

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Propuesta de utilización de cámara de aire de doble  
iniciación en el proceso de voladura de roca tipo toba  
cristal para reducir el P80 a 12" e incrementar la  
productividad de la pala PH 4100A en una  
mina a tajo abierto**

Rosa de Jesús Bazán López  
Luis Martín Pino Ulloa

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Arequipa, 2021

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



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

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a Dios, quien con su bendición llena siempre mi vida, dándome sabiduría y fortaleza para continuar con mis metas trazadas sin desfallecer; a toda mi familia por su apoyo incondicional y a nuestros Docentes que a lo largo de nuestra carrera nos impartieron sus conocimientos.

**ROSA DE JESÚS BAZÁN LÓPEZ**

Quiero expresar mis más sinceras muestras de agradecimiento a Dios por darme salud y las fuerzas necesarias para seguir adelante con mi desarrollo profesional; a mi familia por ser el motor de mi constante esfuerzo para alcanzar mis metas.

**LUIS MARTÍN PINO ULLOA**

## **DEDICATORIA**

El presente trabajo está dedicado a mi Esposo e Hija, por haber sido mi apoyo a lo largo de mi carrera y de mi vida, a mis incondicionales Padres por su apoyo constante y por llenar mi vida con sus valiosos consejos.

**ROSA DE JESÚS BAZÁN LÓPEZ**

El presente trabajo está dedicado a todas las personas que incondicionalmente me apoyaron en el desarrollo de mi carrera, a mi Esposa e hijos que siempre han estado a mi lado apoyándome para el logro de mis objetivos.

**LUIS MARTÍN PINO ULLOA**

# ÍNDICE DE CONTENIDOS

AGRADECIMIENTOS .....	ii
DEDICATORIA.....	iii
RESUMEN .....	x
ABSTRACT .....	xi
INTRODUCCIÓN .....	1
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....	2
<b>1.1 PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....</b>	<b>2</b>
<b>1.1.1 Planteamiento del Problema .....</b>	<b>2</b>
<b>1.1.2 Formulación del Problema.....</b>	<b>3</b>
1.1.2.1 Problemas Específicos.....	3
<b>1.2 OBJETIVOS.....</b>	<b>3</b>
<b>1.2.1 Objetivo General .....</b>	<b>3</b>
<b>1.2.2 Objetivos Específicos.....</b>	<b>3</b>
<b>1.3 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA .....</b>	<b>4</b>
<b>1.3.1 Justificación Operativa: .....</b>	<b>4</b>
<b>1.3.2 Justificación Económica:.....</b>	<b>4</b>
<b>1.3.3 Justificación en Prevención de Accidentes: .....</b>	<b>4</b>
<b>1.3.4 Justificación Técnica:.....</b>	<b>4</b>
<b>1.4 HIPÓTESIS Y DESCRIPCIÓN DE VARIABLES.....</b>	<b>4</b>
<b>1.4.1 Hipótesis.....</b>	<b>5</b>
1.4.1.1 Hipótesis Específicas .....	5
1.4.1.2 Descripción de Variables.....	5
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	6
<b>2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....</b>	<b>6</b>
<b>2.1.1 Nivel Internacional .....</b>	<b>7</b>
<b>2.1.2 Nivel Nacional .....</b>	<b>7</b>
<b>2.1.3 Nivel Regional .....</b>	<b>10</b>
<b>2.2 BASES TEÓRICAS.....</b>	<b>11</b>
<b>2.2.1 Geología.....</b>	<b>11</b>
2.2.1.1 Geología Regional.....	11

2.2.1.2	Geología Local. ....	11
2.2.1.3	Geología Local. ....	21
<b>2.2.2</b>	<b>Perforación y Voladura</b> .....	<b>29</b>
2.2.2.1	Perforación.....	29
2.2.2.2	Voladura.....	29
2.2.2.3	Tipo de Voladura.....	32
2.2.2.4	Diseño de Perforación y voladura. ....	36
2.2.2.5	Cámaras de Aire.....	41
<b>2.2.3</b>	<b>Fragmentación</b> .....	<b>45</b>
2.2.3.1	Mecanismo de fragmentación de roca a través de explosivos. ....	45
<b>2.2.4</b>	<b>Operaciones Unitarias de Mina</b> .....	<b>48</b>
2.2.4.1	Carguío.....	48
2.2.4.2	Acarreo.....	49
2.2.4.3	Perforación.....	49
2.2.4.4	Fragmentación de Rocas.....	50
2.2.4.5	Velocidad de Excavación.....	51
2.2.4.6	P80.....	51
<b>2.3</b>	<b>DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS</b> .....	<b>51</b>
CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....		55
<b>3.1</b>	<b>MÉTODO, TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN</b> .....	<b>55</b>
3.1.1	Método de investigación.....	55
3.1.2	Tipo de investigación.....	55
3.1.3	Nivel de investigación.....	55
<b>3.2</b>	<b>DISEÑO DE INVESTIGACIÓN</b> .....	<b>55</b>
<b>3.3</b>	<b>POBLACIÓN Y MUESTRA</b> .....	<b>56</b>
3.3.1	Población.....	56
3.3.2	Muestra.....	56
<b>3.4</b>	<b>TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.</b> ....	<b>56</b>
3.4.1	Técnicas de Recolección de Datos.....	56
3.4.2	Instrumentos de recolección de datos.....	56
3.4.3	Validación y Confiabilidad de los Instrumentos.....	57
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		58

<b>4.1</b>	<b>RESULTADOS</b> .....	58
4.1.1	Diseño de carga 01 de voladura con roca tipo toba cristal .....	61
4.1.2	Diseño de carga 02. ....	64
4.1.3	Diseño de carga 03. ....	68
4.1.4	Diseño de carga 04 usado para la implementación de la mejora. .	71
4.1.5	Resumen de diseños de carga aplicados en la roca tipo toba cristal 74	
4.1.6	Distribución energética de diseños usados en la roca tipo toba cristal	76
4.1.7	Representación de onda de choque de diseños usados en la roca tipo toba cristal .....	76
4.1.8	Distribución Granulométrica.....	77
4.1.9	Análisis de P80 y Dig Rate .....	81
4.1.10	Consideración de orientación estructural para diseños de amarre	82
4.1.11	Análisis de Costos.....	83
<b>4.2</b>	<b>DISCUSIÓN</b> .....	85
4.2.1	Comprobación de Hipótesis .....	85

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Distribución de la Mineralización.....	24
Tabla 2.	Lista de densidades de distinta proporción .....	30
Tabla 3.	Lista de factor de potencia por tipo de Roca en la fase 8.....	31
Tabla 4.	Lista de tipo de mezcla, cantidad de explosivo, carga, esponjamiento, aire y taco promedio por taladro.....	31
Tabla 5.	Lista de equipos de carguío en la mina tajo abierto .....	49
Tabla 6.	Lista de flota de equipos de acarreo de la mina tajo abierto .....	49
Tabla 7.	Lista de perforadoras primarias. ....	50
Tabla 8.	Detalle del diseño de carga N° 01.....	62
Tabla 9.	Detalle del diseño de carga N° 02.....	65
Tabla 10.	Detalle del diseño de carga N° 03.....	69
Tabla 11.	Detalle del diseño de carga N° 04.....	72
Tabla 12.	Costos de accesorios y explosivos .....	84
Tabla 13.	Tabla de comparación por diseño de cargas .....	86

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Columna Estratigráfica de la Mina A Tajo Abierto (Geología) .....	20
Figura 2.	Tipo de rocas en la Mina a Tajo Abierto.....	20
Figura 3.	Plano Estructural (Geología).....	23
Figura 4.	Tipos de mineralización (Geología) .....	27
Figura 5.	Superficie de mineralización (Geología) .....	28
Figura 6.	Prueba de densidad de copa que muestra el efecto de esponjamiento por las burbujas.....	30
Figura 7.	Ejemplo de comparación de densidad de carga de micro sensibilizador versus emulsión sensibilizada con gases químicos.....	31
Figura 8.	Esquema tipo de taladros de voladura.....	35
Figura 9.	Ubicación de la prima .....	38
Figura 10.	Componentes sistema de iniciación electrónica.....	39
Figura 11.	Ubicación de cámaras de aire en la columna explosiva .....	42
Figura 12.	Primera Etapa: Diseño de Carguío .....	43
Figura 13.	Segunda Etapa: Proceso de Equilibrio.....	43
Figura 14.	Tercera etapa: Transmisión de la energía al medio. ....	44
Figura 15.	Cuarta etapa: Reflexión de las ondas de choque.....	45
Figura 16.	Quinta etapa: Interacción de taladros con cámara de aire al fondo.....	45
Figura 17.	Reparto de energía de la onda de choque.....	46
Figura 18.	Resumen mecanismo de rotura de roca por explosivos.....	47
Figura 19.	Diagrama P-V de los gases en una explosión. Derecha: Distribución de energía en una voladura.....	48
Figura 20.	Cronograma de las Voladuras en Factor de Potencia, P80 y Dig Rate empleando los 4 diseños de carga .....	59
Figura 21.	Cronograma Voladuras en Factor de Potencia, P80 y Dig Rate empleando los 4 diseños de carga .....	60
Figura 22.	Diseño de carga N° 01.....	63
Figura 23.	Frente minado de la pala con el diseño de carga 01.....	64
Figura 24.	Fragmentación obtenida con el diseño de carga 01.....	64
Figura 25.	Diseño de carga N° 02.....	67
Figura 26.	Frente minado de la pala con el diseño de carga 02.....	67
Figura 27.	Fragmentación obtenida con el diseño de carga 02.....	68
Figura 28.	Diseño de carga N° 03.....	70

Figura 29. Frente minado de la pala con el diseño de carga 03.....	70
Figura 30. Fragmentación obtenida con el diseño de carga 03.....	71
Figura 31. Diseño de carga N° 04.....	73
Figura 32. Frente minado de la pala con el diseño de carga 04.....	73
Figura 33. Fragmentación obtenida con el diseño de carga 04.....	74
Figura 34. Parámetros de Diseños de carga Usados en la roca toba cristal. ....	75
Figura 35. Gráfica de factores de potencia vs P80 usados en la roca tipo toba cristal. ....	76
Figura 36. Gráfica de distribución energética de los halos de diseños usados. ....	76
Figura 37. Gráfica de dirección de onda de choque de diseños usados en la roca tipo toba cristal. ....	77
Figura 38. Gráfica representativa del índice de uniformidad. ....	78
Figura 39. Gráfica de curva granulométrica de resultado de diseños de carga en toba cristal.....	78
Figura 40. Fotografías de comparación de uniformidad por tipo de diseño de carga .....	79
Figura 41. Análisis del P80 con carga corrida.....	79
Figura 42. Análisis del P80 con carga Deck.....	80
Figura 43. Resultados de Tamaños pasante en análisis de fragmentación de roca Toba Cristal .....	80
Figura 44. Comparativo P80 con carga corrida y carga con deck.....	81
Figura 45. Gráfica de resultados de P80 y Dig Rate de diseños de carga usados en la roca tipo toba cristal.....	81
Figura 46. Promedio P80 vs Dig Rate de los 4 diseños de carga empleados para el estudio.....	82
Figura 47. Tendencia estructural en toba cristal .....	83
Figura 48. Costos de voladura de los diseños de carga usados en roca toba cristal .....	84
Figura 49. Gráfica de costo de voladura y ahorro logrado en la roca tipo toba cristal. ....	85
Figura 50. Diagrama de dispersión, P80 vs velocidad de excavación – Pala PH-4100A – 04 diseños de cargas.....	86

## RESUMEN

El presente trabajo de Investigación, se realizó debido a que en el banco del nivel 3565 de la fase 8 norte de una mina a tajo abierto, se identificó la presencia de la roca tipo toba cristal (UCS=120 Mpa), que es la roca de mayor presencia en el banco y mayor dureza para la voladura, la cual presenta una geología estructural de disyunción vertical, que al momento de ejecutarse la voladura se tiene como resultados que en más del 50% de los disparos se evidencia una fragmentación con sobre tamaño del material (bolonería).

Al observar este cambio en la calidad de la roca y los resultados obtenidos con los parámetros de voladura actual, en el cual se generaba una botonería del material fragmentado que ocasionaba que la pala PH 4100A disminuya su productividad, se procedió a diseñar 04 corridas de voladura, en los que se modificaron los parámetros establecidos. Las pruebas se realizaron desde el 27 de diciembre del 2018 hasta el 19 de octubre del 2019 con intervalos de tiempo de 3 meses, teniendo como variables de medición los resultados del P80 y Dig, Rate respectivamente.

De acuerdo con los resultados obtenidos de los diferentes diseños, se verificó con el diseño de carga 01 los resultados de los parámetros actuales de voladura, teniendo como resultado el sobredimensionamiento de la roca. Con los diseños 02 y 03, se modificaron los parámetros de voladura de la roca tipo toba cristal; además se modificaron los valores de carga, factor de potencia obteniendo los siguientes resultados, para el diseño de la carga 02 se obtuvo un P80 de 14.34" y un Dig Rate de 6,872 tm/hr. Para el diseño de la carga 03 se obtuvo un P80 de 12.62" y un Dig Rate de 6,954 tm/hr. Con estos diseños de carga no se logró reducir la fragmentación de la roca tipo toba cristal a 12"; por tal motivo, el Dig Rate no fue el óptimo para mejorar la productividad de la pala. Los mejores resultados que se obtuvieron, correspondieron al diseño de carga 04 con el que se implementó una cámara de aire, un factor de potencia de 0.44 Kg/Tm, con variables resultantes adecuados de P80 11.85" y un Dig Rate. 7,293 tm/hr. También se determinó la importancia de los menores tamaños de fragmentos P80 para una buena velocidad de excavación mayores a 7,500.00 tm/hr, además de la reducción del riesgo por caída de rocas.

Con los resultados obtenidos, se decidió implementar la utilización de la cámara de aire de doble iniciación para el incremento de la productividad de la pala PH4100A.

**Palabras Claves:** Perforación, Voladura, Rocas, Fragmentación, Productividad.

## ABSTRACT

The present research work was carried out, because in the bank of level 3565 of north phase 8 of an open pit mine, the presence of the crystal tuff rock (UCS = 120 Mpa) was identified, which is the rock of greater presence in the bank and greater hardness for the blasting, which presents a structural geology of vertical disjunction, which at the time of blasting the results are that in more than 50% of the shots a fragmentation with oversize is evidenced of the material (bolonería).

When observing this change in the quality of the rock and the results obtained with the current blasting parameters in which a chunk (boloneria) of the fragmented material was generated that the PH 4100A shovel to decrease its productivity, we proceeded to design 04 blast runs in those that the established parameters were modified. The tests were carried out since 27th December 2018 until 19th October 2019, with time intervals of 3 months, having as measurement variable results of the P80 and Dig, Rate respectively.

According to the results obtained from the different designs, the results of the current blasting parameters were verified with the loading design 01, resulting in the oversizing of the rock. With designs 02 and 03, the blasting parameters of the crystal tuff rock were modified, in addition the load values were modified, power factor obtaining the following results for the design of load 02, a P80 of 14.34 "and a Dig Rate of 6,872 tm/hr. For the design of load 03, a P80 of 12.62" and a Dig Rate of 6,954 tm/hr were obtained. With these loads designs it was not possible to reduce the fragmentation of the tuff crystal rock to 12" for this reason the Dig Rate was not optimal to improve the productivity of the shovel. The best results obtained corresponded to load 04 design with which an air chamber was implemented, a power factor of 0.44 Kg /Tm, with adequate resulting variables of P80 11.85" and a Dig Rate. 7,293 tm/hr. The importance of the smaller sizes of P80 fragments was also determined for a good excavation speed greater than 7,500 tm/hr, in addition to the reduction of the risk due to rock falls.

With the results obtained, it was decided to implement the use of the double initiation air chamber to increase the productivity of the PH4100A shovel.

**Keywords:** Blasting, rocks, fragmentation, productivity, drilling.

## INTRODUCCIÓN

Una de las dificultades que puede presentarse en la operación de una mina a tajo abierto, es el cambio de la calidad de la roca y sus propiedades mecánicas, alterando de esta forma los resultados de las operaciones unitarias de perforación y voladura.

Este es el caso que se presentó en la mina en estudio, en la zona de la fase 8 de desmonte, se encontró una roca tipo toba cristal, la cual es demasiada dura y el proceso de voladura que se utilizaba hasta el momento era un diseño de carga corrida, utilizando un solo detonador en la columna explosiva. Producto de esta voladura se obtenía una fragmentación de P80 mayores a 20", lo que ocasionaba una baja productividad en el carguío de la pala; así mismo, el incremento de la ocurrencia de accidentes con daño a la propiedad por el desprendimiento del material sobredimensionado desde la cresta.

El presente trabajo de investigación se centra en el análisis de la reducción del tamaño de la roca sobredimensionada producto del proceso de voladura actual, empleando una mejor distribución de energía explosiva en los taladros de voladura con la utilización de una cámara de aire DECK, y la utilización de la doble iniciación, booster con detonador electrónico en el taladro, lo que ayudaría a obtener una mayor fragmentación de la roca de tal manera que no se afecte la productividad de la pala.

Adicionalmente a lo mencionado, se ha aprovechado en este trabajo el desarrollo de tecnologías referidas al tema de perforación y voladura; todo ello con la única finalidad de lograr mejores estándares en lo que se refiere a la fragmentación de la roca, con el menor costo y sin descuidar temas como es la seguridad, medio ambiente y calidad, factores claves para salvaguardar la integridad de las personas, equipos y procesos en las operaciones una mina a tajo abierto. Los diferentes métodos son innovadores e incluyen tipos de explosivos, sistema de carguío de explosivos, secuencia de iniciación del disparo y todos estos métodos poseen algo en común, el aprovechamiento de la energía explosiva generada en el proceso de la voladura en el taladro de perforación para obtener una mejor fragmentación de la roca.

Finalmente, se puede concluir que con la utilización del análisis de las variables de la operación de minado actual que afecta a la fragmentación de la roca y el uso de tecnologías recientes, se ha podido mejorar los parámetros de la voladura en la mina en estudio, mejorando la fragmentación de la roca con un P80 promedio de 12", mejorando la productividad de la pala PH 4100A con roca tipo toba cristal.

# **CAPÍTULO I**

## **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

### **1.1 PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

#### **1.1.1 Planteamiento del Problema**

En una Mina a tajo abierto del Sur del Perú, una de las características principales del proceso productivo minero, es la gran cantidad de material que se mueve (mineral y desmonte), que muchas veces puede sobrepasar las 500,000 toneladas diarias.

Dentro del proceso de minado, una de las actividades principales es el acarreo de desmonte del frente de minado, el desmonte es cargado mediante una pala electrohidráulica con una capacidad de carga del cucharón de hasta de 73 tn., el material es colocado en la tolva de los camiones de gran tonelaje de hasta 400 Toneladas, los mismos que son monitoreados mediante el sistema JMineOps, el desmonte es acarreado y depositado en los botaderos destinados en las operaciones mineras. Una vez que se ha realizado el desbroce del material del banco de minado se puede acceder a la siguiente fase de la mina, donde se encuentra el mineral el cual será transportado a la planta de beneficio para su procesamiento.

Es esencial e importante que se lleve a cabo este proceso en los tiempos previstos según lo estipulado en el plan de minado (corto, mediano y largo plazo) para evitar retraso en el proceso de producción de las operaciones de la mina a tajo abierto.

Esta actividad de desbroce se establece mediante parámetros, los cuales se ven afectados cuando encontramos una granulometría sobredimensionada, la cual afecta la productividad de la Pala PH 4100A; además, este sobredimensionamiento del material producto de la voladura, ha originado en diferentes oportunidades accidentes con daño a la propiedad y al proceso productivo, el que es originado por el deslizamiento de la roca sobredimensionada, la misma que se encuentra alojada en la cresta del frente de minado (15 metros de altura de banco), ocasionando muchas veces la ruptura de escaleras, golpes en el contrapeso de la pala, también ha ocasionado golpes a los equipos auxiliares los

cuales se encuentra en el frente de minado realizando las actividades de limpieza del piso de la pala.

Al encontrarse en la zona con una roca tipo toba cristal se hace necesario proponer nuevas técnicas para mantener la productividad de la pala PH 4100A, reduciendo la dimensión de la roca de una manera continua sin contratiempos, los cuales pueden afectar el plan de minado a futuro.

Por tal motivo, proponemos la utilización de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura de roca tipo toba cristal para reducir el P80 a 12" e incrementar la productividad de la pala PH 4100A en una mina a tajo.

### **1.1.2 Formulación del Problema**

¿De qué manera se podrá reducir el P80 a 12" e incrementar la productividad de la Pala PH 4100A en el proceso de voladura de roca tipo toba cristal en una mina a tajo abierto?

#### **1.1.2.1 Problemas Específicos**

- ¿Con los parámetros actuales de voladura se podrá incrementar la productividad de la pala PH 4100A cuando tenga roca tipo toba cristal?
- ¿Modificando los parámetros de voladura se logrará reducir el P80 a 12" e incrementar la productividad de la pala PH 4100A cuando se tenga roca tipo toba cristal?
- ¿Cuáles serán los beneficios obtenidos de la utilización de la cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura cuando se tenga roca tipo toba cristal?

## **1.2 OBJETIVOS**

### **1.2.1 Objetivo General**

Evaluar la utilización de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura de roca tipo toba cristal para reducir el P80 a 12" e incrementar la productividad de la pala PH 4100A en una mina a tajo abierto.

### **1.2.2 Objetivos Específicos**

- Determinar la productividad de la pala PH 4100A con los parámetros actuales de voladura de roca tipo toba cristal.

- Modificar el diseño del proceso de voladura utilizando una cámara de aire de doble iniciación, para reducir la fragmentación de la roca toba cristal a un P80 a 12” e incrementar la productividad de la Pala PH 4100A.
- Evaluar los beneficios del uso de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura cuando se tenga roca tipo toba cristal.

### **1.3 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA**

El desarrollo del presente estudio está motivado por iniciativa propia de los autores, en vista de la problemática que se presenta en una mina a tajo abierto en el Sur del Perú. La justificación la podemos desarrollar en:

#### **1.3.1 Justificación Operativa:**

El presente estudio se justifica operativamente, porque cuando se encuentra la roca tipo toba cristal, la productividad de la pala disminuye considerablemente, generando utilización de mayor número de equipos, tiempos muertos y con la propuesta de este estudio se logrará incrementar la productividad de la Pala PH 4100A, reduciendo la fragmentación de la roca sobredimensionada (bolonería).

#### **1.3.2 Justificación Económica:**

El desarrollo del estudio se justifica económicamente, porque permitirá reducir los costos que involucran el proceso de voladura debido a que el uso de cámaras de aire (Air Deck) de doble iniciación en la columna explosiva, disminuye los insumos del factor de carga del explosivo, logrando mejoras en la fragmentación de la roca.

#### **1.3.3 Justificación en Prevención de Accidentes:**

El desarrollo del estudio, permitirá reducir la probabilidad de ocurrencia de accidentes, producto sobredimensionado de la roca tipo Toba Cristal, que involucren al personal y/o equipos.

#### **1.3.4 Justificación Técnica:**

El desarrollo del estudio, permitirá modificar patrones en los parámetros del proceso de voladura para la obtención de una buena fragmentación de la roca tipo Toba Cristal.

### **1.4 HIPÓTESIS Y DESCRIPCIÓN DE VARIABLES.**

### 1.4.1 Hipótesis

Utilizando la cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura de roca tipo Toba Cristal, se logrará reducir el P80 a 12”, incrementando la productividad de la pala PH 4100A en una mina a tajo abierto.

#### 1.4.1.1 Hipótesis Específicas

- Con los parámetros actuales de voladura no se puede incrementar la productividad de la pala PH 4100A con roca tipo Toba Cristal.
- Utilizando la cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura, se logrará reducir el P80 a 12” e incrementar la productividad de la pala PH 4100A cuando se tenga roca tipo Toba Cristal.
- Los beneficios que se obtendrán con el uso de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura serán de tipo técnico, económico y de prevención de accidentes.

#### 1.4.1.2 Descripción de Variables

Se utiliza para referirse a cualquier tipo de relación de causa y efecto.

En nuestro caso consideramos:

##### Variable Independiente

La variable Independiente es la siguiente:

Variable	Dimensiones	Indicadores
Parámetros de voladura.	Granulometría P80 que viene a ser el tamaño de la roca luego de ser fragmentada.	Pulgadas

##### Variable Dependiente:

La variable Dependiente es la siguiente:

VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Productividad de la pala.	<ul style="list-style-type: none"><li>• Toneladas</li><li>• Tiempo</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>• Peso (TM)</li><li>• Tiempo (Hr)</li></ul>

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA**

En la fase 8 norte de la mina a tajo abierto, se tiene la presencia de una roca tipo toba cristal ( $UCS=83.7$  Mpa), que es una roca de mayor dureza para el proceso de voladura (por su composición geológica y estructural) y en los resultados obtenidos en más del 50% de los disparos en proyectos con este tipo roca toba cristal, se ha tenido fragmentación con sobre tamaños (bolonería), que ha originado problemas en la operación los cuales se detallan a continuación, pisos del frente de trabajo de la pala duros, frentes de producción duros, baja productividad de la pala PH 4100A y problemas con seguridad en el proceso de minado de la pala.

En dicha zona del tajo abierto se tiene un macizo rocoso de tipo Toba Cristal, cuyo destino final post voladura es el botadero de desmonte, con un factor de potencia muy alto con indicadores de 0.49 (Kg/Tm) a comparación del mineral que tiene como promedio un factor de potencia de 0.30 (Kg/Tm), con este tipo de material roca tipo toba cristal no se tiene buenos resultados de fragmentación obteniéndose fragmentos post voladura mayores a 12", la cual está por encima del target que corresponde al material de desmonte, esto disminuye los indicadores de productividad en la velocidad de excavación de la pala PH 4100A, por tal motivo se retrasa el proceso de minado de la pala en el frente de trabajo.

Dentro del proceso de minado una de las actividades principales es el acarreo de desmonte del frente de minado, el material es cargado con una pala electrohidráulica de 56 yd<sup>3</sup> y puesto en los camiones de gran tonelaje de hasta 400 TM, los cuales son monitoreados mediante el sistema JMineOps, el mismo que es acarreado y depositado en los botaderos ubicados en las operaciones mineras. Una vez que se ha realizado el desbroce del material se puede acceder a la siguiente fase de la mina, donde se encuentra el mineral el cual será transportado a la planta de beneficio para su procesamiento.

Este proceso es de vital importancia que se lleve a cabo en los tiempos previstos según lo estipulado en el plan de minado (corto, mediano y largo plazo) para evitar retraso en el proceso de producción de las operaciones de la mina a tajo abierto.

Esta actividad de desbroce se establece mediante parámetros el cual se ve afectada cuando encontramos una granulometría sobredimensionada, la cual afecta la productividad de la Pala PH 4100A, además este sobredimensionamiento del material producto de la voladura, ha originado en diferentes oportunidades accidentes con daño a la propiedad y al proceso productivo, el cual es originado por el deslizamiento de la roca sobredimensionada, la misma que se encuentra alojada en la cresta del frente de minado (15 metros de altura de banco), ocasionando muchas veces la ruptura de escaleras, golpes en el contrapeso de la pala, también ha ocasionado golpes a los equipos auxiliares los cuales se encuentra en el frente de minado realizando las actividades de limpieza del piso de la pala.

Al encontrarse en la zona con una roca tipo toba cristal , se hace necesario proponer nuevas técnicas para mantener la productividad de la pala PH 4100A, reduciendo la dimensión de la roca de una manera continua sin contratiempos los cuales pueden afectar el plan de minado a futuro.

### **2.1.1 Nivel Internacional**

Zúñiga (2015), en su investigación titulada “Diseño de tronaduras y su impacto en el costo mina compañía Cerro Negro (Tesis Pregrado), Universidad de Chile. Si bien la reducción de los costos de P&T no se reflejan en el costo mina, existen beneficios operacionales que hay que destacar, estos son un menos desgaste de los equipos de perforación, menor gasto en explosivo y mejores rendimientos de las operaciones de carguío.

La distribución de la fragmentación de roca influye en una gama de procesos de minería y molienda, incluidas las tasas de carga y acarreo, el rendimiento de trituración y molienda y la recuperación de mineral en los procesos de beneficio (Michaud E. 1997).

### **2.1.2 Nivel Nacional**

- Veliz (2012), en su tesis titulada “Influencia de la alteración hidrotermal en la calidad del macizo rocoso en taludes de tajos abiertos” estudió la variación de la clasificación de los macizos rocosos en el sistema de clasificación GSI. La condición de frente, y el parámetro se varió linealmente con la variación del grado de alteración, mientras que la resistencia a la compresión uniaxial de la

roca intacta se obtuvo de las curvas de correlación obtenidas. La clasificación GSI no varía con la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, pero si con el grado de alteración del frente; para una condición de fracturamiento intermedia, el valor de GSI varía de 17 a 63 en función al grado de alteración de las superficies de discontinuidades o de frente que se han relacionado directamente con el grado de alteración del macizo rocoso. Se obtuvieron parámetros de las envolventes de resistencia al corte según el criterio de falla de Hoek-Brown; en el caso particular se realizaron los análisis de estabilidad de taludes considerando la envolvente no lineal de resistencia al esfuerzo de corte propuesta por Hoek-Brow, considerando una variación de los valores del parámetro  $m$  dentro del rango sugerido por Hoek.

- Montiel (2014), en su investigación titulada “Optimización Del Diseño De Perforación Y Voladura Aplicando Cámara De Aire Con El Explosivo Fortis Extra, Mina Paso Diablo, Carbones Del Zulia S.A, Estado Zulia”, menciona que, con la implementación adecuada de la cámara de aire en la voladura, se reduce la cantidad de explosivo. Para cada tipo de roca donde se pretenda efectuar la cámara de aire deberá efectuarse pruebas para encontrar la altura óptima, el nivel de eliminación de la sobre perforación y la nueva configuración de la carga explosiva.
- Así mismo, Machaca (2015), concluye que, a partir de las pruebas realizadas se concluye, que la cantidad de muestras tomadas (fotos tomadas) para determinar el grado de fragmentación de roca, influye mucho en el grado de error que ofrecerá, es decir, no es lo mismo hallar el grado de fragmentación con solo dos o tres fotos (cantidad de fotos que toma Wipfrag), que hallar el grado de fragmentación con 100, 200, 300 o 500 fotos (Cantidad de fotos que toma el Sistema Split Online). Finalmente, de las 46 pruebas realizadas se concluye que el Sistema Split Online ofrece un error del 3%, mientras que el software Wipfrag ofrece un error del 16%. Y como un dato adicional se concluye que existe una variación promedio de 2 “entre el P80 del Wipfrag y el P80 del Sistema Split Online, siendo siempre mayor el P80 del Sistema Split Online.

Del estudio realizado con solo extender la malla de 9x9m a 9.5x9.5m, el costo de explosivo disminuye en 0,019 \$/TM y el costo de perforación disminuye en 0.01 \$/TM. Finalmente, se ahorró dinero, manteniendo el grado de fragmentación dentro de los

estándares requeridos y manteniendo el tiempo de carguío. Cabe mencionar que mantener el grado de fragmentación dentro de los estándares deseados es muy importante, ya que implica que los costos tanto de mina como de planta concentradora aumenten por la fragmentación inadecuada (Sáenz, Castañeda, & Cancec, 2015).

- Quispe (2014), en su investigación titulada “Reducción de costos en perforación y voladura por la aplicación de cámaras de aire en la U.M. Constancia - Hudbay Perú S.A.C” demuestra que el uso de cámaras de aire en el Proyecto Constancia permitió ahorrar \$119,282.00 en el periodo Julio a septiembre 2014 utilizando el tapón Taponex.
- Vásquez (2017), en su investigación titulada “Reducción del factor de potencia en el proceso de voladura mediante la aplicación de cámaras de aire en columna explosiva, en la Compañía Minera Aurífera Santa Rosa S.A. - Comarsa” manifiesta que al implementar el uso de cámaras de aire en la columna explosiva, permite optimizar el proceso de voladura empleando menor cantidad de explosivo, disminuyendo el factor de potencia en un 10% para taladro con cámara de aire, asimismo, se mejoró la fragmentación de mineral al reducir el tamaño de 4.83“ a 3.84“, facilitando notablemente las operaciones de carguío y transporte; se redujo el costo significando un ahorro de orden de 14.3%.
- Gagliuffi y Holgado (2018), en su investigación titulada “Caracterización petromineralógica de los yacimientos Toquepala y Cuajone”, investigaron la litología observada en los yacimientos de Toquepala y Cuajone corresponden a pórfidos dacíticos, andesitas porfíricas, intrusivos tonalíticos y rocas filonianas. En las muestras de roca se han observado alteraciones de tipo fílica, potásica, propilítica y argílica, con minerales como magnetita, hematita, pirita, calcopirita, molibdenita, bornita, esfalerita y galena.

En cuanto a la mineralización metálica de las minas de Toquepala y Cuajone se aprecian minerales hipógenos integrados por el rutilo, magnetita, hematita, pirita, pirrotita, calcopirita, tenantita, galena, enargita, supérgenos derivados de la alteración de los minerales hipógenos, tales como bornita calcocita, covelita y goethita.

- Cotrado (2017), en su investigación intitulada “Efecto del Parámetro de Fragmentación P80 en la Velocidad de Excavación de las palas Electro-Mecánicas en Mina Cuajone”, evaluó la velocidad de excavación en palas de 42,8; 45,9 y 55,8 m<sup>3</sup> de capacidad que cargan a volquetes de 363 y 290 TM, evidenciándose que sufren tendencia al incremento de la velocidad de excavación (mayor a 9 000 Tm/hr), cuando se reduce la fragmentación P80 del material (menor a 40 cm) y por otro lado sufre tendencia a la reducción de la velocidad de excavación cuando se incrementa la fragmentación P80 del material (mayor a 40 cm). Además, se observa que no se produce incremento o reducción significativa de la velocidad de excavación para intervalos pequeños de fragmentación P80 (variación de 1 a 5 cm), esto sucede debido al gran tamaño de los cucharones de las palas.
- Machuca (2018), en su investigación titulada “Efecto de la cámara de aire en la voladura a tajo abierto para incrementar la tasa de excavación (dig rate) en el tajo tapado oeste de minera Yanacocha, Cajamarca 2017”, comprobó que el uso de cámaras de aire en la voladura incrementa el Dig Rate en Minera Yanacocha 2017. Se encontró que usando una voladura convencional el Dig Rate fue 2,405 tm/hr, 3,247 tm/hr y 4,549 tm/hr para Cartuflex y Aquadeck respectivamente, es decir se incrementa el Dig Rate convencional en 35% usando Cartuflex y 85% usando Aquadeck.

### **2.1.3 Nivel Regional**

- Machaca (2015), en su investigación titulada “Determinación de la Fragmentación Utilizando el sistema Split online en Los frentes de minado de las palas en la unidad minera Cuajone de La empresa Southern Peru Copper Corporation”, que con el uso de una tecnología automatizada como el Sistema Split Online para determinar la fragmentación de la roca, se puede obtener mayores resultados más representativos y confiables en un menor tiempo, y no solo eso, sino también al alcance de cualquier usuario a cualquier momento del día, en forma de reportes didácticos y finalmente tener toda una base de datos detallado. En mina Cuajone, para las pruebas iniciales se instaló el sistema Split Online en 5 Palas las cuales determinaran la fragmentación en tiempo real durante todo el día.

## **2.2 BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1 Geología**

#### **2.2.1.1 Geología Regional**

En el área de estudio el afloramiento de las rocas a nivel regional son: el Jurásico (Volcánicos Chocolate) que afloran cerca al puerto de Ilo en la Cadena de la Costa, en el Cretáceo Superior – Paleoceno (Grupo Toquepala) que aflora una parte en la Mina Cuajone y mayormente se extiende en el flanco andino, del cretáceo superior al eoceno-paleoceno (Rocas intrusivas del Batolito de la Costa Segmento Toquepala) afloran en la mina a tajo abierto del flanco andino y entre la cadena de la costa y llanura costanera, en el oligoceno superior al mioceno inferior. Las secuencias regionales vulcano-sedimentarias más antigua son de los volcánicos del Grupo Toquepala (Cretácea Sup – Terciario inferior), constituidos por aglomerados y piroclastos marrón rojizo, violáceo a gris verdoso, cuyas composiciones varían desde andesíticas, dacitas, traquitas y riolitas, con intercalaciones locales de sedimento clásticos y aglomerados con más de 3,000 m de espesor las cuales afloran a lo largo del Flanco Andino. Este grupo está comprendido por diversas formaciones tales como: Quellaveco, Paralaque, Inogoya y Toquepala. Sobreyaciendo con fuertes discordancias, se tiene la Formación Moquegua (Oligoceno-Mioceno) con un espesor de 500 a 600 m. constituido por clastos de deposición continental, este grupo cubre la mayor extensión de la zona meridional del cuadrángulo de Moquegua, está comprendido por dos formaciones: Moquegua Inferior y Moquegua Superior. La Formación Moquegua formado por clastos continentales afloran en toda la Llanura Costanera, en el Mioceno Inferior al Mioceno Superior (Volcánicos Huaylillas y Volcánicos Chuntacala) afloran en la Mina Cuajone, en el Plioceno (Volcánico Barroso) afloran en los Conos Volcánicos. En el Holoceno Pleistoceno (depósitos glaciares aluviales y coluviales). La Formación Huaylillas (Mioceno-Plioceno) sobreyace en forma discordante al Grupo Toquepala y Formación Moquegua, compuesta principalmente de una serie piroclástica tobácea y flujos riolíticos. Está representada en el flanco andino con formas de cuerpos remanentes en fase de erosión (Bellido Bravo, 1979).

#### **2.2.1.2 Geología Local.**

Como es el caso de muchos depósitos de pórfidos de Cu, una intensa alteración hidrotermal ha destruido parcial y totalmente la textura original de las rocas caja y la agrupación mineralógica en las rocas pre-mineral e intrusivas. La litología que domina el yacimiento está mayormente conformada por rocas volcánicas que se han depositado a

través de los tiempos desde fines del cretáceo hasta la actualidad, no se tiene afloramientos de rocas de mayor antigüedad (Bernabe, 2002).

#### **A. Basamento Pre-Mineral**

Las rocas más antiguas de una mina son los miembros inferiores de los volcánicos del Grupo Toquepala entre los 80 y 60 Ma. (Cretácea Sup – Terciario inferior). La andesita basáltica (BA) y la riolita porfírica (RP), la correlación de estos flujos volcánicos con otros miembros del grupo hallados en Quellaveco y Toquepala, ha sido realizada por Plazoles (1980).

#### **B. Rocas Intrusivas**

En la zona circundante a la operación minera de Cuajone, afloran rocas intrusivas de composición variada desde dioritas, monzonitas cuarcíferas, latitas y dacitas porfíricas, las cuales conforman pequeños apófices y grandes stocks que instruyen y traspasan a las rocas pertenecientes al Grupo Toquepala. Las edades relativas de los intrusivos varían desde el Cretácico Superior al Terciario Inferior (100-37 Ma).

Los intrusivos que se emplazaron entre los 50 y 65 Ma son los que han aportado mayormente en la mineralización de Cu-Mo, como es el caso de los yacimientos aledaños a Cuajone tales como Toquepala, Quellaveco y Cerro Verde, las cuales están asociados a cuerpos intrusivos de composición ácida a intermedia, dichos depósitos forman una faja mineralizada dentro de la Sub Provincia Cuprífera del Pacífico. Los orígenes de estos intrusivos son atribuidos a la Tectónica de Placas de margen convergente, donde la Placa Oceánica de Nazca subduce debajo de la Placa continental del Pacífico, (Bellido Bravo, 1979).

- **Diorita**

Hacia el Oeste de la zona mineralizada, entre 1 y 2 Km, se tiene un stock de diorita de forma irregular elongada cuyo eje mayor tiene una dirección predominantemente N-S. Este stock atraviesa a la andesita basáltica y a toda la secuencia de rocas pertenecientes al Grupo Toquepala. Dataciones radiométricas tomadas en la Quebrada Chuntacala y Torata, asignan una edad de  $66.7 \pm 1.7$  Ma (G. Park, 1998).

Las rocas presentan una coloración que varía de gris a gris verdosa, mayormente son holocristalinas, equigranulares de grano medio a grueso y ocasionalmente son porfíricas. En superficie presentan una disyunción esferoidal. Otro pequeño stock de diorita aflora a 1.7 Km. hacia el Este del cuerpo mineralizado en la Quebrada Torata, tiene

una longitud en afloramiento de 0.7 Km de largo por 0.35 Km de ancho con una coloración gris oscura (BERNABE TAPIA, 2002).

- **Latita Porfirítica (LP)**

El principal cuerpo intrusivo de Cuajone es un stock de latita oofirítica, que ocupa actualmente el fondo de mina, presenta una extensión aproximada de 2.5 Km de largo por 0.7 Km de ancho con una tendencia NO-SE, que se encuentra intensamente alterado en el sector Sureste decreciendo dicha alteración hacia el Noroeste, a medida que progresa el minado y los cuerpos laterales de andesitas son removidos. Se le asigna una edad del Eoceno Inferior entre los 57-52 Ma (Estrada 1975; Mc Bride, 1977; Zweng, 1984; Beckinsale, 1985; Clark, 1990; Tosdal, 1990 y Park, 1998).

Basados en la ocurrencia y cantidad de mineralización y en las alteraciones, se asume que ha habido tres pulsos magmáticos que estarían conformando este cuerpo intrusivo.

- a. El 1er Pulso magmático (LP), está ubicado en el sector Sureste del afloramiento de esta roca en lo que actualmente constituye el tajo principal y la zona mineralizada. Esta intrusión habría sido la responsable de la mineralización en mina, en la cual tanto la latita oofirítica (LP) como las rocas pre minerales que la rodean fueron mineralizadas e intensamente alteradas.

La latita porfirítica se presenta conformada por una mineralización de Cu y Mo explotable económicamente. Los contactos litológicos con las rocas que la rodean son mayormente cercanos a la vertical y principalmente con la andesita basáltica por la alteración, el contacto es gradacional.

- b. El 2do Pulso Magmático, es actualmente conocido como Barren Latite Porphiritic (BLP). Se encuentra localizado en dos sectores que muy probablemente se interconectan en profundidad: El primer sector aflora intruyendo al primer pulso de LP en su parte central con una forma irregular elongada hacia el Noroeste, en longitud aproximadamente de 300 m de largo por 200 m de ancho.

El segundo sector aflora inmediatamente al NO del primer pulso en la parte media del afloramiento en latita porfirítica con una forma ovoide de aproximadamente 850 m de largo por 550 m de ancho, este pulso se encuentra

separando el cuerpo mineralizado principal con el cuerpo mineralizado perteneciente a la extensión Noroeste.

Presenta una menor alteración y mineralización con unas leyes de Cu que actualmente no son mayormente económicamente explotables.

- c. El 3er Pulso magmático (LP3), se encuentra ubicado en el sector NO del afloramiento de la latita porfírica, en el Valle del Río Torata y presenta un diámetro aproximado de 800 m. La roca se presenta con una alteración débil, sin mineralización de Cu, los fenocristales de Cuarzo en algunos casos se presentan bipiramidales y llegan hasta 2 cm de diámetro, subredondeados a redondeados en una matriz microcristalina a criptocristalina (Bernabe Tapia, 2002).

### **C. Volcánicos Post-Mineral**

#### **• Volcánico Huaylillas (Ts-vhu)**

Aflora principalmente en la ladera Sureste de la Quebrada Chuntacala y en la ladera Norte del río Torata. Está constituido por una secuencia de conglomerados, tobas, vitrófiros, traquitas y aglomerados (Manrique & Plazollez, 1974). Se le ha asignado una edad entre los 23 y 17 Ma (Mioceno-Plioceno). Presenta potencias de hasta 230 m. en los alrededores de la mina, sobreyace discordantemente a las rocas del Grupo Toquepala e intrusivos.

#### **a. Conglomerado Riolítico – Conglomerado Dolerítico (Cr-Cd)**

Secuencia basal de la Formación Huaylillas, se presenta parcialmente al Este y Sur del Tajo rellenando una paleo-superficie con una dirección predominante de Este - Oeste. Está constituido por clastos sub-angulares a sub-redondeados indiferentemente clasificados y con tamaños de hasta los 0.40 m. de diámetro, mayormente compuesto por riolitas en la base gradando a doleritas en las partes superiores en una matriz arenosarcillosa tufácea. Sobreyace a la Riolita Porfírica (RP) en discordancia erosional. Por medio de perforación diamantina se ha logrado interceptar hasta 110m. de potencia en este tipo de Roca el eje de su paleo relieve (Concha & Valle, 1999).

#### **b. Toba Salmon (TSA)**

La Toba Salmón (TSA) es la segunda roca de esta formación, se presenta en la ladera Sur de la quebrada Chuntacala y ladera Norte de la quebrada Torata. La potencia

en el sector Sur de la mina Cuajone llega hasta los 16 m. y cubre como un manto en discordancia erosional a las rocas pre-minerales, intrusivas y al Conglomerado Riolítico.

Entre sus características principales se tiene una coloración rosácea principalmente, en la base que va gradualmente cambiando a blanquecina hacia el tope, es blanda de grano fino y presenta un fracturamiento concoidal. En contacto directo con la traquita, la toba salmón llega a vitrificarse en algunos sectores, presenta unos finos cristales de sanidina, flogopita y biotita. En la ladera Norte del río Torata se ha tenido una potencia de hasta 60 m. atravesada por un taladro diamantino (Concha & Valle, 1999).

#### **c. Vitrófiro (VT)**

Roca volcánica microlítica, fluido de enfriamiento rápido, las coloraciones varían del marrón claro, marrón oscuro al negro. Gradacionalmente entre la toba salmón y las traquitas se tienen la presencia de vitrófiros con potencias variables de hasta 20 m. que sugiere un flujo lávico muy viscoso el cual tuvo un enfriamiento muy rápido. Las coloraciones varían de rosáceas, en contacto con la toba salmón a marrones y negras hacia el tope en contacto con las traquitas, es frágil y presenta fracturas concoideas (Concha & Valle, 1999).

#### **d. Traquita (TR)**

Sobre yaciendo gradacionalmente a la toba salmón y a los vitrófiros, se tiene la presencia de un paquete potente de flujo de traquitas que presentan una coloración marrón parduzco-rosácea y violácea con cristales anhedrales de flogopita, fenos anhedrales y subhedrales de sanidina y ocasionales biotitas. Presenta un fracturamiento rugoso sub-horizontal predominante con ocurrencia principalmente de arcillas como relleno y con potencias de hasta 0,30 m. Ocurren también otros fracturamiento subverticales con diferentes direcciones y fractura mayormente concoidea con pátinas y rellenos locales de pirolusita dendrítica. La característica principal de esta roca es que presenta un bandeamiento de flujo y la ocurrencia variada de vesículas de diferentes diámetros (Concha & Valle, 1999).

Se han realizado trabajos de mapeo y relogues de taladros para describir y dar una clasificación en función de sus texturas, con la finalidad de aportar esta información para la optimización del proceso de minado especialmente en el área de voladura.

Como resultado de los trabajos, se logró comprobar que el paquete del flujo lávico presenta gradaciones texturales, las cuales están siendo aprovechadas para determinar diferentes mallas de perforación para optimizar las voladuras de bancos que se realizan

diariamente. De forma gradacional suprayaciendo a esta secuencia de traquitas se tiene una toba traquítica (TBTR) en la que la traquita se presenta más tobácea y menos competente principalmente en el sector Sur – Sureste del Tajo, con una potencia de hasta 20 m. Está compuesta por un flujo de tobas en matriz silícea gradando a Traquitas silicificadas.

**e. Toba Café (Tbc) /Toba Micácea (Tbm) / Toba Blanca (Tb)**

Sobreyaciendo a las traquitas y toba traquítica concordantemente, aflora la toba café que se presenta en forma de estrato de hasta aproximadamente 2 m. de potencia que tiene una coloración marrón clara predominantemente a la que sobreyace también un estrato poco potente de toba micácea caracterizada como su nombre lo indica por la abundante presencia de micas en la toba de color amarillento.

Sobreyaciendo a la toba micácea se presenta la toba blanca que como su nombre lo indica, es de color blanquecino y presenta una potencia de hasta 45 m. Toda esta secuencia de tufos volcánicos de colores café, amarillentos y blanquecino están compuestas por fenocristales de Sanidina y Flogopitas. Después de la deposición de la toba blanca, se presentan pequeñas etapas erosivas intraformacionales que forman pequeños paleovalles preferentemente paralelos a la quebrada Chuntacala (Concha & Valle, 1999).

**f. Conglomerado Traquítico (CTR)**

Parcialmente cubriendo muy ocasionalmente la ladera de la quebrada Chuntacala, se tiene la presencia del conglomerado traquítico que está mayormente compuesto por clastos de traquitas y tobas subangulares de diferentes tamaños hasta de 0.30 m. en una matriz arenosa – tufácea (Concha & Valle, 1999).

**g. Conglomerado Amarillo-Verde (CA/CV)**

Aflora también en el paleo-valle antiguo de la quebrada Chuntacala tanto en el sector este como en el oeste del actual tajo. Está compuesto mayormente por clastos redondeados, angulares y subangulares de riolitas, traquitas y tobas de diferentes tamaños hasta de 0,80 m de diámetro en una matriz areno arcillosa tufácea que se encuentran al igual que el aglomerado traquítico a manera de una cubierta coluvial discordantemente en las laderas de la quebrada con potencias de hasta 30 m (Concha & Valle, 1999).

#### **h. Aglomerado Tobáceo (AT)**

Sobre la toba blanca y con discordancia erosional rellenando un pequeño paleovalle se presenta el aglomerado tobáceo que consiste en fragmentos de tobas angulares, subangulares y subredondeados en una matriz predominantemente tufácea, estos fragmentos pueden tener diferentes tamaños de hasta 0.40 m. de diámetro (Concha & Valle, 1999).

#### **i. Aglomerado Traquítico (AGTR)**

Posteriormente este paleorelieve es también parcialmente rellenado por un aglomerado traquítico con discordancia erosional, está compuesto mayormente por clastos de traquitas y tobas subangulares de variados tamaños hasta de 0,30 m en una matriz tufácea-arenosa (Concha & Valle, 1999).

#### **j. Aglomerado Gris (AG)**

Emplazado en el paleovalle de la quebrada Chuntacala. Es un flujo compuesto de clastos angulares y redondeados de traquitas, tobas y andesitas de diferentes tamaños y colores que varían desde negras a grises y rojizas en una matriz areno-tufácea de color gris (Concha & Valle, 1999).

#### **k. Formación Chuntacala (Ts-ch)**

Entre los actuales valles de Chuntacala y Torata, aproximadamente a 400 m. al Norte de la quebrada Chuntacala, se depositó una secuencia de volcánicos que localmente se le ha denominado la Formación Chuntacala, a la cual le han asignado una edad entre 9 y 14 MA - Mioceno. Está compuesta por una sucesión de conglomerados, flujos volcánicos, tobas, y aglomerados que han sido depositados en forma gradacional en unos casos y discordantemente en otros. Por la edad que posee se podría presumir que esta sucesión sería parte de la Formación Huaylillas. Las disconformidades que existen dentro de la Formación Chuntacala de acuerdo con Manrique y Plazollez (1974), indicaban que hubo en el área de la mina levantamientos episódicos en el mioceno medio y superior, esos levantamientos no necesariamente se realizaron en las cercanías de la mina, sino más bien un poco más alejados, ya que como podemos observar en las bases de estas rocas se tiene un relieve atenuado ligeramente ondulado y las disconformidades presentes mayormente se habrían desarrollado por períodos erosivos intraformacionales.

La Formación Chuntacala tiene una potencia aproximada de hasta 200 m. La secuencia comienza con un Conglomerado Basal (CB) que se encuentra en discordancia erosional sobre rocas pre-minerales, intrusivas.

#### **I. Conglomerado Basal (CB)**

Se presenta en discordancia erosional sobre rocas pre-minerales, intrusivas y Aglomerado Gris. Tiene una potencia de hasta 32 m. y está constituido por clastos de andesitas, riolitas, traquitas y tobas mayormente subredondeados a redondeados y en menor proporción subangulares de hasta 1,20 m. de diámetro en una matriz arenarcillosa. Se habría depositado en un paleovalle paralelo a la quebrada Chuntacala cuya mayor potencia se encuentra en el eje de dicho paleovalle que tiene una dirección predominante NE- (Concha & Valle, 1999).

#### **m. Aglomerado Blanco (AB)**

Aflora en forma discordante infrayaciendo a la toba cristal (tc) y sobreyaciendo al conglomerado basal, es de color blanquecino de hasta 5 m. de potencia de naturaleza blanda y flujo bandeado, con cristales de sanidina y micas en una matriz de grano medio a grueso que en algunos casos presenta vesículas rellenas por material vítreo.

En algunos sectores presenta clastos de tobas en una matriz tobácea. Anteriormente esta roca se la consideraba como la parte inferior de la Toba Cristal, pero actualmente se ha preferido diferenciarla principalmente por sus características físicas diferentes (Concha & Valle, 1999).

#### **n. Toba Cristal (TC)**

La toba cristal tiene una potencia de hasta 120 m. su fracturamiento es predominantemente sub-horizontal, también presenta fracturas verticales en variadas direcciones y con disyunción columnar rellenas en algunos casos con bastante pirolusita y material arcilloso. Tobas de color marrón claro con textura porfirítica con cristales de sanidina y micas en una matriz de grano medio a grueso que en algunos casos presenta vesículas rellenas por material vítreo (Concha & Valle, 1999).

#### **o. Toba Inferior (TI)**

Sobreyaciendo a la toba cristal en contacto sub-horizontal gradacional, se presenta la toba inferior que es de un color blanco a blanco amarillento, de naturaleza blanda, presenta una textura débilmente porfirítica en una matriz afanítica. Los principales cristales

que se pueden observar son de sanidina, biotita y flogopita. Aflora en el sector Este del tajo y tiene una potencia de hasta 90 m (Concha & Valle, 1999).

**p. Aglomerado Inferior (AI)**

Sobreyaciendo a la toba inferior y toba cristal con discordancia erosional y como relleno de un pequeño paleo-valle cuyo eje tiene una dirección Suroeste, aflora un flujo aglomerádico de color marrón oscuro compuesto mayormente por clastos subangulares a subredondeados de andesitas de variados tamaños hasta de 0.40 m. en una matriz mayormente tobácea consolidada. Tiene una potencia de hasta 90 m. en el eje central de la paleo-quebrada que va decreciendo hacia las laderas (Concha & Valle, 1999).

**q. Toba Superior (TS)**

En los niveles superiores de la Formación Chuntacala y con discordancias erosionales, se tiene la presencia de una toba superior (TS) con una potencia aproximada de 65 m. de color gris claro, de naturaleza blanda, con una matriz afanítica (Concha & Valle, 1999).

**r. Aglomerado Superior (AS)**

Compuesta por clastos subangulares de Andesitas en matriz areno-tufácea, de color grisácea. Con una potencia aproximada de 50 m (Concha & Valle, 1999).

**s. Andesita Porfirítica (AP)**

Completa la secuencia volcánica la presencia de una Andesita Porfirítica que se presenta caótica dando la impresión de grandes clastos en una matriz también de andesita (Concha & Valle, 1999).

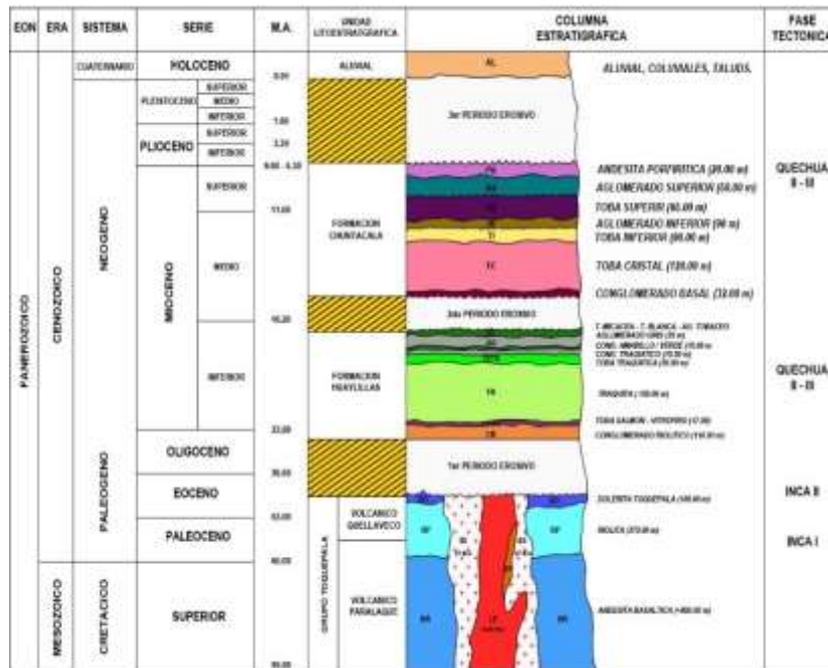


Figura 1. Columna Estratigráfica de la Mina A Tajo Abierto (Geología)  
Fuente: (Bernabé Tapia, 2002)

Tipo de Roca	Símbolo	Código	Clasificación
Botaderos	Btx	87	
Material Aluvial	AL	51	Post Mineral
Pórfido Andesítico	PA	84	Post Mineral
Aglomerado Superior	AS	52	Post Mineral
Toba Superior	TS	53	Post Mineral
Aglomerado Inferior	AI	54	Post Mineral
Toba Inferior	TI	55	Post Mineral
Toba Cristal	TC	56	Post Mineral
Conglomerado Basal	CB	57	Post Mineral
Conglomerado Verde/Amarillo	CV/CA	60	Post Mineral
Aglomerado Tobáceo	AT	58	Post Mineral
Toba Blanca	TB	59	Post Mineral
Aglomerado Gris	AG	63	Post Mineral
Conglomerado Trauquítico	CTR	88	Post Mineral
Trauquita	TR	61	Post Mineral
Vitrófiro/Toba Salmón	VT/TS	62	Post Mineral
Conglomerado Riolitico	CR	64	Post Mineral
Latita Porfírica 3	LP3	74	Intrusiva
Dique	DK	78	Intrusiva
Brecha Estéril	BXE (< 0.10% Cu)	65	Intrusiva
Brecha Marginal	BXMg (0.10 a 0.40% Cu)	82	Intrusiva
Brecha Mineralizada	BXM (> 0.40% Cu)	77	Intrusiva
Latita Porfírica 2 (BLP)	LP2	68	Intrusiva
Latita Porfírica 1	LP1	67	Intrusiva
Diorita	DI	71	Intrusiva
Dolerita	DO	90	Pre Mineral
Riolita Porfírica	RP	69	Pre Mineral
Andesita Basáltica	BA1	70	Pre Mineral
Andesita Intrusiva	BA2	66	Pre Mineral

Figura 2. Tipo de rocas en la Mina a Tajo Abierto  
Fuente: (Bernabé Tapia, 2002)

### **2.2.1.3 Geología Local.**

La Geología estructural a nivel regional, presenta rasgos como viene a ser la dirección de las fallas, elongación de los intrusivos, alineamiento de los conos volcánicos con una dirección NO-SE.

Dentro del cuadrángulo donde se ubica la Mina Cuajone, se encuentra parte de la depresión tectónica longitudinal de la Costa, como también el sistema de fallas Incapuquio y algunas fallas subsidiarias presentes en la zona en mención.

Otro elemento estructural de importancia es considerado la superficie de erosión pre-Moquegua y las suaves ondulaciones de la formación Moquegua.

En la faja costanera del sur del Perú, existe una depresión longitudinal el cual es de probable origen tectónico, se encuentra ubicado entre el pie de la cordillera occidental y el macizo de la cadena costanera, esta depresión tiene un lineamiento paralelo al litoral. La depresión tectónica longitudinal de la Costa contiene los clásticos continentales de la formación Moquegua y los depósitos del cuaternario antiguo, constituyendo la llanura costanera o pampas costaneras. Esta depresión es considerada de Carácter tectónico y su formación data entre fines del Terciario inferior y comienzos del Terciario superior; posiblemente Mioceno medio a superior (Concha & Valle, 1999).

#### **A. Fallas**

La determinación de fallas de esta zona, se realizó principalmente por la presencia de zonas de alteración, escarpas topográficas, orientación de quebradas, contactos anómalos entre unidades estratigráficas conocidas.

Las fallas presentes pueden agruparse de siguiente manera:

- a. Sistema de Fallas Incapuquio.
- b. Falla Micalaco.
- c. Falla del Área de Otorá.

#### **a. Sistemas de Fallas Incapuquio**

La falla Incapuquio la cual es considerada de tipo transcurrente teniendo un desarrollo regional, la presente falla se encuentra reconocida desde la frontera con Chile y llega hasta el valle de Tambo, teniendo una longitud promedio de 140 km.

La falla incapuquio se encuentra relacionada con otras fallas, estas siendo más o menos paralelas y en algunos casos algunas fallas constituyen ramificaciones que se desprende de la principal con un ángulo de 30° o más, por lo cual es que se agrupa a estas fallas en el sistema Incapuquio.

La falla Incapuquio, presenta una traza recta y en su recorrido troza a las rocas volcánicas del Grupo Toquepala y también a los cuerpos intrusivos, en algunos tramos se observa la yuxtaposición de ambos tipos de rocas. A pocos kilómetros al NO de la localidad de Incapuquio se desprende un ramal con rumbo N 35° O de traza más o menos recta, el cual pone en contacto anormal las dioritas del cerro Trebolar con las riolitas Yarito. En el ángulo formado por la bifurcación, se ha emplazado un grupo granítico de grano medio a fino y color rosado. En las localidades de Incapuquio y Villa Toquepala, la falla pone en contacto al Volcánico Paralaque con el Pórfido Quellaveco en la parte norte y en la Serie Alta en el sur.

En algunas zonas la presente falla presenta una ampliación de fragmentación, trituración y alteración (Concha & Valle, 1999).

#### **b. Falla Micalaco**

Esta falla se encuentra de 6 a 7 km. de la falla Incapuquio, presentándose de forma paralela a esta, por lo cual, se puede considerar que pertenezca a este sistema de fallas. La falla Micalaco se encuentra reconocida desde el paraje de Micalaco, hasta el borde sur del tajo abierto de la mina Toquepala.

La presente falla se encuentra formando el contacto el intrusivo diorítico del cerro Sargento con los volcánicos de la Serie Toquepala.

En la mina Toquepala la falla se encuentra controlando la chimenea de brecha, en el cual se presenta la mineralización y también al stock de pórfido dacítico que se supone que tiene una relación genética con la mineralización.

#### **c. Fallas del Área de Otorá**

A nivel regional se mapearon dos fallas paralelas que se ubican entre los parajes de Otorá y Polobaya, los cuales tienen un rumbo norte-sur, que afectan a las rocas del volcánico Paralaque. El reconocimiento del curso de las fallas se realizó mediante la observación de las escarpas topográficas, además de las alteraciones superficiales y distorsiones del rumbo y buzamiento de los bancos volcánicos.

La posición de las fallas coincide con el frente del gran escarpamiento que se levanta inmediatamente al este de la línea Torata – Paralaque – Otorá.

#### **B. Pliegues**

El pliegue presente en la zona no se observa que tengan una génesis producto de esfuerzo de compresión. Se llega a observar suaves ondulaciones y flexuras en las capas

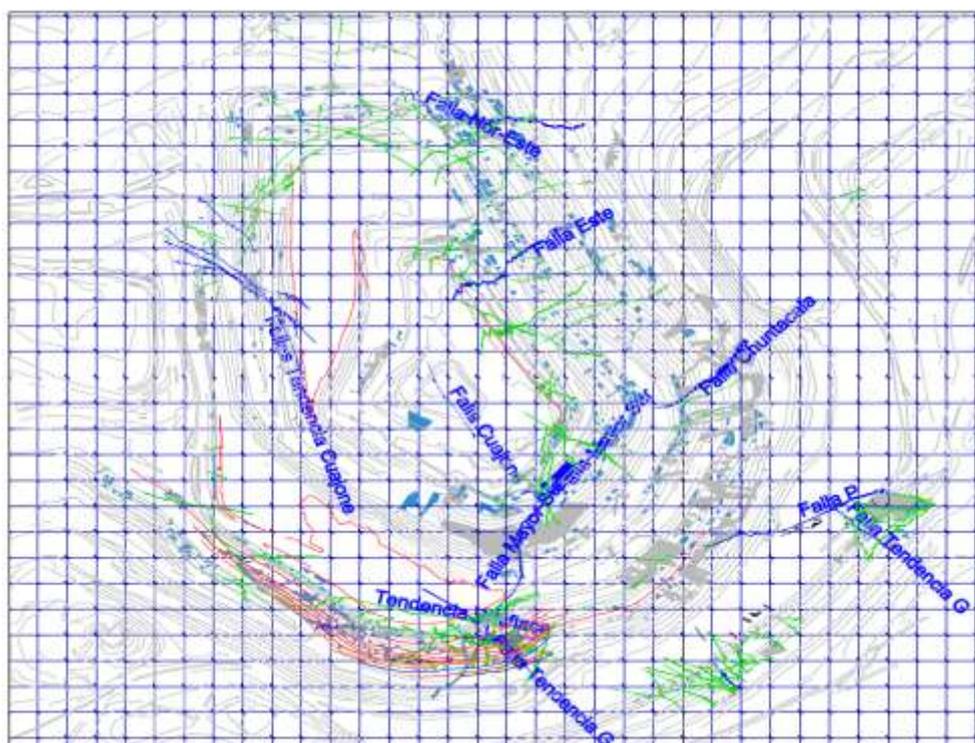
de la formación Moquegua, los cuales probablemente tengan un origen producto de los movimientos post-orogénicos como son los reajustes del sistema de fallas Incapuquio, el Levantamiento Andino.

Las ondulaciones que se presentan en la formación Moquegua, tienen ejes de rumbo NO, los rumbos y buzamientos de los pliegues son muy variables. La estructura más importante viene a ser un anticlinal casi simétrico presente en el cerro Huancané; la mencionada estructura se encuentra conformada por capas y bancos de areniscas y conglomerados.

### C. Estructura de las Rocas Ígneas

Los cuerpos intrusivos presentes tienen contornos irregulares, pero estos cuerpos intrusivos siguen un alineamiento Nor Oeste.

En algunas zonas las rocas ígneas muestran dos o tres sistemas de juntas, los cuales dan lugar a una disyunción en bloques de forma tabular. Los afloramientos intrusivos se encuentran formando un anillo discontinuo, en el interior encontramos el micro granito de color rojizo y pequeños cuerpos de monzonitas, la riolita y el granito se interpreta que se emplazaron en zonas de debilidad que pueden ser la prolongación de la falla Micalaco u otras estructuras secundarias (Concha & Valle, 1999).



**Figura 3.** Plano Estructural (Geología)

**Fuente:** Departamento Geología Mina a Tajo Abierto

## D. Mineralización

### • Mineralización de Cobre

La zona de mineralización económica de la mina a tajo abierto, presenta un área de extensión máxima de 1,200 x 950 m. orientada con una dirección NO-SE, en forma de embudo hacia profundidad y con paredes de buzamiento casi verticales. En el minado actual ya han sido alcanzados los límites laterales en los niveles superiores de la mina, en los niveles inferiores permanecen en los taludes volúmenes de mineral para ser extraído y procesado (Concha & Valle, 1999).

La distribución de la roca mineralizada en la mina a tajo abierto se distribuye de la siguiente forma:

**Tabla 1.**

*Distribución de la Mineralización*

Distribución de la mineralización	
Tipo de roca	Porcentaje (%)
Andesita Basáltica (BA)	51
Latita Porfírica (LP)	47
Riolita Porfírica (RP)	1
Brechas Mineralizadas (Bx)	1

La mineralización presenta típicamente una forma regular, ley homogénea y mineralogía simple.

La zona de la BLP (2do Pulso de Latita Porfírica y brecha central con inclusiones de Latita Estéril) representa desmonte interno. Presenta un cuerpo de baja ley en el sector Noroeste central de 850 por 550 m. y otro cuerpo en el sector Sureste central de 300 por 200 m. aproximadamente (Concha & Valle, 1999).

La Mineralización en Cuajone ha sido diferenciada en:

#### a) Zona Lixiviada

El origen de la zona lixiviada sobre el depósito se debe a que el cobre entró en solución por medio del H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (Ácido Sulfúrico) de baja concentración que se formó por la reacción de agua supérgena con Pirita (Satchwell, 1983).

En la Mina a tajo abierto en la actualidad se puede apreciar claramente la capa lixiviada en la riolita porfírica de lado Sur, zona en la cual presenta un espesor de hasta 120 m.

Ocurre inmediatamente debajo de los volcánicos post-minerales en espesores que varían desde pocos metros en la andesita Basáltica al norte del tajo hasta 120 m. en el sector sur de la mina en la Riolita Porfírica.

Esta zona está mayormente representada por limonitas, hematitas, gohetitas y en menor proporción Jarosita y pirolusita. La intensidad es variable dependiendo mayormente del fracturamiento de la roca (Concha & Valle, 1999).

### **b) Zona de Óxidos**

El proceso de oxidación, está relacionado a los componentes del agua subterránea que generalmente contienen CO<sub>2</sub>, O<sub>2</sub> y algunas veces complejos yoduros, cloruros y bromuros. Estos compuestos son generadores muy fuertes disolventes tales como el Sulfato Férrico y el Cloruro Férrico quienes atacan a los minerales formando soluciones sulfatadas Cu<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>, Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>), ZnSO<sub>4</sub>, con un pH ligeramente ácido moderado, algunas veces alcalino cuando circulan a través de carbonatos y feldespatos.

Los sulfuros hipógenos expuestos a la acción del medio ambiente se descomponen formando óxidos, carbonatos, hidróxidos, silicatos y soluciones sulfatadas hasta la parte superior del Nivel Freático.

La oxidación en general es producto de la ocurrencia de Ac. Sulfúrico, del pH y Eh de los minerales y de las soluciones meteóricas.

La zona de óxidos en Cuajone está prácticamente minada, quedando únicamente algunos remanentes pequeños en el sector Norte y Sureste del tajo.

Inicialmente esta zona ha sido descrita como una capa tabular casi horizontal de 15 m de espesor promedio.

El mineral minado de este tipo de mineralización ha sido depositado en stocks de óxidos especialmente designados para este fin, para luego realizar el carguío hacia los pads de lixiviación, en estos momentos se están lixiviando en forma parcial.

Los principales minerales que se presentan en la zona de óxidos son la crisocola, malaquita, calcantita, brocantita, cuprita, Cu nativo y tenorita; cuya ocurrencia se concentra principalmente en fallas y fracturas y en menor proporción en forma diseminada.

El Cu nativo se encuentra en placas delgadas y dúctiles en las fracturas y en forma dendrítica en orificios. Esta mineralogía fue confirmada por el estudio hecho por ASARCO (1982).

Actualmente en Cuajone, todo material mineralizado que tenga una ley igual o mayor a 0.10% de Cu y que tenga más de 20% de Cu Soluble en ácido, es considerado como óxidos, considerando el análisis secuencial de Cu (Concha & Valle, 1999).

### **c) Zona Enriquecida**

La zona enriquecida de Cuajone, está definida mineralógicamente por la predominancia de sulfuros secundarios sobre otro tipo de mineralización económica, la cual se refleja por un incremento en las leyes de Cu. El espesor promedio de esta zona mineralógica ha tenido un espesor de 20 m (Stevenson, 1972).

Las tres etapas erosivas que suceden entre los 50 y 14 Ma (Eoceno-Oligoceno), habrían sido los precursores para dar origen a la formación de la zona enriquecida o zona de sulfuros secundarios, por la bajada del nivel freático en la zona de sulfuros primarios.

Esta zona está representada por la calcosina ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ), bornita ( $\text{Cu}_5\text{SFe}_4$ ), digenita y covelita ( $\text{CuS}$ ); minerales que han reemplazado parcial o totalmente a la calcopirita y en parte a la pirita, generalmente como un revestimiento en forma de patinas de los cristales.

La zona enriquecida ha sido mayormente minada quedando todavía in situ sulfuros secundarios en el sector Norte y Oeste del tajo, principalmente en zonas donde se tiene la presencia de brechas que han facilitado la circulación de agua.

Los sulfuros secundarios aparecen debajo de los óxidos o zonas lixiviada en forma gradacional configurando una forma semitubular horizontal ligeramente inclinada hacia el Oeste. Gradacionalmente también sobreyace a la zona transicional. Se tiene referencias que en el pasado se tuvieron potencias de hasta 78 m en zonas cercanas al Este de la Quebrada Chuntacala, pero el promedio de su potencia es de 20 m.

Actualmente en Cuajone, todo material mineralizado que tenga una ley igual o mayor a 0.10% de Cu y que tenga más de 50% de Cu soluble en cianuro, es considerado como sulfuro secundario, considerando el análisis secuencial de Cu (Concha & Valle, 1999).

### **d) Zona Transicional**

La gradación entre la zona enriquecida y la zona primaria se ha denominado zona transicional ya que como su nombre lo indica, es posible tener minerales de Cu pertenecientes a la zona de sulfuros enriquecidos como a la zona de sulfuros primarios. El paso de la zona enriquecida a la zona primaria no es definido, teniéndose entre ambas una zona transicional caracterizada principalmente por la presencia de pirita – calcopirita y en menor proporción la presencia de calcosita y bornita.

La potencia aproximada es variada y es determinada mayormente por medio de análisis secuencial de Cu en el que se tiene un porcentaje entre 25 y 50 % de Cu soluble en cianuro (Concha & Valle, 1999).

### e) Zona Primaria

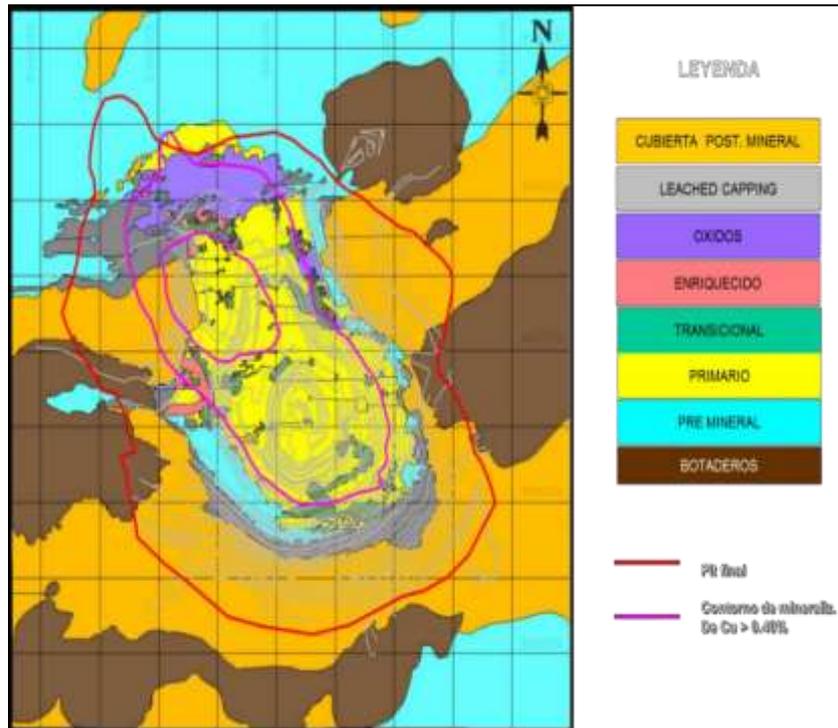
Aflora en los niveles más profundos del tajo y vienen a constituir la mineralogía dominante del yacimiento de Cuajone.

La mineralogía es simple y está constituida por pirita, calcopirita, bornita y ocasionalmente se tiene esfalerita, galena y enargita. Ubicadas en venillas o finamente diseminada dentro del stock principal de latita porfirítica. En las rocas andesíticas que contienen clorita, la calcopirita se encuentra reemplazando los ferromagnesianos en venas y racimos. Las razones de pirita: calcopirita para la zona central son bajas dentro del rango de 1:1 a 2:1, aumentando hacia la periferia en donde son de hasta 15:1 (Stevenson, 1972). Dentro de la zona de brecha más profunda se pueden encontrar trazas de Enargita, Tetraedrita, Esfalerita y Galena.

La zona primaria representa actualmente más del 98% de Reservas minables que se tiene en Cuajone. Con el análisis secuencial de Cu, esta zona tiene más del 80% de Cu residual (Concha & Valle, 1999)

Mineralización	Símbolo	Código	Cu	ISAC	ISCN	Destino
Leach Capping	LC	201	< 0.10%			Bot. de Desmonte
Oxidos	OXI	202	> 0.10%	≥ 20%		Bot. de Oxidos
Enriquecido	ENRIQ	203	> 0.10%	< 20%	≥ 50%	Bot. de Oxidos
Transicional	TRANS	204	> 0.10%	< 20%	25 a 50%	Concentradora
Primario	PRIM	205	> 0.10%	< 20%	< 25%	Concentradora
Desmonte	WASTE	206	< 0.10%			Bot. de Desmonte

**Figura 4.** Tipos de mineralización (Geología)



**Figura 5.** Superficie de mineralización (Geología)

Los depósitos del tipo pórfido de cobre, se encuentran ampliamente distribuidos en la región circunpácífica, asociados tectónicamente a los arcos de islas magmáticos de las zonas de subducción (teoría tectónica de placas) y un magmatismo calco alcalino de composición intermedia (Concha & Valle, 1999).

### **Geomorfología.**

En la zona se puede diferenciar geomorfológicamente, llanura costanera, el flanco andino y los conos volcánicos

- **Llanura Costanera:** La llanura costanera se encuentra conformado principalmente por la Formación Moquegua, esta llanura se cree que es el resultado del relleno de una cuenca longitudinal existente entre la cadena costanera y el pie de los andes. La inclinación regional que muestra, así como algunas flexuras que le afectan, tienen una relación con los movimientos ascensionales de los andes y los reajustes de las grandes fallas longitudinales del frente andino.
- **El Flanco Andino:** En el cual podemos distinguir la Formación Huaylillas, que data del mioceno Inferior hace 9-23 Ma, constituido por tufos dacíticos, riolíticos

y traquíticos; el volcánico Toquepala, datado a inicios del terciario, hace 55-100 Ma. Constituidos por derrames de riolitas, andesitas y aglomerados, aquí también se encuentra la Formación Huaylillas, el batolito, parte de la formación Moquegua, material aluvial y conos volcánicos.

- **Los Conos Volcánicos:** Que están datados del Pleistoceno, hace menos de 1.6 Ma., constituida por andesitas, traquitas, brechas de flujo, aglomerados y materiales piroclásticos (Bellido Bravo, 1979).

## **2.2.2 Perforación y Voladura**

### **2.2.2.1 Perforación**

La perforación de las mallas de producción se realiza con ayuda del Sistema JMineOps® (sistema de despacho), el cual transmite vía online a las perforadoras el diseño de la malla que se tiene que perforar en el proyecto, así con la ayuda satelital la perforadora puede ubicarse específicamente en el taladro de diseño correcto y empezar el proceso de perforación.

Al término de la perforación del taladro, el operador debe plantar una estaca en el taladro indicando el número de taladro y el número de proyecto, para que las personas que se encargan de realizar el muestreo, primar, cargar y tapar dicho taladro, lo hagan identificando el número de taladro y así tener identificado los taladros en la malla de perforación del proyecto.

### **2.2.2.2 Voladura**

#### **a. Mezcla Explosiva**

La mezcla explosiva usada en la mina a tajo abierto es una mezcla gasificada Quantex 73, la cual está compuesta en 70% de emulsión Slurrex G, 30% de nitrato Quantex (el cual contiene 3% de diésel) y 0.15% de nitrito del total de muestra.

También pueden darse las siguientes combinaciones de mezcla:

Mezcla gasificada Quantex 82: Contiene 80% de Emulsión Slurrex G y 20% de Nitrato Quantex, las proporciones de diésel se mantienen.

Mezcla gasificada Quantex 91: Contiene 90% de Emulsión Slurrex G y 10% de Nitrato Quantex, las proporciones de diésel se mantienen. Para cada viaje de la carga se controla la densidad de la mezcla.

En la Tabla 2 se muestra las densidades iniciales de las distintas mezclas explosivas que se pueden formar.

**Tabla 2.**

*Lista de densidades de distinta proporción*

<b>Mezcla explosiva gasificada</b>	<b>Densidad inicial (gr/cc)</b>
Mezcla 70/30	1.37
Mezcla 75/25	1.36
Mezcla 80/20	1.35
Mezcla 90/10	1.34

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina a tajo abierto

### **b. Densidad de Emulsión**

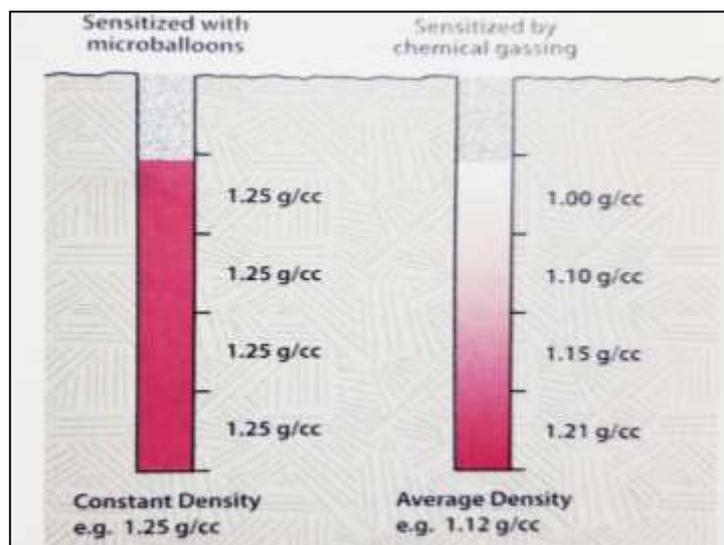
Dado que las densidades de los productos de emulsión pueden variar ampliamente, se recomienda al especialista en voladura a cargo, se consulta al fabricante para obtener información específica sobre la densidad del producto. La gasificación química crea burbujas de gas en la emulsión que no solo reducen la densidad, sino que aumentan la sensibilidad. Los efectos de expansión del volumen debido a la formación de gases que causan que su densidad disminuya se ilustran en la figura 6, donde se realiza una verificación de la densidad de la copa de campo.



**Figura 6.** Prueba de densidad de copa que muestra el efecto de esponjamiento por las burbujas.

**Fuente:** Departamento Perforación y Disparos mina a Tajo abierto

La densidad de carga a granel de las emulsiones a granel estándar y aquellas con microburbujas es constante en todo el pozo, mientras que la densidad de carga de las emulsiones con gases químicos varía como se ilustra en la figura 7 (ISEE, 2016).



**Figura 7.** Ejemplo de comparación de densidad de carga de micro sensibilizador versus emulsión sensibilizada con gases químicos

**Fuente:** (ISEE, 2016)

### c. Diseño de Carga

En la fase 8 de la mina a tajo abierto, el diseño de carga se hace buscando el factor de potencia adecuado según las características del macizo rocoso a volar, considerando además el esponjamiento de la mezcla explosiva, el espaciamiento de la malla y el diámetro de broca de la perforadora, lo que termina variando y siendo una variable dependiente de las ya mencionadas es el taco.

**Tabla 3.**

*Lista de factor de potencia por tipo de Roca en la fase 8*

Fase	Tipo de Roca	Factor de Potencia Teórico (Kg/Tm)
Fase 8	TC	0.50
	AG	0.40
	RP-ARG	0.16

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares – Mina a tajo abierto

**Tabla 4.**

*Lista de tipo de mezcla, cantidad de explosivo, carga, esponjamiento, aire y taco promedio por taladro.*

Fase	Roca	MEQ	Cantidad	Carga	Esponjamiento	Taco
------	------	-----	----------	-------	---------------	------

			(Kg)	(m)	(m)	(m)
8	TC	80/20	974	9.5	1.0	5.5
	AG	80/20	800	8.8	1.0	6.0
	RP-ARG	80/20	650	7.3	1.0	6.0

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina a tajo abierto

#### d. Tiempos de Retardo

El amarre es una actividad realizada por personal de la contratista Orica, quienes en coordinación con el Jefe de Perforación y disparos definen los tiempos para cada disparo.

- Tiempo entre taladros: Varía de 10 a 17 ms.
- Tiempo entre filas: Varía de 100 a 200 ms.

#### e. Accesorios de Voladura

Los accesorios de voladura usados son:

- Booster de 2 Libras.
- Nonel.
- Detonador Electrónico IKON.
- Cable de conexión.

### 2.2.2.3 Tipo de Voladura

Las voladuras producen daños en el macizo rocoso circundante a la roca tronada. Los mecanismos generadores de estos son principalmente tres:

- Los causados por la vibración de alta velocidad y/o baja frecuencia, con la consiguiente aparición de grietas o apertura de las juntas existentes. Actúa a escala local.
- Los causados por la acción de gases de voladura, los cuales provocan un empuje en todas direcciones. Actúa a escala local.
- Los causados por la desestabilización de bloques o cuñas, debido a la alteración de las estructuras geológicas presentes en el macizo rocoso. Puede actuar a escala local o global.

Estos mecanismos, es importante reconocer que los dos primeros son efectos de campo cercano que ocurren cerca de la zona de voladura (< 50m), mientras que el último puede ocurrir a distancias de decenas o aún cientos de metros lejos de la voladura.

En base a esto, las voladuras no solo deben ser diseñadas dependiendo del objetivo, sino que también deben considerar el plazo temporal sobre el que se precisa el talud (Bravo, 2018).

#### **A. Voladura de Producción**

Corresponden a las voladuras lejanas a la caja (~50m, variable según faena) que no forman parte del diseño final del Pit, por lo que no colindan con paredes de diseño. Cabe mencionar que las voladuras de producción se pueden realizar tanto en mineral como estéril, cumpliendo la restricción de distancia de la voladura de la caja. Su objetivo es la separación del mineral de interés del macizo rocoso, además de disminuir el tamaño de las rocas asegurando una granulometría que facilite su transporte y para los requerimientos de chancado y molienda.

Cuando estas voladuras están en mineral, generan remanente a las palas, teniendo poco tiempo de exposición. Si bien la generación de fragmentación es el principal objetivo, estas voladuras deben cumplir con los estándares de seguridad dados por la empresa en términos de cantidad de material a tronar, nivel de vibraciones máximo permitido y liberación de material particulado.

La voladura de producción, por tanto, se caracteriza por estar orientada a mayores volúmenes de roca, presentar únicamente taladros de producción -taladros del mayor diámetro disponible en la mina, poseer un único diseño y un alto factor de carga, por lo que generan un alto nivel de vibraciones.

Cabe mencionar que los taladros de producción se utilizan tanto en voladura de contorno como de producción. En el caso de las primeras, su secuencia de detonación es posterior a la de la voladura de precorte (Bravo Sanches, 2018).

#### **B. Voladura de Contorno**

La voladura de contorno es menos productiva y más costosa que una convencional. Su objetivo debe ser compensar los costes de saneo y mantenimiento de taludes garantizando los estándares de seguridad.

Las características básicas de estas voladuras son:

- Buena distribución de la energía, dado por mallas más cerradas (burden y espaciamentos menores).
- Máximo 3 - 4 filas de taladros de producción para reducir el burden efectivo de la fila previa, para evitar confinamiento de explosivos y tener mayor espacio para darle dirección al tren de ondas.

Existen diferentes técnicas de voladuras de contorno: voladura de precorte, voladura de recorte y voladura con taladros perforados sin carga. Estas voladuras se utilizan para taludes con mayor tiempo de exposición. Por lo mismo, estas técnicas buscan reducir el daño y nivel de vibraciones en las paredes aledañas.

La voladura de precorte busca crear en el macizo rocoso una discontinuidad o plano de fracturas antes de disparar las voladuras de producción. Corresponden a taladro de pequeño diámetro y con cargas de explosivos desacopladas a baja densidad. Tiene por objetivos:

- Generar de un plano de fracturas.
- Actuar como barrera para la producción de grietas de fractura producidas por cargas de producción.
- Actuar como filtro de vibraciones de alta frecuencia, reflexión de ondas y medio de evacuación de gases.
- Sentido estético: Plano ideal con alto porcentaje de medias cañas (objetivo secundario).

Por lo general son utilizadas para controlar el exceso de quiebre y ayudar a la estabilidad del talud. Para su construcción se utiliza un espaciamiento pequeño, baja densidad lineal de carga de explosivo y una simultaneidad de iniciación de taladros. Tiene ciertos beneficios además en seguridad: implica desarrollar una operación productiva, con taludes estables y definidos, lo que, a largo plazo, permite incrementar el ángulo del banco y ángulo inter-rampa.

Cabe mencionar que no todos los tipos de roca requieren de voladuras de precorte. Se debe evaluar si es que la roca lo requiere en función de sus características geomecánicas y frecuencia de fracturas, y su resistencia a la compresión, dado que se necesita de una perforadora de precorte, distinta a la perforadora de producción que realiza los taladros con un ángulo entregado por planificación de largo plazo, correspondiente al ángulo de talud.

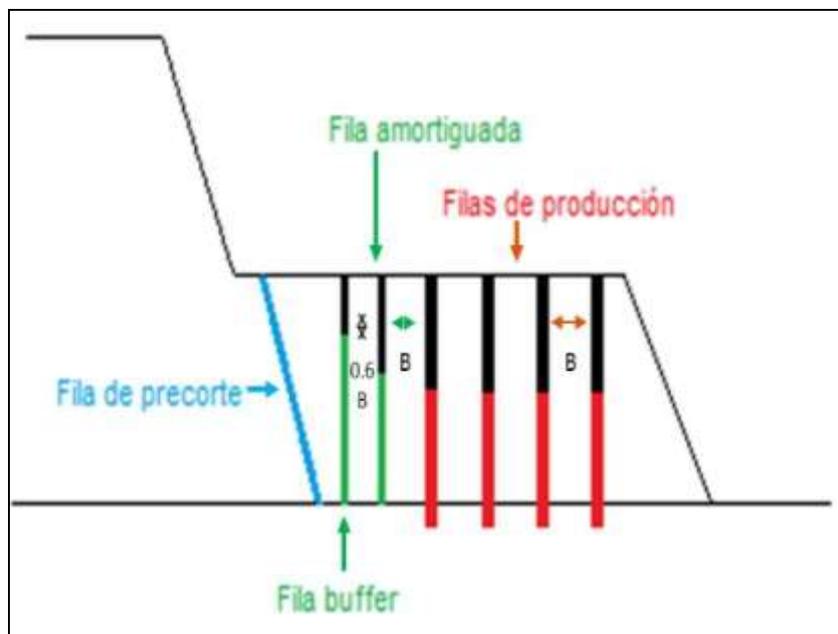
Por otro lado, para lograr un mejor aprovechamiento de la energía para generar el plano de discontinuidad, los taladros de precorte deben cumplir con minimizar la relación Espaciamiento – Burden ( $S/B \sim \text{mínimo}$ ). Luego, es deseable que en la voladura que requiera de precorte, esta técnica sea realizada previa a la perforación de taladros de producción (Bravo, 2018).

### C. Voladura de remate

Su característica principal, es que corresponden a la franja colindante a la línea de diseño, por lo que se precisa que asegure un cuidado en el talud dado su mayor exposición temporal. Asimismo, tienen características similares a las voladuras de contorno con una línea de perforación de precorte, dos líneas de perforación de taladros buffer (línea buffer y línea amortiguada) y finalmente taladros de producción.

La voladura de los taladros buffer sigue en secuencia y ubicación a los taladros de producción, así como también, requiere de cara libre para realizarse. Presenta una malla más reducida y menor factor de carga a los taladros de producción. Los taladros amortiguados ubicados por delante de los taladros buffer, atenúan las vibraciones y su impacto en el talud en conjunto a los taladros buffer. Presentan el mismo diámetro que los taladros buffer, pero factor de carga distinto y una malla más amplia (configuración intermedia entre malla buffer y malla de producción).

A su vez, la voladura de los taladros buffer le otorgan control a la voladura de producción en cuanto a la fragmentación, la dirección de propagación de grietas y a la dirección en la cual los fragmentos saldrán expulsados, entregándole mayor seguridad a los equipos de carguío que se ubiquen cerca de la detonación (Bravo, 2018).



**Figura 8.** Esquema tipo de taladros de voladura.  
**Fuente:** (ENAEX)

#### **2.2.2.4 Diseño de Perforación y voladura.**

Los principales factores que tienen efecto sobre las vibraciones y están asociados al diseño corresponden a:

- Diámetro del taladro.
- Malla de perforación: burden y espaciamiento.
- Longitud de taladro.
- Altura y material del taco.
- Tipo de explosivo y factor de carga.
- Tipo y tamaño del iniciador
- Secuencia de la iniciación y tiempos de retardo.

Típicamente, la voladura tendrá un requerimiento de desempeño como: fragmentación, altura y forma de la pila tronada, logro de piso, nivel de vibraciones o emisión de material particulado. Estos requerimientos de desempeño se podrán lograr mediante el ajuste de los factores de diseño, haciendo el trabajo de optimización del diseño una tarea muy específica del lugar y del patio a volar (Bravo, 2018).

#### **A. Iniciadores**

La aplicación masiva de los agentes de voladura en la minería ha permitido el uso de iniciadores, los cuales tienen la misión de proporcionar la energía necesaria para iniciar la reacción de la detonación dentro del explosivo y que se sostenga a sí misma. El proceso de detonación necesita de una energía para que se desarrolle y mantenga en condiciones estables (Bravo, 2018).

El iniciador por excelencia en minería es la prima que corresponde al conjunto de booster-cordón detonante o al conjunto booster-detonador.

- **Booster:**

Es una carga explosiva potente que tiene por función completar el trabajo de iniciación, permitiendo su propagación en la columna de explosivo, así como crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna. Los más utilizados en la actualidad son fabricados con PTN y TNT, por ser insensibles al impacto y fricciones, ser pequeños, compactos, fáciles de manejar y además no se alteran con el tiempo.

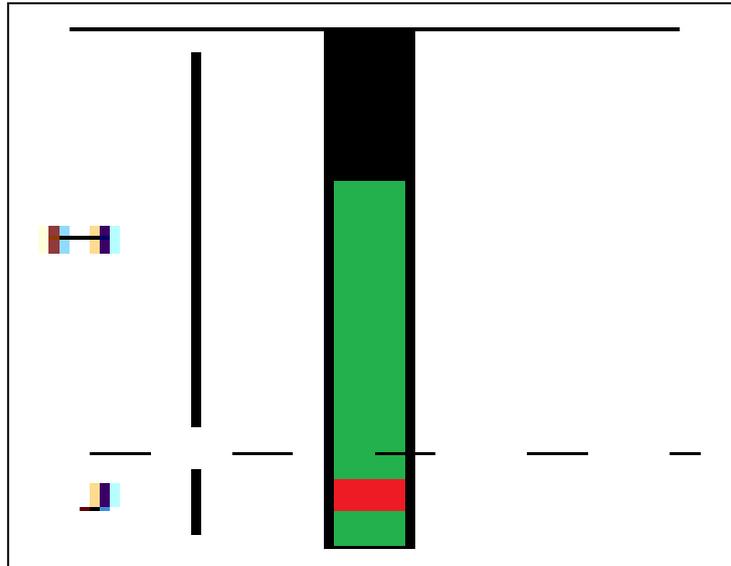
- **Detonador:**

Alto explosivo que inicia la detonación del booster. Puede ser no eléctrico, eléctrico o electrónico.

#### **a. Localización de iniciadores**

Los factores que afectan la VOD son: densidad, diámetro, confinamiento, iniciación y envejecimiento del explosivo. Para los tres primeros, conforme aumentan dichos parámetros la VOD crece significativamente. En cuanto a la iniciación, si no es lo suficientemente enérgica puede hacer que el régimen de detonación comience con una velocidad baja y, con respecto al envejecimiento, este hace que la VOD también disminuya al reducirse el número y el volumen de las burbujas de aire.

Para definir la ubicación de la prima se debe considerar tanto el aspecto de seguridad como el aspecto técnico. Con respecto a la seguridad, se prefiere ubicar el booster bajo la cota de piso, de modo que, si existiera un tiro Quedado, la ubicación reduce la posibilidad de que algún equipo impacte la prima, provocando una detonación accidental sin control de la misma y el explosivo adyacente, situación que puede generar alto valor esperado de pérdida para personas y/o equipos. Por otro lado, el primado en el fondo del taladro produce una mejor utilización de la energía de los explosivos, resultando un incremento de la fragmentación y desplazamiento de la roca con una disminución de las proyecciones. Esto es debido a que la detonación progresa hacia el taco, mientras que los gases de explosión son confinados enteramente dentro del macizo rocoso, hasta que el material del taco es expulsado y permite el escape. Este tiempo de confinamiento es frecuentemente de 3 a 4 metros, según la VOD y longitud de columna. La caída de presión subsiguiente por escape en el nivel del piso del banco tiene lugar mucho más tarde (Figura 9) consiguiéndose con ello una mejor fragmentación y esponjamiento, así como un mejor nivel de vibraciones, pues la onda de choque se propaga hacia la parte superior del banco (ENAEX)



**Figura 9.** Ubicación de la prima  
**Fuente:** (ENAEX)

## **B. Sistemas de Iniciación**

El sistema de iniciación transfiere la señal de detonación de taladros a taladros en la misma fila y entre filas, en un tiempo preciso. Este sistema no solo controla la secuencia de disparo de los taladros, sino que también afecta la cantidad de vibración generada por una voladura, el tamaño de la fragmentación producida, el sobre quiebre y la violencia con que esto ocurre. La selección del sistema de iniciación es una de las consideraciones más importantes dentro del diseño de la voladura, dado que conecta los taladros, trasmite la energía y es el responsable de una detonación segura (Bravo, 2018).

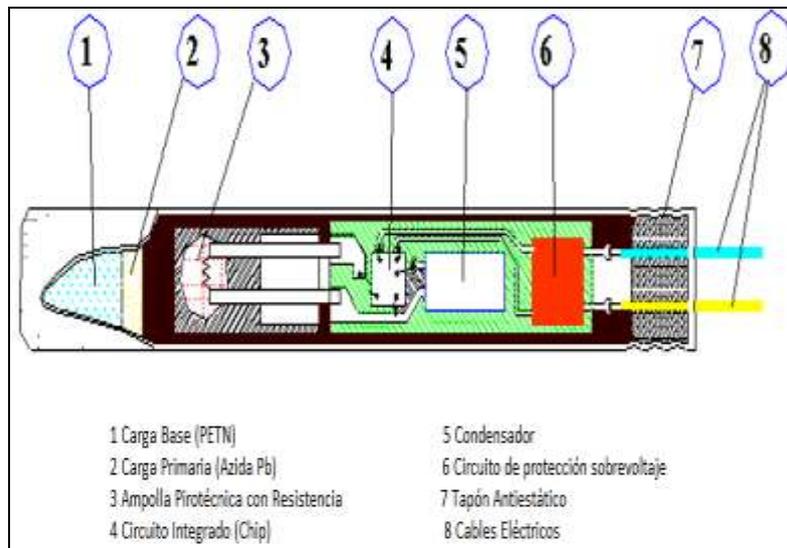
### **a. Sistemas de Detonación Electrónicos**

En las últimas décadas, la necesidad de mejorar los resultados de las voladuras y controlar las vibraciones ha hecho que surgiera un incremento de la demanda de la precisión de los detonadores existentes.

La última generación de detonadores de alta precisión son los detonadores electrónicos, permitiendo un excelente control del proceso de fragmentación, así como de las vibraciones y proyecciones. Contienen un circuito integrado en un chip en lugar del elemento de retardo no eléctrico. En los detonadores convencionales la precisión en el disparo está en el rango de los milisegundos. El empleo de un oscilador de cuarzo (reloj digital) incorporado a un circuito impreso dota al sistema de unos tiempos menores a los obtenidos normalmente con otros sistemas de iniciación.

Los componentes principales de un detonador electrónico están dados por una unidad electrónica y un detonador eléctrico instantáneo. Se distingue un circuito integrado o microchip (4), que constituye el corazón del detonador, un condensador para almacenar energías (5) y un circuito de seguridad (6) conectados a los hilos que sirven de protección frente a diversas formas de sobrecargas eléctricas. El propio microchip posee unos circuitos de seguridad internos. La otra unidad es un detonador eléctrico instantáneo explicado en la sección detonador eléctricos. En la cual la gota inflamadora (3) para la iniciación de la carga primaria (2) está especialmente diseñada para proporcionar un tiempo de iniciación pequeño con la mínima dispersión.

Los microchips proporcionan unos tiempos de retardos con exactitud del orden de 0.1% del intervalo programado. Asimismo, los sistemas de amarre que emplean los sistemas electrónicos son similares a los empleados con detonadores eléctricos.



**Figura 10.** Componentes sistema de iniciación electrónica  
**Fuente:** (ENAEX)

El tiempo de duración del periodo, se programa y almacena instantes antes de la voladura sobre una Ram o una Eprom si el explosor (tarjeta Hardware) admite pre-programación, las posibilidades son tan amplias que algunos fabricantes ofrecen rangos de tiempos que van desde 1 milisegundo hasta 15 segundos (ENAEX).

Otras características destacables son:

- No pueden explosionar sin un código de activación única.
- Reciben la energía de iniciación y el código de activación desde el aparato de programación y mando.

- Están dotados de protecciones frente a sobre tensiones: Los pequeños excesos de carga se disipan internamente a través de los circuitos de seguridad, mientras que los altos voltajes (> 1000 v.) se limitan por medio de un cortacorriente.
- Son insensibles a los efectos de tormentas, radio frecuencia y energía estática.
- Tensión de operación es pequeña (< 50 v), que es una ventaja considerando el riesgo de corrientes vagabundas (ENAEEX).

### **C. Secuencia de iniciación y retardo**

Una de las etapas más importantes del diseño de voladura es poder definir la secuencia y los tiempos de retardo. Muchas veces para determinar los tiempos de secuencia, se utilizaba el criterio experto del tronador o benchmark. Luego, con el tiempo y la experiencia en la mina, se modificaba. Actualmente existen formulismos, métodos y softwares para determinar los tiempos y la secuencia de salida de la voladura (ENAEEX).

Una de las variables más desconocidas es el constituido por la secuencia de encendido y los tiempos de retardo entre los taladros de una voladura. Los esquemas nominales de perforación con un burden y espaciamiento se modifican radicalmente con la secuencia de iniciación, pasando a otros valores denominados efectivos. Luego, aumentos en los costos al optimizar la secuencia, resultan muy favorables en los costos globales del proceso. (ENAEEX).

#### **a. Sobre quiebre y Control de Daño**

El sobre quiebre y el daño frecuentemente se incrementan con intervalos de retardo muy cortos. Los intervalos de retardos cortos pueden aumentar el daño ya sea por vibración o por sobre confinamiento.

Si la última fila de taladros está muy confinada, el movimiento principal de la roca se lleva a cabo en vertical producto de la explosión de gases. Puesto que la expansión comienza en la base de taladro, se tiende a formar un efecto muy grande de caracterización, causando un fracturamiento extenso en la nueva cara del banco. Esto se manifiesta como un levantamiento en la superficie, y puede ser aparente a distancias hasta de una altura de banco detrás de la última fila de hoyos.

El mecanismo principal del daño por sobre quiebre es la expansión de los gases. La influencia de gases de alta presión se puede minimizar al disminuir el grado de confinamiento de la última fila de taladros. Intervalos largos de retardo entre las dos últimas

filas se usan frecuentemente para minimizar este efecto, en conjunto a la perforación de taladros de precorte.

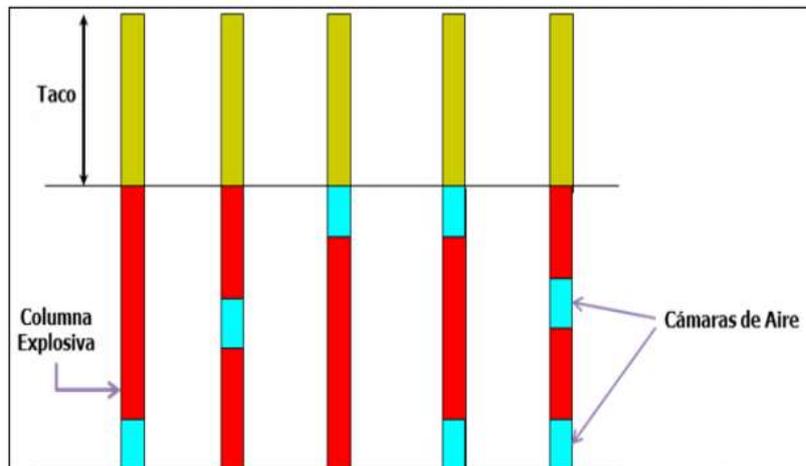
Un mecanismo que se considera secundario respecto al efecto del gas es el efecto del aumento de la vibración. La vibración se puede considerar como un esfuerzo dinámico y a medida que el nivel de esfuerzo aumenta, también lo hace el grado y extensión del quebrantamiento. El retardo debe ajustarse para asegurar que el aumento de la vibración de más de un taladro no produzca niveles de vibración mayores que el nivel máximo de unos taladros. Para efectuar esto, el intervalo de retardo debe relacionarse a la duración del pulso de vibración dinámica a una distancia de 1 a 2 dimensiones de burden desde los taladros. Esto variará desde alrededor de 10 ms para una roca de resistencia alta y alto módulo, hasta 50 ms para tipos de rocas débiles, más plásticas tales como la arenisca, roca sedimentaria y calizas meteorizadas.

Es importante considerar que la vibración relacionada al daño en la cara de los bancos está controlada por la concentración lineal de carga en los taladros que, a su vez, está controlado por la elección del diámetro del taladro. Diámetros grandes de taladros con explosivos totalmente acoplados, aun cuando la longitud de carga está restringida, produce grandes envolventes de daño.

No existen pruebas que indiquen que el reducir el factor de carga se reducirá el daño al contrario, hay indicaciones que el daño se puede aumentar reduciendo el factor de carga a un punto donde las cargas se sobre confinan. Altos factores de carga promueven movimientos de “burden” que reducen el confinamiento y la caracterización de las cargas (ENAEX, s.f.).

#### **2.2.2.5 Cámaras de Aire**

Según Salas (2011), la cámara de aire es un espacio de aire que se genera por medio del “taponamiento” del taladro con un accesorio especial, el cual se ubica dentro del taladro de la voladura, ocupa hasta un 40% por volumen del total de la columna explosiva, puede colocarse en la parte superior, media o inferior de la carga explosiva dependiendo del propósito, como también se puede colocar 02 cámaras de aire en un solo taladro.



**Figura 11.** Ubicación de cámaras de aire en la columna explosiva  
**Fuente:** (Salas, 2011)

### **A. Acción de la cámara de aire.**

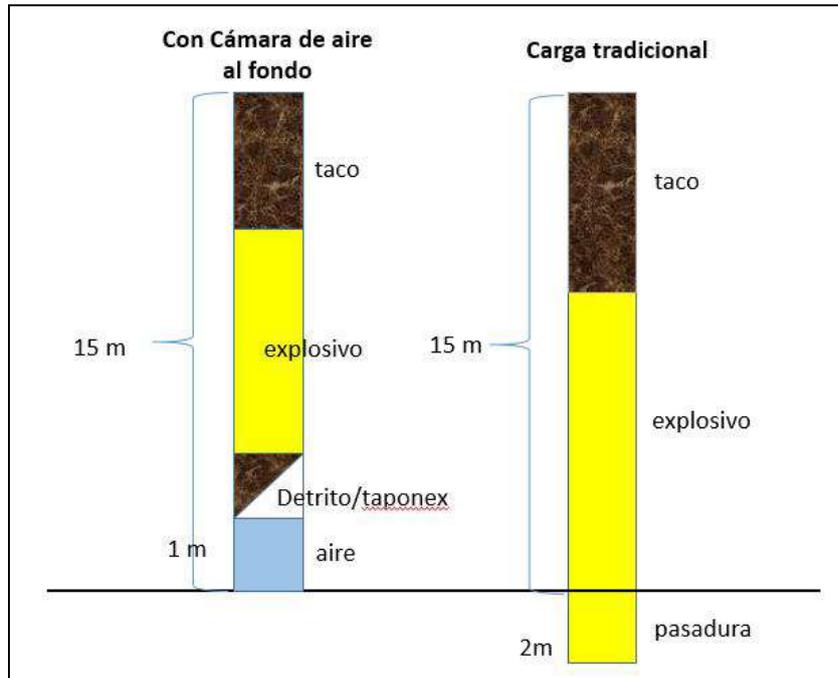
Según Salas (2011), Las cámaras de aire incrementan la duración de la acción de la onda de choque sobre el medio circundante, esto debido a una serie de pulsos causados por las reflexiones de las ondas de presión originadas inmediatamente después de la detonación de un taladro.

### **B. Etapas de las cámaras de aire en la voladura.**

Las Etapas de las cámaras de aire en la voladura son 5

#### **a. Primera Etapa**

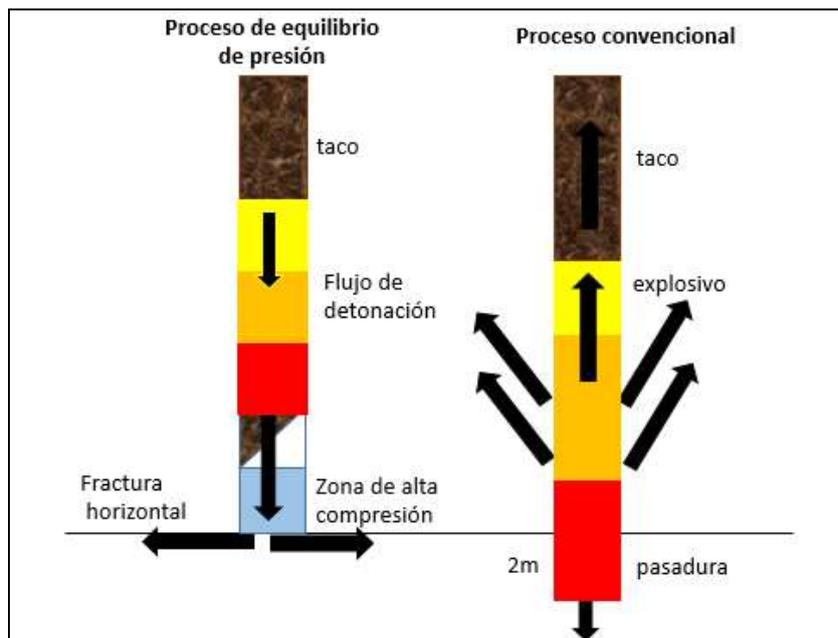
Diseño de carguío se observa la carga en un taladro con cámara de aire al fondo y no tiene sobre perforación vs taladro con sobre perforación.



**Figura 12.** Primera Etapa: Diseño de Carguío  
**Fuente:** (Perca Catachura, 2014)

**b. Segunda Etapa**

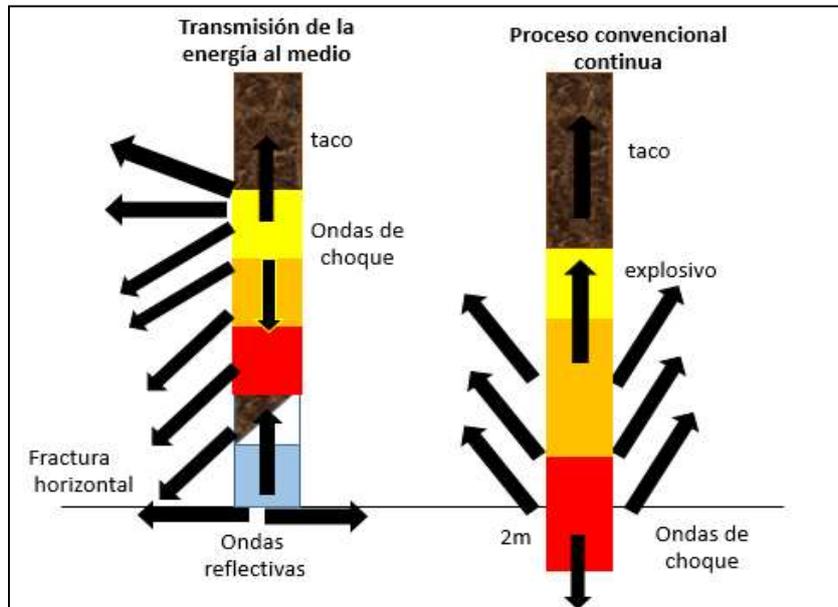
Proceso de Equilibrio. La cámara de aire equilibra la presión, la detonación es hacia abajo del taladro. El retenedor del taco protegido con  $\frac{1}{2}$  m. se crea una fractura que se dispersa en forma horizontal hacia los taladros vecinos.



**Figura 13.** Segunda Etapa: Proceso de Equilibrio  
**Fuente:** (Perca Catachura, 2014)

### c. Tercera Etapa

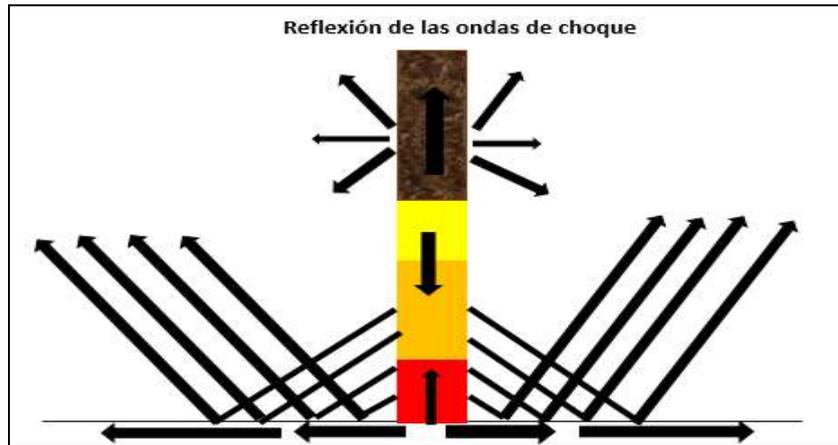
Transmisión de la energía al medio. Las ondas reflectivas chocan entre sí, con las ondas de choque provenientes de la detonación. Gran número de ondas de choque secundarias se dispersan al medio. Por las ondas reflectivas ascendentes, el flujo de detonación es desviado hacia un costado.



**Figura 14.** Tercera etapa: Transmisión de la energía al medio.  
**Fuente:** (Perca Catachura, 2014)

### d. Cuarta Etapa

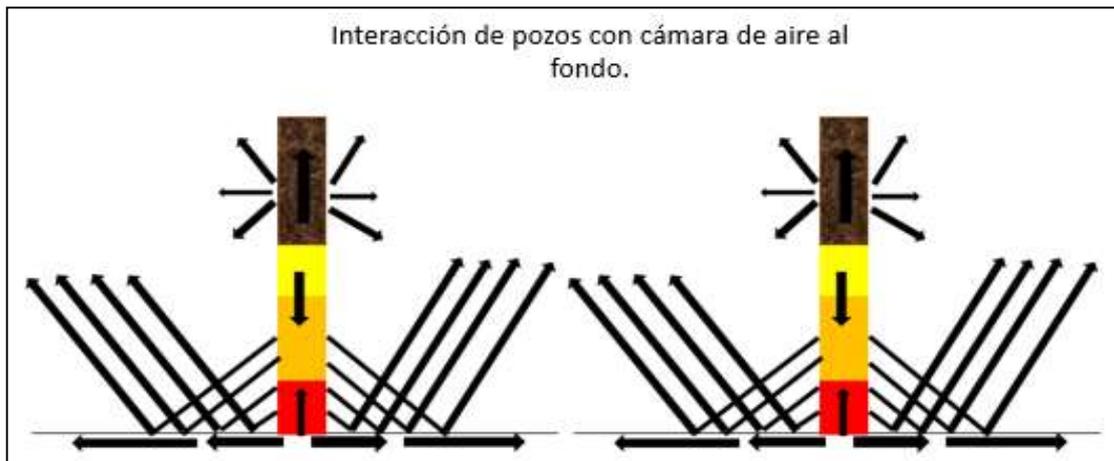
Reflexión de Ondas de Choque. Las ondas de choque son reflejadas al penetrar un cambio de medio formado por la fractura horizontal al fondo de la voladura. Las ondas de choque se reflejan con mayor intensidad en forma de ondas de tensión. Las ondas de tensión ofrecen más cantidad de daño a la roca. No olvidar que, para fracturar la roca con un mínimo de esfuerzo y energía, el material debe cargarse principalmente con tensión.



**Figura 15.** Cuarta etapa: Reflexión de las ondas de choque.  
**Fuente:** (Perca Catachura, 2014)

### e. Quinta Etapa

Interacción de taladros con cámara de aire al fondo. Al mismo tiempo, interaccionan con las ondas de tensión originadas por el proceso de los taladros vecinos.



**Figura 16.** Quinta etapa: Interacción de taladros con cámara de aire al fondo.  
**Fuente:** (Perca Catachura, 2014)

## 2.2.3 Fragmentación

### 2.2.3.1 Mecanismo de fragmentación de roca a través de explosivos.

Este mecanismo es fundamental para la realización del diseño de la malla de perforación y voladura. Cuando un explosivo detona, su energía química es convertida en alta temperatura y gas. Al estar confinado, esta reacción en una fracción de segundo produce altas presiones, que pueden llegar a alcanzar 18,000 atm en las paredes del taladro. La fragmentación, entonces, corresponde al resultado de un proceso fisicoquímico resultante de la reacción termoquímica que experimenta un explosivo, que produce un

impacto dinámico en el macizo rocoso donde la energía es transmitida en forma de onda de choque o esfuerzo de compresión y en la presión o empuje de los gases.

Para quebrar una roca, es requerida una gran potencia por sobre una gran energía. Tan solo el 40 - 50% de la energía liberada por un explosivo se transforma en trabajo útil, mientras que el resto se libera en forma de calor, vibraciones y energía acústica. Han establecido un modelo teórico de reparto de energía a partir de ensayos sobre bloques cúbicos de roca sumergidos en piscinas. Estos investigadores afirman que cerca del 53% de la energía del explosivo está asociada a la onda de choque, valor que depende de las condiciones de la experimentación, del tipo de roca que se desea fragmentar y del explosivo utilizado.

	BLOQUE DE GRANITO CON CONFINAMIENTO INFINITO	VOLADURA CONVENCIONAL DE GRANITO DE BANCO	BLOQUE DE GRANITO SUMERGIDO EN AGUA
<b>Pulverización</b>	15%	15%	15%
<b>Fisuración radial primaria</b>	3%	3%	2%
<b>Prolongación de fisuras</b>	0%	16%	39%
<b>Energía Transmitida</b>	82%	34%	22%
<b>Energía Aprovechada</b>	18%	34%	56%

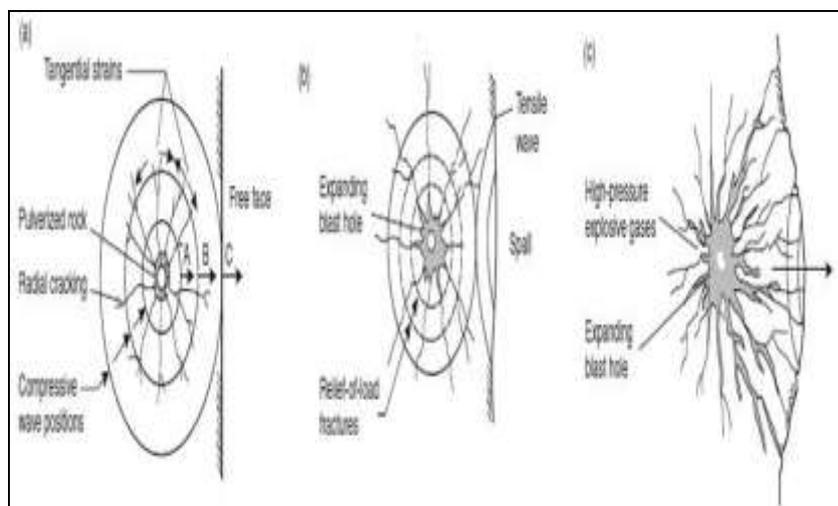
**Figura 17.** Reparto de energía de la onda de choque.  
**Fuente:** (Lownds, 1995)

**Etapla I:** Cuando la onda de compresión comienza a transmitirse a la roca que rodea el taladro, la presión de detonación asociada a la onda de choque supera ligeramente la resistencia a la compresión de la roca, produciendo la trituración de la zona circundante al taladro. La onda mecánica producida viaja a una velocidad que varía entre 2,000 – 6,000 m/s, generando esfuerzos tangenciales que inducen la creación de grietas radiales, pre-accionando la roca y creando zonas de debilidad (entre 2-4 veces el diámetro del taladro) que posteriormente servirán para generar la fragmentación del macizo. Según Hagan (1977), este mecanismo de rotura consume casi el 30% de la energía que transporta la onda de choque.

**Etapla II:** La onda de compresión se propaga por la roca y cuando esta alcanza una cara libre, se refleja como onda de tracción. Esta onda de tracción se devuelve hacia la roca y como el material es menos resistente a la tracción que a la compresión (~1/10), las primeras fisuras pueden desarrollarse debido al esfuerzo de tracción de la onda reflejada.

La cantidad de energía de la onda de choque es del orden de 5-15% del total de la energía liberada por el explosivo, por lo que por sí misma, no es responsable de la fragmentación de la roca.

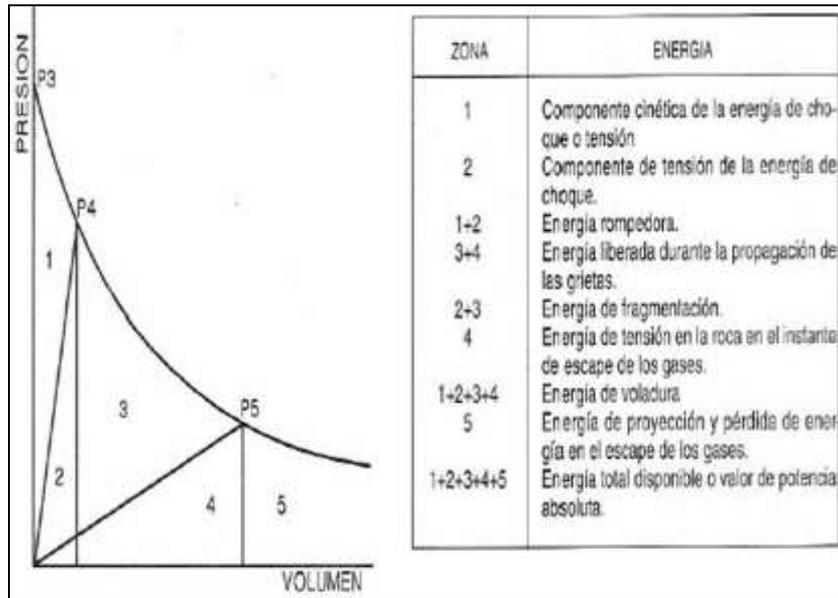
**Etapa III:** Las primeras grietas se expanden por efecto de la expansión de gases y por el esfuerzo de tracción inducido por la compresión radial. De esta forma, cuando la masa de roca comprendida entre taladros y la cara libre cede, se produce una descompensación violenta, donde la energía almacenada en la roca se libera. El efecto de esta liberación induce esfuerzos de tracción dentro del macizo rocoso, completándose el proceso de fracturamiento comenzado en la Etapa I.



**Figura 18.** Resumen mecanismo de rotura de roca por explosivos.  
**Fuente:** (Lownds, 1995)

(Lownds, 1995) ha confeccionado un gráfico con distintas zonas que relaciona el reparto de energía en el proceso de v, utilizando un modelo simplificado de interacción roca-explosivo.

(Lownds, 1995) distribuye la energía en zonas diferentes relacionadas con la curva Presión-Volumen de los gases producidos.



**Figura 19.** Diagrama P-V de los gases en una explosión. Derecha: Distribución de energía en una voladura  
**Fuente:** (Lownds, 1995)

En la zona 1 se tiene el trabajo realizado por el explosivo durante la expansión, con una energía cinética asociada. Esta se pierde como trabajo útil y se manifiesta como roca triturada en la proximidad del taladro. En la zona 2 se tiene la energía de tensión almacenada en la roca. Las energías de las zonas 2 y 3 son las más útiles en una voladura y se les denomina energía de fragmentación. La energía de la zona 4 se considera insignificante en la proyección de roca y en la fragmentación por corresponder a una energía de tensión almacenada en la roca relacionada con la presión que ejercen los gases a través de las grietas del taladro de voladura, que comprime la roca delante del taladro. La zona 5 está compuesta por la energía de los gases en el momento del escape (energía de proyección), calor y ruido (Bravo, 2018).

## 2.2.4 Operaciones Unitarias de Mina

### 2.2.4.1 Carguío

El proceso se desarrolla en cargar el material volado en camiones de gran tonelaje para posteriormente ser transportarlo para su procesamiento en flotación, lixiviación o en depósitos de desmonte.

**Tabla 5.***Lista de equipos de carguío en la mina tajo abierto*

<b>Modelo</b>	<b>Capacidad Nominal Tm</b>
FP&H 2800 XPB	59
P&H 4100A	73
P&H 4100A	73
P&H 4100 XPC	99
BUCYRUS 495 BII	73
BUCYRUS 495 HR	100
BUCYRUS 495 HR	100

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina tajo abierto**2.2.4.2 Acarreo**

Para el acarreo de mineral y desmante se cuentan con los siguientes equipos

**Tabla 6.***Lista de flota de equipos de acarreo de la mina tajo abierto*

<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Capacidad Nominal Tm</b>
CAT 793 C y D	6	215
CAT 797 F	18	360
KOMATSU 830 E	10	225
KOMATSU 930 E	17	300
KOMATSU 980 E	4	360

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina tajo abierto.**2.2.4.3 Perforación**

La perforación de las mallas de producción se realiza con ayuda del Sistema JMineOps® (sistema de despacho), el cual transmite vía online a las perforadoras el diseño de la malla que se tiene que perforar en el proyecto, así con la ayuda satelital la perforadora puede ubicarse específicamente en el taladro de diseño correcto y empezar el proceso de perforación.

Al término de la perforación del taladro, el operador debe plantar una estaca en el taladro indicando el número de Taladro y el número de proyecto, para que las personas que se encargan de realizar el muestreo, primar, cargar y tapar dicho taladro, lo hagan

identificando el número de taladro y así tener identificado los taladros en la malla de perforación del proyecto.

**a. Mallas de Perforación**

- Se trabaja con mallas triangulares equiláteras, que van desde 6.5 x 5.7 m hasta 11.5 x 10.0 m.
- En zonas de mineral, se tienen mallas 6.5 x 5.7 m hasta 7.5 x 6.5 m y en proyectos de desmonte, en fase 8, se tienen mallas de 8.0 x 7.0 m
- Pre-corte: El espaciamiento de las mallas de pre-corte varía desde 1.5 metros a 2.0 m, según el tipo de roca.

**b. Diámetros de Perforación**

Se trabaja con 2 diámetros de perforación:

- Broca de diámetro de 12 1/4", las perforadoras con dicho diámetro perforan todos los taladros de producción y buffer.
- Broca de diámetro de 5", las perforadoras con dicho diámetro perforan los taladros para el Pre-corte y taladros para la voladura secundaria.

**c. Equipos de Perforación**

Se tiene un total de 05 perforadoras primarias.

**Tabla 7.**

*Lista de perforadoras primarias.*

<b>Modelo</b>	<b>Código</b>
P&H 120A	D11
BUCYRUS 49 RIII	D13
BUCYRUS49HR 49 HR	D14
P&H 320 XPC	D16
P&H 320 XPC	D17

**Fuente:** Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina a tajo abierto

**2.2.4.4 Fragmentación de Rocas**

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo,

energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción (EXSA, 2008).

#### **2.2.4.5 Velocidad de Excavación**

La velocidad de excavación o Dig Rate está definida como la ratio entre el tonelaje o payload y el tiempo de excavación relevante. La medida del tiempo de excavación es parte del ciclo, el cual es registrado en la base de datos de los sistemas de monitoreo de palas (Halatchev R. a., 2007).

#### **2.2.4.6 P80**

La fragmentación medida en P80 (Pasante 80) es la representación de la distribución de tamaños menores a X valores de los fragmentos correspondientes al 80% del material total. Este valor se obtiene por medio del procesamiento digital de imágenes con software. Adicional al P80, existen otros parámetros como el P20 y P50 que también nos representan la distribución de tamaños; sin embargo, el P80 tiene una mejor correlación con parámetros de carguío (Brunton D., Thornton, Hodson, & Sprott, 2003)

### **2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS**

- **Altura de Banco:**

La distancia vertical desde la parte más alta de un banco al piso, o a la parte más alta del siguiente banco en un nivel inferior (ISEE, 2016).

- **Banco:**

Superficie horizontal desde donde se perforan taladros verticalmente hacia abajo en el material que se va a romper; el banqueo es un proceso de excavación donde se excava el talud mediante escalones o elevaciones. (ISEE, 2016).

- **Burden:**

La distancia desde un taladro a la cara libre más cercana; o la distancia entre taladros medida de manera perpendicular al espaciamiento. También, la cantidad total de material que se va a romper con un taladro dado, usualmente medido en yardas o toneladas cúbicas (ISEE, 2016).

- **Carga Explosiva:**

La cantidad de material explosivo utilizado en un taladro, túnel de voladura coyote o dispositivo explosivo (ISEE, 2016).

- **Carguío:**

La colocación de material explosivo en un taladro o contra el material que se va a romper (ISEE, 2016).

- **Detonación:**

Reacción explosiva que se traslada a través de un material explosivo a una velocidad mayor que la velocidad del sonido en dicho material (ISEE, 2016).

- **Detonador:**

Cualquier dispositivo que contenga un explosivo primario, o de iniciación, que se emplea para iniciar la detonación en otro material explosivo. Un detonador no puede contener más de 10 gramos de explosivos por peso, excluyendo las cargas de retardo o encendido. El término incluye, pero no se limita a: detonadores eléctricos del tipo instantáneo y de retardo, detonadores eléctricos para su uso con mecha de seguridad, conectores de retardo de cordón detonante y detonadores no eléctricos de retardo e instantáneos que emplean cordón detonante, manguerita o cualquier otro elemento que reemplace a los alambres del detonador (ISEE, 2016).

- **Desbroce:**

El proceso de remoción de la roca sobreyacente al depósito mineral para exponer el mineral.

- **Cámara de aire:**

Espacio de aire generado dentro del taladro que puede ser en el fondo, intermedio o parte superior de la carga explosiva.

- **Emulsión:**

Material explosivo que contiene cantidades sustanciales de oxidantes disueltos en gotitas de agua, rodeadas de un combustible no miscible, o gotitas de un combustible no miscible rodeado de agua que contiene cantidades sustanciales de oxidantes (ISEE, 2016).

- **Espaciamiento:**

La distancia entre taladros. En la voladura de banco, la distancia se mide paralela a la cara libre y perpendicular al “burden” (ISEE, 2016).

- **Explosión:**

Reacción química que implica una expansión extremadamente rápida de gases, usualmente asociados con la liberación de calor (ISEE, 2016).

- **Explosivo:**

Cualquier compuesto químico, mezcla o dispositivo, cuyo propósito primario o común es el de funcionar a través de una explosión (ISEE, 2016).

- **Fragmentación:**

El rompimiento de una masa sólida en pedazos, por efecto de una voladura (ISEE, 2016).

- **Fuente De Energía:**

La fuente de energía utilizada para energizar circuitos de voladura, por ej. un explosor o una línea de alta tensión.

- **Geología:**

Descripción de los tipos y configuraciones de roca en un área; la descripción suele incluir la inclinación y orientación, el tipo y extensión de roturas pre-existentes en la roca, y la dureza y amplitud de la roca, pues todos estos factores afectan el diseño de la voladura.

- **Mezcla:**

Una mezcla que consiste en una matriz de material explosivo a base de agua y nitrato de amonio o ANFO; una matriz oxidante a base de agua y nitrato de amonio o ANFO.

- **Perforación:**

Agujero perforado en el material que se va a romper con el propósito de contener una carga explosiva, también llamado TALADRO o BARRENO.

- **Periodo De Retardo:**

Designación dada a un detonador de retardo para mostrar su tiempo de retardo absoluto o relativo en una serie dada.

- **Potencia Del Explosivo:**

La cantidad de energía liberada por un explosivo al momento de la detonación, lo cual es una indicación de la capacidad del explosivo para realizar el trabajo.

- **Pre-Corte/ Pre-Rotura:**

Método de voladura de pared lisa en donde los cortes para el contorno final se crean disparando una fila de taladros antes de la iniciación del resto de taladros en la malla de voladura.

- **Presión De Detonación:**

La presión producida en la zona de reacción de un explosivo cuando este detona.

- **P80:**

La fragmentación medida en P80 (Pasante 80) es la representación de la distribución de tamaños menores a X valores de los fragmentos correspondientes al 80% el material total (Brunton D., Thornton , Hodson, & Sprott , 2003).

- **Retardo:**

Una pausa distintiva de tiempo predeterminado entre los impulsos de detonación o iniciación para permitir el disparo de cargas explosivas de manera separada.

- **Sensibilidad:**

Medida de la habilidad de propagación de cartucho a cartucho de un explosivo, bajo ciertas condiciones de prueba. Se expresa como la distancia a través del aire a la que medio cartucho cebado (donante) detonará otro medio cartucho no cebado (receptor).

- **Taponex:**

Accesorio de plástico (polietileno) con un diseño particular que permite crear cámaras de aire en un pozo de voladura, su exclusivo diseño permite ser instalado sin la necesidad de aire comprimido, su forma es auto soportante (ISEE, 2016).

- **Voladura:**

El disparo de materiales explosivos con el propósito de romper la roca u otro material, mover material, o generar ondas sísmicas.

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA**

#### **3.1 MÉTODO, TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN**

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

El método que se utiliza en la presente investigación se basa en la experiencia complementando con la observación y experimentación. Este método permite la obtención de datos y conocimientos de los hechos fundamentales que caracterizan a los fenómenos. Este método se usó en la investigación debido a que obtuvieron datos medidos en campo y que dieron como resultado un número cuantitativo.

##### **3.1.2 Tipo de investigación**

La investigación es de tipo Aplicada con alcance descriptivo, (UCSM, 2020); (Gagliuffi & Vera, 2018). Se distingue por tener propósitos prácticos inmediatos bien definidos, es decir, se investiga para actuar, transformar, modificar o producir cambios en un determinado sector de la realidad.

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

Investigación transversal descriptiva, porque se definirá como afecta el diseño de voladura en fragmentación y velocidad de excavación, cuando se encuentra roca tipo Toba Cristal. Este tipo de nivel analiza datos de variables recopiladas en un periodo de tiempo sobre una población muestra o subconjunto predefinido (Fernandez & Baptista, 2010).

#### **3.2 DISEÑO DE INVESTIGACIÓN**

Diseño descriptivo: Consiste en describir, analizar e interpretar sistemáticamente un conjunto de hechos fenómenos que en nuestro caso es la ocurrencia de roca tipo toba cristal, que produce sobredimensionamiento del P80 en el proceso de voladura.

### **3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA**

#### **3.3.1 Población**

La población es un conjunto de individuos de la misma clase, limitada por el estudio. Según Tamayo (1997). La población es la totalidad del fenómeno a estudiar donde las unidades de población poseen una característica común la cual se estudia y da origen a los datos de la investigación. La población en materia de esta investigación es la roca tipo toba cristal de la Fase 8 Norte de la mina a tajo abierto.

#### **3.3.2 Muestra**

Las muestras son variables a las que se harán seguimiento las cuales son la granulometría (P80) y la velocidad de excavación (Tamayo, 1997). La muestra es la parte de la población que se selecciona para la obtención de la información, en ella se realizará las mediciones u observaciones de las variables de estudio. Para este caso se utilizó el muestreo al azar simple, considerando que todos los elementos tienen la misma representatividad dentro de la población. Se evaluó proyectos de voladura disparados con roca tipo toba cristal en el banco nivel 3565 de la fase 8 norte de la mina a tajo abierto.

### **3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.**

La técnica empleada en esta investigación es el registro del P80 de los fragmentos a tiempo real de la base de datos obtenido del sistema Split-Online® de igual forma las velocidades de excavación datos obtenidos del sistema MineOps® de la pala PH 4100A en la Fase 8 de las operaciones de la mina a tajo abierto.

Otra técnica utilizada es la elaboración del diseño de carga de explosivo, los datos de propiedades físico-mecánicas y mineralógicas de las rocas se obtiene en la información de polígonos de minado.

#### **3.4.1 Técnicas de Recolección de Datos**

Las técnicas que se utilizarán para la presente investigación son:

- Observación.
- Análisis de contenido.

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

Los principales instrumentos que se aplicarán en las técnicas son:

- Guía de análisis documental.

- Registro del sistema Dispatch.
- Registro de mallas y polígonos de voladura.
- Formato para la obtención de Dig Rate.

### **3.4.3 Validación y Confiabilidad de los Instrumentos**

El Sistema Split-Online® es confiable por que se basa en tomar muestras de 100 a 500 fotografías durante el día en el frente de minado de la pala (fiabilidad del 95% en cuánto al funcionamiento de la cámara de la pala), para luego realizar un análisis emitiendo reportes de P80.

El Sistema MineOps® es un sistema de control de procesos que usa el GPS's en palas y volquetes, que registra el carguío registrando así el tonelaje y tiempo del proceso esto nos ayuda a calcular la velocidad de excavación.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 RESULTADOS**

De acuerdo con los objetivos establecidos en el Capítulo II, para obtener los resultados de la investigación en lo que se refiere a la optimización, fragmentación y velocidad de excavación (dig-rate), se procedió a diseñar corridas de voladura donde se modificaron los parámetros establecidos para este proceso. Las pruebas se empezaron a ejecutar desde el 27 de diciembre del 2018 hasta el 19 de octubre del 2019, con intervalos de tiempo de 3 meses, tiempo que duró la prueba de todos los diseños de carga.

Para estas pruebas se utilizaron 4 diseños de carga, donde:

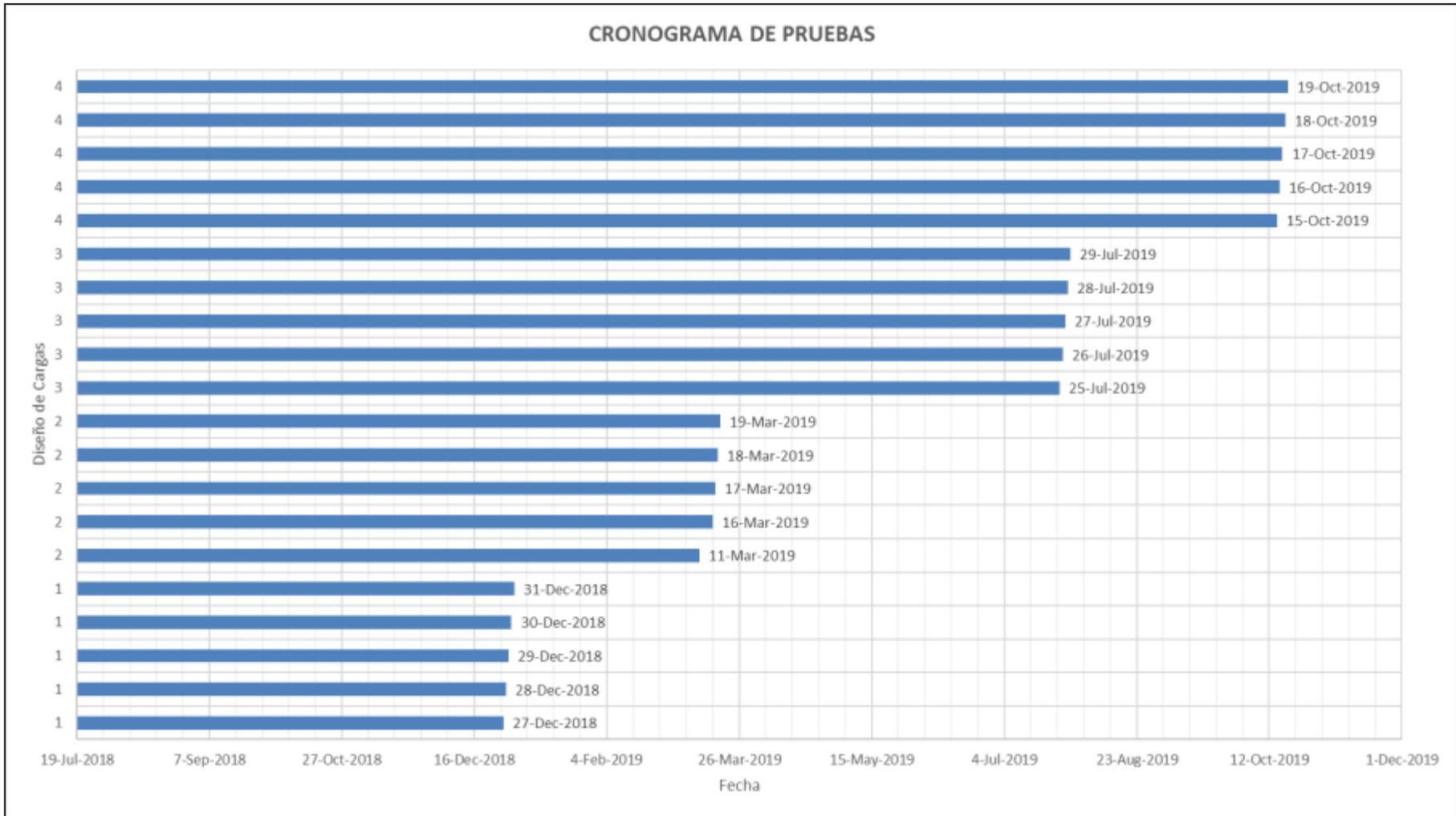
- Para el diseño de la carga 01, se aplicó todos los parámetros del diseño estándar utilizado para el proceso de voladura.
- Para el diseño de la carga 02, se aplicó las variaciones de los parámetros de diseño identificados en la investigación como es la variación en la altura de la carga inferior (7,8 metros) con menor carga de explosivo (800 Kg), aplicación de una cámara de aire de una altura de 1,7 metros con un factor de potencia de 0.41 Kg/Tm.
- Para el diseño de la carga 03, se aplicó las variaciones de los parámetros de diseño identificados en la investigación como es la variación de la altura de la carga inferior (9.3 metros) con una mayor carga de explosivo (950 kg), no se aplicó cámara de aire, con un factor de potencia de 0.49 Kg/Tm.
- Para el diseño de la carga 04, se realizó el ajuste de los diseños anteriores teniendo como diseño de carga final la distribución de cargas con la variación en la carga inferior (4,9 metros), con menor carga de explosivo (500 kg) la utilización de una cámara de aire (1.2 metros), se colocó detritus (0,30 metros)

se colocó carga explosiva, carga superior (3,4 metros) con una carga de explosivo de (350 Kg), aplicación de la doble iniciación en el taladro para proceso de voladura con un factor de potencia de 0.44 Kg/Tm.

<u>Fecha</u>	<u>Diseño</u>	<u>Factor de Potencia (Kg/Tm)</u>	<u>P80 (")</u>	<u>Dig Rate. (Tm/hr)</u>
2018/12/27	1	0.50	12.5	5872
2018/12/28	1	0.50	12.6	5622
2018/12/29	1	0.50	12.7	6912
2018/12/30	1	0.50	12.8	7451
2018/12/31	1	0.50	12.4	6839
2019/03/11	2	0.41	13.6	6987
2019/03/16	2	0.41	12.5	7146
2019/03/17	2	0.41	16.8	6314
2019/03/18	2	0.41	14.4	6921
2019/03/19	2	0.41	14.4	6993
2019/07/25	3	0.49	12.17	7958
2019/07/26	3	0.49	12.27	7135
2019/07/27	3	0.49	11.87	6510
2019/07/28	3	0.49	12.8	7116
2019/07/29	3	0.49	14.01	6049
2019/10/15	4	0.44	10.97	8528
2019/10/16	4	0.44	12.17	7053
2019/10/17	4	0.44	12.07	7011
2019/10/18	4	0.44	11.85	7185
2019/10/19	4	0.44	12.21	6687

**Figura 20.** Cronograma de las Voladuras en Factor de Potencia, P80 y Dig Rate empleando los 4 diseños de carga

**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 21.** Cronograma Voladuras en Factor de Potencia, P80 y Dig Rate empleando los 4 diseños de carga  
**Fuente:** Elaboración Propia.

#### **4.1.1 Diseño de carga 01 de voladura con roca tipo toba cristal**

Se evaluó los proyectos disparados con cuatro diseños de cargas diferentes considerados sus diseños de perforación normales para la voladura del material de roca tipo toba cristal.

En la fase 8 de la mina a tajo abierto, se tiene la presencia de material roca tipo toba cristal, dicho material tiene una resistencia a la compresión de 120 Mpa, en esta fase de la mina a tajo abierto, los resultados obtenidos de más del 50% de los disparos se ha tenido fragmentación con sobre tamaño de material y con el fin de mejorar la fragmentación de la roca tipo toba cristal, se ha realizado y aplicado algunos diseños de carga modificando los parámetros de voladura.

En la fase 8 de la mina a tajo abierto zona con presencia de roca tipo toba cristal, se realizaron 05 voladuras con el diseño de carga 01 este es el diseño estándar, corresponde a los parámetros actuales de voladura dichas voladuras se realizaron entre 27 al 31 de diciembre del 2018, El diseño de carga 01 tiene los siguientes parámetros de voladura. Se tiene un taco de 5.5 metros, espaciamiento de 8 metros, burden de 7 metros y con una altura de banco de 15 metros con un metro de sobre perforación, el taladro fue cargado con 974 kg de explosivos, con una altura de carga de 9.5 metros, con factor de potencia de 0.50 Kg/Tm, esponjamiento de la mezcla de 1 metro de altura con una densidad de vaso de 1.10 kg/cm<sup>3</sup> se usó mezcla explosiva 80/20 gasificado, la densidad de la Toba Cristal (TC) 2.33 g/cm<sup>3</sup>, y una resistencia a la compresión de 120 Mpa.

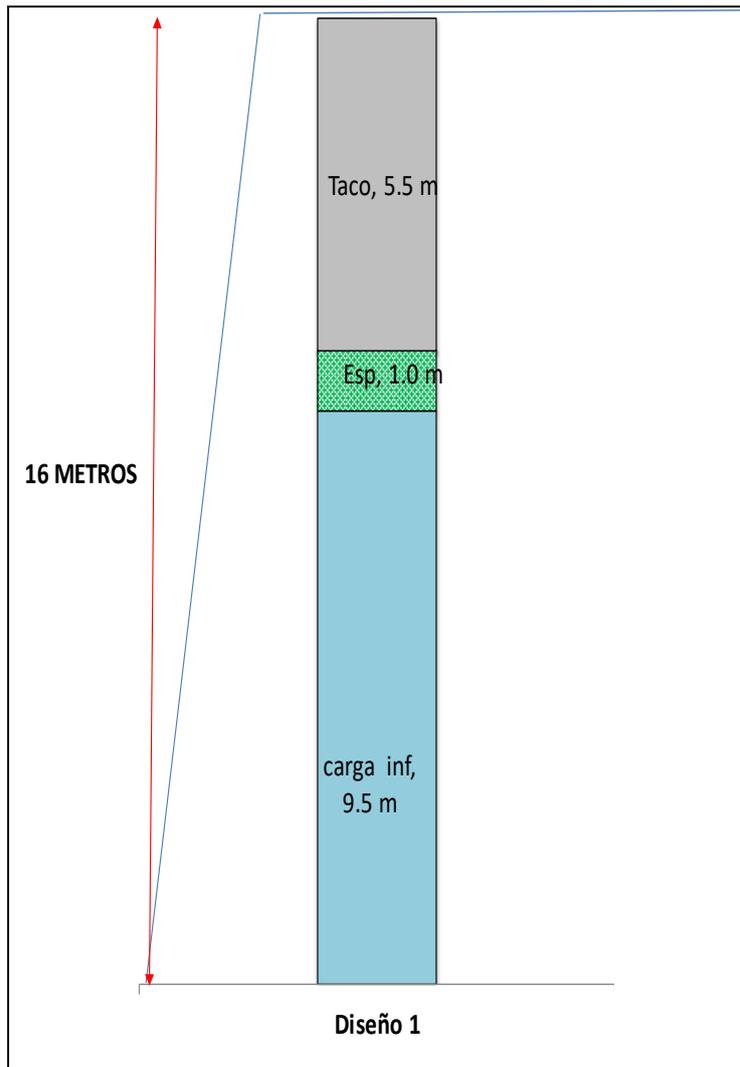
Como resultado de las voladuras ejecutadas con el diseño de carga 01, durante dicho periodo se obtuvo una fragmentación de la P80 de 12.6". y un Dig Rate de 6,539 Tm/hr

A continuación, se detallan los parámetros utilizados para el diseño de carga 01.

**Tabla 8.***Detalle del diseño de carga N° 01*

<b>Parámetros detallados</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Diseño 01</b>	<b>Unidad</b>
Altura de banco	15.00	m
Densidad de la roca	2.33	g/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	120.00	Mpa
Diámetro de perforación	0.31	m
Burden	7.00	m
Espaciamiento	8.00	m
Sobre perforación	1.00	m
Longitud de taladro	16.00	m
Tipo de roca	TC	--
Tipo de Explosivo	MEQ80/20	--
Sensibilización	Gasificado	--
Taco de diseño	5.5	m
Cámara de aire intermedia	0	m
Densidad de vaso	1.1	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga esponjada fondo	10.5	m
Longitud de carga esponjada Superior	0	m
Densidad de mezcla sin gasificar	1.4	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga inicial	9.5	m
Esponjamiento	1	m
Factor compresibilidad	1.11	--
Densidad media	1.22	g/cm <sup>3</sup>
Factor compresibilidad	1.22	--
Densidad lineal de carga esponjada FONDO	92.79	Kg/m
Volumen de roca por taladro	834.78	m <sup>3</sup>
Tonelaje de roca por taladro	1945.04	TM
Carga total del taladro	974	Kg
Factor de potencia	0.50	Kg/TM

**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 22.** Diseño de carga N° 01.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 23.** Frente minado de la pala con el diseño de carga 01.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 24.** Fragmentación obtenida con el diseño de carga 01.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

#### **4.1.2 Diseño de carga 02.**

En la fase 8 de la mina a tajo abierto zona con presencia de roca tipo toba cristal, se realizaron 05 voladuras con la aplicación de diseño de carga 02 las fechas de las voladuras oscilaron entre el 11 al 19 de marzo del 2019.

El diseño de carga 02 tiene taco 5.5 metros, espaciamiento de 8 metros y burden de 7 metros y una altura de banco de 15 y un metro de sobre perforación, el taladro se cargó con 800 kg de explosivo con una altura de carga de 7.80 metros, una altura de 1.70 metros de cámara de aire superior, con factor de potencia de 0.41 kg/Tm, esponjamiento de la mezcla de 1 metro de altura con una densidad de vaso de 1.10 kg/cm<sup>3</sup> se usó mezcla explosiva 80/20 gasificado, la densidad de la Toba Cristal (TC) 2.33 g/cm<sup>3</sup>, y una resistencia a la compresión de 120 Mpa.

Lo más resaltante del cambio realizado entre el diseño de carga 01 y diseño de carga 02 fue la disminución de la carga del explosivo MEQ 80/20 que vario de 974 kg a 800 kg, se redujo en un 17% de carga explosiva en el taladro, también se implementó en el diseño de carga 02 una cámara de aire de 1.70 metros la cual no se contemplaba en el diseño de carga 01, con la implementación de la cámara de aire se redujo la carga inferior de 9.5 metros a 7.8 metros. Se disminuyó el factor de potencia de 0.50 Kg/Tm a 0.41 Kg/Tm.

Como resultado de las voladuras ejecutadas con el diseño de carga 02, durante dicho periodo se obtuvo una fragmentación promedio de P80 de 14.34 “ y un Dig Rate de 6,872 Tm/hr.

A continuación, se detallan los parámetros utilizados para el diseño de carga 02.

**Tabla 9.**

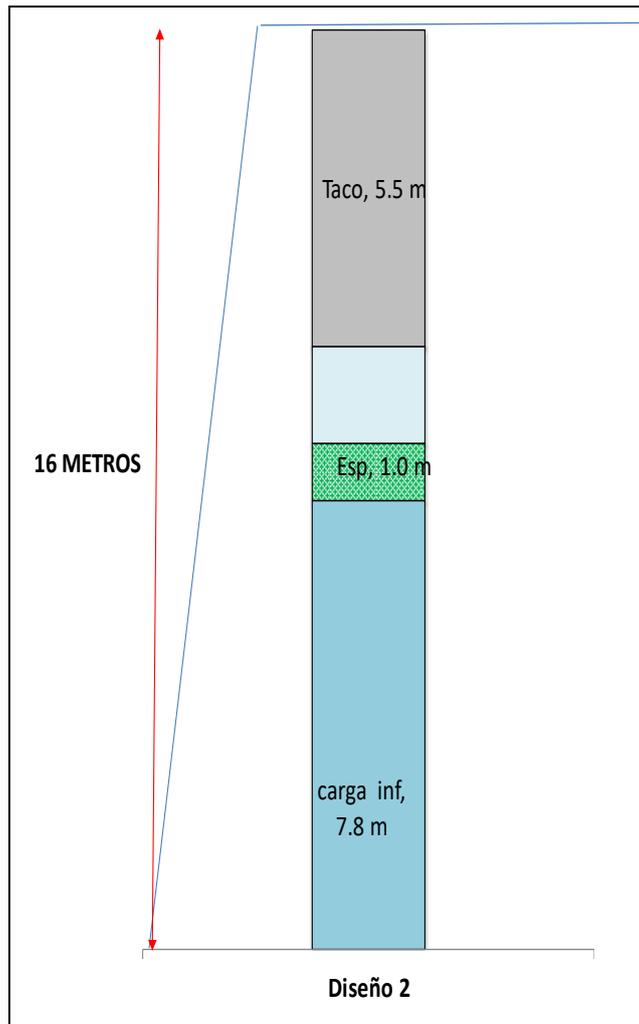
*Detalle del diseño de carga N° 02*

<b>Parámetros Detallados</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Diseño 02</b>	<b>Unidad</b>
Altura de banco	15.00	m
Densidad de la roca	2.33	g/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	120.00	Mpa
Diámetro de perforación	0.31	m
Burden	7.0	m
Espaciamiento	8.00	m
Sobre perforación	1.00	m
Longitud de taladro	16.00	m
Tipo de roca	TC	--
Tipo de Explosivo	MEQ80/20	--
Sensibilización	Gasificado	--

Taco de diseño	5.5	m
Cámara de aire intermedia	1.7	m
Densidad de vaso	1.1	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga esponjada fondo	8.8	m
Longitud de carga esponjada Superior	0	m
Densidad de mezcla sin gasificar	1.4	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga inicial	7.8	m
Esponjamiento	1	m
Factor compresibilidad	1.09	--
Densidad media	1.20	g/cm <sup>3</sup>
Factor compresibilidad	1.22	--
Densidad lineal de carga esponjada FONDO	90.90	Kg/m
Volumen de roca por taladro	834.78	m <sup>3</sup>
Tonelaje de roca por taladro	1945.04	TM
Carga total del taladro	800	Kg
Factor de potencia	0.41	Kg/TM

---

**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 25.** Diseño de carga N° 02.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 26.** Frente minado de la pala con el diseño de carga 02.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 27.** Fragmentación obtenida con el diseño de carga 02.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

#### **4.1.3 Diseño de carga 03.**

En la fase 8 de la mina a tajo abierto zona con presencia de roca tipo toba cristal, se realizaron 05 voladuras con la aplicación de diseño de carga 03 las fechas de las voladuras oscilaron entre el 25 al 29 de julio del 2019.

El diseño de carga 03 tiene taco 5.7 metros, espaciamiento de 8 metros, burden de 7 metros, una altura de banco de 15 y un metro de sobre perforación, el taladro se cargó con 950 kg de explosivo con una altura de carga de 10.30 metros, con factor de potencia de 0.41 kg/Tm, esponjamiento de la mezcla de 1.00 metro de altura con una densidad de vaso de 1.10 kg/cm<sup>3</sup> se usó mezcla explosiva 80/20 gasificado, la densidad de la Toba Cristal (TC) 2.33 g/cm<sup>3</sup>, y una resistencia a la compresión de 120 Mpa.

Lo más resaltante del cambio realizado entre el diseño de carga 01 y diseño de carga 03 fue la disminución de la carga del explosivo MEQ 80/20 que vario de 974 kg a 950 kg, se redujo en un 2% de carga explosiva en el taladro, la carga inferior se redujo de 9.5 metros a 9.3 metros. Se disminuyó el factor de potencia de 0.50 Kg/Tm a 0.49 Kg/Tm.

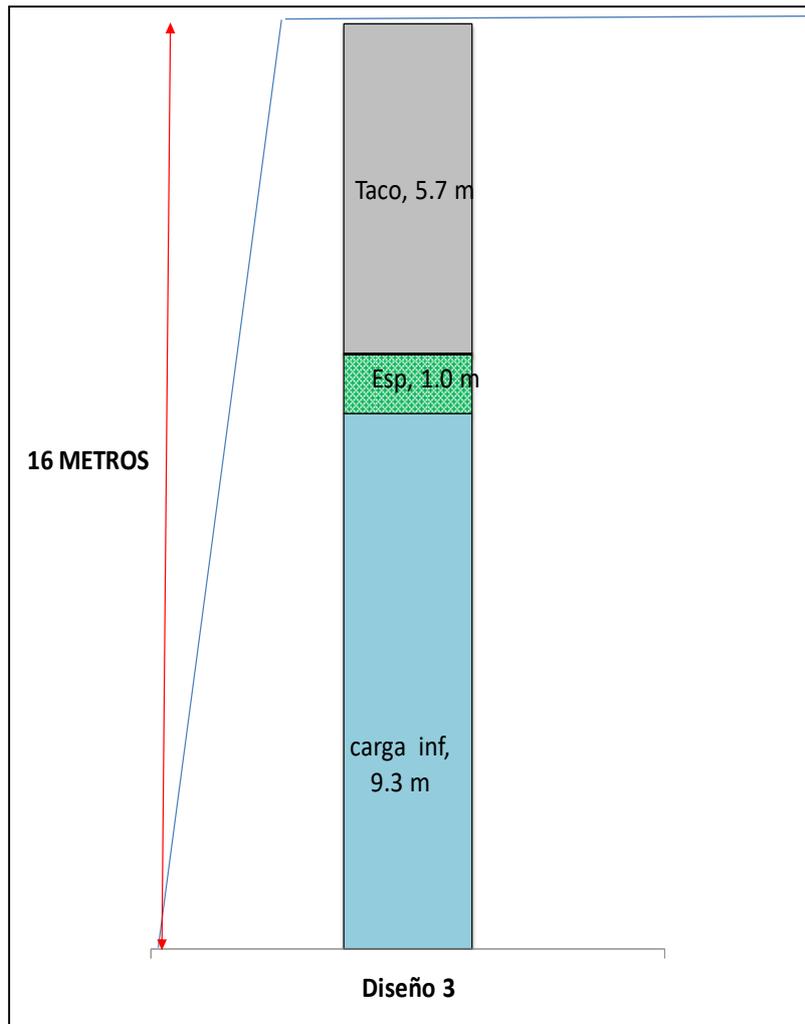
Como resultado de las voladuras ejecutadas con el diseño de carga 03, durante dicho periodo se obtuvo una fragmentación promedio de P80 de 12.62 " y un Dig Rate de 6,954 Tm/hr.

A continuación, se detallan los parámetros utilizados para el diseño de carga 03

**Tabla 10.***Detalle del diseño de carga N° 03*

<b>Parámetros Detallados</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Diseño 03</b>	<b>Unidad</b>
Altura de banco	15.00	m
Densidad de la roca	2.33	g/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	120.00	Mpa
Diámetro de perforación	0.31	m
Burden	6.96	m
Espaciamiento	8.00	m
Sobre perforación	1.00	m
Longitud de taladro	16.00	m
Tipo de roca	TC	--
Tipo de Explosivo	MEQ80/20	--
Sensibilización	Gasificado	--
Taco de diseño	5.7	m
Cámara de aire intermedia	0	m
Densidad de vaso	1.1	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga esponjada fondo	10.3	m
Longitud de carga esponjada Superior	0	m
Densidad de mezcla sin gasificar	1.4	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga inicial	9.3	m
Esponjamiento	1	m
Factor compresibilidad	1.11	--
Densidad media	1.22	g/cm <sup>3</sup>
Factor compresibilidad	1.22	--
Densidad lineal de carga esponjada FONDO	92.56	Kg/m
Volumen de roca por taladro	834.78	m <sup>3</sup>
Tonelaje de roca por taladro	1945.04	TM
Carga total del taladro	950	Kg
Factor de potencia	0.49	Kg/TM

**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 28.** Diseño de carga N° 03.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 29.** Frente minado de la pala con el diseño de carga 03.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 30.** Fragmentación obtenida con el diseño de carga 03.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

#### **4.1.4 Diseño de carga 04 usado para la implementación de la mejora.**

En la fase 8 de la mina a tajo abierto zona con presencia de roca tipo toba cristal, se realizaron 05 voladuras con la aplicación de la mejora del diseño de carga 04 las fechas de las voladuras oscilaron entre el 15 al 19 de octubre del 2019.

El diseño de carga 04 se tiene un taco 5.0 metros, espaciamiento de 8 metros, burden de 7 metros y una altura de banco de 15 y un metro de sobre perforación, el taladro se cargó con 850 kg con una altura total de carga de 9.50 metros, en deck donde la carga de fondo fue 500 kg y la carga superior se cargó con 350 kg con factor de potencia de 0.44 kg/Tm, esponjamiento de la mezcla de la carga de fondo fue de 0.70 y el esponjamiento de la carga superior fue de 0.50 metros de altura, se usó cámara de aire de 1.20 metros, con una densidad de vaso de 1.10 kg/cm<sup>3</sup> se usó mezcla explosiva 80/20 gasificado, la densidad de la Toba Cristal (TC) 2.33 g/cm<sup>3</sup>, y una resistencia a la compresión de 120 Mpa.

Analizando los resultados anteriores de los diseños de carga 01, 02, 03, se realizó la modificación de los siguientes parámetros de voladura en el diseño de carga:

Se implementó la doble iniciación (búster) en el taladro, el primer búster se colocó en la carga inferior con 500 kg de explosivo MEQ 80/20 con una altura de 4.9 metros, originando un esponjamiento de 0.70 metros, se implementó la cámara de aire de 1.2 metros luego se colocó una capa de detritus de 0.3 metros, el segundo iniciador (búster) se colocó en la carga superior con 350 Kg de explosivo MEQ 80/20 con una altura de 3.4 metros, originando un esponjamiento de 0.5 metros con un taco de 5 metros y un factor de potencia de 0.44 Kg/Tm.

Como resultado de las voladuras ejecutadas con el diseño de carga 04, durante dicho periodo se obtuvo una fragmentación promedio de P80 11.85 “ y un Dig Rate de 7,293 Tm/hr.

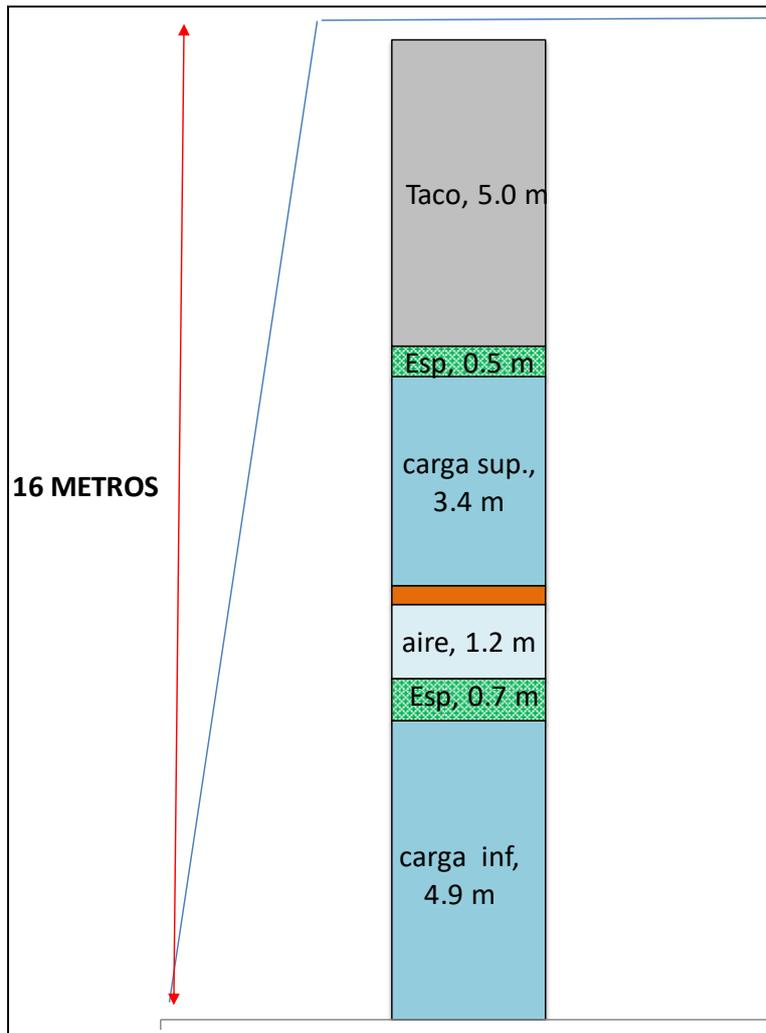
A continuación, se detallan los parámetros utilizados para el diseño de carga 04

**Tabla 11.**

*Detalle del diseño de carga N° 04*

<b>Parámetros generales</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Diseño 04</b>	<b>Unidad</b>
Altura de banco	15.00	M
Densidad de la roca	2.33	g/cm <sup>3</sup>
Resistencia a la compresión	120.00	Mpa
Diámetro de perforación	0.31	M
Burden	7.00	M
Espaciamiento	8.00	M
Sobre perforación	1.00	M
Longitud de taladro	16.00	M
Tipo de roca	TC	
Tipo de Explosivo	MEQ80/20	
Sensibilización	Gasificado	
Taco de diseño	5.00	M
Cámara de aire intermedia	1.21	M
Densidad de vaso	1.10	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga esponjada fondo	5.58	M
Longitud de carga esponjada Superior	3.91	M
Densidad de mezcla sin gasificar	1.35	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga inicial fondo	4.88	M
Esponjamiento carga fondo	0.70	M
Factor compresibilidad carga fondo	1.07	--
Densidad media carga de fondo	1.18	g/cm <sup>3</sup>
Longitud de carga inicial supervisor	3.41	M
Esponjamiento carga superior	0.50	M
Factor compresibilidad carga fondo	1.22	--
Densidad media carga superior	1.18	g/cm <sup>3</sup>
Carga de fondo	500	Kg
Densidad lineal de carga esponjada fondo	89.69	Kg/m
Carga superior	350	Kg
Volumen de roca por taladro	834.78	m <sup>3</sup>
Tonelaje de roca por taladro	1945.04	TM
Carga total	850	Kg
Factor de potencia	0.44	Kg/TM

**Fuente:** Elaboración Propia



**Figura 31.** Diseño de carga N° 04.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 32.** Frente minado de la pala con el diseño de carga 04.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



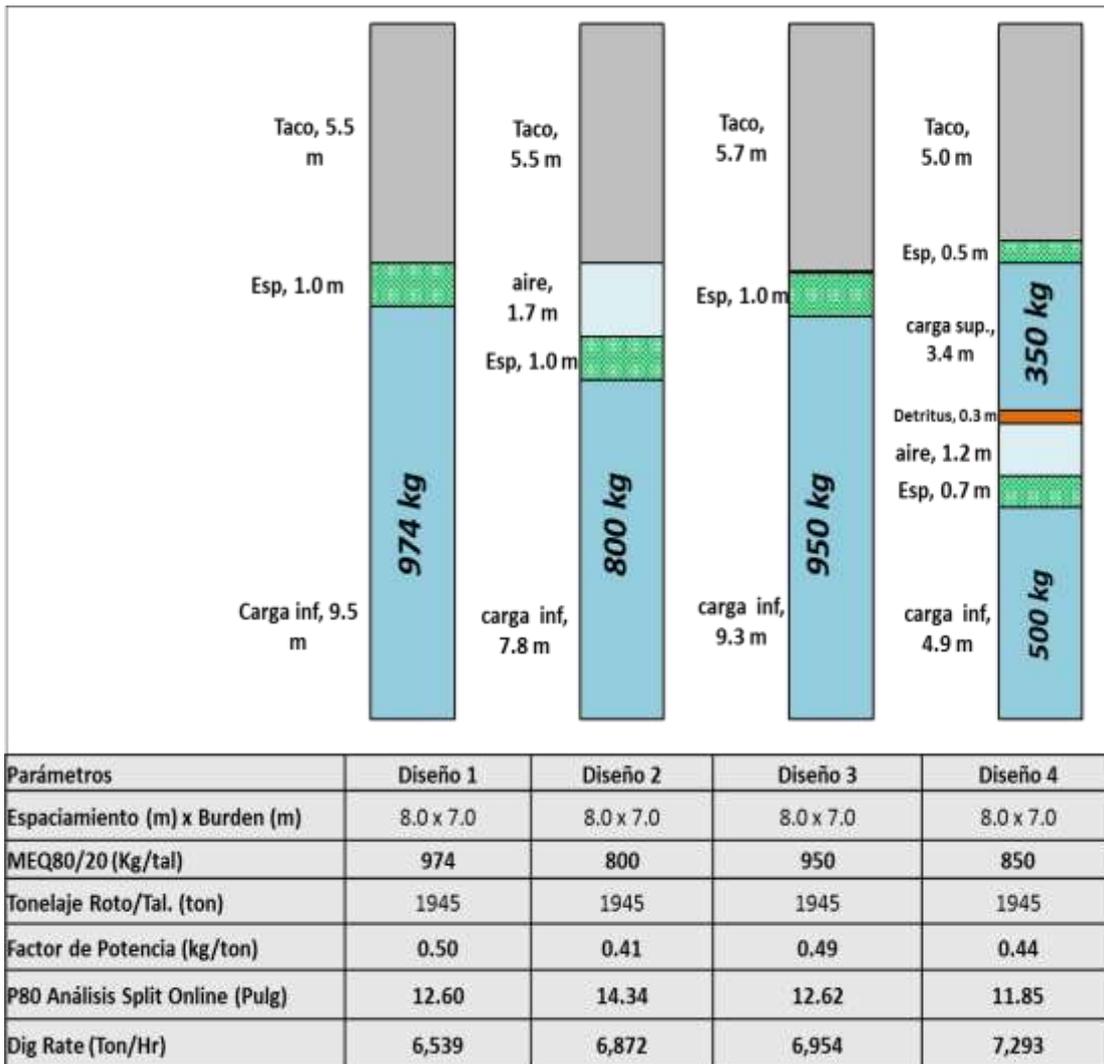
**Figura 33.** Fragmentación obtenida con el diseño de carga 04.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

Se puede apreciar que el diseño de carga 04, el cual fue implementado con los parámetros específicos para la voladura de la roca tipo toba cristal es el más óptimo debido a que con dicho diseño se tiene una mejor la fragmentación de la roca tipo toba cristal y por tal motivo el mejoramiento del dig rate de la pala PH 4100A.

#### **4.1.5 Resumen de diseños de carga aplicados en la roca tipo toba cristal**

En las operaciones mineras de tajo abierto, en la fase 8 donde se tiene material roca tipo toba cristal, se han realizado varios diseños de carga para el proceso de voladura, se ha tenido hasta 04 diseños de carga que han sido usados con mayor frecuencia para este tipo de roca; sin embargo, los primeros diseños de carga se han ido descartando en función de los resultados de fragmentación obtenidos en campo.

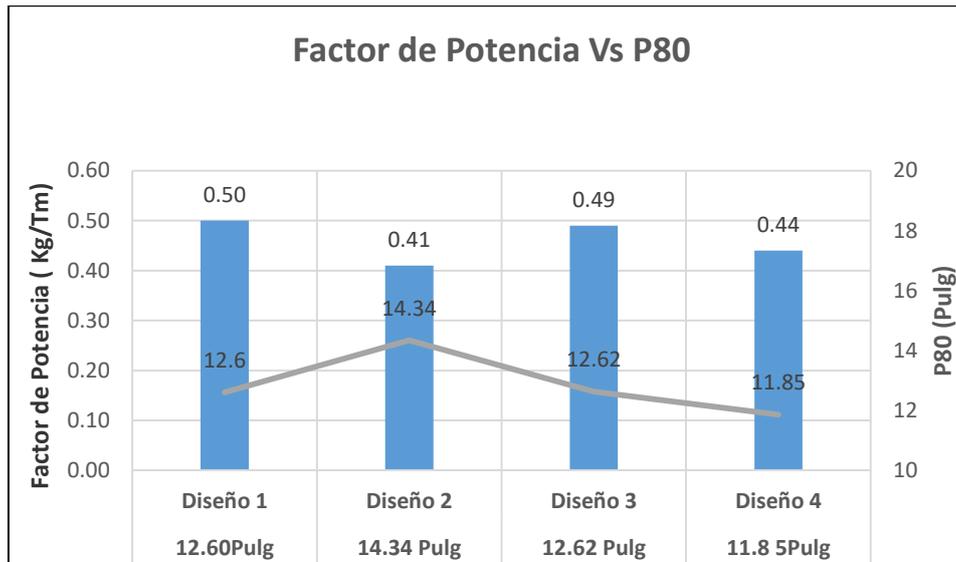
El diseño 4 contempla carga con deck (doble iniciación electrónica) y los tres diseños anteriores solo contempla la utilización de un iniciador.



**Figura 34.** Parámetros de Diseños de carga Usados en la roca toba cristal.

**Fuente:** Elaboración Propia

Con el diseño de carga 04 (actual) se está logrando reducir el factor de potencia de 0.50 kg/tm a 0.44 kg/tm, esto significa una reducción de 17.6 % del factor de potencia como se puede apreciar en la figura 35.

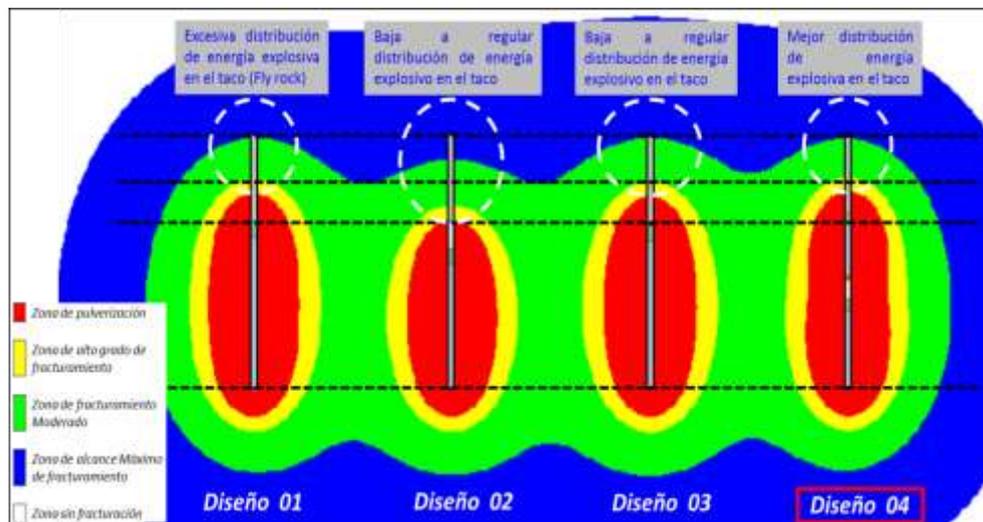


**Figura 35.** Gráfica de factores de potencia vs P80 usados en la roca tipo toba cristal.

**Fuente:** Elaboración Propia.

#### 4.1.6 Distribución energética de diseños usados en la roca tipo toba cristal

Para tener un indicador del alcance del halo de energía explosiva de los diseños usados y poder elegir el más conveniente (de mayor alcance), se realiza el análisis de halos de energía como se muestra en la figura 36, resaltado el halo del diseño 4 por tener carga con deck y doble iniciación electrónica.



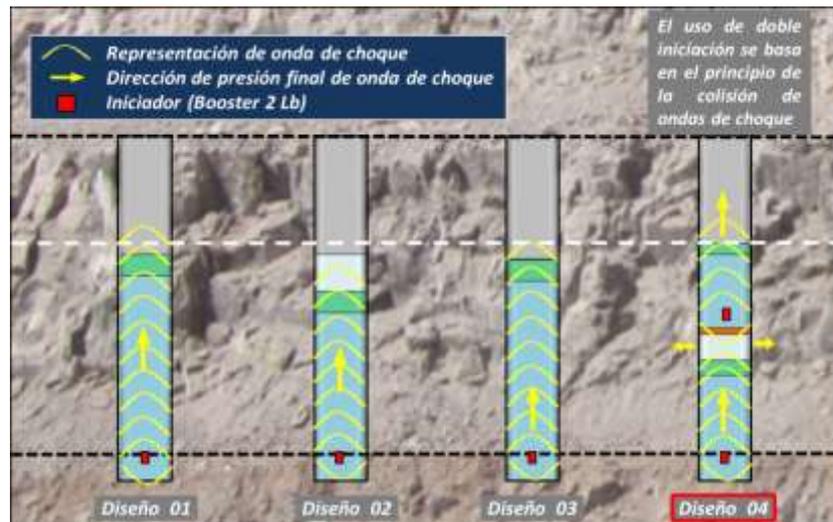
**Figura 36.** Gráfica de distribución energética de los halos de diseños usados.

**Fuente:** Elaboración Propia.

#### 4.1.7 Representación de onda de choque de diseños usados en la roca tipo toba cristal

El uso de doble iniciación electrónica (detonador electrónico, búster) en el diseño de carga 4, se basa en el principio de la colisión de ondas de choque producto de la voladura, es decir, cuando dos ondas de choque se encuentran, la presión final es mayor que la suma de las dos presiones iniciales (el análisis de estrés indica que esto debería ser favorable para la fractura de rocas y la fragmentación en la voladura).

En la figura 37 podemos apreciar gráficamente la dirección de las ondas de choque en los diseños empleados para el proceso de voladura.

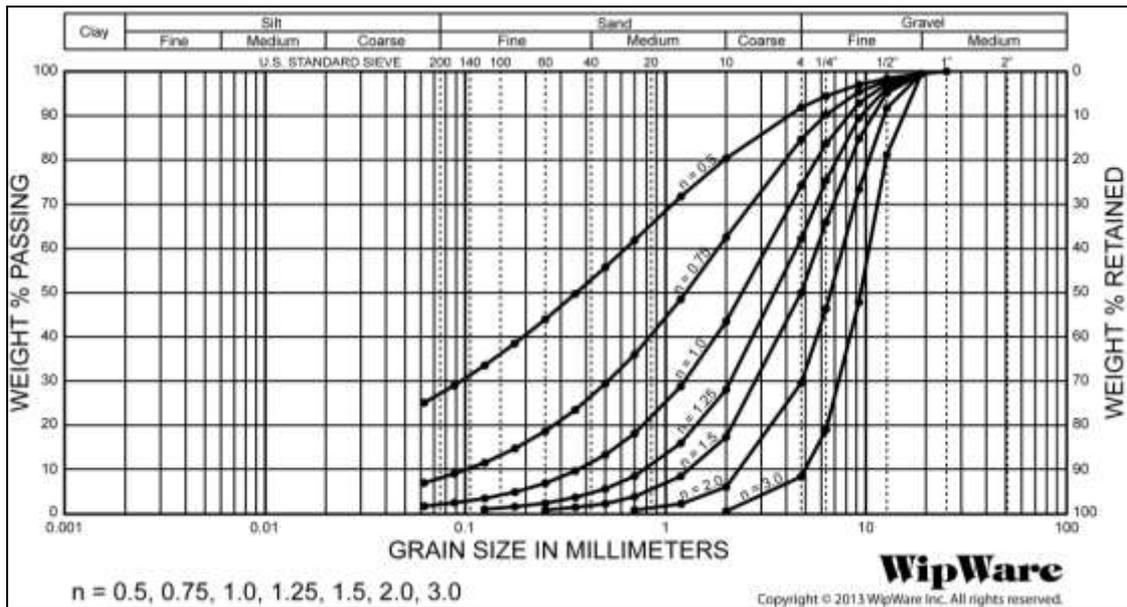


**Figura 37.** Gráfica de dirección de onda de choque de diseños usados en la roca tipo toba cristal.

**Fuente:** Elaboración Propia.

#### 4.1.8 Distribución Granulométrica

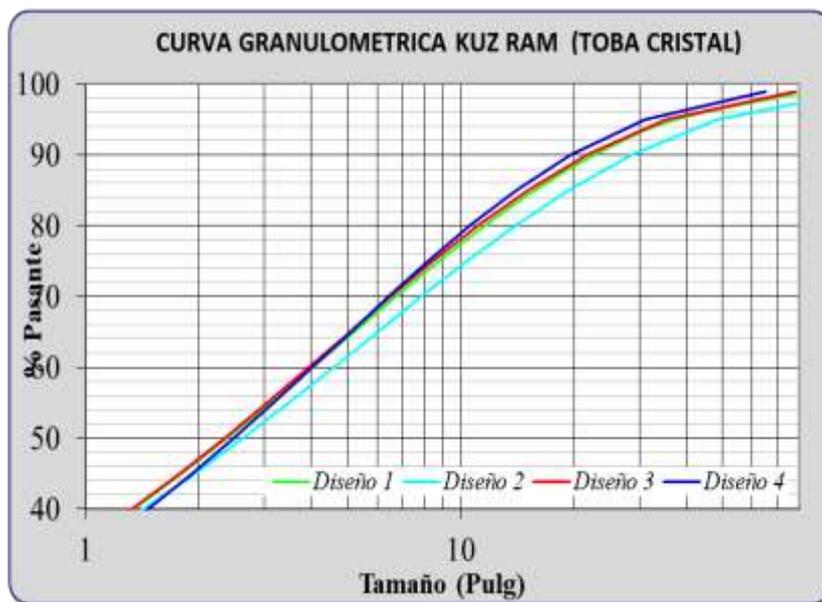
Para determinar la uniformidad en la fragmentación se debe tener en cuenta los índices de uniformidad. El “n” (coeficiente de uniformidad de Cunningham) es el indicador de uniformidad del tamaño de los fragmentos distribuidos (disparados). Se recomienda valores de  $n > 1.5$ , es decir, los valores altos indican tamaños uniformes y los valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos, como se puede interpretar en la figura 38.



**Figura 38.** Gráfica representativa del índice de uniformidad.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

n (coeficiente de uniformidad de Cunningham): Indica la uniformidad del tamaño de los fragmentos distribuidos (disparados). Se recomienda valores de  $n > 1.5$

La curva granulométrica del diseño de carga 4, indica que hay fragmentación más uniforme al largo del banco como se puede apreciar en la figura 39.

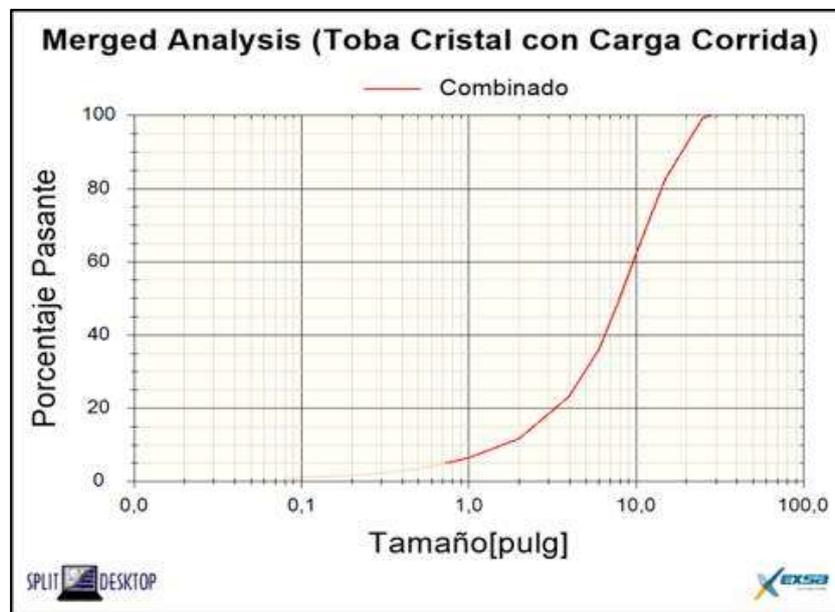


**Figura 39.** Gráfica de curva granulométrica de resultado de diseños de carga en toba cristal.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

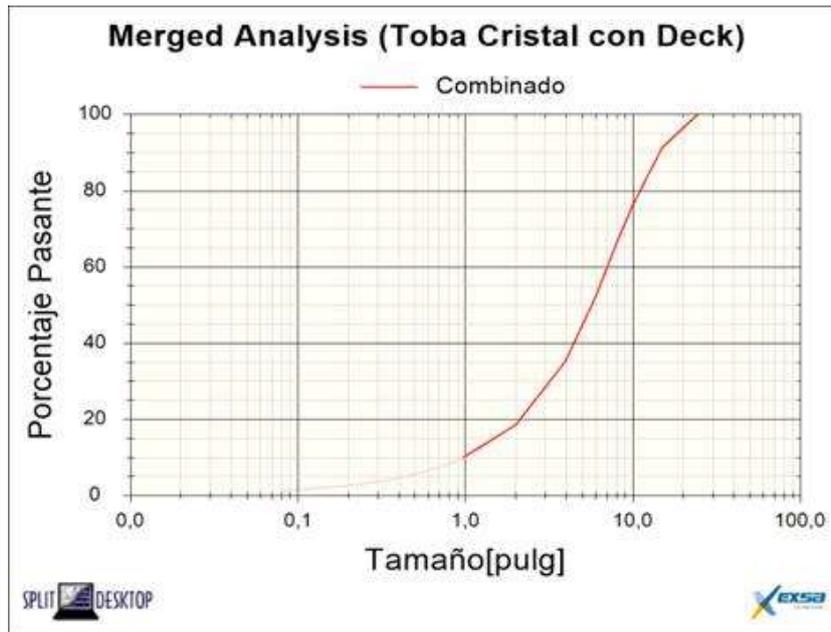


**Figura 40.** Fotografías de comparación de uniformidad por tipo de diseño de carga  
**Fuente:** Elaboración Propia.

Valores altos n indican tamaños uniformes (caso de Diseño 4 con deck).



**Figura 41.** Análisis del P80 con carga corrida.  
**Fuente:** Elaboración Propia.



**Figura 42.** Análisis del P80 con carga Deck  
**Fuente:** Elaboración Propia.

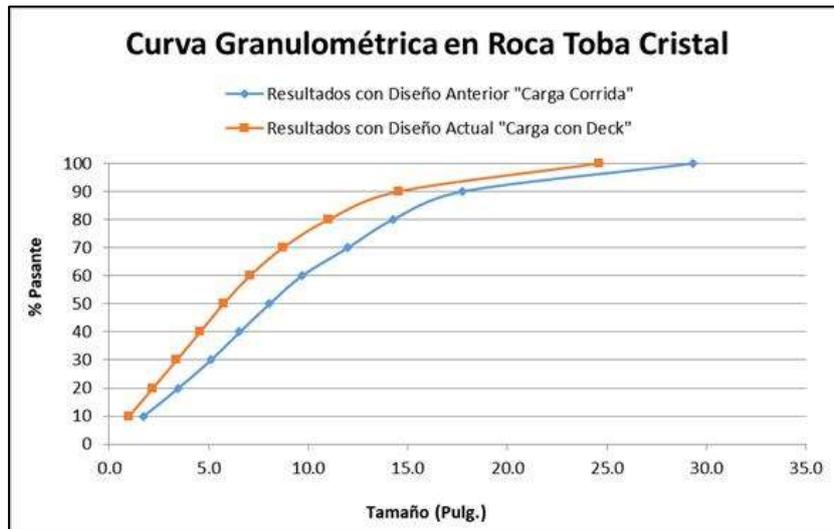
% Pasante		Resultados con Diseño Anterior "Carga Corrida" (Pulg.)	Resultados con Diseño Actual "Carga con Deck" (Pulg.)	Reducción Porcentual de Tamaño
P10	10	1.7	1.0	43%
P20	20	3.5	2.2	37%
P30	30	5.1	3.4	34%
P40	40	6.6	4.6	30%
P50	50	8.0	5.7	29%
P60	60	9.7	7.1	27%
P70	70	12.0	8.7	27%
P80	80	14.2	11.0	23%
P90	90	17.8	14.5	18%
Topsize (99.95%)	99.95	29.3	24.6	16%

**Figura 43.** Resultados de los tamaños pasante en análisis de fragmentación de roca Toba Cristal  
**Fuente:** Elaboración Propia

En la siguiente figura 43 se muestra los pasantes de fragmentación de la roca tipo toba cristal con los diseños de carga corrida y carga con deck.

Donde se puede apreciar que cuando se utiliza la carga deck con cámara de aire y doble iniciación, se obtiene mejores resultados en lo que se refiere a la fragmentación de la roca tipo toba cristal.

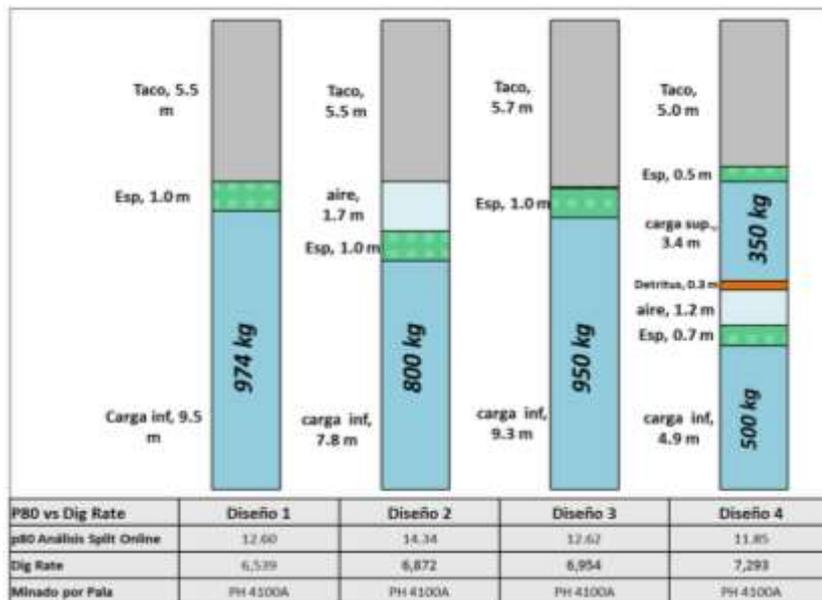
La reducción de la fragmentación en el P80 está al borde de 23% de reducción de material lo que hace más eficiente el carguío de la pala PH 4100<sup>a</sup>



**Figura 44.** Comparativo P80 con carga corrida y carga con deck.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

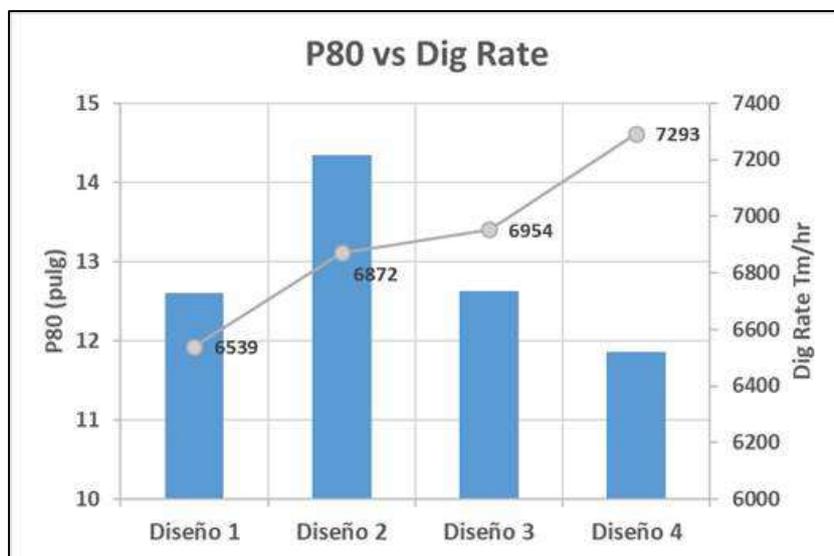
#### 4.1.9 Análisis de P80 y Dig Rate

Los resultados de P80 y dig rate obtenidos en campo después del proceso de voladura han sido los indicadores para definir que el mejor diseño de carga (ver figura 45). El diseño de carga 04 (actual) el cual nos ha proporcionado resultados más favorables en lo que se refiere a la fragmentación del material de la roca tipo toba cristal y la velocidad de excavación de la pala en el frente de minado.



**Figura 45.** Gráfica de resultados de P80 y Dig Rate de diseños de carga usados en la roca tipo toba cristal.  
**Fuente:** Elaboración Propia.

Con el diseño de carga 04, aplicado para el desarrollo del estudio, se está logrando reducir el P80 de 12.60" que fue el dato que se obtuvo con el diseño de carga 01, en condiciones normales a un P80 de 11.85" dato obtenido de los resultados del diseño de carga 04 con cámara de aire y doble iniciación, así mismo con relación al dig rate obtenido en el diseño de carga 01 fue de 6,539 Tm/hr, con las pruebas realizadas con el diseño de carga 04 se obtuvo un dig rate de 7,293 Tm/hr. Eso comprueba que con el diseño de carga 04 se obtuvo un mejor P80 y por ende un mejoramiento en el dig rate el cual alcanzo en un 10% más con relación al diseño de carga 01 diseño estándar para el proceso de voladura, así mismo se aumentó la productividad de la pala PH 4100A, al tener menor fragmentación del material roca tipo toba cristal.

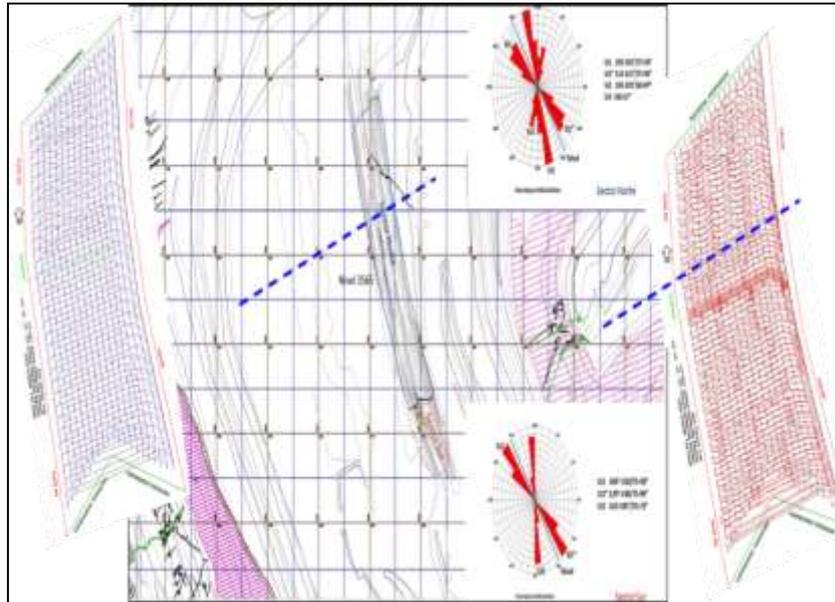


**Figura 46.** Promedio P80 vs Dig Rate de los 4 diseños de carga empleados para el estudio

**Fuente:** Elaboración Propia.

#### 4.1.10 Consideración de orientación estructural para diseños de amarre

Para tener mejor resultado en la secuencia de detonación del proceso de voladura; en los diseños de amarre se tiene en consideración la orientación estructural de roca tipo toba cristal, para que las iso-líneas del diseño de amarre sean perpendiculares a la dirección de las familias dominantes, como se puede apreciar en la figura 47.



**Figura 47.** Tendencia estructural en toba cristal  
**Fuente:** Elaboración Propia.

#### 4.1.11 Análisis de Costos

Los costos son finalmente la traducción del resultado obtenido de la fragmentación de la roca tipo toba cristal originada del proceso de voladura conseguido con los diseños empleados para tal fin.

Para realizar el análisis de los costos producto del proceso de voladura de la roca tipo toba cristal en forma de porcentaje, se considera como 100% al diseño de carga 1 diseño estándar, por ser la línea base de esta investigación.

Los costos de accesorios y explosivos usados se muestran en la tabla 11.

**Tabla 12.**

Costos de accesorios y explosivos

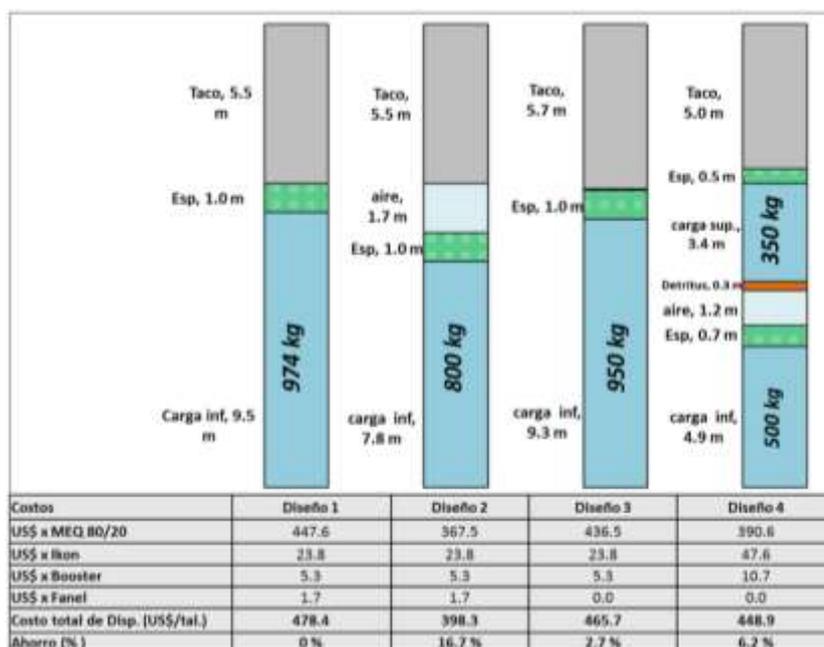
COSTO DE MEZCLA EXPLOSIVA QUANTEX -2019 (dic.)				
Categoría	Mezcla	US\$/Kg		
MEZCLA EXPLOSIVA QUANTEX	70/30	0.4579		
	75/25	0.4587		
	80/20	0.4594		
	90/10	0.4609		

PRECIOS/COSTOS DE ACCESORIOS DE VOLADURA (US\$/PZA)				
Ítem	Unidad	Precio		
Detonador Electrónico Ikon	Pza.	US\$	23.8	
Detonador No Electrónico Fanel	Pza.	US\$	1.71	
Booster 2 Lb.	Pza.	US\$	5.34	

**Fuente:** Elaboración Propia.

En la figura 48 se muestra el detalle de todos los costos generados en el proceso de voladura para la roca tipo toba cristal aplicados con los diferentes tipos de diseños de carga en la fase 8 de la mina a tajo abierto.



**Figura 48.** Costos de voladura de los diseños de carga usados en roca toba cristal

**Fuente:** Elaboración Propia.

Con el diseño de carga 04 aplicado para el desarrollo del estudio, se está logrando reducir el costo de voladura en un 6.2% (UU\$ 29.6/tal), con relación al costo de voladura cuando se utilizaba el diseño de carga 01 estándar, como se muestra en la figura 49.

En la fase 8 de la mina a tajo abierto zona donde hay presencia de roca tipo toba cristal, con la utilización del diseño de carga 04 se han disparado un total de 1,837 taladros de producción lo que significa un ahorro de UU\$ 54,191.5 durante el tiempo que duro el desarrollo del estudio.



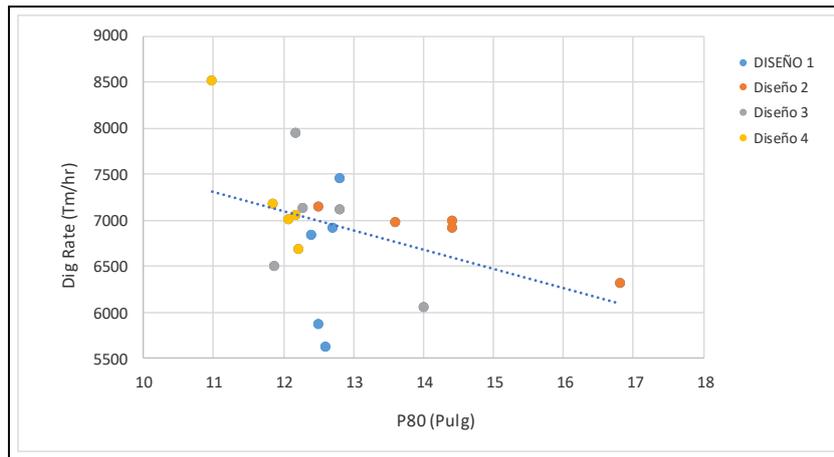
**Figura 49.** Gráfica de costo de voladura y ahorro logrado en la roca tipo toba cristal.

**Fuente:** Elaboración Propia.

## 4.2 DISCUSIÓN

### 4.2.1 Comprobación de Hipótesis

De acuerdo con lo que se representa en la figura 50, podemos observar que ningún punto pasa los 7,000.00 Tm/h cuando se tiene el material mayor a 12.5 “de P80 de los fragmentos disparados con diseño de carga con Deck; esto cumple con la hipótesis para la pala PH 4100A que tiene una capacidad nominal de 56 yd<sup>3</sup>. Asimismo, se observa en el diagrama correlativo de dispersión XY de los datos de P80 y velocidad de excavación, se muestra una tendencia de disminución de la velocidad de excavación en relación que el P80 aumenta las 12”.



**Figura 50.** Diagrama de dispersión, P80 vs velocidad de excavación – Pala PH-4100A – 04 diseños de cargas  
**Fuente:** Elaboración Propia.

**Tabla 13.**

*Tabla de comparación por diseño de cargas*

	<b>Diseño 1</b>	<b>Diseño 2</b>	<b>Diseño 3</b>	<b>Diseño 4</b>
Tipo de Diseño	Corrida	Corrida	Corrida	Deck
Factor de Potencia (Kg/Tm)	0.50	0.41	0.49	0.44
Dig Rate (Tm/hr)	6,539	6,872	6,954	7,293
P80 (“)	12.60	14.34	12.62	11.85
Costo (US\$/Tal)	478.4	398.3	465.7	448.9

**Fuente:** Elaboración Propia.

## CONCLUSIONES

- De acuerdo con las pruebas realizadas de los 04 diseños de carga para la voladura de la roca tipo toba cristal, el diseño de carga 01 contempla las especificaciones y parámetros técnicos actuales, en dicho diseño de carga, arrojó como resultado un P80 de 12.6 ". y un Dig Rate de 6,539 tm/hr. Haciendo que la productividad de la pala PH 4100A, no sea la óptima por la sobre fragmentación obtenida con este diseño de carga.
- De acuerdo con los resultados obtenidos de los diseños de carga 02, 03 para el proceso de voladura de la roca tipo toba cristal, se empleó una malla de perforación (E=8.0m.) también se modificaron los valores de carga, así como de factor de potencia, obteniendo los siguientes resultados para el diseño de carga 02 se obtuvo un P80 de 14.34 ". y un Dig Rate de 6,872 tm/hr. Para el diseño de carga 03 se obtuvo un P80 de 12.62 ". y un Dig Rate de 6,954 tm/hr. Con estos diseños de carga no se logró reducir la fragmentación de la roca tipo toba cristal a 12 ", por tal motivo el dig rate no es el óptimo para mejorar la productividad de la Pala PH 4100A.
- De acuerdo con los resultados obtenidos en la utilización del diseño de carga 04 para el proceso de voladura de la roca tipo toba cristal, se concluye que el diseño de carga 04 satisface el alcance de esta investigación ya que se obtuvo un P80 de 11.85 ". y un Dig Rate de 7,293 tm/hr, logrando con este diseño de carga 04 una reducción en la fragmentación (bolonería) y una mejor productividad de la pala PH 4100A, además de estos beneficios hubo una reducción en los costos para el proceso de voladura, así mismo en el tema de seguridad, se redujo los accidentes por caída de material (bolonería) del frente de carguío de la pala.

## RECOMENDACIONES

- Revisar los parámetros de voladura y hacer más estudios para aumentar la productividad de la pala en el frente de trabajo, en lo que se refiere al carguío de material por tipo de camión minero, sabiendo que en el mercado existen distintas marcas y modelos con diferentes capacidades de tonelaje de carga.
- Analizar constantemente la altura en la cámara de aire del diseño de carga para reducir carga y optimizar el factor de potencia para luego analizar los resultados de fragmentación y Dig Rate.
- Extender el diseño de carga con cámara de aire para otros tipos de rocas existentes en las distintas fases de explotación de la mina a tajo abierto evaluando los parámetros de fragmentación y productividad de las palas con las que cuenta la mina a tajo abierto.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

- ALE, J. Influencia de la alteración hidrotermal en la calidad del macizo rocoso en taludes de tajos abiertos. Tesis (Magister en Ciencias con Mención en Ingeniería Geotécnica). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2012. [fecha de consulta: 20 de diciembre de 2020]. Disponible en: <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/CPG16-086.pdf>.
- BELLIDO, E. Geología Del Cuadrángulo De Moquegua. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, Boletín N° 15 Serie A: Carta Geológica Nacional. Lima, Perú, 1979. [fecha de consulta: 15 de noviembre de 2020]. Disponible en: [https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/132/3/A015-Boletin\\_Moquegua-35u.PDF](https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/132/3/A015-Boletin_Moquegua-35u.PDF).
- BERNABE TAPIA, 2002. Geología y Génesis de Cuajone. Lima: Informe Técnico. Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú, 2002. [fecha de consulta: 18 de agosto de 2020]. Disponible en: [https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI\\_74ff3e14095317fe14f02d3b666fed25](https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_74ff3e14095317fe14f02d3b666fed25).
- BRAVO, I. Estudio de Vibraciones Inducidas por Tronadura en Minera Spence. Tesis para optar el título de título profesional de Ingeniero Civil de Minas Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile, 2018. [fecha de consulta: 10 de setiembre de 2020]. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/168704/Estudio-de-vibraciones-inducidas-por-tronadura-en-Minera-Spence.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- BRUNTON, D., THORNTON, R. HODSON, R. y SPROTT, D. (2003). Impact of Blast Fragmentation on Hydraulic Excavator Dig Time. En: Fifth Large Open Pit Mining Conference: 3-5 November. Kalgoorlie, Australia, 2003, pp. 39-48. [fecha de consulta: 06 de octubre de 2020]. Disponible en: <https://www.petradatasience.com/wp-content/uploads/2015/09/Impact-of-blast-fragmentation-on-excavator-dig-time1.pdf>
- BURNHAM, C. y OHMOTO, H. Late-Stage Processes of Felsic Magmatism. Geology Special Issue, 1980, No8, pp1-11. [fecha de consulta: 03 de setiembre de 2020]. Disponible en: <https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/SEG-SP16-553.pdf>
- CHIRIF RIVER, H. (2012). Alteraciones Hidrotermales. Intercade. [ fecha de

consulta: 09 de agosto de 2020]. Disponible en:  
<https://pt.scribd.com/document/331482976/Alteraciones-Hidrotermales-Composito>.

CHOQUEÑA. J. Optimización de la fragmentación de la roca mediante las características geomecánicas y doble iniciación no electrónica en la perforación y voladura de bancos - u. m. APUMAYO S.A.C. Tesis (Título profesional de Ingeniero de Minas). Puno:. Universidad Nacional del Altiplano, 2009. [fecha de consulta: 15 de julio de 2020]. Disponible en:  
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/4675>.

CONCHA, O. y VALLE, J. Prospección, Exploración y Desarrollo del Pórfido de Cuajone. Trabajo presentado al Primer Congreso Internacional de Prospectares y Exploradores. 1999. [ fecha de consulta: 20 de mayo de 2020]. Disponible en:  
<https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Reg-212.pdf>.

CORBETT, G.J. y LEACH, T.M. Southwest Pacific Rim Gold-Copper Systems: Structure, Alteration, and Mineralization. Society of Economic Geologists. Vol. 6. 1998. DOI: [fecha de consulta: 19 de agosto de 2020]. Disponible en:  
<https://doi.org/10.5382/SP.06>.

COTRADO, R. Efecto Del Parámetro De Fragmentación P80 En La Velocidad De Excavación De Las Palas Electro-Mecánicas En Mina Cuajone. Tesis (Título profesional de Ingeniero de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2017. [fecha de consulta: 20 de setiembre de 2020]. Disponible en:  
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/9014>.

ENAEX. Manual de Tronadura ENAEX. (s.f.). [fecha de consulta: 18 de octubre de 2020]. Disponible en: <https://www.mineriadelibrosycursos.com/2019/03/manual-de-tronadura-enaex-sa.html>.

EXSA. Manual Práctico de Voladura. Lima. (2008). [fecha de consulta: 12 de noviembre de 2020] Disponible en:  
[https://www.academia.edu/23767654/MANUAL\\_PRACTICO\\_DE\\_VOLADURA\\_Edici%C3%B3n\\_especial\\_La\\_L%C3%ADnea\\_m%C3%A1s\\_Completa\\_para\\_Voladura\\_Das\\_Komplette\\_Sprengstoffprogramm\\_The\\_Most\\_Complete\\_Blasting\\_Line](https://www.academia.edu/23767654/MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADURA_Edici%C3%B3n_especial_La_L%C3%ADnea_m%C3%A1s_Completa_para_Voladura_Das_Komplette_Sprengstoffprogramm_The_Most_Complete_Blasting_Line).

HERNANDEZ, R. S. FERNANDEZ. C.F. y BAPTISTA, M.P.L. Método de Investigación. 5ta Edición. Ciudad de México: Mc Graw Hill, 2010. ISBN: 978-607-15-0291-9. [fecha de consulta: 05 de noviembre de 2020] Disponible en:  
<https://www.icmujeres.gob.mx/wpcontent/uploads/2020/05/Sampieri.Met.Inv.pdf>

- GAGLIUFFI, P. E. y HOLGADO V.M. (2018). Caracterización petromineralógica de los yacimientos. INGEMMET, Boletín Serie B: Geología Económica N° 49. 2018. [fecha de consulta: 03 de agosto de 2020]. Disponible en: <https://acortar.link/C1Ww1>.
- HALATCHEV, R. A y KNIGHTS, P. Spatial variability of shovel dig performance. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 2007, Vol. 21, no 4, pp 244–261. [fecha de consulta: 24 de mayo de 2020]. Disponible en: <https://www.tandfonline.com/doi/abs/10.1080/17480930701352933>.
- HEMLEY, J.J Y JONES, W.R. (1964). Chemical Aspects of Hydrothermal alteration with Emphasis on Hydrogen Metasomatism. Economic Geology, 1964, Vol. 59, no4, pp 538-569. DOI: [fecha de consulta: 28 de septiembre de 2020]. Disponible en: <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.59.4.538>.
- ISEE. The Blasters' Handbook 18th Edition. Eds. Stiehr, J.F. Dean, J.L. 2016. [fecha de consulta: 28 de noviembre de 2020]. Disponible en: <https://isee.org/publications/blasters-handbook>.
- LOWNDS, C.M. Prediction of fragmentation based on energy distribution of explosive. En: Annual symposium on explosives and blasting research: 5 a 9 de febrero Nashville, United States, 1995. [fecha de consulta: 11 de noviembre de 2020]. Disponible en: <https://www.osti.gov/biblio/398363>.
- MACHACA J. Determinación de la Fragmentación Utilizando el Sistema Split Online en los Frentes de Minado de las Palas en la Unidad Minera Cuajone de la Empresa Southern Perú Copper Corporation Moquegua. Tesis (Título profesional de Ingeniero de Minas). Moquegua: Universidad Nacional de Moquegua, 2015. [fecha de consulta: 03 de abril de 2020]. Disponible en: <https://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/36?show=full>.
- MACHUCA, P. Efecto De La Cámara De Aire En La Voladura A Tajo Abierto Para Incrementar La Tasa De Excavación (Dig Rate) En El Tajo Tapado Oeste De Minera Yanacocha, Cajamarca 2017. Tesis (Título profesional de Ingeniero de Minas). Cajamarca: Universidad Privada del Norte. 2018. [fecha de consulta: 11 de abril de 2020]. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/13781>.
- MANRIQUE y PLAZOLLEZ. Geología de Cuajone. En: Tercer Congreso Peruano de Geología. Lima, 1974. [fecha de consulta: 08 de abril de 2020]. Disponible en: <https://www.sgp.org.pe/category/bibliovirtual/?modulo=tema16>.
- MEYER, C. y HEMLEY, J. Geochemistry of Hydrothermal Ore Deposits. 1ra Edición. BARNES, H.L. (Ed.) Wall Rock Alteration En pp. 166-235. 1967. [fecha de

consulta: 02 de noviembre de 2020]. Disponible en:  
<https://www.medellin.unal.edu.co/~rrodriguez/geologia/vmaksaev/ALTERACION.pdf>.

MONTIEL, N.E.R. Optimización Del Diseño De Perforación Y Voladura Aplicando Cámara De Aire Con El Explosivo Fortis Extra, Mina Paso Diablo, Carbones Del Zulia S.A, Estado Zulia. Tesis para optar el título de título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Central de Venezuela. Caraca, Venezuela, 2014. [fecha de consulta: 10 de agosto de 2020]. Disponible en:  
[https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/51461/Soto\\_CMC-SD.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/51461/Soto_CMC-SD.pdf?sequence=1&isAllowed=y)

PERCA, L. Influencia De Las Cámaras De Aire En Taladros De Voladura A Cielo Abierto. [en línea] [fecha de consulta 19 de abril de 2020]. Disponible en:  
<http://mineriavoladura.blogspot.com/2014/04/etapas-del-funcionamiento-de-la-camara.html>

QUISPE J. Reducción de Costos en Perforación y Voladura por la Aplicación de Cámaras de Aire en la U.M. Constancia - Hudbay Perú S.A.C. Tesis (Título de profesional de Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2014. [fecha de consulta 11 de julio de 2020]. Disponible en:  
<https://1library.co/document/z3donrmy-reduccion-costos-perforacion-voladura-aplicacion-camaras-constancia-hudbay.html>.

ROSE, A. y BURT, D. Hydrothermal alteration. En: BARNES, H.L. (Ed.). Geochemistry of hydrothermal ore deposits. 2da Ed. New York. 1979. [fecha de consulta 05 de mayo de 2020]. Disponible en:  
<https://www.azgs.arizona.edu/azgeobib/hydrothermal-alteration-barnes-hl-ed-geochemistry-hydrothermal-ore-deposits-2d-ed>.

SÁENZ, Y., CASTAÑEDA, A. y CANCEC, A. Nuevas Técnicas para el Confinamiento del Explosivo en Minas a Tajo Abierto. En: 32 Convención Minera Perú: 20 a 25 de septiembre. Arequipa. 2015. [fecha de consulta 18 de agosto de 2020]. Disponible en: <https://docplayer.es/38932548-Tecnicas-modernas-de-voladuras-controladas-en-mineria-a-cielo-abierto-omar-e-cueva-arauzo-ing-pae-mba-dr-cia-minera-antamina-s-a.html>.

SATCHWELL, P. Geología de la Mina Cuajone. En: Quinto Congreso Peruano de Geología. 1983. [fecha de consulta 21 de julio de 2020]. Disponible en:  
<https://www.sgp.org.pe/category/bibliovirtual/?modulo=tema1>

STEVENSON. Geology and Mineralization, Cuajone Porphyry Copper Deposit, Moquegua, Perú. 1972. [fecha de consulta 11 de julio de 2020]. Disponible en:

- TAMAYO, M.T. El Proceso de la Investigación científica. Editorial Limusa S.A. México. 1997. [fecha de consulta 18 de setiembre de 2020]. Disponible en: <https://www.clea.edu.mx/biblioteca/TamayoMarioElProcesoDeLaInvestigacionCientifica.pdf>
- ZÚÑIGA, Z. Diseño de tronaduras y su impacto en el costo mina de compañía minera cerro negro. Tesis (Título profesional de Ingeniero de Minas). Chile: Universidad de Chile. 2015. [fecha de consulta 10 de noviembre de 2020]. Disponible en: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/137507>.
- VÁSQUEZ, A. “Reducción del factor de potencia en el proceso de voladura mediante la aplicación de cámaras de aire en columna explosiva, en la Compañía Minera Aurífera Santa Rosa S.A., Trujillo, Perú, 2017. [fecha de consulta 19 de diciembre de 2020]. Disponible en: <https://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/10030>.