capítulo correspondiente, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del *Jumasha*, estas fracturas son de magnitud distrital (1-1.5 km) y con desplazamiento de relativo poco alto en las componentes vertical y horizontal, estas, al ser rellenas por las soluciones hidrotermales, toman la configuración en Rosario; el relleno mineralógico es mayormente de sulfuros tales como *galena*, *blenda*, *pirita*, *plata roja*, *alabandita*, *calcita* y *rodocrosita*; en menor cantidad presentan silicato; en sus tramos tensionales quedaron cavidades que permitieron la percolación de aguas meteóricas que en algunos casos disolvieron la caliza, y en gran parte oxidaron el mineral. La mineralización se dispone en bolsonadas de diversa longitud con zonas de ensanchamiento y adelgazamiento en los bordes, en algunos casos son filones de fisura de muy limitada extensión; indudablemente están íntimamente ligadas a la formación de cuerpos de reemplazamiento.

**b) Reemplazamiento metasomático:** las calizas del *Jumasha* medio e inferior, como cajas de las fracturas en *Chacua*, han favorecido el proceso de reemplazamiento por sulfuros y silicatos de metales económicos como plata y zinc, formando cuerpos irregulares muy relacionados a las vetas, las cuales funcionaron como canales definidos de mineral reemplazante en sus zonas de inflexión, la forma de estas concentraciones es irregular, con dimensiones entre 30 a 140 m de longitud, alrededor de 150 m. de altura y 4

a 30 m de ancho; en el caso particular del cuerpo Irma Viviana, esta llega a tener una extensión vertical alrededor de 300 m. En profundidad, el reemplazamiento es mucho más irregular y tienden a ser controlados por planos de estratificación, sus afloramientos en superficie se caracterizan por presentar un enjambre de venillas de calcita con oxidaciones de manganeso.

**c) Metasomatismo de contacto:** la presencia de intrusivos en el distrito minero determina la existencia de *skarn* en sus dos tipos, *endoskarn* y *exoskarn* mineralizados predominantemente con *blenda* oscura, *chalcopirita* y galena *argentífera* de grano grueso que se disemina con granate del tipo grosularia, presentan también una configuración irregular alrededor de los intrusivos, están constituidos por diseminaciones y vetillas de mineral cualitativamente inferiores a las vetas y reemplazamientos. Por ahora, no revisten importancia económica sin descartarse que puedan existir concentraciones de este tipo con calidad y volumen importantes.

#### **2.4.5. Sistema de vetas**

Entre las fallas *Uchucchacua*, *Cachipampa* y Socorro es posible definir tres sistemas de veta:

- 1) Sistema NW-SE, predomina mayormente en el área de Socorro, a esta pertenecen las vetas Camucha, Lucero, Dora, V-3, Doris, Socorro 1 y se encuentran limitados entre las fallas *Uchucchacua* y *Cachipampa*.
- 2) Sistema E-W, el cual parece estar controlando el fracturamiento NW-SE y EN-SW; estas vetas tienen rumbos entre N 80 E a E-W y buzamientos que tienden a ser verticales, sus zonas de oxidación profundizan considerablemente, pasando a veces los 300 m; las vetas de este sistema son: Rosa, Sandra, Rosa 2, Consuelo, Karla, Silvana, etc.
- 3) Sistema EN-SW es, al parecer, el sistema dominante sobre todo al Sur de la zona de producción, las exploraciones al Sur de la veta Rosa toman el rumbo de las vetas de este sistema, las cuales se disponen alrededor de los intrusivos observados en superficie en el área de Casualidad, son de relativa larga longitud ya que se las observa desde el campamento *Plomopampa*, son sinuosas con ramales secundarios, zonas de angostamiento y

ensanchamiento; a este sistema pertenecen las vetas Luz, Casualidad 1, 2, Victoria, Claudias, Plomopampa 1, 2 y sistema *Huantajalla*.

#### **2.4.6. Sistema de cuerpos**

Se diferencian los cuerpos de metasomatismo de contacto, cuyas características principales son su forma irregular, su relación estrecha a los intrusivos del área, la conformación de *skarn* con granates, marmolización y mineralización diseminada de *blenda*, *chalcopirita* y *galena*; hasta el momento no se han determinado concentraciones importantes de este tipo, pero se conocen algunas de segunda importancia económica, entre vetas Luz y Luz 1 del nivel 550 a 450, otro en la cortada 976 en el nivel 550, también en el nivel 450 cerca al pique, igualmente en el 450 de Casualidad.

Cuerpos de reemplazamiento metasomático en la mina Carmen están relacionados a inflexiones de vetas, se encuentran vecinos o unidos a ellas, de formas irregulares, más extendidos en vertical que horizontalmente, con valores de plata superiores a los anteriores; su característica principal es la presencia de los silicatos de manganeso en mayor cantidad que en las vetas, la cantidad de platas rojas es notable y evidentemente de deposición tardía; entre los cuerpos reconocidos se tiene a Irma Viviana, Rosa Norte, Rosa 2 y Claudia.

Como cuerpos de reemplazamiento metasomático se tiene en la mina Socorro los del sistema Luceros, con caracteres estructurales y mineralógicas diferentes a los de la mina Carmen, donde predominan los carbonatos como matriz (*calcita*, *rodocrosita*), fina diseminación de *pirita*, *galena*, *esfalerita*, puntos de plata roja, *alabandita* y no se observan silicatos de manganeso.

#### **2.4.7. Guías de mineralización**

**a) Estructural:** indudablemente el fallamiento regional originó el fracturamiento y brechamiento de la caliza que permitió la migración y deposición de los minerales así como el reemplazamiento; es necesario considerar algunos rasgos estructurales que permiten ubicar concentraciones de mineral tales como el indicado por *Bussell* y *Baxter*, en la relación del sistema Casualidad, *Huantajalla* con la prolongación de la denominada *Plomopampa 3*; en todo

caso, la conjugación del fracturamiento y fallamiento en todo el distrito es sumamente importante económicamente.

- b) Mineralógico:** la *galena* de grano grueso y *pirita* fina se hallan asociados a la mineralización de plata, la *alabandita* y *magnetita* contienen plata en solución sólida; los silicatos de manganeso se hallan cada vez más identificados con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral, la presencia de ellos en alguna estructura puede conducirnos a bolsionadas importantes. La *calcita* rodea los cuerpos y está a ambos lados de las estructuras tabulares.
- c) Litológico:** las calizas de la formación *Jumasha* juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización, se ha indicado repetidas veces su subdivisión especulando como horizonte más favorable el intermedio, sin embargo, resulta aún difícil definir esta apreciación y más bien se reafirma la idea de esta unidad sin límites de negatividad.

## **2.5. Bases teóricas**

### **2.5.1. Método de explotación (*sublevel stoping* – taladros largos)**

El diseño de taladros largos consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, por lo cual consta de cuatro subniveles de preparación (4.0 x 3.5 m) distanciados verticalmente por un banco de 12 m, se tiene una rampa principal de extracción de mineral (4.0 x 4.0 m) y ventanas (4.0 x 4.0 m) tanto de limpieza como de relleno para cada banco. La perforación se realiza con equipos de perforación *Nautilus* cuyo rendimiento estimado es de 100 m/guardia, la limpieza se realiza con *scoops* de 4.1 yd<sup>3</sup> y 6.0 yd<sup>3</sup> con telemando mediante echaderos comunicados en la longitud del tajo, el relleno principal es detrítico proveniente de las labores de avance y bajo ciertas condiciones (anchos de minado mayores a 10 m) se usa relleno rocoso cementado. El ciclo de minado consiste en perforar, disparar, limpiar y rellenar respetando el parámetro geomecánico de abertura máxima sin sostenimiento de 25 m para labores de 4 m de ancho.

Este método de explotación tiene impacto favorable en la seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo bajo techo seguro.

**a) Características:** el método de minado por subniveles también llamado *sublevel stoping* con taladros largos, es un método de explotación que tiene una alta producción; es aplicable a: cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen mineral y cajas competentes que requieren un poco o ningún soporte; el mineral roto fluye por la influencia de la gravedad. Este método requiere de una gran inversión en la etapa de preparación, posteriormente, dicho costo se compensa porque gran parte de la preparación para la explotación es ejecutado sobre el mineral.

El método de explotación ha provenido de las minas de hierro de Michigan en 1902 (Peele, 1941) y al principio fue inventado como un banco de taladros cortos y sistema de rastras. Los rangos de producción son de 15 a 40 t/hombre-guardia y el tajeo produce encima de 25,000 t/mes. El tajeo por subniveles con taladros largos es usado aproximadamente por el 9% en EE. UU. y el 3% de producción mundial metálica (Lawrence, 1982). Actualmente, está limitado a cuerpos empinados de mineral, donde tanto el mineral como la roca encajonante son competentes y el mineral roto fluye por gravedad. Los cuerpos de mineral deben ser regulares, porque el método no es selectivo. El uso eficiente de voladura en gran escala hace de tajeo por subniveles uno de los métodos de más bajos costos de la minería subterránea. (2)

**b) Ventajas:** las principales ventajas son las siguientes:

- Este método de minado por subniveles es aplicable con la mecanización, y por lo tanto los tajos son altamente eficientes, alcanzando a producir 110 t/hombre-guardia en grandes tajeos según Takata, Nanko y Izawa (1981). (2)
- El método tiene un moderado a muy alto ritmo de producción, con tajeos individuales que producen encima de 25,000 t/mes. (2)
- Es seguro y aparte del manejo de los subniveles son fáciles para ventilar, particularmente donde las voladuras semanales son realizadas. (2)

- La recuperación de mineral llega a ser tan alta, alcanzando a ser mayor a 90% cuando es posible la buena recuperación de pilar. La dilución es generalmente baja y puede estar debajo del 20% para la mayoría de las operaciones. (2)
- Los tajeos pueden ser perforados mucho antes que los taladros sean disparados y volados, esto depende de la disponibilidad del equipo. (2)
- En explotaciones grandes la voladura se puede realizar una vez a la semana. (2)

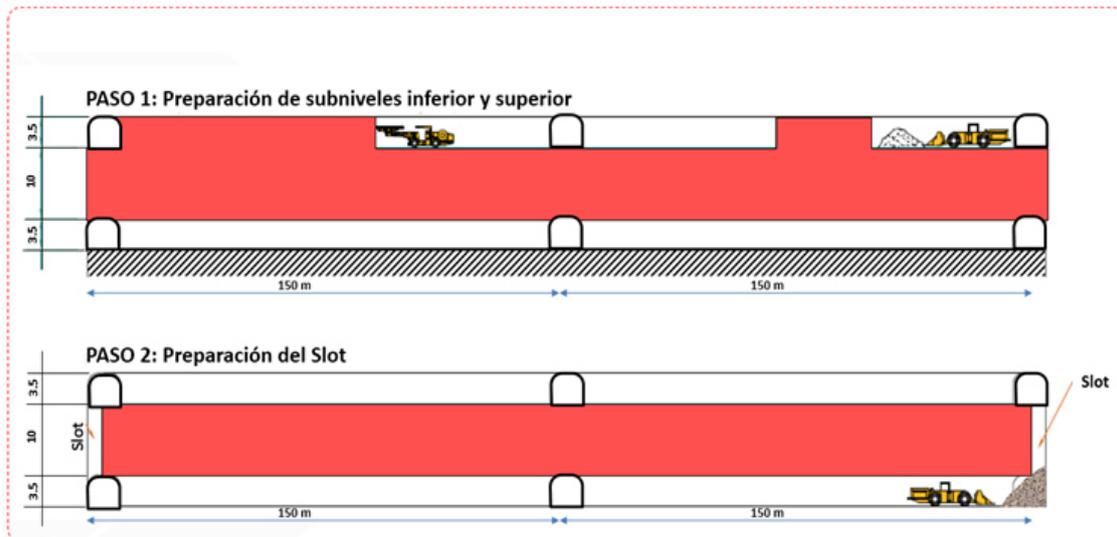
**c) Desventajas:** las desventajas más resaltantes son:

- El método requiere una alta inversión de capital, requiriendo una cantidad grande de labores de desarrollo antes de que la producción pueda comenzar. (2)
- El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o en la caja techo son difíciles de arreglar. (2)
- Preparación de los tajos: el acceso a los tajos de explotación es por la rampa y las cortadas ubicadas en la caja piso de los tajeos. La galería de extracción (*by pass*) debe ser desarrollada en el nivel base (caja piso) del tajeo, paralela a la zona mineralizada y en estéril, el desarrollo de estocadas que unen la galería de extracción con la galería sobre veta, para la recuperación del mineral derribado. Las galerías de perforación (subniveles) deben estar en la zona mineralizada. Se ejecuta una chimenea – *Slot* que sirve como cara libre para iniciar la voladura. (2)

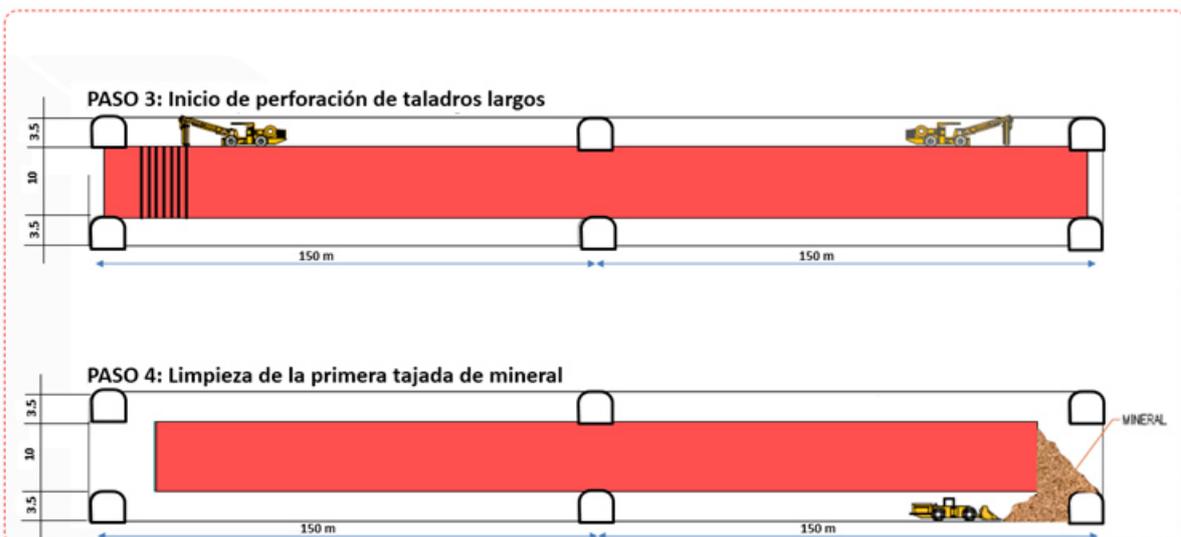
### **2.5.2. Perforación de taladros largos**

La operación unitaria de la perforación de taladros largos es la principal actividad en este tipo de minado por subniveles, requiere de bastante control y precisión antes de iniciar la perforación, estas consideraciones son factores determinantes para lograr una voladura óptima y eficiente.

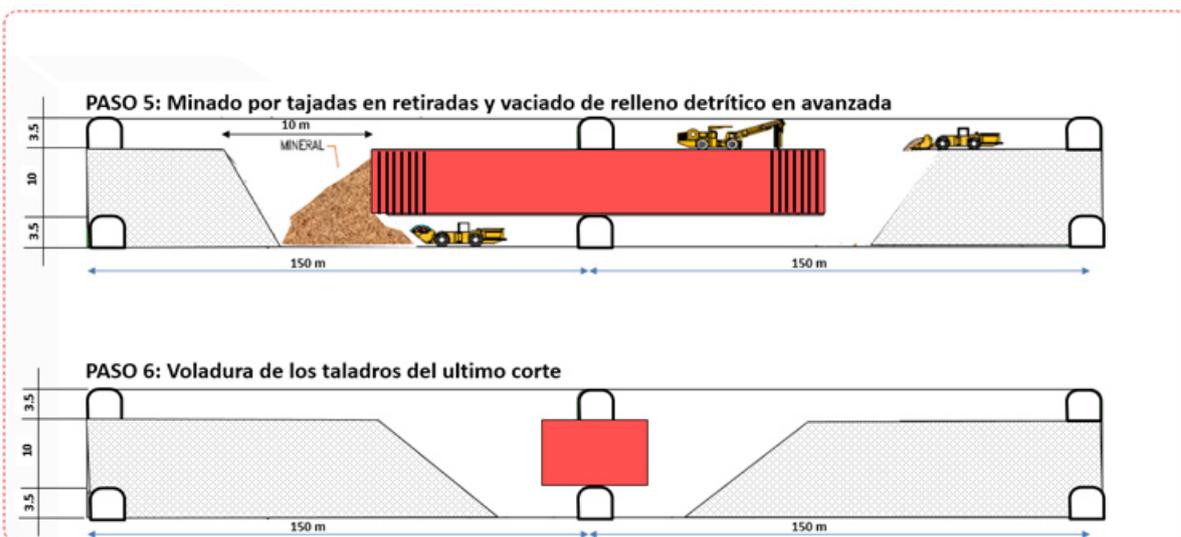
A continuación, se muestra la secuencia de minado.



**Figura 2. Secuencia de minado con taladros largos paso 1 y 2. Tomada del Departamento de Planeamiento de la mina Uchucchacua**



**Figura 3. Secuencia de minado con taladros largos 3 y 4. Tomada del Departamento de Planeamiento de la mina Uchucchacua**

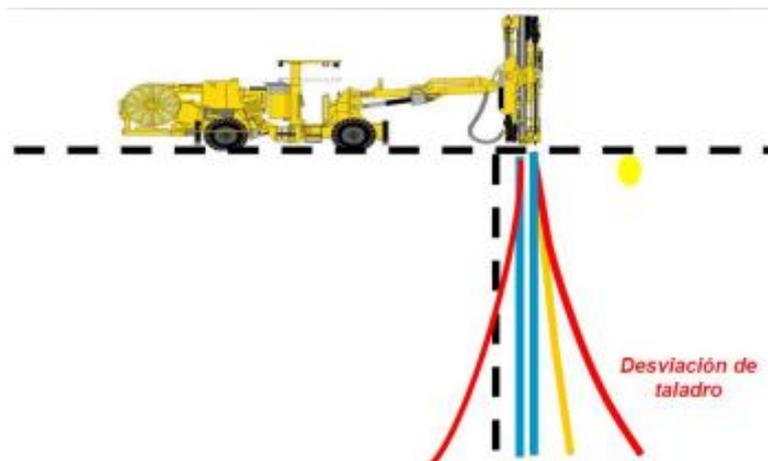


**Figura 4. Secuencia de minado con taladros largos paso 5 y 6. Tomada del Departamento de Planeamiento de la mina Uchucchacua**

### 2.5.3. Factores para la desviación del taladro

Fuera del taladro:

- Deficiencia en la selección y lectura de ángulos
- Deficiencia en la fijación de la viga de avance
- Deficiencia en el posicionamiento del equipo



*Figura 5. Ilustración de la desviación de los taladros de perforación. Tomada del Colegio de Ingenieros de Minas del Perú*

Durante la perforación:

- La presión de avance
- La presión de rotación
- La presión de percusión
- El barrido mixto
- El sistema antiatasque

Por equipo:

- Las condiciones mecánicas de la perforadora
- Regulaciones de la perforadora
- La elección adecuada del varillaje de perforación
- El mantenimiento correcto y oportuno de las brocas (afilado)
- Equipos en condiciones mecánicas óptimas

Dentro del taladro:

- El tipo de roca
- Las fallas

- El fracturamiento
- Las geodas o cavidades
- Los plegamientos

Factores relacionados a la condición y estado del equipo:

- Condiciones de la perforadora
- La viga de avance
- Lector de ángulos

Factores dentro del taladro:

- Calidad y tipo de roca

Factores durante la perforación:

- Condición de la columna de perforación (desgaste de hilos)



**Figura 6. Estado de los aceros, desgaste de los hilos. Tomada del Manual de aceros, Epiroc, 2018**

#### **2.5.4. Control de desviación de los taladros**

Las mallas son marcadas en campo por topografía, posteriormente a la ejecución se realiza el levantamiento de estos con un equipo *Pewee*, a partir de estos levantamientos se controlan las desviaciones de perforación para la voladura.

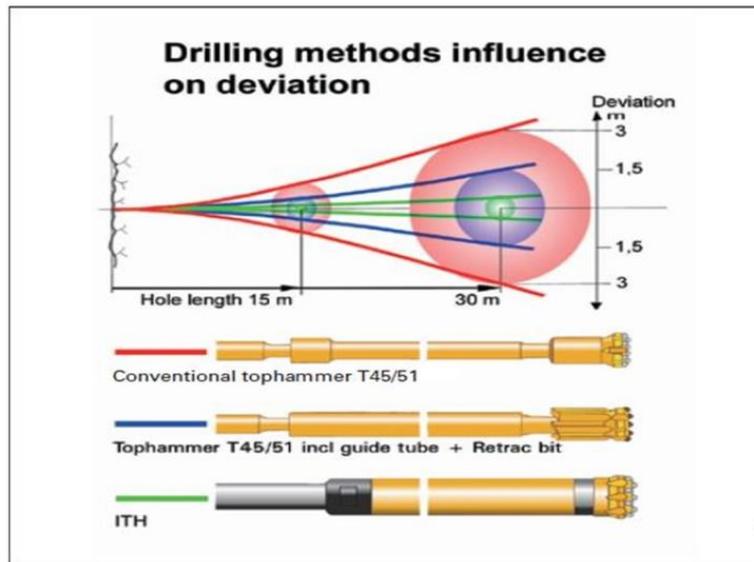


Figura 7. Influencia de la desviación. Tomada del Colegio de Ingenieros de Minas del Perú

### 2.5.5. Aceros de perforación

De acuerdo al método de perforación y tipo de roca, se emplea el acero para garantizar un alto rendimiento y un bajo costo USD \$/pies, es de suma importancia elegir una buena broca para disminuir la desviación del taladro.

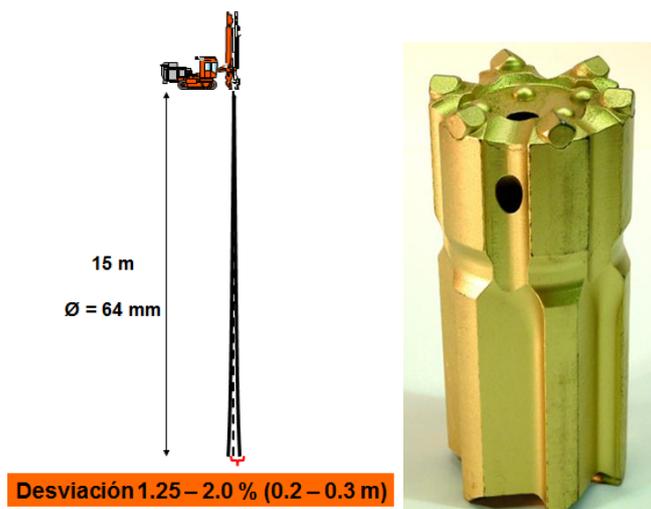


Figura 8. Broca guía con insertos tipo balístico, resistencia compresiva 70 - 21 MPa. Tomada del Manual de aceros, Epiroc, 2018

### 2.5.6. Explosivos y accesorios

Entre los explosivos y accesorios de voladura usados en la unidad minera *Uchucchacua* se tiene lo siguiente:

- 1) **Pentacord** (cordón detonante): es un accesorio de voladura, que posee características como alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está

recubierto con fibras sintéticas forrado con un material plástico, en el caso de cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción. (8)

**Tipos y usos:** para satisfacer los requerimientos del mercado Famesa Explosivos S. A. C cuenta con los siguientes tipos:

*Pentacord 3 P:* es un cordón detonante de bajo gramaje desarrollado para iniciar al *fanel*, *mininel* y para voladuras secundarias. (8)

*Pentacord 3 PE:* es un cordón detonante reforzado de bajo gramaje, de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad, desarrollado para trabajar en líneas descendentes en taladros de pequeño diámetro. (8)

*Pentacord 5 P:* generalmente destinado como línea troncal en voladuras primarias o secundarias, o como línea descendente en taladros de diámetro pequeño o intermedio, tanto en minería superficial como subterránea. También se usa para iniciar al *fanel* y *mininel*. (8)

*Pentacord 5 PE:* es un cordón detonante reforzado de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad por lo que puede utilizarse en trabajos de minería superficial y subterránea. (8)

*Pentacord 8P y 10P:* son cordones de mayor gramaje que pueden usarse como líneas troncales y descendentes en cualquier trabajo especial de minería superficial o subterránea. (8)

*Pentacord 8 PE y 10 PE:* son accesorios reforzados de gran resistencia a la tracción, abrasión y un alto grado de impermeabilidad para trabajos de voladura con exigentes condiciones de rigurosidad, estos cordones pueden permanecer cargados durante un tiempo sin deteriorarse hasta realizar la voladura respectiva. (8)

El uso de este accesorio está orientado a la minería superficial y minería subterránea, pues trabaja adecuadamente en voladuras primarias y secundarias y en voladuras masivas. (8)

## Características

Tabla 1.  
*Características técnicas del Pentacord*

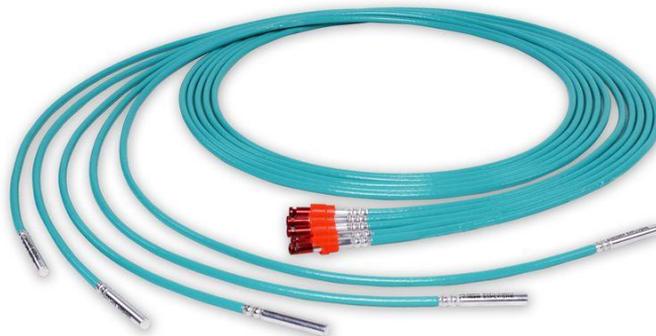
		3P	3 PE	5P	5 PE	8P	8 PE	10P	10 PE
PESO DE CARGA	(g/m)	4	4	5	6	8	8	10	10
	(granos/pie)	19	19	24	28	38	38	47	47
RESISTENCIA A LA TRACCION	(kg)	60	70	60	70	60	70	60	70
	(lb)	132	154	132	154	132	154	132	154
VELOCIDAD DE DETONACION	(m/s)	6800	6800	7000	7000	7000	7000	7000	7000
	(pie/s)	22309	22309	22965	22965	22965	22965	22965	22965

*Tomada del Manual de explosivos Famesa*



*Figura 9. Presentación del Pentacord. Tomada del Manual de explosivos, Famesa*

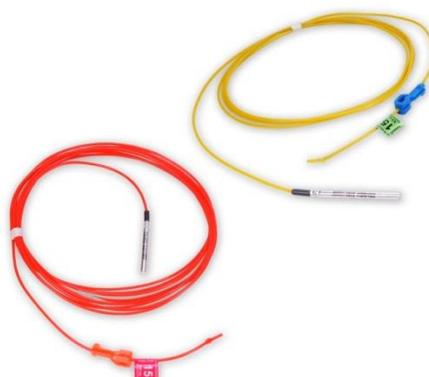
2) **Carmex**: ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. (8) Está compuesto por un fulminante común n.º 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y un *block* de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector. (8)



**Figura 10. Presentación del Carmex. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

El *Carmex* es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del fulminante - mecha de seguridad - conector. (8)

**3) Fanel** (detonador no eléctrico): es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas. (8)



**Figura 11. Presentación de los faneles. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

El *fanel* está formado por los siguientes componentes:

**Fulminante de retardo:** consiste de un fulminante n.º 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que

permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello, se ofrece al mercado dos escalas: periodo corto y periodo largo. (8)

**Manguera *fanel* o tubo de choque:** fabricado con un material termoplástico de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierto por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo. En uno de sus extremos esta sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el fulminante de retardo. El color de la manguera *fanel* permite identificar la escala de tiempo de retardo del *fanel*, así tenemos que: para el periodo corto la manguera *fanel* es de color rojo o naranja. Para el periodo largo la manguera *fanel* es de color amarillo. (8)

**Etiqueta:** indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos. (8)

**Conector plástico tipo “J”:** es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la manguera *fanel* y el cordón detonante. Adicionalmente, el color del conector plástico permite identificar el periodo de tiempo de retardo del *fanel*, así tenemos: para el periodo corto el conector plástico tipo “J” es de color rojo. Para el periodo largo el conector plástico tipo “J” es de color azul. (8)

Escala de tiempos nominales de retardo.

**Tabla 2.**  
**Escala de tiempos nominales de retardo**

PERIODO CORTO		PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)	N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0		
1	25	1	0.5
2	50	2	1
3	75	3	1.5
4	100	4	2
5	125	5	2.5
6	150	6	3
7	175	7	3.5
8	200	8	4
9	225	9	4.5
10	250	10	5
11	300	11	5.6
12	350	12	6.2
13	400	13	6.8
14	450	14	7.4
15	500	15	8
16	600	16	8.6
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

**Tomada del Manual de explosivos Famesa**

**4) Emulnor** (descripción y composición): es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura. (8)

Para satisfacer los requerimientos, Famesa cuenta con los siguientes tipos:



**Figura 12. Presentación del Emulnor. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

Emulnor 500: para la voladura de rocas muy suaves

Emulnor 1000: para la voladura de rocas suaves a intermedias

Emulnor 3000: para la voladura de rocas intermedias a duras

Emulnor 5000: para la voladura de rocas muy duras

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en exploraciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como cebos de iniciación de columnas de nitrocarbonitratos. Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad. (8)

**Tabla 3.**  
**Características técnicas del Emulnor**

	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonacion (m/s)	Confinado	4400	5800	5700
	Sin Confinar	3500	4500	4400
Presion de detonacion (kbar)	44	95	93	88
Energía(kcal7kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (L/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%)	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)	75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

**Tomada del Manual de explosivos Famesa**

**5) Superfam dos:** es un agente explosivo granular compuesto con nitrato de amonio en *prills frado* ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que sumados a la alta calidad de los componentes, permite producir un agente de voladura de óptima calidad. (8)

El nitrato de amonio con el cual se fabrica presenta una alta capacidad de retención de petróleo, con el cual se obtiene un producto más estable, de manera que no migre el combustible después de un prolongado tiempo de fabricación. (8)



**Figura 13. Presentación del ANFO. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

El *Superfam* dos es recomendable utilizarlo en labores donde exista una buena ventilación y ausencia de afloramientos de agua, en minería superficial, minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería. (8)

**Tabla 4.**  
**Características técnicas del ANFO-Superfam dos**

		SUPERFAM DOS
Densidad aparente (g/cm <sup>3</sup> )		0.8
Velocidad de detonación (m/s)		3000
Energía teórica	por peso (cal/g)	900
	por volumen (cal/cm <sup>3</sup> )	738
Energía relativa	por peso(%)	100
	por volumen (%)	100
Presión detonación (kbar)		32

**Tomada del Manual de explosivos Famesa**

**6) Superfam - L y Superfam – P:** fabricado por Famesa son agentes de voladura que se encuentran adecuadamente balanceados en oxígeno, cuya mezcla se realiza con equipos modernos de alta precisión y con personal técnico especializado que permite producir una óptima calidad. Ambos productos poseen en su composición elementos que disminuyen su densidad y aumenta su sensibilidad; permitiendo una baja concentración de carga por longitud de taladro de perforación, optimizando la distribución de energía y permitiendo un menor daño en el macizo rocoso. Su elevada

porosidad permite una rápida absorción y una alta capacidad de retención de petróleo. (8)



**Figura 14. Presentación del ANFO P y L. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

**Superfam-L:** se utiliza principalmente en minería superficial, subterránea y obras civiles como carga de columna en roca suave o en voladura de contorno. (8)

**Superfam-P:** se emplea en minería superficial, minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería donde el tipo de roca es suave o semidura. (8)

Ambos productos se deben utilizar en ausencia de agua y donde haya buena ventilación.

**Tabla 5. Características técnicas del Superfam L y P**

	SUPERFAM L	SUPERFAM P
Densidad aparente (g/cm <sup>3</sup> )	0.56	0.68
Velocidad de detonación (m/s)	2600	3400
Energía Teórica por peso (cal/g)	738	940
Volumen normal de gases (L/kg)	946	980
Energía relativa por peso (%)	82	105
por volumen (%)	56	89
Presión detonación (kbar)	9.5	29
Resistencia al agua	baja	baja
Diametro critico (mm)	38	32

**Tomada del Manual de explosivos Famesa**

### 2.5.7. Energía del ANFO

El contenido de petróleo (diésel) agregado al nitrato de amonio es muy crítico desde el punto de la eficiencia de detonación, para obtener la liberación de la energía óptima, es recomendable que la mezcla contenga 94.5% de nitrato de amonio y 5.5% de petróleo (diésel).

Por alguna razón, en vez del contenido requerido de 5.5% en los *prills*, la mezcla contiene del 2 a 4% de combustible, una cantidad significativa de energía se desperdicia y el explosivo no se desempeña apropiadamente.

Al tener un exceso de combustible (diésel) en la mezcla, la producción máxima de energía se ve también afectada. La pérdida de energía es menor al tener un porcentaje mayor de combustible (diésel) que si se tiene un porcentaje menor al óptimo.

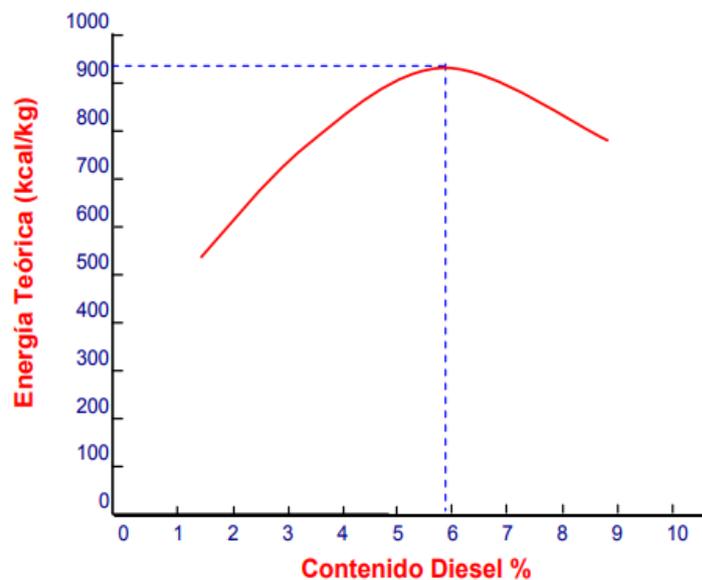
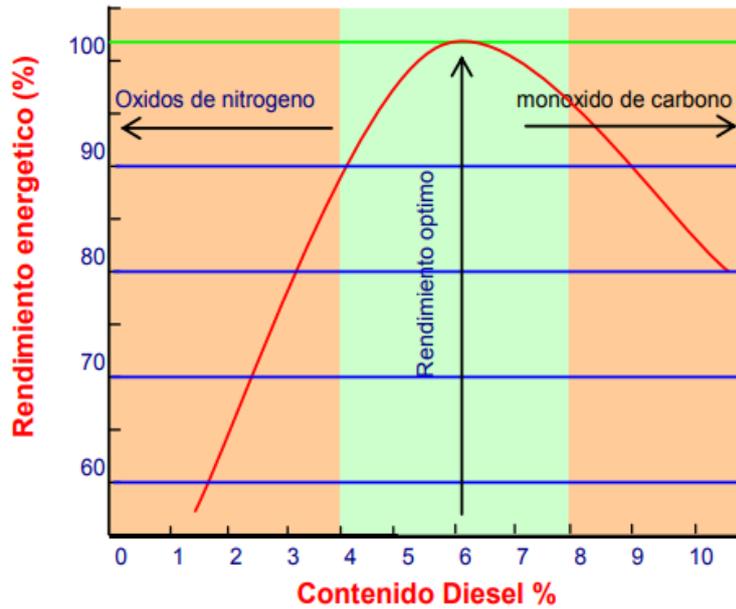
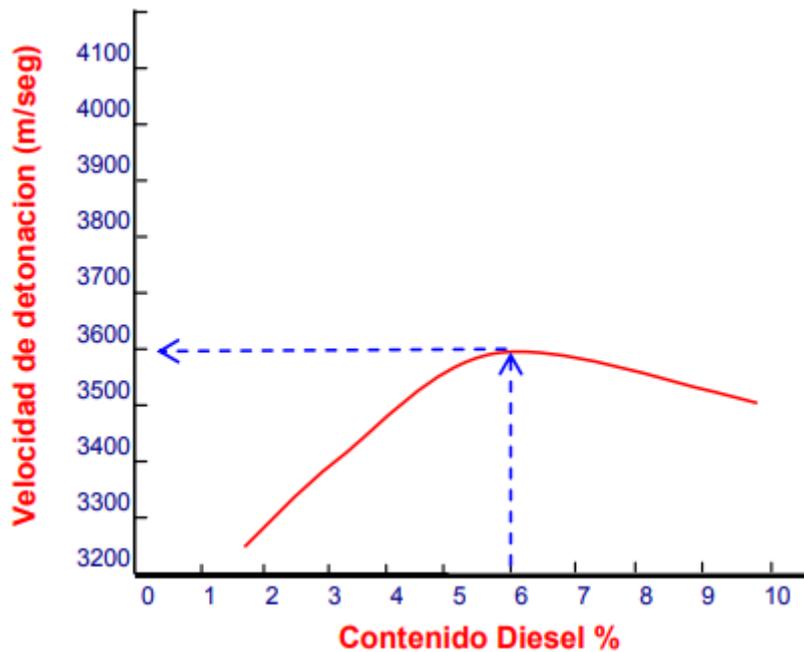


Figura 15. Energía del ANFO vs. contenido de petróleo diésel. Tomada del Manual de explosivos, Famesa



**Figura 16. Gases de acuerdo al contenido de petróleo en el ANFO. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

La velocidad de detonación del ANFO es variable, ya que está en función del % de oxígeno, tal como se muestra en la figura siguiente:



**Figura 17. VOD vs. contenido de petróleo. Tomada del Manual de explosivos, Famesa**

La característica más importante del explosivo es la velocidad de detonación, cuanto mayor es la velocidad de detonación del explosivo, mayor será su potencia.

La detonación de un explosivo es la transformación casi instantánea de la materia que lo compone en gases. Esta transformación se hace a una elevada temperatura con un gran desprendimiento de gases aproximadamente 10 000 veces su volumen.

### 2.5.8. Detonadores no eléctricos (fulminante)

Internamente va cubierto por una sustancia reactiva que al activarse conduce una onda de choque a una presión y temperatura lo suficiente para iniciar el detonador.

Es preciso y confiable, una de sus ventajas es que no existe riesgo a los efectos de la electricidad estática, corrientes inducidas y corrientes erráticas, se utiliza cordón detonante como medio de iniciación.

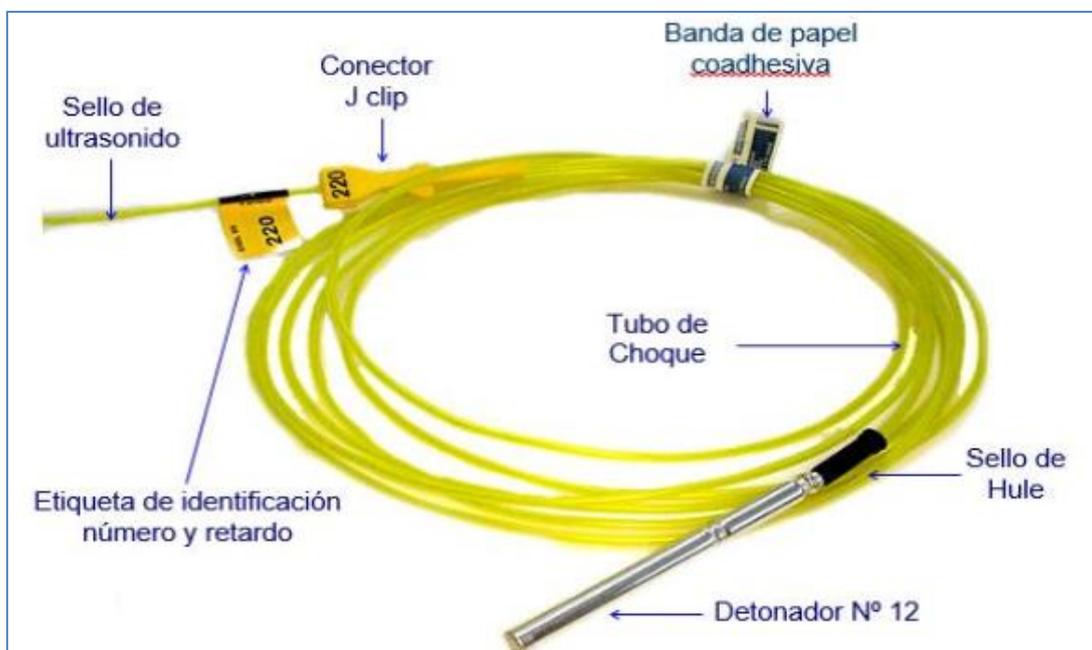


Figura 18. Detonador no eléctrico. Tomada del Manual de explosivos, Famesa

**Ventajas:**

- Cuenta con retardos incorporados que nos permite incrementar las mallas de perforación en tajeos y en frentes, disminuye el número de taladros, provocando eficiencia y calidad de las voladuras, desde el punto técnico y económico.
- Minimizar la ocurrencia de tiros cortados.
- Mejora la fragmentación, control de lanzamiento de la pila.
- Conexiones fáciles y rápidas
- Disminuye el daño causado a las cajas y rocas remanentes
- Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura.

**2.5.9. Radio de rotura**

El grado de fracturamiento alrededor del taladro puede ser caracterizado mediante cuatro zonas:

En la zona desmenuzada inmediata, alrededor del taladro, las presiones inducidas por el explosivo y los esfuerzos exceden la resistencia a la compresión dinámica de la roca por factores que varían de 40 a 400. Estas presiones altas actúan contra las paredes del taladro que desmenuzará, pulverizarán y harán añicos la masa rocosa circundante, causando un daño intenso. Esta zona también está referida como la zona hidrodinámica en la cual la rigidez elástica de la roca llega a ser insignificante, próxima a la zona desmenuzada está una región definida por una zona fracturada severamente referida como la zona no lineal. Aquí el fracturamiento puede variar desde un desmenuzamiento severo, a través de fracturamiento parcial hasta deformación plástica. La extensión de las fracturas puede ocurrir desde fracturas previamente formadas por el componente tangencial de la onda de choque, de la infiltración de los gases a presión y en lugares con fallas. (2)

En las zonas 3 y 4, cizallamientos por tensión y extensiones de las grietas ocurren en un modo menos intenso, porque la amplitud de la onda de esfuerzos ha sido atenuada significativamente. Buena parte de la energía original, de la detonación ha sido consumida en la forma de calor, fricción y

fracturamiento en las zonas 1 y 2. La amplitud pico del esfuerzo de compresión es ahora mucho más pequeña que la resistencia a la compresión de la roca, de modo que no se formarán nuevas fracturas con este tipo de onda. Sin embargo, el componente del esfuerzo tangencial de la onda está sustancialmente más grande que la resistencia a la tensión de la roca, debido a que la resistencia a la tensión de la roca es cerca de 1/15 a 1/10 de la resistencia a la compresión, el esfuerzo tangencial de la onda es suficientemente grande para causar fracturas radiales, estas nuevas fracturas son formadas desde las extensiones de las fracturas en la zona no lineal o desde las fracturas indicadas de microfracturas y fallas inherentes en una masa rocosa típica. (2)

Una vez que el esfuerzo tangencial ha sido atenuado debajo de la resistencia a la tensión crítica de la roca, no ocurre fracturamiento más allá de este punto, como se ilustra en la zona 5. Una vez que la onda de disturbancia pasa dentro y a través de esta zona, las partículas individuales del medio oscilarán y vibrarán cerca de sus posiciones de reposos en los límites elásticos de las rocas de modo que no resulten daños permanentes. Esta región es donde las ondas sísmicas son llevadas a distancias considerables y son responsables de vibraciones del terreno. (2)

#### **2.5.10. El mecanismo de fragmentación de la roca**

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases (9):

- Una primera fase, presentada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo. (9)
- Una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura. (9)

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo

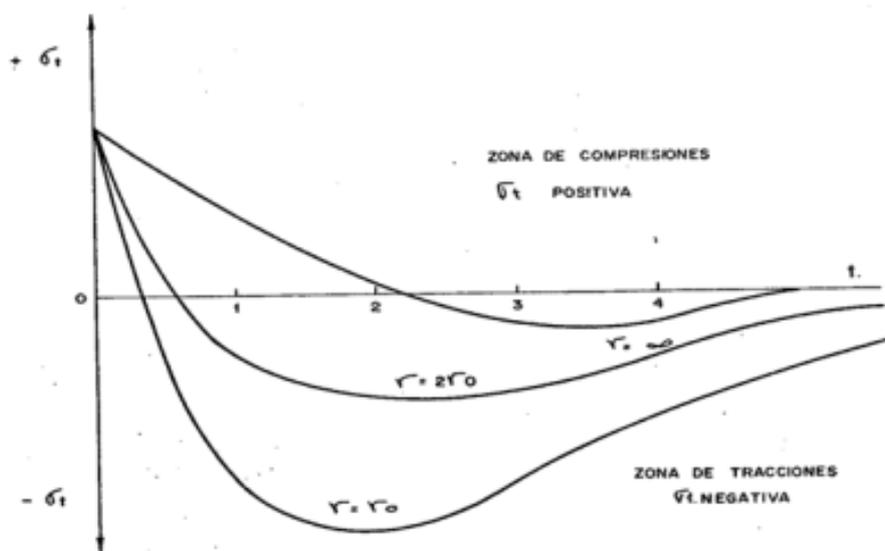
se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s. (9)

Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la figura que se muestra abajo, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción. (9)

Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos (9):

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menos impedancia, parte de ella se transmite a este como onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción. (9)



**Figura 19. Esfuerzo generado en función del tiempo a diferentes distancias del barreno. Tomada de Perforación y voladura en minería, Madrid**

Se entiende por impedancia característica ( $Z$ ) el producto de la densidad del medio ( $\rho$ ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo ( $C$ ). Así,

se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo.  
(9)

La impedancia de la roca se define como:

$$Z_{Roca} = \rho_{Roca} \cdot c_{Roca}$$

Siendo:

$\rho$ : densidad de la roca

C: velocidad de propagación de las ondas en la roca

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor. (9)

Del mismo modo, para el explosivo:

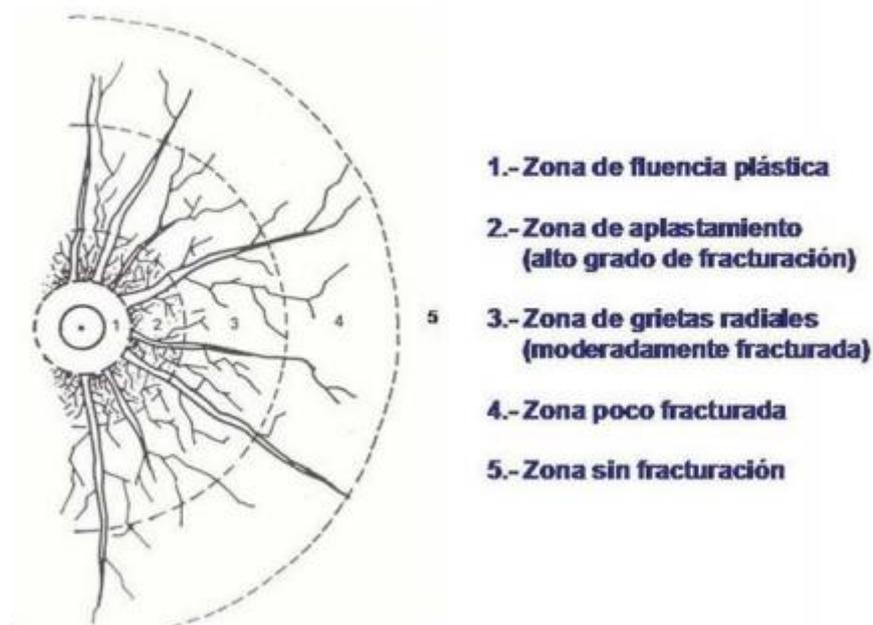
$$Z_{Explosivo} = \rho_{Explosivo} \cdot c_{Explosivo}$$

Donde:

$\rho$ : densidad del explosivo

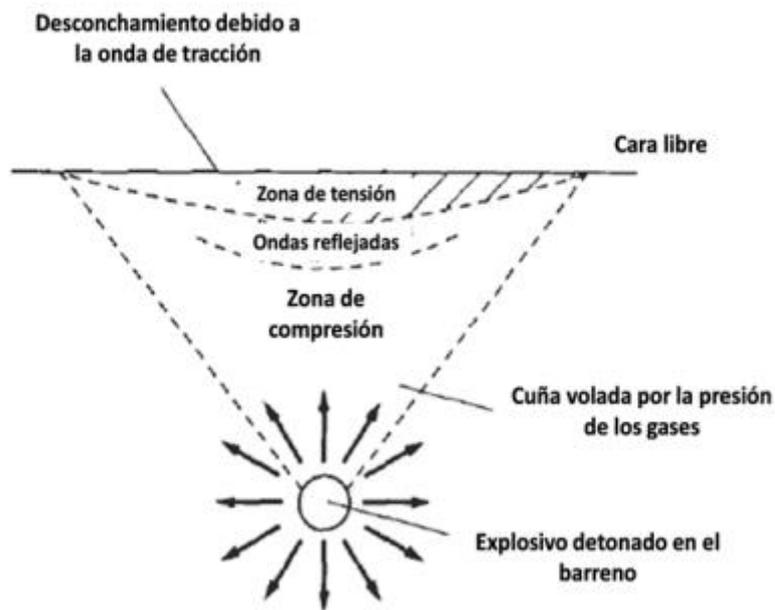
C: velocidad de detonación del explosivo

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos: ensanchamiento de barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación, creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar. (9)



**Figura 20. Tipos de fisuras en las proximidades del barreno. Tomada de Perforación y voladura en minería, Madrid**

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aun en el caso de explosivos de elevado poder rompedor. En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del barreno, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento de la roca en esa cara libre, donde, a mayor profundidad, cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre. (9)



**Figura 21. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada. Tomada de Perforación y voladura en minería, Madrid**

A esta primera fase de formación de grietas y desconchamiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndolas totalmente y lanzando la roca hacia adelante en su frente libre. (9)

### **2.5.11. Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca**

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar. Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca. Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar. (9)

## 2.5.12. Influencia de las características de la roca

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación. Generalmente, se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada. Esto no es exacto, ya que además del término dureza se debe incluir al aspecto fragilidad. Una roca dura pero frágil (cuarcita, por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son ampliadas. La roca arranca y fragmenta fácilmente. (9)

En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo. En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque. (9)

**Tabla 6.**  
***Tipos de roca y su resistencia a compresión***

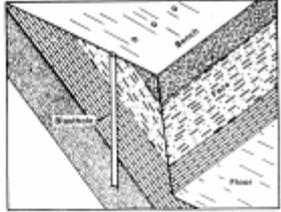
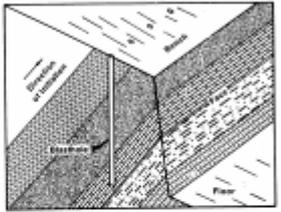
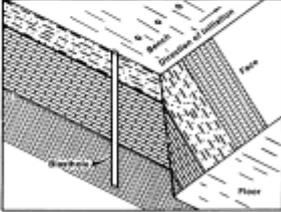
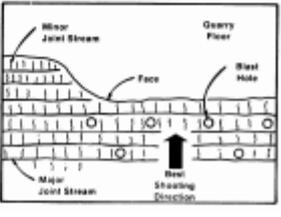
Valores orientativos de la RCS para algunos tipos de rocas	
Tipo de Roca	Resistencia a compresión (kg/cm <sup>2</sup> )
Caliza terrosa blanda	130-250
Caliza grano medio	400-450
Caliza dura grano fino	700-1200
Pizarras	120-200
Cuarcitas	400-600
Granitos	900-1800
Basaltos	400-900

***Tomada de Perforación y voladura en minería, Madrid***

Las rocas extremadamente duras, pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son fragmentadas. (9)

Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso. La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca, o su formación en estratos, facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además, sobre las creadas por la propia onda de detonación. (9)

**Tabla 7.**  
***Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura***

Estratificación	Posibles efectos	
Buzamiento hacia el frente	Sobreexcavación en cresta de banco	
Buzamiento hacia atrás del frente	Posible repié	
Paralela a los estratos	Estratos de distinta dureza: frente irregular	
Perpendicular a los estratos	Dirección óptima de salida de la voladura	

***Tomada de Perforación y voladura en minería, Madrid***

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura. En caso contrario representarían un notable inconveniente. (9)

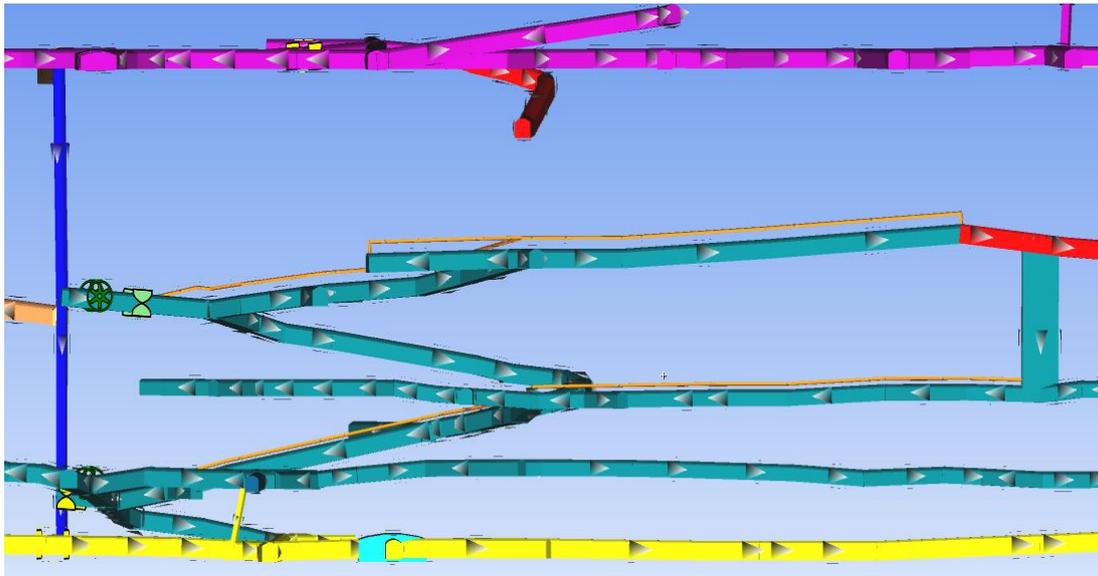
### 2.5.13. Influencia de las características de los explosivos

Cada tipo de explosivo tiene una formulación diferente que proporciona un comportamiento también diferente cuando es iniciado de manera adecuada. Aquellos parámetros que tienen mayor influencia en el mecanismo de fragmentación de la roca se detallan a continuación (9):

- **Presión de detonación:** de acuerdo con la expresión de cálculo de la presión de detonación, las presiones de detonación más elevadas corresponden a explosivos de alta densidad y crece además con el cuadrado de la velocidad de detonación. Siendo esta presión de detonación responsable de esa fisuración inicial, se puede observar que la misma ha de ser más efectiva para explosivos muy rompedores. (9)
- **Volumen de gases:** al igual que para la etapa de fisuración un explosivo de alta velocidad de detonación, la segunda etapa en la rotura de la roca depende en mayor grado del volumen de gases producidos por el explosivo. (9)
- **Impedancia:** la onda de detonación se transmite tanto mejor a la roca cuanto más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca. Para escoger el explosivo más adecuado, se debe igualar la impedancia de la roca con la del explosivo, de lo que se deduce que rocas blandas precisan explosivos de menor velocidad de detonación mientras que rocas duras precisan explosivos de alta velocidad de detonación. (9)

### 2.6. Ventilación

En el mes de noviembre se realizó la instalación de un ventilador de 12 500 cfm de caudal y 50 Hp de potencia con ubicación en la rampa 6662 con la intersección al RB 83 y de esta forma se direccionó la totalidad del caudal de este ventilador hacia el tajo por la parte inferior y seguir manteniendo la ventilación por la parte superior con una línea direccionada proveniente del ventilador que se encuentra funcionando actualmente en el rb 83 con dirección hacia los subniveles 6662-3.



**Figura 22. Sistema de ventilación auxiliar actual Tj 6662, niv. 3780 - veta Lilia. Tomada del Departamento de Servicios Auxiliares de la mina Uchucchacua**

### Balance de ventilación y cobertura actual

Se mide como referencia en el subnivel 6662-2NE para la evaluación de cantidad total de aire inyectado hacia el tajo luego de la instalación del ventilador de 12,500 cfm y 50 Hp y adicionalmente se mantendrá una línea en la parte inferior del tajo para la limpieza de la carga.

**Tabla 8.  
Medición de caudal de aire en el Sn 6662**

Items	Mina	Estac.	Nivel	Labor	SECCION		AREA m2	Veloc. m/min	Caudal	
					a (m)	h (m)			m3/min	cfm
<b>Salida de aire viciado</b>										
1	Socorro	Sn 6662-2NE	3610	Sn 6662-2NE	3.4	3.55	11.47	76.00	871	30,775
<b>Total Ingreso de Aire Fresco</b>									<b>871</b>	<b>30,775</b>

**Tomada del Departamento de Servicios Auxiliares, mina Uchucchacua**

Para el cálculo de la necesidad del aire se consideraron 6 personas y 1 Scoop de 4 yd<sup>3</sup> y 1 volquete Volvo FMX, de la Tabla 9 se concluye que se llegaría a una cobertura de 102%.

**Tabla 9.**  
**Requerimiento de aire para el personal**

								Caudal			
								# Persn.	Requer. m3/min	m3/min	cfm
								6	6	36	1,271

Modelo	Cantid.	Potencia Nominal	Correccion por Altura	Disponb mecánica (Dm)	Utilizac. (Fu)	Potencia Efectiva	Requer. m3/HP	m3/min	cfm		
R 1300	1	165	0.71	0.85	0.80	117	3	239	8,440		
FMX 440	1	400	0.71	0.85	0.80	284	3	579	20,460		
	2	565						818	28,900		
<b>Q1 + Q2: Requerimiento de aire Total</b>								<b>854</b>	<b>30,171</b>		

Balance de ventilacion		
Superavit	17	604
Cobertura	102%	

**Tomada del Departamento de Servicios Auxiliares, mina Uchucchacua**

Cálculo del requerimiento de aire y cobertura actual del Tj 6662, niv. 3780 – veta Lilia.

Actualmente en el tajo 6662 de veta Lilia se cuenta con una cobertura de 102% y con superávit de caudal de 604 cfm, asimismo, se eliminó la condición de acolchonamiento en la rampa 6662 posterior a la instalación del ventilador adicional de 12,500 cfm y 50 Hp.

Adicionalmente, que se cuenta con un *ore pass* para el traslado de mineral, pero se considera el volquete como equipo en el cálculo, para los días que el *ore pass* no presente las condiciones de extracción de mineral y el volquete suba a la rampa para el acarreo.

Es necesario llevar a cabo el control del estado de las mangas de ventilación ya que el tajo 6662 no tiene una salida inmediata para el caudal viciado por lo cual es necesario mandar la máxima cantidad de caudal al tope de las labores.

## 2.7. Software *WipFrag* utilizado para medir el p80

El software utilizado para medir la fragmentación a partir de la edición de fotografías es el programa *Wipfrag* en su versión académica 2.6 desarrollado por la empresa *WipWare* Inc. Este software utiliza una imagen de la roca fragmentada y lo convierte en una imagen digital con el escombros delineado a partir de la cual, el programa puede obtener una curva granulométrica. Posteriormente mide la malla y muestra la curva granulométrica correspondiente. *WipFrag* permite comparar el mallado resultante con la imagen de la roca y corregir inexactitudes por medio de la edición manual. Para el análisis de imágenes se deben realizar las siguientes operaciones básicas.

(10)

- Abrir las imágenes desde el software.
- Establecimiento de la escala para la imagen,
- Generar la malla automática, eligiendo los parámetros adecuados para que su edición manual sea menos costosa.
- Edición manual de la malla, anteriormente generada, con las herramientas dadas por el mismo programa.
- Realizar el tamizado o estudio para la obtención de la curva de distribución granulométrica y de los resultados, eligiendo anteriormente los parámetros del tamizado.
- El software presenta distintas limitaciones respecto a otros programas utilizados que realizan las mismas funciones.
- No es posible el estudio simultáneo de las imágenes, así como la obtención de resultados combinados de varias imágenes.
- Imposibilidad de guardar distintos resultados en una misma imagen.
- El sistema tiene una serie de tamices determinados, y no es posible editarlos e introducir otros distintos.

## 2.8. Definición de términos

- **Actividad minera.** Es el ejercicio de las actividades de exploración, explotación, labor general, beneficio, comercialización, y transporte minero, en concordancia con la normatividad vigente.

- **ANFO.** Es una mezcla explosiva adecuadamente balanceada en oxígeno. Está formulado con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo este ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado. (11)
- **Banco.** Es la parte de cualquier mina subterránea o a cielo abierto donde se van a efectuar trabajos de excavación. (11)
- **Broca.** Extremidad cortante de un taladro, generalmente hecha de un material muy duro, como diamante industrial o carburo de tungsteno.
- **Burden.** “Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detonante, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya). Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El *burden* depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Cebo.** Es un tipo de iniciador, compuesto por un explosivo con un fulminante conectado a un tipo de mecha. (11)
- **Chimenea.** Abertura vertical o inclinada construida por el sistema convencional o por el mecanizado. (11)
- **Contenido metálico.** Cantidad que expresa el peso total de uno o varios metales en una cantidad determinada de producto. Se calcula multiplicado el tonelaje de un producto por su ley y se expresa en toneladas, onzas, gramos, etc., dependiendo del metal en cuestión.
- **Detonador.** Es todo dispositivo que contiene una carga detonante para iniciar un explosivo, al que normalmente se le conoce con el nombre de fulminante. Pueden ser eléctricos o no, instantáneos o con retardo. El término detonador no incluye al cordón detonante. (11)
- **Dinamita.** Es un explosivo sensible al fulminante que contiene un compuesto sensibilizador como medio principal para desarrollar energía. En la mayor parte de dinamitas el sensibilizador es la nitroglicerina y los nitratos son aditivos portadores de oxígeno. (11)
- **Emulsión explosiva.** Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua, constituida

básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, constituida por microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

- **Explosivos.** Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos. (11)
- **Explotación.** Desarrollo de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento dado.
- **Geomecánica.** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente, este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- **Matriz rocosa.** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- **Mecha lenta.** Es un accesorio para voladura que posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora. (11)
- **Mecha rápida.** Es un accesorio (cordón flexible) que contiene dos alambres, uno de fierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, y ambos a la vez están cubiertos por un plástico impermeable. (11)
- **Mena.** Se denomina así a toda acumulación de mineral con contenido valioso recuperable por algún proceso metalúrgico. Es un yacimiento mineral que se encuentra en proceso de explotación.
- **Mineral.** Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.
- **Minería.** Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.

- **Nivel.** Son las galerías horizontales de un frente de trabajo existente en una mina; es usual trabajar las minas desde un pozo, estableciendo niveles a intervalos regulares, generalmente con una separación de 50 metros o más.
- **Pilar.** Bloque sólido de mineral o de roca dejado en un lugar para sostener la estructura del pozo, de las paredes o del techo de la mina.
- **Proceso de voladura** Es un conjunto de tareas que comprende el traslado del explosivo y accesorios de polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo. (11)
- **Relleno hidráulico.** Tiene con objetivo rellenar los tajos que han sido explotados, y tiene dos funciones básicas, la primera es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral, y el segundo es como sostenimiento para que la mina no colapse debido al incremento de áreas abiertas. El relleno hidráulico es por lo general el relave desechado por la concentradora el cual debe cumplir ciertas características de granulometría.
- **Roca.** Cualquier combinación natural de minerales, las rocas forman parte de la corteza terrestre.
- **Shotcrete.** Es hormigón (concreto) proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería.
- **Tajo.** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.
- **Vetas.** Cuerpos de mineral en forma alargada, limitados por planos irregulares de rocas denominadas "cajas". Generalmente una veta es muy parada o vertical. Cuando la veta aparece tendida o echada en el Perú se le llama "manto".
- **Yacimiento.** Es un lugar donde se encuentra un fósil o un mineral. Normalmente se restringe al sentido de yacimiento, identificándolo con el yacimiento metalífero entendiendo por ello toda acumulación o concentración de una o más sustancias útiles que pueden ser explotadas económicamente.

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Método y alcances de la investigación**

##### **3.1.1. Método general**

El método general de la investigación es científico ya que su finalidad es interpretar hechos para buscar el camino y encontrar la solución al problema planteado.

##### **3.1.2. Tipo de investigación**

El tipo de investigación de la presente tesis es aplicada porque según Oseda, Dulio (2008:117), persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Además, busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías.

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

El nivel de investigación es aplicativo.

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

El diseño de la presente investigación es descriptivo relacional, la cual determina el grado de influencia de la variable independiente sobre la variable dependiente.

En este estudio se diseñó la malla de perforación con el fin de lograr una fragmentación adecuada.

### **3.1.5. Población y muestra**

#### **Población**

La población fue todo los tajeos de producción de la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

#### **Muestra**

La muestra es el tajeo 6662 nivel 3780, veta Lilia en la mina Socorro – unidad minera *Uchucchacua* – compañía de minas Buenaventura S. A. A.

### **3.1.6. Técnicas de recolección de datos**

- Observación
- Revisión bibliográfica
- Recopilación de datos en campo
- Manejo de software
- Base de datos de la empresa

### **3.1.7. Instrumentos utilizados en la recolección de datos**

- Microsoft Excel
- Libros
- Fichas
- Bibliografías de Internet
- PC
- Tablas estadísticas
- Otros

## CAPÍTULO IV

### ANÁLISIS Y RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 4.1. Descripción del tajeo 6662, veta Lilia, nivel 3780

La estructura mineralizada está formada por el relleno mineral de la falla Gina-Socorro de rumbo Noreste – Suroeste y buzamiento subvertical de aproximadamente  $80^{\circ}$ - $85^{\circ}$ , con potencias que varían de 1.0 a 1.8 m.

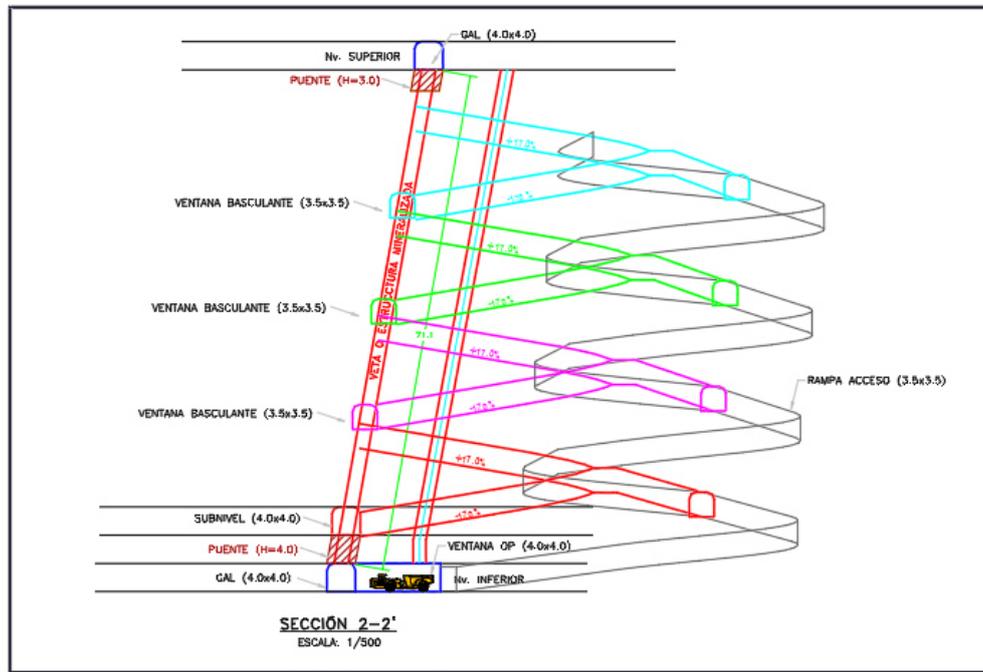


Figura 23. Diseño de la infraestructura del tajeo. Tomada del Departamento de Planeamiento, mina Uchucchacua

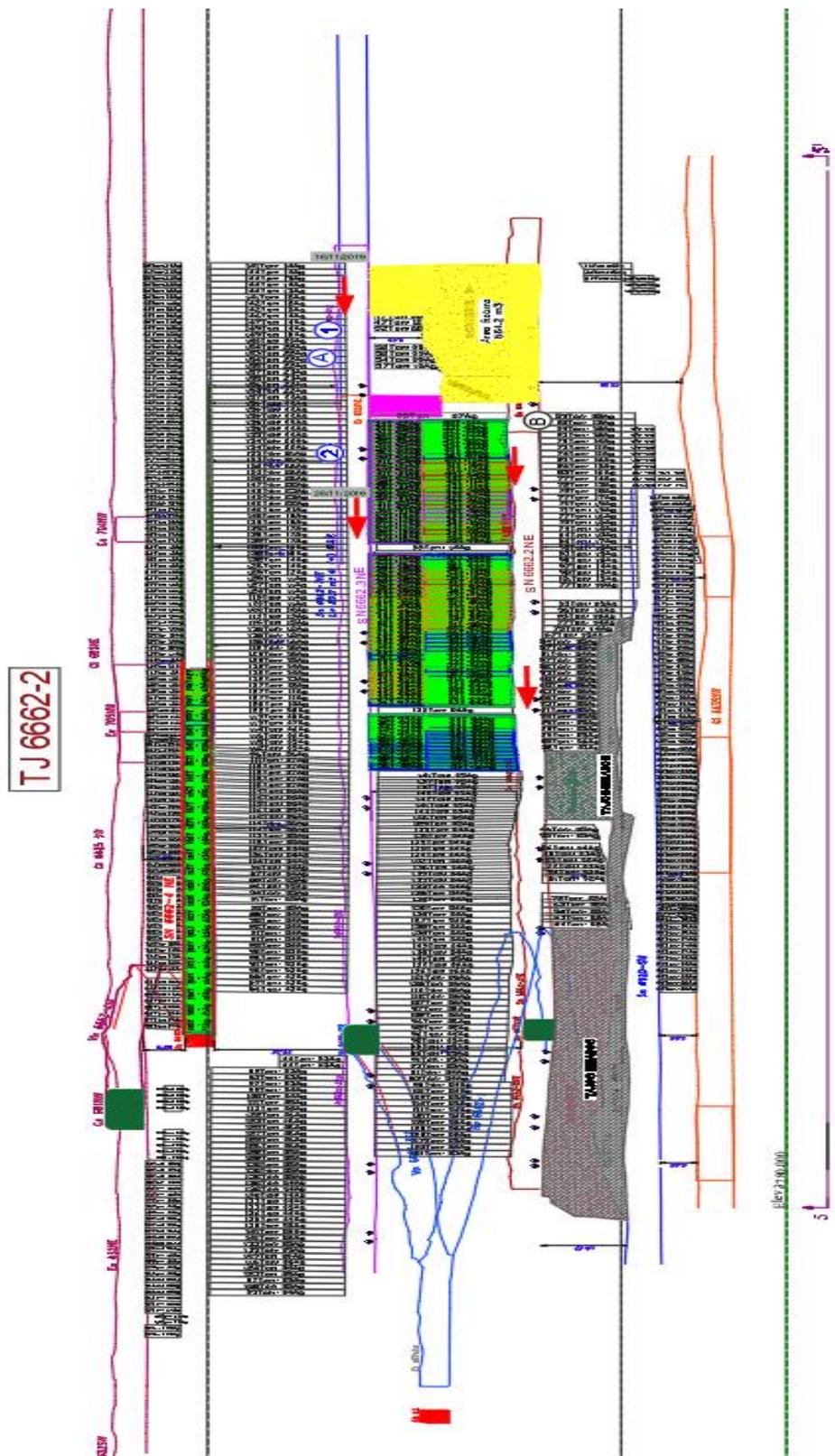


Figura 24. Sección longitudinal del tajeo 6662, veta Lilia, nivel 3780. Tomada del Departamento de Planeamiento, mina Uchucchacua



Desde el punto de vista geomecánico, la mineralización presenta una roca de mediana resistencia compresiva, entre valores de 55 a 65 MPa, con presencia de fallamiento paralelo a la estructura mineralizada y clasificación geomecánica, según el sistema RMR (Bieniawski), comprendida en roca tipo 3, con valores de RMR de 45 a 47, la calidad de las cajas también pertenece al Tipo 3 (RMR 46 a 49) con una resistencia compresiva entre los 75 a 95 MPa.

**Tabla 10.**  
***Calidad de la masa rocosa por el tipo de roca***

<b>Estructura</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Calidad del macizo rocoso</b>
Caja piso	47	Regular 3
Veta mineral	45	Regular 3
Caja techo	49	Regular 3

***Tomada del Departamento de Geomecánica, mina Uchucchacua***

Método gráfico de estabilidad.

Según esta metodología, se tienen los siguientes datos para el cálculo:

N' = número de estabilidad modificado

S = factor de forma o radio hidráulico

$N' = Q' \times A \times B \times C$

Donde:

Q' = es el índice de calidad tunelera Q modificado

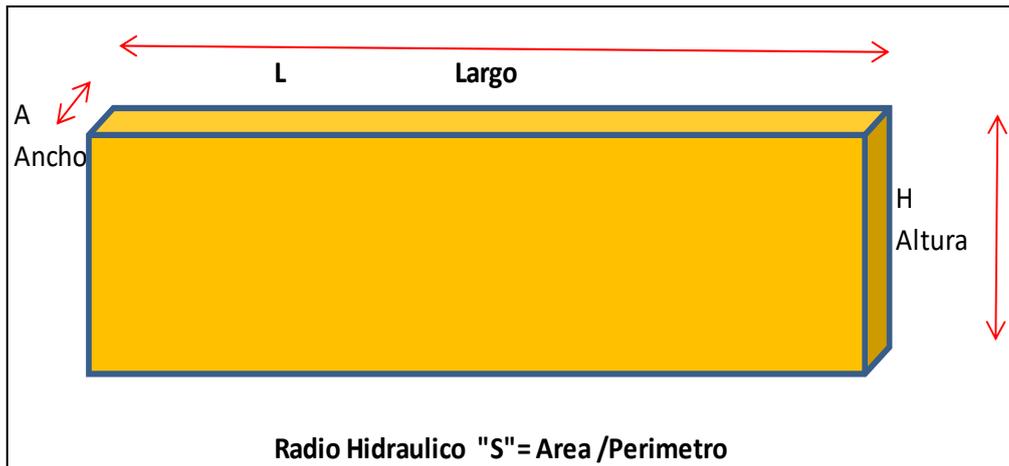
A = es el factor de esfuerzo en la roca

B = es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C = es el factor de ajuste gravitacional

#### **4.2.1. Radio hidráulico S**

Se realizaron los cálculos de los radios hidráulicos en el largo de los puentes mineralizados a recuperar, con la finalidad de evaluar la abertura estable sin sostenimiento (ASS), que permita mantener la caja piso/techo estable.

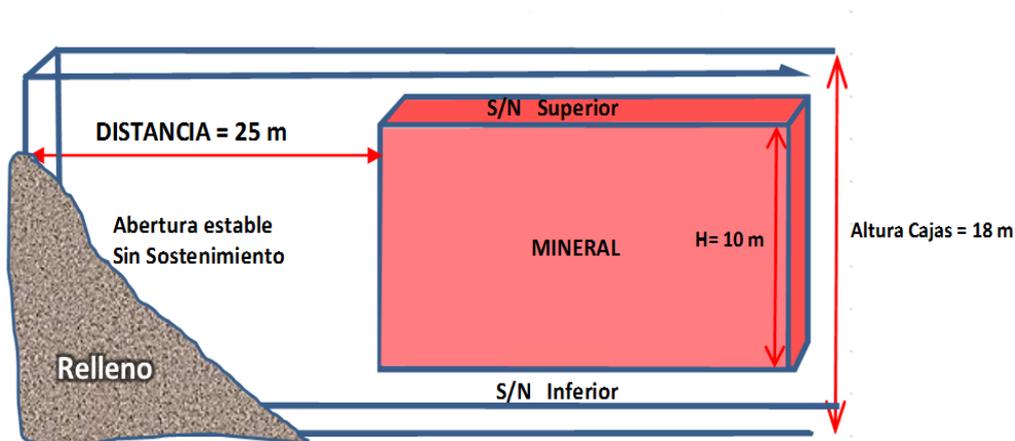


**Figura 26. Esquema de la superficie analizada. Tomada del Departamento de Geomecánica, mina Uchucchacua**

$$\text{Radio hidráulico} = \frac{\text{Área de la superficie analizada}}{\text{Perímetro de la superficie analizada}}$$

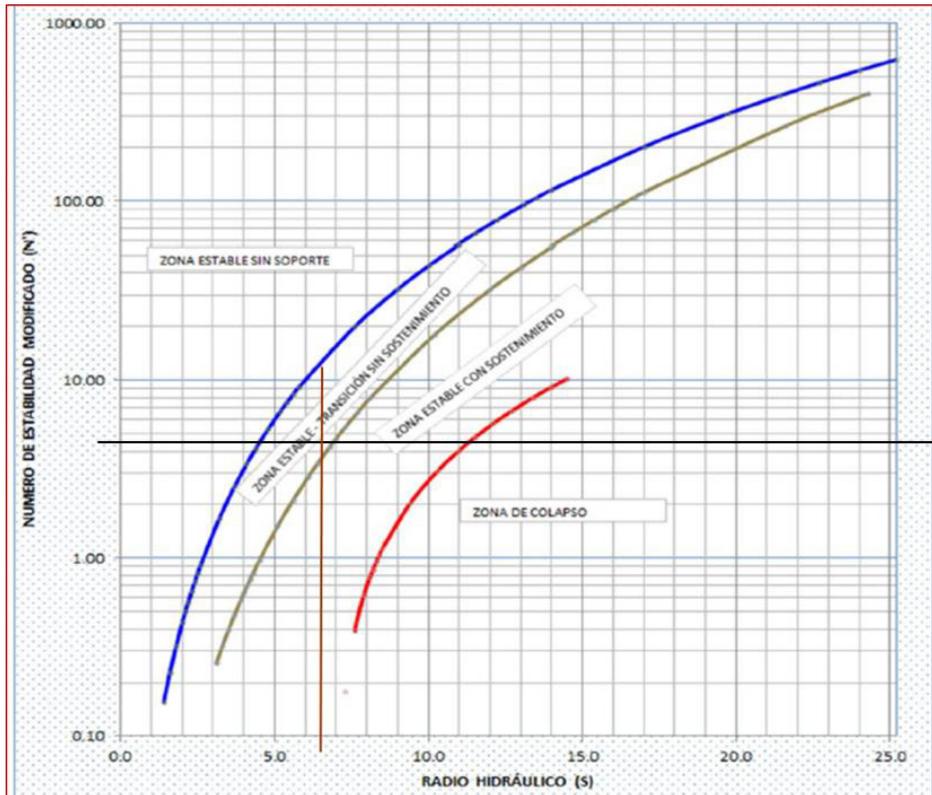
#### 4.2.2. Estimación de la estabilidad de la labor

Del gráfico de estabilidad se dice que la labor para una abertura de 25 m de luz y el radio hidráulico de 4.05, se encuentra al límite de la zona de transición sin sostenimiento, quiere decir que se está en una zona con sostenimiento parcial (escenario con el que actualmente se viene trabajando).



**Figura 27. Abertura estable sin sostenimiento. Tomada del Departamento de Geomecánica, mina Uchucchacua**

Se toma 4.72 como valor de N:



**Figura 28. Gráfico de estabilidad según Potvin 1988, modificado por Nickson 1992. Tomada del Departamento de Geomecánica, mina Uchucchacua**

### 4.2.3. Análisis de estabilidad mediante elementos finitos

Se realizó el análisis de estabilidad en sección transversal mediante el software R.S 2 9.0 durante el proceso de minado, que se detallan a continuación.

El minado del TJ 6662 con altura de banco de 12 m se realiza con taladros positivos y negativos de 12 m de longitud de perforación y longitud de minado de 25 m de acuerdo al método gráfico de estabilidad, durante el minado se muestran factores de seguridad de 0.9 en las cajas, el control de voladura es importante para el control del daño a la roca y prevenir los descajes. Después del minado de los 3 *blocks* se procede a realizar el relleno detrítico para incrementar los factores de seguridad hasta 1.3. Ver Figura 29.

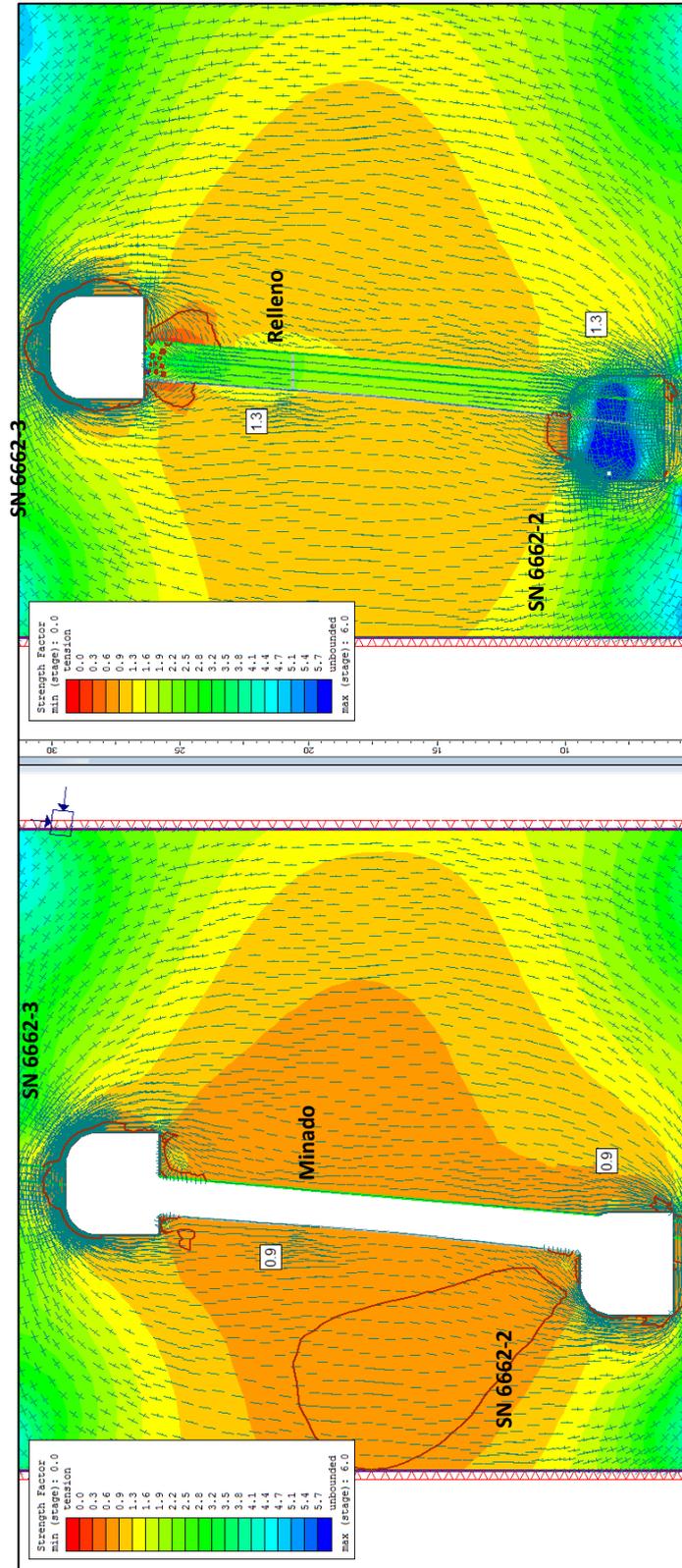
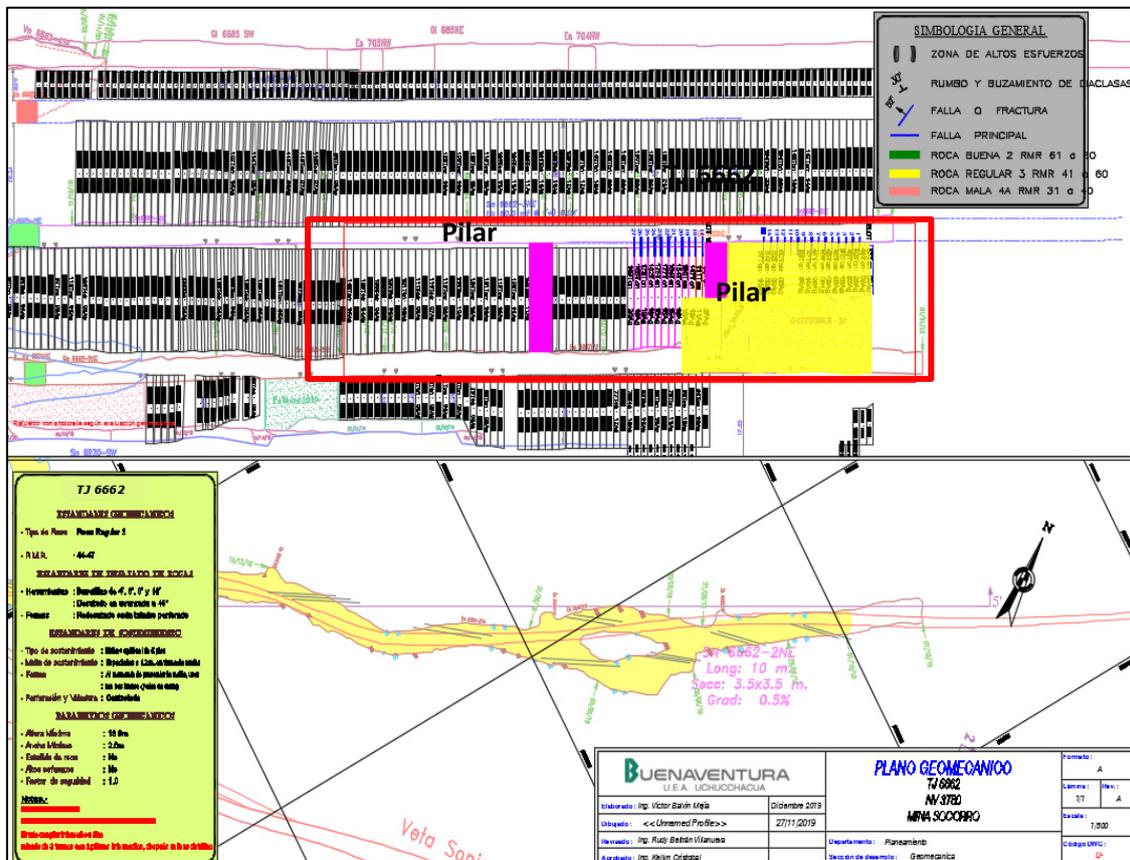


Figura 29. Relleno del tajeo 6662, negativo con relleno detrítico, estable. Tomada del Departamento de Geomecánica, mina Uchucchacua

Realizar el minado de 3 bancos con 2 pilares intermedio, después proceder a rellenar, antes de continuar con el minado de los siguientes blocks.



#### 4.2.4. Calidad de la roca

La calidad de roca es regular, tipo 3 con RMR de 45 en mineral y promedio de 48 en las cajas.

#### 4.2.5. Tipo de sostenimiento

Sostenimiento con súper *Split set* de 7' más malla electrosoldada en los subniveles, el refuerzo con *shotcrete* será previa evaluación geomecánica.

Parámetros de explotación (banco, *span*, pilares, relleno)

Altura de banco 12 m

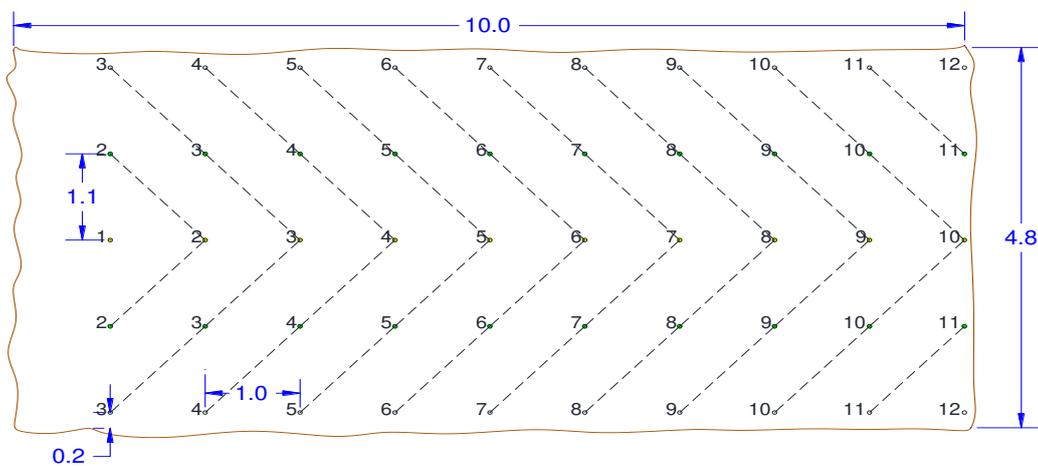
*Span* máximo 25 m

Explotar 25 m de longitud con pilares intermedios, después rellenar la zona excavada antes de continuar con el minado.

### 4.3. Análisis de datos históricos

A continuación, se muestra el diseño de malla para taladros de producción, Tipo de roca III con el que estuvieron trabajando.

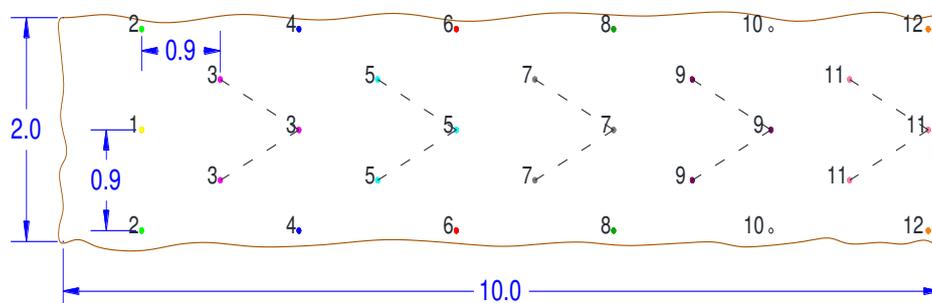
Diseño de malla para vetas mayores a 2 metros, para este caso estuvieron considerando el siguiente diseño con un *burden* de 1.0 m y espaciamiento de 1.1 m:



**Figura 31. Malla de perforación para vetas mayores a 2 metros. Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**

Diseño de malla para vetas menores a 2 metros.

Para este caso estuvieron considerando el diseño de la malla con un *burden* de 0.90 m y su espaciamiento de 0.90 m.



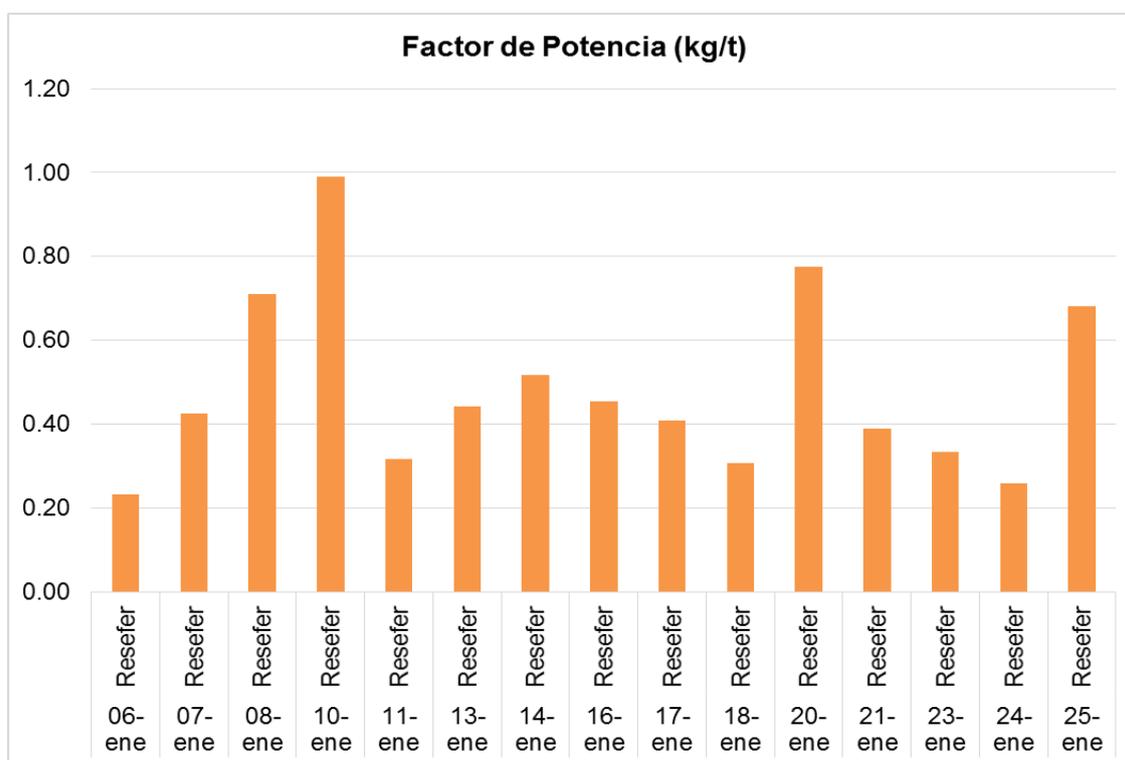
**Figura 32. Malla de perforación para vetas menores a 2 metros. Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**

Resultados de voladura:

**Tabla 11.**  
**Base de datos de resultados de voladura**

Fecha	E. E.	Labor	Total explosivos (kg)	Exanel LP 15 m (pzas)	Cordón det. 5P (m)	Carmex 7' (Pzas)	Mecha rápida (m)	Metros cúbicos por romper (m <sup>3</sup> )	Toneladas	Factor de potencia (kg/t)
06/1	Resefer	TJ 6662	150	39	10	2	0.2	195	643.5	0.23
07/1	Resefer	TJ 6662	123.46	33	10	2	0.2	88	290.4	0.43
08/1	Resefer	TJ 6662	112.5	18	10	2	0.2	48	158.4	0.71
10/1	Resefer	TJ 6662	209.38	24	10	2	0.2	64	211.2	0.99
11/1	Resefer	TJ 6662	314.06	45	10	2	0.2	300	990	0.32
13/1	Resefer	TJ 6662	105.47	27	10	2	0.2	72	237.6	0.44
14/1	Resefer	TJ 6662	82.03	18	10	2	0.2	48	158.4	0.52
16/1	Resefer	TJ 6662	193.36	27	10	2	0.2	129	425.7	0.45
17/1	Resefer	TJ 6662	110.43	29	10	2	0.2	82	270.6	0.41
18/1	Resefer	TJ 6662	104.72	22	10	2	0.2	103	339.9	0.31
20/1	Resefer	TJ 6662	202.45	24	10	2	0.2	79	260.7	0.78
21/1	Resefer	TJ 6662	120.56	30	10	2	0.2	94	310.2	0.39
23/1	Resefer	TJ 6662	132.5	34	10	2	0.2	120	396	0.33
24/1	Resefer	TJ 6662	133.76	27	10	2	0.2	157	518.1	0.26
25/1	Resefer	TJ 6662	213.43	24	10	2	0.2	95	313.5	0.68

**Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**



**Figura 33. Factor de potencia (kg/t). Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**

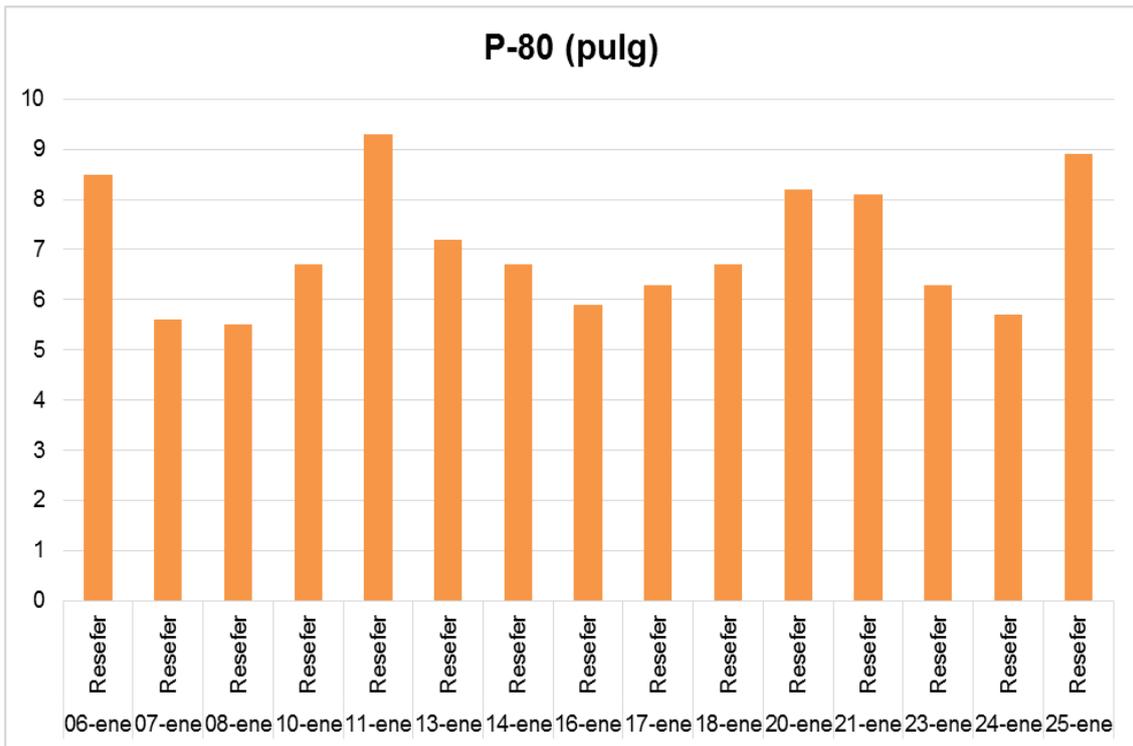
Según los datos históricos de este año 2020 se muestra que el factor de potencia varía mucho ya que se encuentra entre 0.23 kg/t siendo el punto más bajo y 0.99 kg/t el más alto en cada disparo. Y lo que se busca a través de la mejora continua es mantener un estándar del factor de potencia para lograr los objetivos.

#### Análisis granulométrico (p80)

**Tabla 12.**  
**Datos históricos de su análisis granulométrico**

Fecha de disparo	Empresa	Labor	Nivel	Tipo de voladura	Material	Potencia (m)	Long. tal. (pies)	Tipo de iniciador	Tipo de explosivo	P-80 (tulla.)	Factor de potencia (kg/t)
06-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.3	33	EXANEL	ANFO	8.5	0.23
07-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.7	33	EXANEL	ANFO	5.6	0.43
08-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.3	40	EXANEL	ANFO	5.5	0.71
10-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	3	40	EXANEL	ANFO	6.7	0.99
11-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1	37	EXANEL	ANFO	9.3	0.32
13-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.4	34	EXANEL	ANFO	7.2	0.44
14-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	2	37	EXANEL	ANFO	6.7	0.52
16-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	2.1	38	EXANEL	ANFO	5.9	0.45
17-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.7	36	EXANEL	ANFO	6.3	0.41
18-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.3	40	EXANEL	ANFO	6.7	0.31
20-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.2	39	EXANEL	ANFO	8.2	0.78
21-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.5	35	EXANEL	ANFO	8.1	0.39
23-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	2	35	EXANEL	ANFO	6.3	0.33
24-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	1.9	34	EXANEL	ANFO	5.7	0.26
25-ene	Resefer	TJ-6662	3780	TL	Mineral	2	39	EXANEL	ANFO	8.9	0.68

**Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**



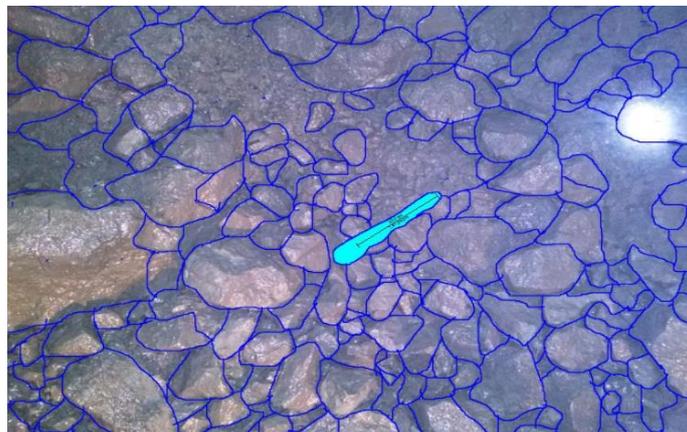
**Figura 34. Análisis granulométrico p80 (pulg.). Tomada del Departamento de Operación, mina Uchucchacua**

En análisis granulométrico (p80) histórico nos muestra que no se cumplió una fragmentación constante de p80. Lo cual motivó a generar una nueva malla que permita cumplir los objetivos diarios que era tener un p80 óptimo que se encuentre dentro de los estándares establecidos.

**Tabla 13.  
p80 histórico de la voladura**

Mina	Labor	Fecha	Zona	Tipo Explosivo	P80 (pulg)
UCHUCCHACUA	Tj. 662	24/01/2020	Socorro Bajo	SUPERFAN DOA AE	9.30

**Tomada del Departamento de Operaciones, mina Uchucchacua**



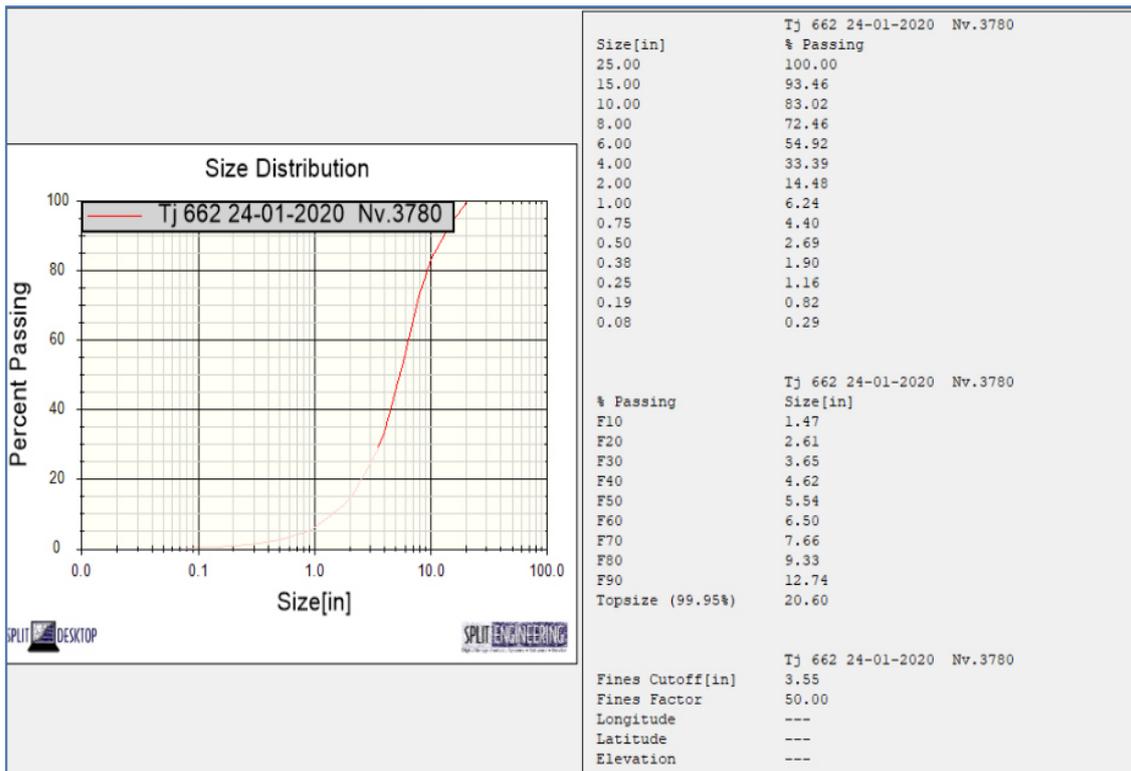


Figura 35. Porcentaje pasante p80. Tomada de Famesa

#### 4.4 Cálculo de la malla de perforación con el modelo matemático de *Langefors*

Con el modelo matemático de *Langefors* se halla el *burden* práctico que considere las características operativas que se tiene actualmente en los tajos.

Para el cálculo de *burden* se tiene:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Donde:

**B máx.** = el *burden* máximo (m)

**D** = el diámetro de barreno (mm)

**f** = el factor de fijación

barrenos verticales: f = 1

barrenos inclinados: para 3:1 f = 0.9

barrenos inclinados: para 2:1 f = 0.85

**c** = constante de roca (calculada a partir de c)

**c** = la cantidad de explosivo para fragmentar 1 m<sup>3</sup> de roca

roca dura  $c = 0.4$

$B = 1.4 - 15 \text{ m.}$   $c = c + 0.75$

$B < 1.4 \text{ m.}$   $c = 0.07/B + c$

**S/B** = la relación del espaciamiento/*burden*

$\rho_e$  = la densidad de la carga ( $\text{kg/cm}^3$ )

**PRP** = la potencia relativa en peso del explosivo (1 – 1.4)

Reemplazando:

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

$$B_{max} = \frac{64}{33} \sqrt{\frac{0.68 \times 1.05}{1.15 \times 0.95 \times (1.25)}}$$

$$B_{max} = 1.939 \sqrt{\frac{0.714}{1.366}}$$

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

Por lo tanto, para el cálculo del *burden* práctico se tiene:

$$B_{pr\acute{a}ctico} = B_{max} - e' - (d_b \times H)$$

Donde:

H = altura de banco (m)

$e'$  = error de emboquille (m/m)

$d_b$  = desviación de los barrenos (m)

Reemplazando:

$$B_{pr\acute{a}ctico} = B_{max} - e' - (d_b \times H)$$

$$B_{pr\acute{a}ctico} = 1.4 - 0.1 - (0.036 \times 12)$$

$$B_{pr\acute{a}ctico} = 0.87 \text{ m}$$

**Tabla 14.**  
**Datos para hallar el nuevo burden**

CALCULO DE BURDEN										
B PRACTICO (m)	B MAXIMO (m)	DIAMETRO (mm)	DENSIDAD DE CARGA (Kg/dm <sup>3</sup> )	PRP	CONSTANTE DE ROCA	FACTOR DE FIJACION	S/B	ALTURA DE BANCO (m)	ERROR DE EMBOQUILLE (m/m)	DESVIACION DE BARRENO (m)
0.87	1.4	64	0.68	1.05	1.15	0.95	1.25	12	0.1	0.036

El modelo matemático que debe ser usado porque se adecua a las necesidades de la investigación, es el modelo matemático de *Langefors* porque en nuestra unidad se usa *sublevel stoping*, en el cual se realiza la perforación de taladros largos. (2)

El modelo matemático considera parámetros como el factor de fijación y el factor de inclinación que son importantes por la naturaleza, forma y tamaño del yacimiento, así como la geomecánica del macizo rocoso. De igual manera la relación espaciamento/*burden* determina la relación geométrica adecuada por ser una mina subterránea; además, contempla la energía del explosivo a ser usado por tener en cuenta la potencia relativa por peso, que en la mayoría de los modelos no son tomados en cuenta tal como se ha visto en el marco teórico. (2)

También es importante recordar que *Langerfors* y *Kihistrom* (1973) se han dedicado a la predicción de la vibración del terreno planteando la siguiente ecuación matemática:

$$V = K \sqrt{\frac{Q}{D^{1.5}}}$$

Donde:

V= vibración pico (mm/s)

K= factor de transmisión de la roca

Q= masa de la carga explosiva (kg)

D= distancia (m)

El factor de transmisión de la roca varía para los diferentes tipos de roca y las condiciones de confinamiento, ejemplo para un granito duro k=400

Por estas razones se considera que el mejor modelo matemático es aquello del científico sueco *Borj Langefors*.

#### 4.5. Cálculo del espaciamiento con el modelo matemático de López Jimeno

Para el cálculo del espaciamiento entre taladros, nos basamos en el modelo matemático de López Jimeno, que entre sus variables considera la inclinación de los barrenos.

Para el cálculo del espaciamiento se tiene:

$$S = 1.15 \times B \times \cos(a)$$

Donde:

B = *burden* (m)

a = ángulo respecto a la vertical para barrenos inclinados

Reemplazando:

$$S = 1.15 \times B \times \cos(a)$$

$$S = 1.15 \times 0.87 \times \cos(20)$$

$$S = 0.94 \text{ m}$$

**Tabla 15.**  
**Datos para hallar el nuevo espaciamiento**

CALCULO DE ESPACIAMIENTO			
ESPACIAMIENTO (m)	B PRACTICO (m)	ANGULO DE PERFORACION	ANGULO RESPECTO A LA VERTICAL PARA BARRENOS
0.94	0.87	70	20

#### 4.6. Diseño de malla de perforación según los resultados

Nuevo *burden* y espaciamiento:

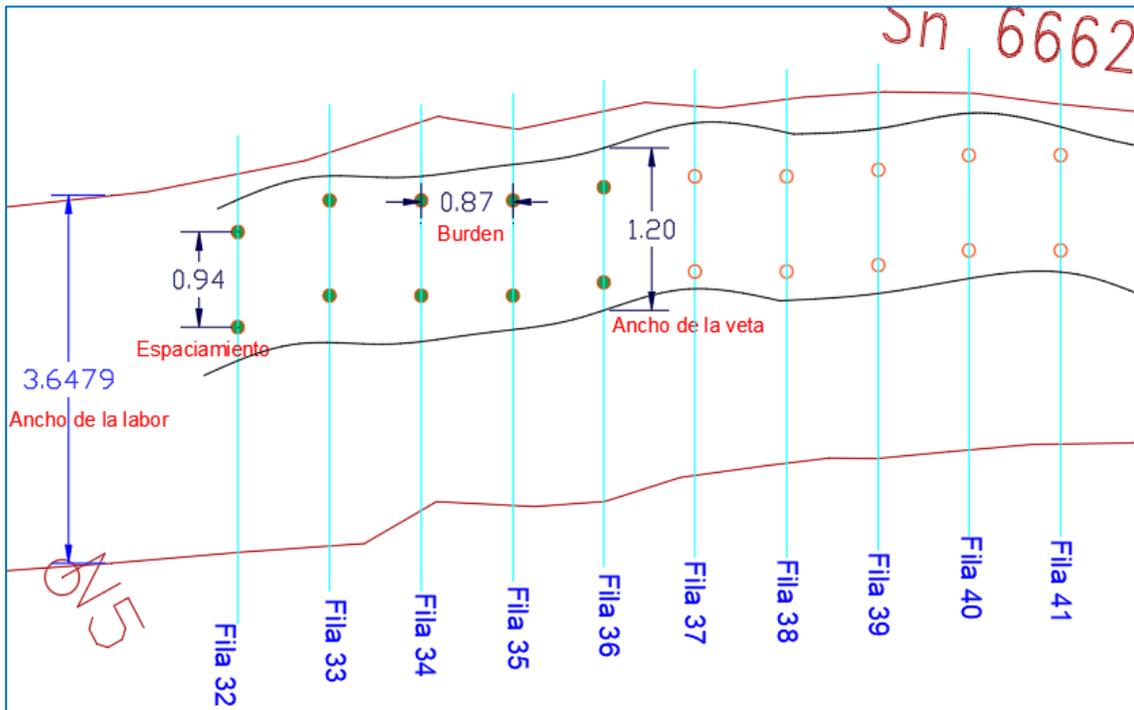


Figura 36. Nuevo diseño de malla de perforación para vetas menores a 2 metros.

#### 4.7. Perforación

Después de realizar los cálculos matemáticos y diseñar la nueva malla de perforación con el modelo matemático de *Langefors*. Se procede a perforar los taladros utilizando un Jumbo electrohidráulico adaptados para estas secciones de 3.50 m x 3 m. en bancos de 12 metros (+/-) negativos o positivos.

Para lograr buenos resultados se realizan controles de calidad de ejecución de los taladros perforados mediante el levantamiento topográfico, si hubiese desviaciones se procederá a corregir, la perforación debe contar con las condiciones necesarias para un buen resultado de perforación.

Los taladros perforados para su conservación deberán ser entubados con tuberías de PVC de 2" de diámetro taponeadas con geomembrana.

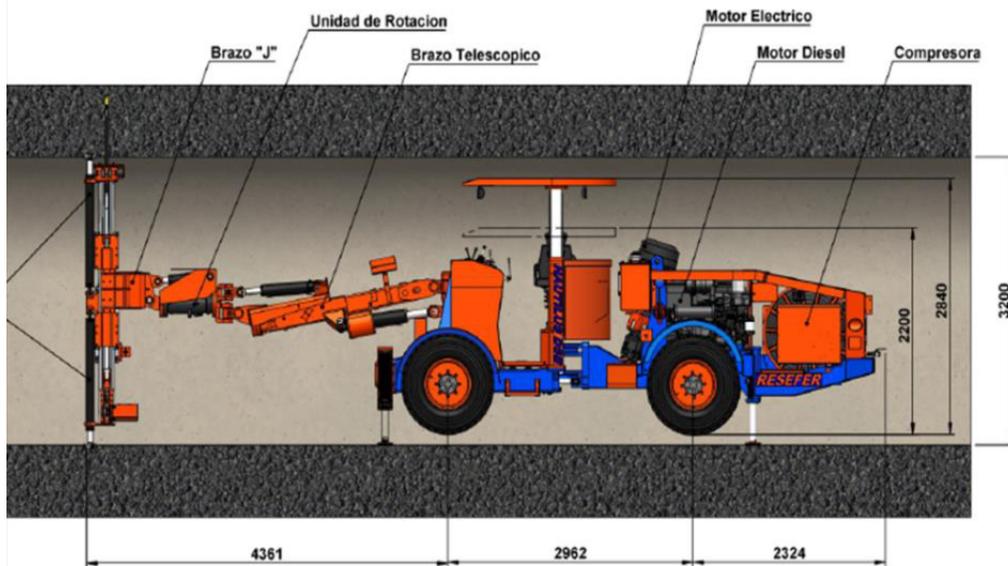
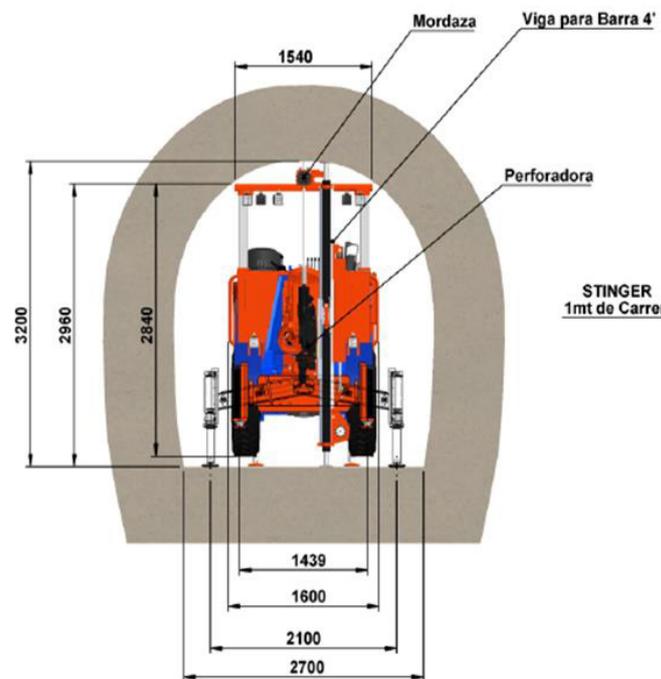


Figura 37. Equipo de perforación Nautilus vista en perfil. Tomada de Resefer



Equipo	Nautilus DSB	Tipo de Malla	Radial –paralelo(E=1.5m) (↑)
Perforadora	COP 1838 HD	Longitud de Taladro	20 metros
Potencia	18 kw	Diámetro	64 mm (2,5")
Frecuencia de Impacto	62 hz	Veloc. de Penetración	30 m.p./hr
Trasmisión	Diferencial SPICER DANA	Desviación ( a 12 mts)	0.10 m (>1%)
Diesel	Deutz BFL914 72 KW		

Figura 38. Dimensiones del equipo de perforación. Tomada de Resefer

#### 4.7.1. Parámetros de perforación

Tabla 16.

**Parámetros para la perforación de taladros largos**

Parámetros de Perforación	
Presión de aire	6 Bar
Presión de agua	10 - 12 Bar
Presión de percusión alta	180 Bar
Presión de percusión baja	130 Bar
Presión de avance alta	80 - 90Bar
Presión de avance baja	40 Bar
Presión rotación	40 - 90 Bar
Velocidad de penetración	30 m/h
Longitud de barra	1.20 m
Diámetro de broca	64 mm
Martillo Cop	1838 ME

**Tomada de Resefer**

#### 4.8. Carguío

Luego de realizar la perforación se inicia la etapa de carguío de los taladros teniendo en cuenta las consideraciones de taladros positivos y taladros negativos.

Antes de iniciar el carguío de los taladros se deberá sopletear y medir el taladro para realizar el diseño real tanto de carga como de secuencia de salida. Cálculo de carga operante para 1 metro lineal.

$$Q = V \cdot \rho$$

$$Q = \left[ \left( \pi \cdot \frac{5,4^2}{4} \right) cm^2 \cdot 100cm \cdot 0,68gr/cm^3 \right] \frac{kg}{1000gr}$$

$$Q = 1,56kg/m$$

#### 4.9. Aplicación de los parámetros calculados y monitoreo del tajeo 6662

Durante la permanencia en la unidad minera *Uchucchacua* se realizó el seguimiento en la etapa de perforación y carguío de manera continua en el tajeo 6662 niv. 3780, en coordinación con la superintendencia de mina y jefes de guardia se realizó la aplicación de los nuevos cálculos y diseño malla,

teniendo como resultado el factor de potencia, factor de carga. Mostrados en los siguientes cuadros.

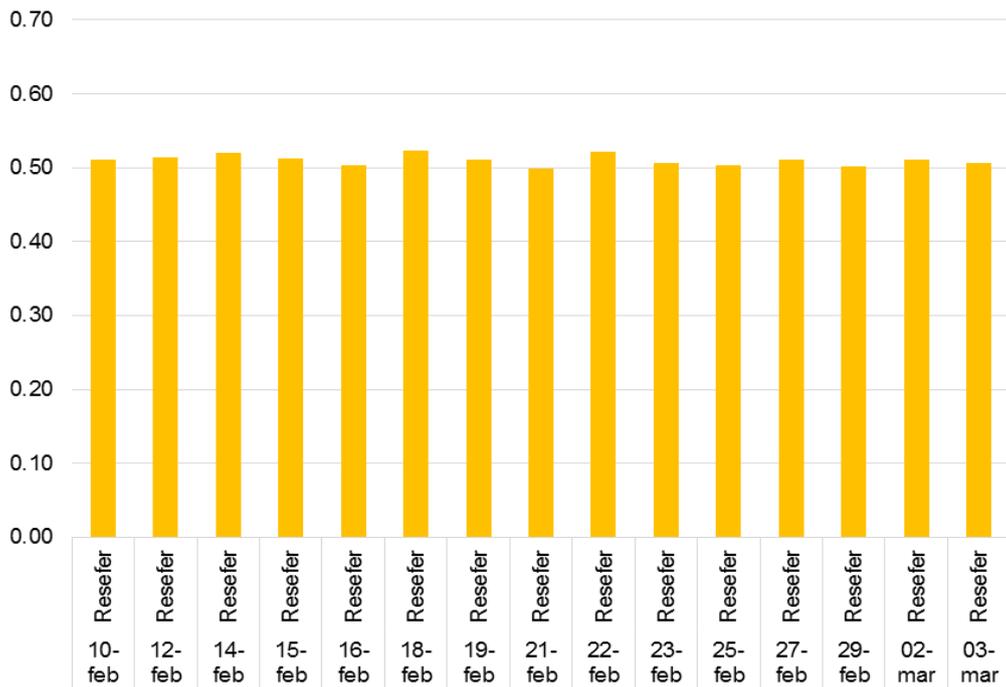
**Tabla 17.**  
**Datos específicos del tajo**

Datos	
Peso específico	3.3
Altura banco	12
Burden	0.87
Ancho	1.2
Carga operante	1.56

**Tabla 18.**  
**Registro de la voladura aplicando el nuevo burden y espaciamento**

Fecha	E. E.	Turno	Labor	Total, explosivos (kg)	Exsanel	Cordón detonante 5P	Carmex	Mecha rápida	m <sup>3</sup> a romper	Toneladas	Factor de potencia (kg/t)
10-feb	Resefer	Día	6662	94.77	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.51
12-feb	Resefer	Día	6662	127.29	24	10	2	0.2	75.17	248.05	0.51
14-feb	Resefer	Noche	6662	118.40	22	10	2	0.2	68.96	227.57	0.52
15-feb	Resefer	Noche	6662	83.61	16	10	2	0.2	49.40	163.03	0.51
16-feb	Resefer	Día	6662	93.36	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.50
18-feb	Resefer	Noche	6662	86.11	16	10	2	0.2	49.90	164.68	0.52
19-feb	Resefer	Día	6662	114.62	22	10	2	0.2	68.04	224.54	0.51
21-feb	Resefer	Día	6662	93.08	18	10	2	0.2	56.56	186.66	0.50
22-feb	Resefer	Noche	6662	118.40	22	10	2	0.2	68.79	227.00	0.52
23-feb	Resefer	Día	6662	125.61	24	10	2	0.2	75.17	248.05	0.51
25-feb	Resefer	Noche	6662	93.36	18	10	2	0.2	56.14	185.27	0.50
27-feb	Resefer	Día	6662	93.78	18	10	2	0.2	55.58	183.41	0.51
29-feb	Resefer	Día	6662	123.36	24	10	2	0.2	74.54	245.99	0.50
2-mar	Resefer	Noche	6662	115.83	22	10	2	0.2	68.62	226.44	0.51
3-mar	Resefer	Día	6662	113.77	22	10	2	0.2	68.04	224.54	0.51

**Factor de potencia (kg/ton)**



**Figura 39. Factor de potencia (kg/t)**

#### 4.10. Análisis granulométrico del tajeo 6662

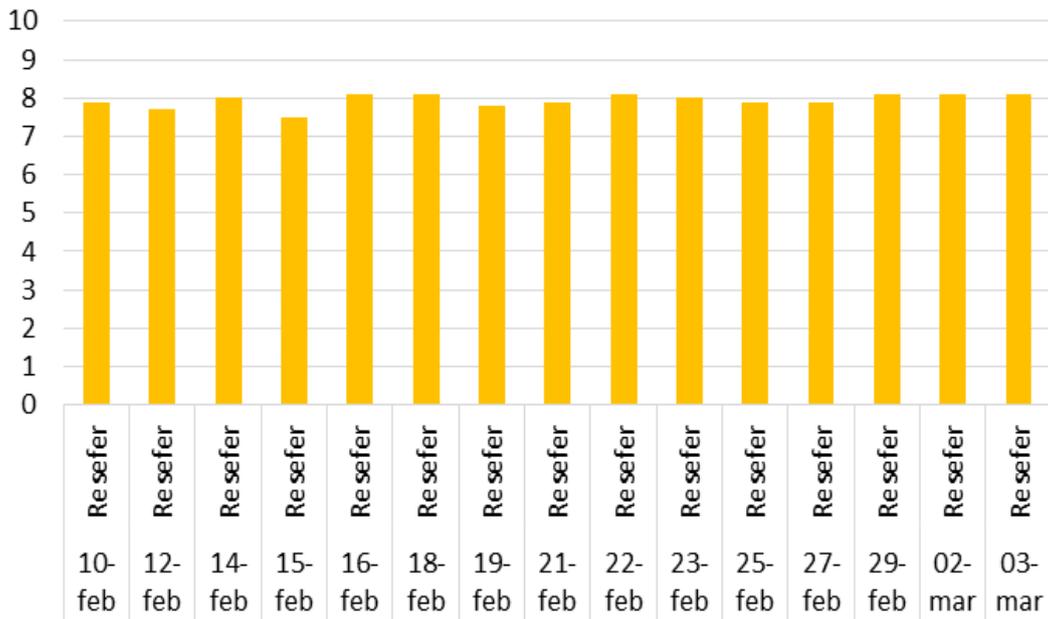
Se realizó el análisis granulométrico:

**Tabla 19.**

**Registro de los datos de la voladura y análisis granulométrico**

Fecha disparo	Empresa	Labor	Nivel	Tipo de voladura	Material	Sección (m)	Long. tal (pies)	Tipo de iniciador	Tipo de explosivo	p80 (pulg)	Factor de potencia (kg/t)
10-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.3	39.2	FANEL	ANFO	7.9	0.51
12-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	39.4	FANEL	ANFO	7.7	0.51
14-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	39.4	FANEL	ANFO	8	0.52
15-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.1	38.8	FANEL	ANFO	7.5	0.51
16-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.3	39.2	FANEL	ANFO	8.1	0.50
18-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	39.2	FANEL	ANFO	8.1	0.52
19-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	38.8	FANEL	ANFO	7.8	0.51
21-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.1	39.5	FANEL	ANFO	7.9	0.50
22-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.3	39.3	FANEL	ANFO	8.1	0.52
23-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.1	39.4	FANEL	ANFO	8	0.51
25-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	39.2	FANEL	ANFO	7.9	0.50
27-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.3	38.8	FANEL	ANFO	7.9	0.51
29-feb	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	39	FANEL	ANFO	8.1	0.50
02-mar	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.3	39.2	FANEL	ANFO	8.1	0.51
03-mar	Resefer	Tj 6662	3780	TL	Mineral	1.2	38.9	FANEL	ANFO	8.1	0.51

## P-80 (pulg)



**Figura 40. Análisis granulométrico p80 (pulg.)**

En la siguiente gráfica se muestra un cuadro comparativo que muestra el factor de potencia y el análisis granulométrico p80.

**Tabla 20.**  
**Cuadro comparativo factor de potencia (kg/t)**

Fecha	Factor de potencia (kg/t)	Fecha	Factor de potencia (kg/t)
06-ene	0.23	10-feb	0.51
07-ene	0.43	12-feb	0.51
08-ene	0.71	14-feb	0.52
10-ene	0.99	15-feb	0.51
11-ene	0.32	16-feb	0.50
13-ene	0.44	18-feb	0.52
14-ene	0.52	19-feb	0.51
16-ene	0.45	21-feb	0.50
17-ene	0.41	22-feb	0.52
18-ene	0.31	23-feb	0.51
20-ene	0.78	25-feb	0.50
21-ene	0.39	27-feb	0.51
23-ene	0.33	29-feb	0.50
24-ene	0.26	02-mar	0.51
25-ene	0.68	03-mar	0.51

**Tabla 21.**  
**Cuadro comparativo p80 (pulg.)**

Fecha	p80 (pulg.)	Fecha	p80 (pulg.)
06-ene	8.5	10-feb	7.9
07-ene	5.6	12-feb	7.7
08-ene	5.5	14-feb	8
10-ene	6.7	15-feb	7.5
11-ene	9.3	16-feb	8.1
13-ene	7.2	18-feb	8.1
14-ene	6.7	19-feb	7.8
16-ene	5.9	21-feb	7.9
17-ene	6.3	22-feb	8.1
18-ene	6.7	23-feb	8
20-ene	8.2	25-feb	7.9
21-ene	8.1	27-feb	7.9
23-ene	6.3	29-feb	8.1
24-ene	5.7	02-mar	8.1
25-ene	8.9	03-mar	8.1

## CONCLUSIONES

1. El tajeo 6662 posee características geomecánicas y geométricas para aplicar el método de explotación de tajeo por subniveles con taladros largos.
2. La implementación del modelo matemático de *Langefors* juntamente con el análisis y cálculo de la carga operante por metro lineal  $Q = 1.56 \text{ kg/m}$  aplicada en nuestra malla de perforación mejora considerablemente la fragmentación (P80) de la voladura.
3. Se logró mejorar el diseño de malla de perforación, ya que los resultados del cuadro comparativo obtenidos después de la aplicación del modelo matemático de *Langefors* son favorables considerando que el factor de potencia tenía una variación entre  $0.23 \text{ kg/tm}$  a  $0.99 \text{ kg/tm}$ . Ahora el factor de potencia es de  $0.50 \text{ kg/tm}$  con una variación mínima.
4. Respecto a nuestra fragmentación se realizó en análisis granulométrico con el uso del programa *WipFrag*, obteniendo la curva acumulativa que indica el 80% del material pasante por el tamiz promedio  $7.95 \text{ pulg.}$ , equivalente a  $(20.19 \text{ cm})$  el cual es óptimo para el desarrollo de las operaciones.
5. En el tajeo 6662 se realizó el análisis granulométrico con porcentaje pasante  $p_{80} = 7.95 \text{ pulg. promedio } (20.19 \text{ cm})$ . Lo cual, se analiza de una voladura de 12 taladros disparados correspondiente a 6 filas, el *burden* =  $0.87 \text{ m.}$  y el espaciamiento =  $0.94 \text{ m.}$

## LISTA DE REFERENCIAS

1. **CHAVEZ FLORES, Yetson Rossel.** *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti.* Tesis para optar el título en Ingeniería de Minas, Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo. 2015. pág. 130.
2. **CHOQUE CHOCCELAHUA, Juan Carlos.** *Modelo matemático de Langefors para optimizar el diseño de mallas de perforación y voladura de taladros largos - unidad Yauliyacu.* Tesis para optar el título en Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú. 2019. pág. 108.
3. **CAIRO CAMARENA, Gerson Cristian.** *Diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar el método de explotación Sublevel Caving.* Tesis para optar el título en Ingeniería de Minas, Universidad Continental. 2019. pág. 92.
4. **GAONA GONZÁLES, Aderling Jesus.** *Optimización de la voladura, mina La Virgen - de la compañía minera San Simón S. A. - Huamachuco Trujillo.* Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional de Piura. 2015. pág. 131.
5. **GUERRERO SANDOVAL, Leidy Lizbeth.** *Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA niv. 200 - Flor de Loto - compañía minera Raura S. A.* Tesis para optar el título de Ingeniera de Minas, Universidad Nacional de Piura. 2015. pág. 121.
6. **FLORES COBOS, Daniel Octavio.** *Determinación de los parámetros de voladura para optimizar la fragmentación en zona de mineral en la unidad minera Cuajone.* Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Tecnológica del Perú. 2019. pág. 58.
7. **VÁSQUEZ RIVAS, Juan Genaro.** *Elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro tajo 6675 - 2 de la U. E. A. Uchucchacua de la compañía de minas Buenaventura S. A. A.* Tesis para optar el título en Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú. 2015. pág. 126.
8. **FAMESA.** *Accesorios y explosivos de voladura.* Lima - Puente Piedra : s.n., 2015, Vols. 208-01, pág. 74.

9. **BERNAOLA ALONSO, José, CASTILLA GÓMEZ, Jorge y HERRERA HERBERT, Juan.** *Perforación y voladura de rocas en minería.* Madrid : s.n., 2013. pág. 264.
10. **BARONA FERRER, Alejandro.** *Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital de imágenes - Wipfrag y Split Online.* Proyecto Fin de Carrera, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía . 2014. pág. 67.
11. **MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS.** *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería DS N.° 024-2016-EM.* Lima : s.n., 2016.

## **ANEXOS**

Procedimiento escrito de trabajo seguro

FP-COR-SIB-04.09-01

V-01

Perforación de taladros largos con



equipo mecanizado

U. E. A.

Área: Mina

Versión:

*Uchucchacua*

04

Código: PET-UCH-MI-

Página

17.13

1/3

## 1. Personal.

- 1.1. Operador de equipo de perforación de taladros Largos. (OETL).
- 1.2. Ayudante operador de equipo de perforación de taladros largos (AOETL)
- 1.3. Supervisor de operaciones (SO)

## 2. Equipos de protección personal

- 2.1. Protector de cabeza con barbiquejo y cinta reflectiva.
- 2.2. Guantes de Neoprene y Nylon.
- 2.3. Lentes de seguridad.
- 2.4. Botas de jebe e/punta de acero dieléctricas.
- 2.5. Protector de oído tipo tapón y/o orejeras.
- 2.6. Respirador con filtro para vapores y polvo.
- 2.7. Overol con cinta reflectiva.
- 2.8. Ropa de jebe amarillo con cintas reflectivas (según se requiera).
- 2.9. Equipo anticaída (arnés, con línea de vida y cable de acero de 3/8" o línea retráctil y correa antitrauma).
- 2.10. Correa de seguridad portalámparas.
- 2.11. Lámpara minera.

## 3. Equipos / herramientas / materiales

Equipos:

- 3.1. Equipo de perforación para taladros largos jumbo .
- 3.2. Extintor de 6 kg.

Herramientas:

- 3.3. 2 juegos de barretillas de 4' , 6',8' y 10' con uña y asa.
- 3.4. 2 juegos de barretillas de 4' , 6', 8' y 10' con punta y asa.

- 3.5. Pico y pala.
- 3.6. Juego de llaves mixtas.
- 3.7. 1 saca broca.
- 3.8. Llave *stilson* de 14".
- 3.9. Llave francesa de 12".
- 3.10. Probadores de inducción eléctrica.
- 3.11. Cizalla, arco de sierra, comba 6 lb, tela arpillera.
- 3.12. Reflectores.
- 3.13. Clinómetros, flexómetro, cúter.
- 3.14. Planos de perforación.
- 3.15. Porta barretilla.
- 3.16. Plomada.
- 3.17. Bastón luminoso.
- 3.18. Circulina ámbar.

Materiales:

- 3.19. Tacos de seguridad.
- 3.20. Conos de seguridad 28" con cinta reflectiva . 3.21. Kit antiderrame.
- 3.22. Barras MF T38, tubo guía, portabarras.
- 3.23. Broca retráctil de 64 mm (2.5 ").
- 3.24. Rimadora de 128 mm (5").
- 3.25. Letreros: informativo, prohibitivo y obligatorio.
- 3.26. Cadena y cinta delimitadora.
- 3.27. Alcayatas tipo "S"(fierro corrugado y asiladas)
- 3.28. Cordel y Spray. 3.29.Tubos de PVC 2".
- 3.30. Grasa grafitada"

#### 4. Procedimiento

4.1. SO: Impartir las ordenes de trabajo en el cuaderno de operación segura, el que será firmado por el supervisor y los trabajadores que ejecutarán la tarea.

4.2. OETL y AOETL.- Recibir orden escrita de trabajo, PETAR y llenar el cuaderno de operación segura identificando los peligros existentes en el área de trabajo y aplicar los controles respectivos. Inspeccionar el equipo anticaídas con *check list*, las instalaciones, accesos, sostenimiento de la labor, ventilación (uso del fósforo), desatado de rocas, eliminar las condiciones inseguras de la labor o dar parte al supervisor. Este paso se realizará en la parte inferior y superior del tajo a perforar. Debe revisar el reporte de equipo (TPM y *check list* de equipo) verificando en qué condiciones queda el equipo y la labor. Llevar los planos de malla de perforación firmados por los superintendentes de: Mina, Planeamiento y Geología.

4.3. OETL y AOETL.- Inspeccionará el jumbo según el *check list* de equipo: tablero eléctrico, mando hidráulico, niveles de aceite, combustible, llantas, etc. Incidiendo en los puntos no negociables.

4.4. OETL y AOETL.- Trasladar el equipo a la zona de perforación.

4.5. OETL y AOETL.- Bloquear la zona de perforación (nivel superior) y la zona de comunicación de los taladros (nivel inferior) utilizando una cadena delimitadora con su respectivo letrero: **Prohibido el ingreso de personal no autorizado**, además bloquear con una malla y señalización de advertencia a 5

m de la cara libre.

4.6. OETL y AOETL.- Iluminar la labor.- Para instalar el reflector, bajar la palanca disyuntora del tablero eléctrico, luego ubicar el reflector a 10 m de la zona de perforación, enseguida levantar la palanca disyuntora del tablero eléctrico.

4.7. OETL y AOETL. Verificar las filas a perforar o repaso, si estas se encuentran a 5 m de la cara libre, utilizar equipo anticaídas fijado a un punto de anclaje más alejado de la cara libre.

4.8. OETL y AOETL.- Verificar los puntos marcados por el área de topografía para la perforación con el plano de perforación aprobado. Usar la plomada para ubicar el punto de la corona en el piso y marcar con pintura.

4.9. Tablero eléctrico. Luego se debe ir desenrollando el cable. El OETL debe ir avanzando, desenrollando su cable y con bastante coordinación con el AOETL hasta ubicar al jumbo en el frente de trabajo a la distancia adecuada para la perforación.

4.10.AOETL: Inspeccionar la manguera de agua, asegurar las abrazaderas antes de conectar al jumbo, así mismo la presión de agua de la tubería principal.

4.11.AOETL: Estando el cable eléctrico de jumbo con energía cero, se colgará en los ganchos tipo "S" aisladas a 1 m de altura del piso. Luego se conectará el chupón del cable eléctrico del jumbo a la toma del tablero eléctrico, con la palanca disyuntora en posición OFF.

4.12. OETL y AOETL: El OETL verificará la correcta instalación eléctrica del equipo y procederá a indicar al AOETL para que levante la palanca disyuntora en posición ON.

4.13.OETL.- Posicionar el equipo de perforación, bajar las gatas de tal manera que se consiga la horizontalidad tanto de forma longitudinal como lateral con relación al chasis.

4.14. OETL Y AOETL.- Posicionar el brazo en donde el eje de la unidad de rotación llegue a la altura del baricentro marcado por topografía y la viga con la columna de perforación como guía en el punto de diseño marcado en la corona de la labor, verificar con el clinómetro el ángulo 90° hacia la cara libre (ángulo longitudinal), hacia los hastiales (ángulo transversal). También se puede utilizar un láser para realizar este paso.

4.15. Posicionar de acuerdo al ángulo que indica el plano de perforación en cada sección, anclar la viga al techo y piso con los *stinger*, volver a verificar el ángulo transversal de acuerdo al proyecto y el ángulo longitudinal 90°.

4.16.OETL Y AOETL.- El emboquillado se efectuará con la percusión y avance en baja, hacer la corrección por emboquillado liberando los *stinger* y verificar la posición de la viga a los ángulos inicial de acuerdo a la sección de diseño longitudinal 90° y volver anclar los *stinger*.

4.17. OETL, AOETL Y SO.- Durante la perforación el ayudante estará alejado a 4 metros de la zona de influencia, el operador verificará constantemente en el panel de control las presiones: Agua : 4 Bar (mínimo)

Rotación: mantener en el rango de 30 a 60 Bar.

Procedimiento escrito de trabajo seguro

FP-COR-SIB-04.09-01

V-01

Perforación de taladros largos con

 BUENAVENTURA

equipo mecanizado

U. E. A.

Área: Mina

Versión:

*Uchucchacua*

04

Código: PET-UCH-MI-

Página

17.13

3/3

Percusión: Baja 120 a 140 Bar.

Alta 180 a 200 Bar.

Avance: Baja 30 a 60 Bar.

Alta 60 a 110 Bar

4.18.AOETL.- Al realizar el colocado y retiro de las barras de perforación el equipo debe estar completamente detenido (perforación sin rotación y avance). El ayudante embona o desembona parcialmente la barra de perforación, y se retira a una distancia de 3 metros, para que el operador inicie la operación del equipo, esto hasta completar la perforación del taladro.

4.19.OETL y AOETL.- De detectarse rocas sueltas durante la perforación, paralizar y realizar el desatado o descargado.

4.20. OETL.- Al momento de avanzar o retroceder el equipo para cambiar de ubicación se deberá tocar la bocina como señal de advertencia, verificando que no haya personal alrededor, el ayudante siempre deberá de permanecer alejado del brazo y de la viga de perforación, el operador por ningún motivo operará el equipo cuando el ayudante esté cerca a la parte rotatoria o móvil del equipo.

4.21 .OETL, AOETL y S.- Cuando se requiera verificar los taladros por la zona de llegada (nivel inferior), ambos trabajadores deben inspeccionar el sostenimiento, desatado de rocas, y si el tajo se encuentra en relleno, realizar la coordinación directa con el operador de *scoop* para paralizar el relleno temporalmente, luego verificar el punto donde comunicó y medir la distancia de desviación, anotar las observaciones encontradas en los planos de perforación y TPM.

4.22. AOETL.- Proteger los taladros perforados con los tubos de PVC de 2" dejar 0.50 cm hacia la parte inferior y 30 cm sobre el piso, tapar los taladros perforados en la parte superior con tela arpillera a 0.50 cm de profundidad.

4.23.AOETL.- Para realizar la desinstalación del equipo: cerrar las válvulas de agua y aire, colocar la palanca disyuntora de la toma eléctrica en posición OFF, desconectar la manguera y cable eléctrico, enrollar las mangueras en el equipo y proceder a enrollar el cable en la tambora del jumbo.

4.24. OETL y AOETL.- Ordenar y limpiar la zona de trabajo, ubicando cada cosa en su lugar dejando el área delimitada.

4.25. OETL.- Estacionar el equipo en zona segura y reportar el estado del equipo, herramientas y estado de labor en el *check list* y cuaderno de reporte de labor, colocar los conos y tacos o gatas de seguridad.

5. Restricciones:

- 5.1. El operador por ningún motivo dejará la llave en el contacto.
- 5.2. No se operará si el equipo no cumple las condiciones de operatividad.
- 5.3. No se operará el equipo si hay presencia de personas ajenas a la actividad a menos de 20 metros del equipo.
- 5.4. No se procederá a perforar en presencia de tiros cortados.
- 5.5. Nunca opere máquinas en mal estado.
  
- 5.6. Nunca ingrese al filo del banco si no está autorizado.

Procedimiento escrito de trabajo seguro

FP-COR-SIB-04.09-01

V-01



Carguío de taladros y chispeo

U. E. A.

*Uchucchacua*

Área: Mina

Versión:

04

Código: PET-UCH-MI- Página 1/2

18.03

## 1. Personal

- 1.1 Maestro Perforista (MP).
- 1.2 Ayudante Perforista (AP).
- 1.3 Supervisor de Operaciones (SO)

## 2. Equipos de protección personal

- 2.1 Protector de cabeza con barbiquejo y cinta reflectiva.
- 2.2 Guantes de jebe o cuero y anticorte.
- 2.3 Lentes de seguridad.
- 2.4 Botas de jebe de punta de acero.
- 2.5 Protector de oído.
- 2.6 Respirador con filtro para vapores y polvo.
- 2.7 Mameluco con cinta reflectiva.
- 2.8 Correa portalámparas.
- 2.9 Lámpara minera.

## 3. Equipos / herramientas / materiales

### Equipos:

- 3.1 Cargador de ANFO.

### Materiales:

- 3.2 Explosivos (dinamitas, emulsiones, ANFO y *pentacord*).
- 3.3 Accesorios de voladura (Carmex, Faneles, Exanel, mecha rápida, etc.).
- 3.4 Señalización (Prohibido el paso Labor Disparada).

3.5 Fósforo, cinta aislante, Taco de arcilla.

3.6 Tubo % antiestético de 5 metros, atacador de madera, tubo PVC partido.

#### **Herramientas:**

3.7 Punzón de cobre, cuchilla tipo pico de loro, lampa.

3.8 Escalera telescópica para frente mecanizado.

3.9 Reloj.

3.10 Cucharillas para limpieza de taladros.

#### **4. Procedimiento**

4.1 SO: Impartir las órdenes de trabajo en el cuaderno de operación segura, el que será firmado por el supervisor y los trabajadores que ejecutarán la tarea.

4.2 P: Revisar la orden de trabajo, inspeccionar el frente, techo, hastiales perforados para identificar las rocas sueltas y desatarlos inmediatamente, llenar el IPERC continuo y aplicar las medidas de control a los peligros identificados.

4.3 P y AP: Verificar la presencia de instalaciones eléctricas y tuberías cercanas. En caso de su existencia, coordinar con el responsable para desenergizar y protegerlo en forma adecuada antes de iniciar el carguío.

4.4 P y AP: Preparar el cebo, utilizando punzón de cobre, en una zona segura y ventilada.

4.5 P y AP: Preparar cañas para voladura controlada, haciendo uso de la cuchilla tipo pico de loro, cintas aislantes, tubo de PVC partido. Ello debe realizarse a 20 m de la labor.

4.6 P y AP: Antes de iniciar el carguío realizar el desatado del frente aplicando el procedimiento PET.

UCH-MI-19.11 Desatado manual de labores horizontales V7 o PET-UCH-MI-19.06 Desatado con *Scaler* V6.

4.7 P y AP: inspeccionar los taladros y si requiere se limpiará con cucharillas o aire comprimido, colocándose fuera de la dirección del taladro a limpiar y los taladros del arrastre con una lampa en caso evidencie carga.

4.8 P y AP: Tajar con la cuchilla tipo pico de loro los cartuchos en el piso, el corte debe dirigirse desde adentro hacia afuera con respecto al cuerpo.

4.9 P: Realizar la distribución de los iniciadores de voladura según la malla estándar de voladura.

4.10P y AP: Cargar los taladros con emulsión usando el atacador de madera o tubo PVC. Para cargar los taladros de la corona se usará las cañas para la voladura controlada, en los frentes mecanizados de 4 m x 4 m y 3.5 m x 3.5 m usar la escalera telescópica de 6 metros colocándola en suelo uniforme y siendo esta sujetado por el ayudante hasta completar el carguío de los taladros, para asegurar los tres puntos mínimos de apoyo el personal usará la mochila de explosivos y subir cargado en la espalda los cartuchos necesarios. En frentes convencionales de 3 m x 3 m usar escalera de tijera de 1.8 metros. Para asegurar los tres puntos mínimos de apoyo el cargador recibirá los cartuchos del ayudante para cargar los taladros.

Procedimiento escrito de trabajo seguro

FP-COR-SIB-04.09-01

V-01

**B**UENAVENTURA

Carguío de taladros y chispeo

U. E. A.  
*Uchucchacua*

Área: Mina

Versión:

04

Código: PET-UCH-MI- Página 2/2

18.03

4.11P y AP: Cargar los taladros iniciando desde las alzas hacia los arrastres con ANFO, utilizando la cargadora y el tubo antiestático de 3/4 de diámetro de 5 metros de longitud, el perforista desde el piso direccionará la punta de la manguera introduciendo al taladro y en coordinación con el ayudante iniciará el carguío.

4.12P y AP: Amarrar los conectores según la malla estándar de perforación.

4.13P y AP: Guardar las herramientas de trabajo en su respectivo portaherramientas, concluida la carga dejar la labor limpia y ordenada. En caso se tenga explosivo remanente se coordinará con la supervisión para su devolución al polvorín principal.

4.14P y AP: Chispear la labor, colocar la señalización de "Prohibido el paso Labor disparada", apagar el ventilador y hacer de vigía ubicándose en una zona segura, arrancar el ventilador para dejar ventilando la labor.

4.15P y AP: Cumplir con el horario de chispeo establecido:

Turno día : 4:50 p. m.

Turno noche : 4:50 a. m.

## 5. Restricciones

5.1 Nunca manipule los explosivos si no cuenta la autorización vigente de Sucamec.

5.2 Nunca realice el chispeo solo, siempre entre dos personas.

5.3 Prohibido transportar los explosivos junto con los accesorios, hacerlo por

separado.

5.4 Nunca prepare los cebos en clavos, riesgo de explosión.

5.5 Nunca regrese a la labor para verificar el disparo, se realizará en la guardia siguiente.

5.6 Nunca doble los accesorios de voladura.

5.7 Prohibido el chispeo de labores de otras contratas.

5.8 Prohibido la salida del supervisor sin su personal.

5.9 Nunca corte los cartuchos en dirección a su cuerpo.

5.10 En caso de realce en tajos, selladas de frente y desquinche, se debe cortar la última malla electrosoldada para que no remangue el sostenimiento anterior.

5.11 Nunca manipule instalaciones eléctricas si no está autorizado, solicitar al especialista.