



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**EXAMEN DE SUFICIENCIA PROFESIONAL**

**“INFLUENCIA DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO  
EXPLOSIVOS EN LAS OPERACIONES DE CARGUIO TRANSPORTE  
Y CHANCADO EN MINERIA”**

**PRESENTADO POR:**

**EDER OSCAR TOBALA MAMANI**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO - PERU**

**2009**



# **"INFLUENCIA DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCAS EMPLEANDO EXPLOSIVOS EN LAS OPERACIONES DE CARGUIO TRANSPORTE Y CHANCADO EN MINERIA"**



### **DEDICATORIA**

El presente trabajo va dedicado “A mis queridos padres Oscar C. Tobala Ramos y Orfilia C. Mamani Quispe que desde pequeño me inculcaron la disciplina de estudiar y luchar por los sueños” por su abnegado sacrificio, oraciones y preocupaciones por mi proyecto de vida.



## AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi sincera gratitud a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano Puno, en particular a los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por transmitirme sus conocimientos teóricos y prácticos y por brindarme una sabia instrucción a lo largo de mi formación completa como profesional del negocio extractivo minero.

A mis compañeros de graduación por el examen de suficiencia profesional llevado a cabo en esta magna y prestigiosa casa de estudios por compartir y facilitar datos muy importantes como aporte para el desarrollo del presente trabajo.



## Resumen

El presente trabajo asignado por la modalidad de suficiencia profesional denominado “Influencia de la Fragmentación de Rocas Empleando Explosivos en las Operaciones de Carguío Transporte y Chancado en Minería”, en el capítulo I se describe la fundamentación teórica, presenta una descripción general de las actividades actuales sobre cómo una buena fragmentación de roca con el uso adecuado del explosivo afecta las operaciones de carga, transporte y chancado, así como analizar ciertos aspectos técnicos del proceso de optimización de voladuras y su impacto en la rentabilidad total de la operación (mina – molienda).

En el capítulo II de acuerdo al esquema se desarrolla la aplicación práctica donde se evalúa el papel que juega una adecuada distribución de malla en el proceso de voladura con el uso de iniciador doble electrónico en los taladros de producción en la fase 6-1A empresa minera SPCC unidad minera Cuajone para ver su desempeño con énfasis en el uso adecuado y optimización de la energía, es decir usar la energía donde es más eficiente (voladura) y conservarla donde es menos eficiente(chancado), para la evaluación de resultados se recurre al uso de herramientas tecnológicas para facilitar el análisis en labores mineras, en la mina Cuajone en la actualidad se usa el sistema Split on line el cual determina la fragmentación de roca automáticamente en tiempo real.

Finalmente se muestra la interpretación de resultados de las evaluaciones arrojadas por el sistema en forma de cuadros y gráficos de los procesos de excavación y carguío donde la pala estuvo minando.



## INDICE

<b>RESUMEN .....</b>	<b>5</b>
<b>CAPÍTULO I.....</b>	<b>9</b>
<b>FUNDAMENTACIÓN TEÓRICA .....</b>	<b>9</b>
<b>MARCO TEÓRICO .....</b>	<b>9</b>
<b>1 PRINCIPIOS DE VOLADURA DE ROCAS.....</b>	<b>9</b>
1.1 MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS.....	9
1.1.1 Claves para el rendimiento de una voladura.....	13
1.1.2 Variables controlables en una voladura.....	13
1.1.3 Variables no controlables en una voladura.....	14
1.1.4 Diseño y ajuste de los parámetros de perforación .....	14
1.1.5 Parámetros de voladura .....	17
1.1.6 Esquema de configuración de tiempos para una voladura .....	19
1.2 EXCAVACIÓN Y CARGUÍO. ....	20
1.2.1 Ciclo de Carguío.....	21
1.2.2 Eficacia de los equipos .....	22
1.3 TRANSPORTE.....	26
1.3.1 Descripción de los equipos de transporte.....	26
1.3.2 Productividad de camiones.....	27
1.3.3 Tiempo de carguío de camiones .....	27
1.3.4 Determinación del tipo de transporte a usar.....	28
1.3.5 Tiempo de espera para la carga y descarga.....	28
1.3.6 Posicionamiento en el punto de carga.....	29
1.3.7 Cálculo de la flota para equipos de acarreo. ....	29
1.4 CHANCADO .....	30
1.4.1 Consumo de energía en el chancado .....	30
1.4.2 Tamaño de trituración o chancado y elección de equipos .....	31
1.4.3 Tamaño del mineral chancado.....	31
1.4.4 Tipos de plantas.....	31
1.4.5 Seguridad en plantas de chancado .....	31
1.5 EL MODELO KUZ-RAM.....	32



1.6 P80 .....	33
<b>CAPITULO II .....</b>	<b>34</b>
<b>2 APLICACIÓN PRÁCTICA.....</b>	<b>34</b>
2.1 INFORMACIÓN ESENCIAL RELATIVA A LA MINA .....	34
2.1.1 Localización Geográfica de la Mina Cuajone.....	34
2.1.2 Accesos.....	35
2.1.3 Clima.....	35
2.1.4 Geomorfología y relieve .....	35
2.2 GEOLOGÍA DE LA MINA CUAJONE.....	36
2.2.1 Geología local.....	36
2.2.2 Geología estructural mina Cuajone.....	37
2.2.3 Mineralización .....	38
2.3 MÉTODO DE MINADO .....	39
2.3.1 Ciclo de minado .....	40
2.4 CARGUIO.....	44
2.5 TRANSPORTE O ACARREO .....	44
2.6 INFLUENCIA DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS USANDO DOBLE INICIADOR ELECTRÓNICO 47	
2.6.1 Descripción de datos recopilados.....	47
2.6.2 Herramientas y Materiales .....	47
2.6.3 Costo de Perforación (CP) .....	48
2.6.4 Costos de Voladura (CV).....	49
2.6.5 Tiempo de Carguío de la Pala .....	51
2.6.6 Factor de Carga de Volquete.....	51
2.7 EVALUACIÓN DE FRAGMENTACIÓN CON EL SISTEMA SPLIT ONLINE.....	52
2.8 ANÁLISIS DE DATOS P80 Vs VELOCIDAD DE EXCAVACIÓN .....	54
2.8.1 P-80 Vs Factor de Carguío.....	55
<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>56</b>
<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>57</b>
<b>BIBLIOGRAFIA .....</b>	<b>58</b>
<b>ANEXOS.....</b>	<b>60</b>



**ANEXO 1** ..... **60**





## CAPÍTULO I

### Fundamentación Teórica

#### Marco Teórico

#### 1 Principios de Voladura de Rocas

Los explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades diferenciadoras que los caracterizan y que se aprovechan para la correcta selección, atendiendo al tipo de voladura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo. Las propiedades de cada grupo de explosivos permiten además predecir cuáles serán los resultados de fragmentación, desplazamiento y vibraciones más probables (Jimeno, Jimeno, Llera, & Urbina, 1987, pág. 107).

##### 1.1 Mecanismo de Fragmentación de Rocas

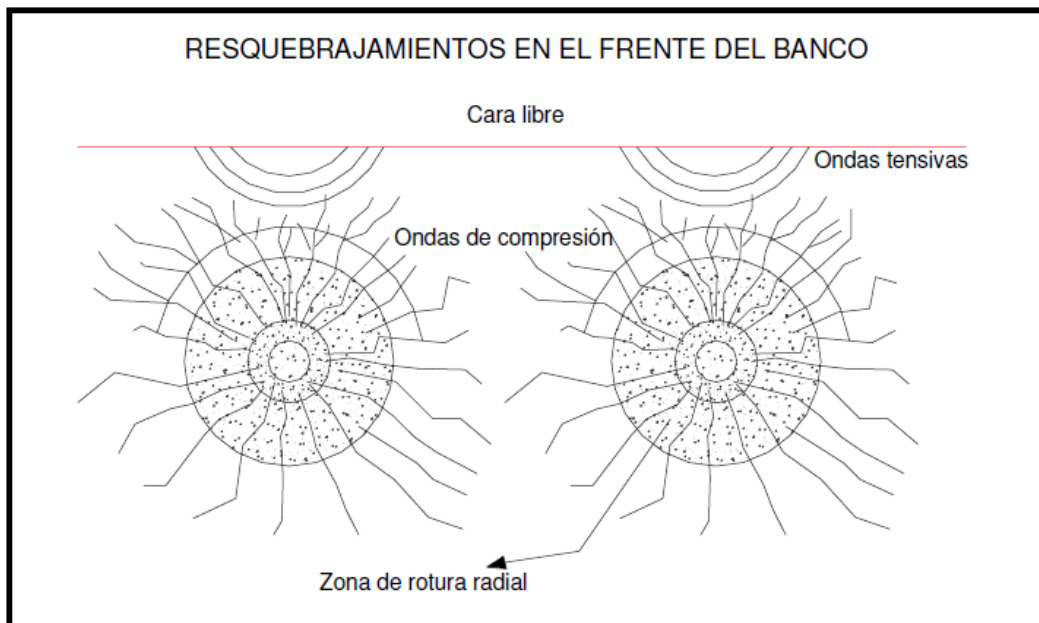
“La acción de un explosivo y la subsiguiente respuesta de la masa rocosa circundante implican tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros componentes en un mecanismo de interacción rápido y complejo conocido como fragmentación de roca por voladura” (Exsa, 2008, pág. 114)

La detonación de los explosivos puede dividirse en dos fases:

La primera fase, manifestada por la presencia de ondas de detonación de mayor o menor velocidad, es una propiedad ampliamente representativa de la capacidad de fragmentación de los explosivos. La segunda fase está representada por la formación de una gran cantidad de gas a alta temperatura. La resistencia a la tracción de la roca es de 10 a 100 veces inferior a su resistencia a la compresión. Por lo tanto, es más fácil producir su ruptura por tracción. Con este razonamiento, se puede decir que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013, pág. 38).

## Figura 1

### *Mecánica de fragmentación de rocas*



### *Transmisión de Ondas de Choque*

La velocidad a la que la onda de choque atraviesa el explosivo y la rapidez con la que lo hace se denomina velocidad de detonación.

Evaluaciones efectuadas por (Hagan, 1977) “han puesto de manifiesto que solamente un 15% de la energía total generada en la voladura es aprovechada como trabajo útil en los mecanismos de fragmentación y desplazamiento de la roca”.

Por otro lado

Los investigadores generaron un modelo teórico de la distribución de la energía basado en pruebas con rocas cúbicas sumergidas en un charco de agua, y descubrieron que aproximadamente el 53% de la energía del explosivo estaba asociada a la onda de choque. La “Onda de Choque” se desplaza a velocidades entre 1 500 y 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación (Rascheef, N; Goemans, P, 1977, p. Oct-dec).

$$VOD = S + W \quad \text{Ecuación: 1.1}$$

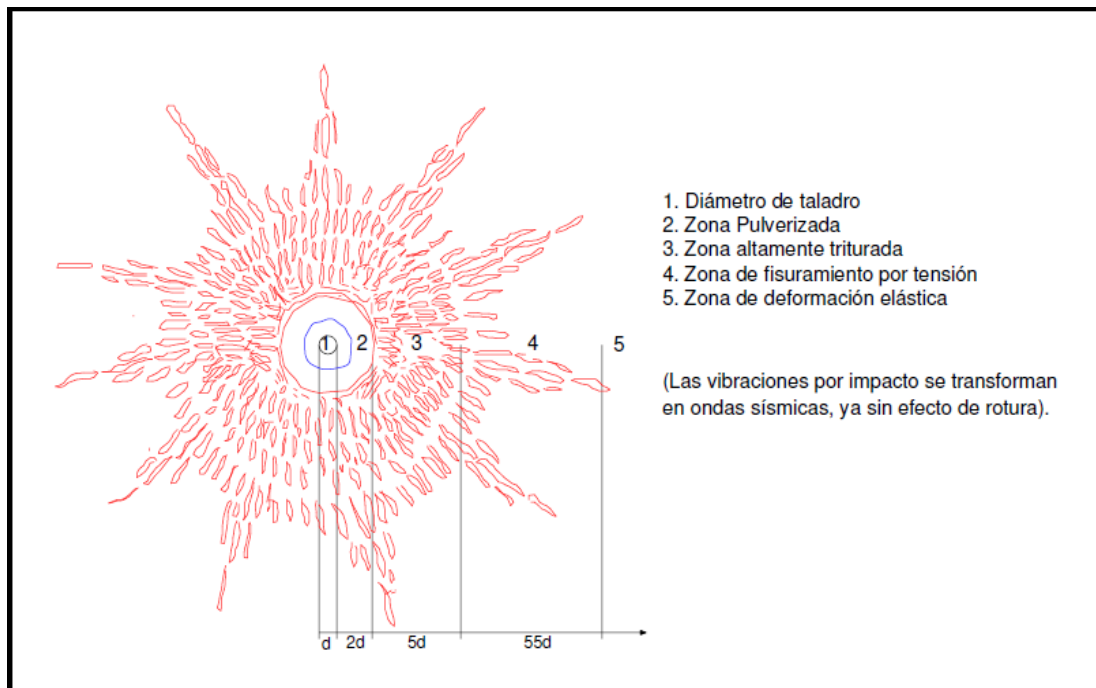
Dónde:

VOD : Velocidad de detonación.

S : Velocidad del sonido.

## Figura 2

### *Distribución de la Energía de Explosión*



### *Clasificación de Explosivos*

“Una explosión es un fenómeno natural que se produce como resultado de una liberación repentina de energía de una fuente generadora. A continuación, se presentan las clasificaciones de los explosivos” (Exsa, 2008, p. 19)

- Mecánicos: Cardox, hidrox, airdox, oxígeno líquido, etc
- Químicos: Bajos explosivos, altos explosivos y agentes de voladura.
- Nucleares: En base a minerales radioactivos, pueden ser de fisión y fusión.

**Figura 3**

*Taxonomía de los Explosivos*



***Velocidad de detonación***

“La velocidad de detonación (VOD) de un explosivo es la velocidad a la que la zona de reacción (detonación) se propaga a través del explosivo a lo largo de una columna de explosivo. Las velocidades oscilan entre unos 1.500 m/s y más de 7.100 m/s” (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013, p. 58).

***Presión de explosión y presión de detonación.***

***Presión de detonación.***

“Es una medida de la capacidad de un explosivo para fragmentar la roca, indicada por la presión inmediatamente posterior al frente de detonación” (Camac Torres, Alfredo, 2005).

- 
$$Pd = \frac{p \cdot VOD^2}{4} * 10^{-5} \quad \text{Ecuación: 1.2}$$



Dónde:

Pd: Presión de detonación. (Kbars)

P: Densidad inicial del explosivo (g/cm<sup>3</sup>)

VOD: Velocidad de detonación (m/s)

### ***Presión de explosión.***

“Es la presión de los gases producidos por la detonación, cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del explosivo antes de cualquier expansión” (Exsa, 2008, p. 12)

$$P_g = \frac{pd}{2} = \frac{p * VOD^2}{8} * 10^{-5} \quad \text{Ecuación: 1.3}$$

Dónde:

Pg: Presión de gases (Kbars)

#### ***1.1.1 Claves para el rendimiento de una voladura***

- Distribución de la energía
- Confinamiento de la energía
- Nivel de energía explosiva

#### ***1.1.2 Variables controlables en una voladura***

##### ***Parámetros del explosivo.***



- Densidad
- Velocidad de detonación
- Transmisión o simpatía
- resistencia al agua
- energía del explosivo en cal/gr
- sensibilidad a la iniciación
- volumen normal de gases
- presión de taladro
- categoría de humos, etc.

### ***1.1.3 Variables no controlables en una voladura***

#### ***Propiedades Físicas***

- Dureza
- Tenacidad
- Densidad
- Textura
- Porosidad
- Variabilidad
- Grado de saturación

### ***1.1.4 Diseño y ajuste de los parámetros de perforación***

#### ***Burden***

“Es la variable más importante y crítica en el diseño de malla de toda voladura y es la distancia medida perpendicularmente desde el centro del taladro cargado con mezcla explosiva a la cara libre” (UTP, s.f.). En el Anexo 1, tenemos a bien presentar algunos modelos matemáticos para hallar el cálculo del burden.

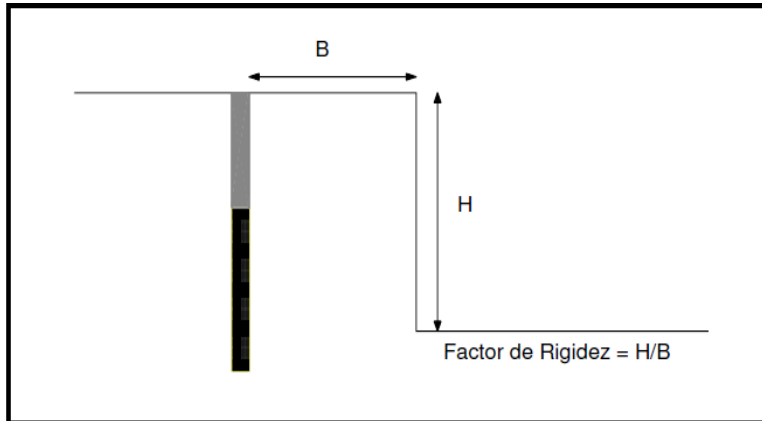
*Factor de rigidez del burden.*

Podemos calcular utilizando la siguiente ecuación matemática, altura sobre burden.

$$FR = \frac{H}{B} \quad \text{Ecuación: 1.4}$$

**Figura 4**

*Factor de rigidez*

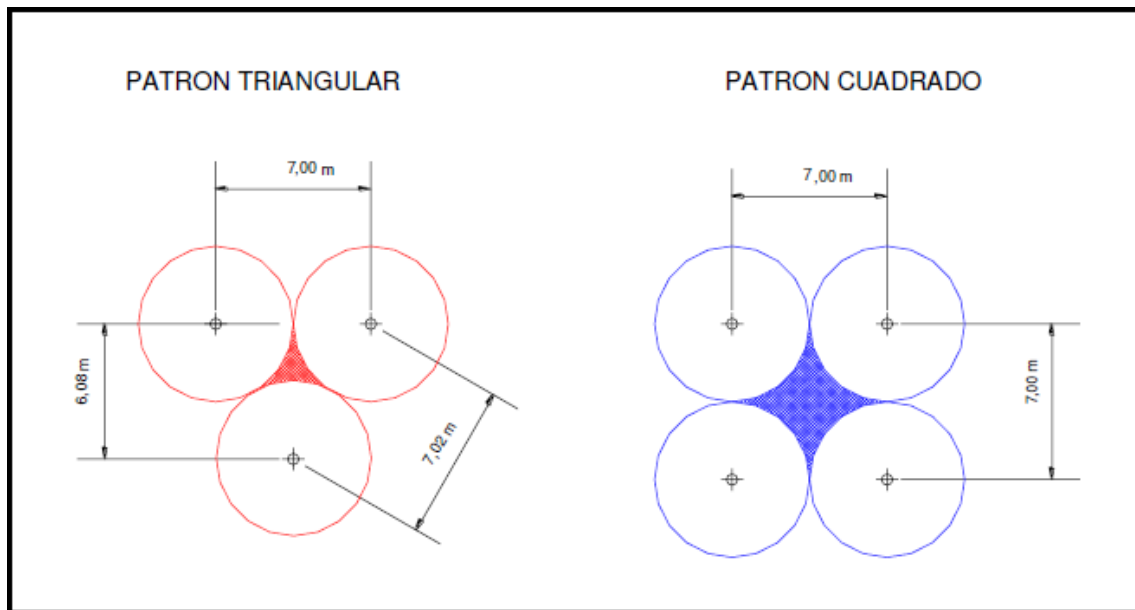


*Espaciamiento*

“Se define como la distancia entre taladros de una misma fila perpendiculares al burden activados con uno o diferentes retardos” (UTP, s.f.)

**Figura 5**

*Patrón Triangular y Cuadrangular de Burden y Espaciamiento*



***Sobre perforación.***

Es la profundidad del agujero perforado por debajo del suelo. Cuando se obtienen suelos irregulares, es necesario reducir el burden.

***Altura de banco y profundidad de taladros.***

Se establece a partir de las características de los equipos de Perforación, Voladura, Carguío y Transporte incluyendo para esto la caracterización del macizo rocoso que será fundamental para el talud del banco, las alturas de bancos varían y cada altura tendrá sus ventajas y desventajas para el diseño final del Pit (Marcialminas, 2008)

$$H = 10 + 0.57(C - 6) \quad \text{Ecuación: 1.5}$$

Dónde:

C: Capacidad del lampón de la excavadora.

***Malla de perforación y voladura.***

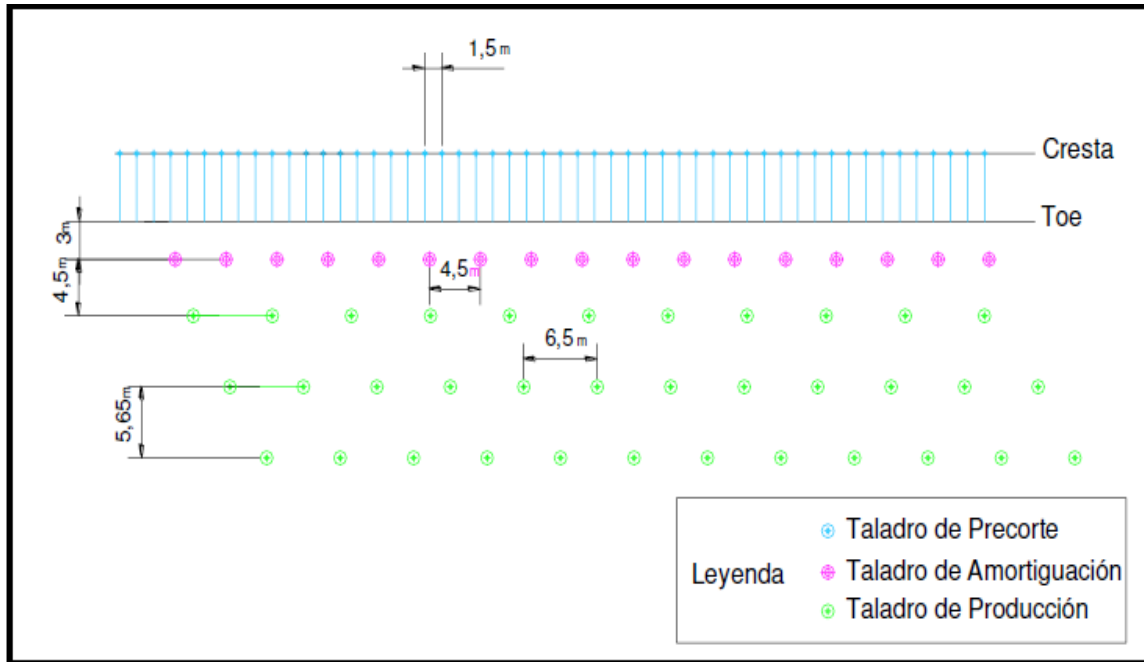
“Es el método por el que se distribuyen los taladros de una voladura, teniendo en cuenta la relación básica burden-espaciamiento y su relación directa con la profundidad de



los agujeros. Las mallas pueden tener forma cuadrada, rectangular o triangular” (Ames Lara, V. A, 2008)

**Figura 6**

*Configuración de Malla de Taladros*



### 1.1.5 Parámetros de voladura

*M<sup>3</sup> banco por taladro.*

$$\frac{Bcms}{tal} = B * S * H = \frac{m^3}{tal} \quad \text{Ecuación: 1.6}$$

Donde:

B = Burden (m)

E = Espaciamiento (m)

H = Altura de banco (m)

*Volumen del explosivo.*

$$VE = D * Ce = m^3 \quad \text{Ecuación: 1.7}$$



Donde:

VE: Volumen de explosivo (m<sup>3</sup>)

D: diámetro del taladro (m)

Ce: Longitud de la columna explosiva o suma de las cargas segmentadas (m).

### ***Volumen Disparado.***

$$Vd = Bcms * (1 + F.E) \quad \text{Ecuación: 1.8}$$

Dónde:

Vd : Volumen disparado (m<sup>3</sup>)

FE : Factor de esponjamiento

### ***Factor de carga.***

Es la cantidad de explosivo utilizado para fragmentar un metro. Para el cálculo de la malla de perforación se considerará un factor de potencia de la carga en fondo Sf=1. Burden, Espaciamiento, Diámetro del taladro, Altura de carga, etc.

$$FC = \frac{PE}{Bcms} \quad \text{Ecuación: 1.9}$$

Dónde:

FC = Factor de carga (Kg/m<sup>3</sup>)

PE = Peso total del explosivo (Kg)

### ***Distribución de la energía explosiva en el taladro.***

Para conseguir una fragmentación adecuada en una voladura, entre otros factores de diseño, es necesaria una distribución suficiente de la carga en la columna de perforación; este parámetro específica que a mayor porcentaje de distribución de la energía, se consigue una mayor fragmentación.

$$DE(tal)\% = 1 - \left(\frac{T}{H}\right) \quad \text{Ecuación: 1.10}$$

### ***Proyección de rocas (Fly rock)***

son fragmentos de roca que estallan violentamente en el aire tras una explosión provocada por los gases que libera el explosivo al detonar.

#### ***Velocidad (PPV).***

Es la velocidad de paso de onda a través de la masa rocosa, es bastante variable, se mide en mm/s ó pulg/seg.

$$PPV = K \left( \frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.5} \quad \text{Ecuación: 1.11}$$

Dónde:

K: Constante relacionada a las propiedades de la roca

K: 500 en roca suave

K: 2500 en roca media.

K: 5000 en roca dura.

D: Distancia de la voladura al punto de interés (m)

Q: Peso máximo de carga por periodo de retardo.

### ***1.1.6 Esquema de configuración de tiempos para una voladura***

Las secuencias que sirven para controlar los niveles de vibración, los mecanismos de rotura de la roca, la dirección, el perfil del material, la sobre excavación y el desplazamiento que puede dirigirse en distintas direcciones en función del objetivo deseado vienen determinadas por el diseño de los retardos, tanto en superficie como en el interior del pozo (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013).

**Tabla 1**

*Tiempos en Función al Burden y Tipo de Roca*

Tipo de Roca	Burden de Alivio Milisegundos/Metro (ms/m)
Roca suave	20
Roca media	15
Roca dura	10

- Cálculo del retardo en superficie: (RS):

$$RS = B * TR \quad \text{Ecuación: 1.13}$$

- Cálculo del retardo de interior: (RI):

$$RI = 5 * RS \quad \text{Ecuación: 1.14}$$

## 1.2 Excavación y Carguío.

Las acciones que definen la operación principal en una mina son la carga y el acarreo. Se encargan de mover el mineral o los estériles que se han fragmentado durante el de proceso de explosión.

En las explotaciones mineras, es crucial un diseño eficiente en el que la operación de carga funcione de forma integrada con los camiones, que en la mayoría de las aplicaciones son un elemento de alto coste en el sistema global de carga y acarreo.

Los equipos de carga se clasifican de la siguiente manera Unidades de carga independientes Cargadores frontales, retroexcavadoras y palas cargadoras (Jesus Gomes de la Heras; Carlos Lopez Jimeno; Emilio Lopez Jimeno; Jose M. Toledo santos., 1991).

En minería superficial el carguío ha evolucionado de palas a vapor a palas Diesel, de palas Diesel a palas Eléctricas y luego a Electrohidráulicas de mayor capacidad de 30 a 40 yd

llegando para el Stripping (desbroce) a palas de 180 yd', el equipo del stripping debe tener mayores capacidades por que el material tiene una densidad inferior a la del mineral. y del mismo modo se usan excavadoras (dragas) para terrenos suaves.

Después de realizarse el disparo en el banco, el siguiente paso es cargar el material a los volquetes y transportarlo a su destino según el caso. El destino puede tener varios puntos tales como:

- Planta de tratamiento
- Pads de lixiviación
- Botaderos
- Zonas de Stocks para futuro.

### ***1.2.1 Ciclo de Carguío.***

Los equipos de carga, incluidas las palas y retroexcavadoras, están formados por la pluma, el brazo y la cuchara, articulados entre sí y accionados por cilindros hidráulicos en el caso de las palas hidráulicas y por palas de cable con diferentes dispositivos.

### **Figura 7**

#### *Carguío con Palas de Cable*



**Nota.** La figura nos Muestra el Tipo de material, Alcance del equipo, Profundidad de excavación, Longitud de paso en el fondo de la excavación, Altura de carga, Capacidad de la cuchara.

**1.2.1.1 Cálculo de la duración del ciclo de carguío.** El ciclo de carguío consta de cuatro partes:

- Carga de cucharón
- Oscilación con carga
- Descarga del cucharón
- Oscilación sin carga

### Figura 8

*Carguío con retro excavadora*



*Fuente:* [www.maquinariaspesadas.org](http://www.maquinariaspesadas.org)

### 1.2.2 Eficacia de los equipos

La carga y el transporte de mineral y estériles son actividades diarias, permanentes y vitales en la minería a cielo abierto para la consecución de los objetivos operativos;



son la clave para garantizar la continuidad del proceso de beneficio del mineral, por lo que deben ser realizadas por cargadores y camiones de gran capacidad que garanticen una alta eficiencia y productividad (Aguilar Vega, 2018).

La productividad de la máquina y los gastos de propiedad y funcionamiento de la misma suelen calcularse por horas. A continuación, se muestra una expresión para el rendimiento óptimo de la maquinaria:

$$\text{Mínimo costo por tonelada} = \frac{\text{Mínimo costo horario posible}}{\text{Máxima productividad horaria flexible}}$$

El ritmo horario al que se transporta el material se denomina rendimiento. El rendimiento puede expresarse de varias maneras:

#### ***Métricas***

- Metros cúbicos en banco
- Metros cúbicos sueltos
- Metros cúbicos compactados
- Toneladas métricas

#### ***Inglesas***

- Yardas cúbicas en banco
- Yardas cúbicas sueltas
- Yardas cúbicas compactadas
- Toneladas cortas

La producción en la mayoría de actividades de movimiento de material y otros está dada por la siguiente expresión matemática. Carga de material dividido entre cada ciclo por número de ciclos dividido por la hora transcurrida.

$$\text{Producción} = \frac{\text{Carga}}{\text{Ciclo}} \times \frac{\text{Ciclos}}{\text{Hora}}$$



Puede determinarse la carga.

- Pesando el material.
- Estimando la carga mediante la capacidad del equipo.
- Mediante el volumen dividido por el número de viajes.

**1.2.2.1 Determinación del volumen.** El estado del material a lo largo del proceso de movimiento de la tierra determina su volumen. Las tres medidas del volumen son:

**BCY:** "Bank Cubic Yards". Tal como se presenta en su estado en banco.

**LCY:** "Loose Cubic Yards". Material que ha sido removido y ha sufrido esponjamiento.

**CCY:** "Compacted Cubic Yards". Material que ha sido compactado resultando más densa.

A fin de estimar la producción, se deben conocer las relaciones entre las medidas en banco, sueltas y compactadas.

Para calcular

- el factor de esponjamiento de un material (Factor de carga)

$$FC = \frac{100}{100 + \% \text{ de esponjamiento}}$$

- Peso de yarda cúbica suelta de material

$$\rho_s \text{ yd}^3 = \text{Factor de esponjamiento} \times \text{peso por yd}^3 \text{ en banco}$$

- Peso de una yarda cúbica en banco de un material

$$\rho_b \text{ yd}^3 = \frac{\text{Peso suelto} \times \text{yd}^3}{\text{Factor de esponjamiento}}$$

- 1 + factor de esponjamiento

$$1 + Fe = \frac{\text{Volumen suelto}}{\text{Volumen en banco}}$$



Existen tablas de estimación de la producción que proporcionan el rendimiento teórico del movimiento de tierras de una pala, una excavadora y un cargador frontal en m<sup>3</sup>/hora. Las cifras de la tabla se basan en 60 minutos de trabajo cada hora, lo que supone un rendimiento del 100%, que nunca se alcanza en la práctica. Por lo cual se debe aplicar el factor de eficiencia en el trabajo (CATERPILLAR, 2012).

### Figura 9

#### *Factor de Eficiencia de Trabajo de Palas*

Horas Trabajadas (trab/hr)	Porcentaje de Eficacia
60 minutos	100%
55 minutos	91%
50 minutos	83%
45 minutos	75%
40 minutos	67%

*Fuente:* Caterpillar Performance handbook

**1.2.2.2 Factor de carga.** En casi todas las actividades de movimiento de tierra en minería superficial, los requisitos se dan en términos de yardas cúbicas en banco o “in situ”. El peso “in situ” del material se da en términos de gravedad específica - libra por pie cúbico o libras por yarda cúbica.

Cuando el material “in situ” es disparado este se fragmenta en trozos de tamaños diferentes que se presentan sueltos unos de otros. Este reordenamiento crea espacios vacíos que añaden volumen a su masa y por lo tanto reducen el peso de un determinado volumen. Este cambio en las yardas en banco

### 1.3 Transporte.

Para transportar el material excavado desde el tajo hasta los lugares de acopio especificados en el plan se utilizan equipos de transporte. Éstos pueden tener un recorrido fijo, como los trenes, que requieren la instalación de vías férreas, o desplazarse libremente por cualquier carretera, como los camiones.

También es posible una combinación de ambos diseños.

**Tabla 2**

*Clasificación de los Principales Modos de Transporte Minero*

	Sin Camino Fijo	Con Camino Fijo
	- Camión	- Tren
Unidad Discreta	- Camión de bajo Perfil	- Skip
	- Camión articulado	- Tranvía
	- Transporte de solidos	
Flujo Continuo	- Cinta transportadora	

#### *1.3.1 Descripción de los equipos de transporte.*

- El camión es el medio de transporte más popular en la minería a cielo abierto.
- Tanto la minería a cielo abierto como la subterránea utilizan camiones convencionales.
- Los camiones convencionales pueden manejar tonelajes mínimos por ciclo (hasta 40 toneladas).
- Los camiones todoterreno (a veces conocidos como camiones mineros) están especialmente pensados para manejar cargas más pesadas.
- Pueden transportar más de 350 toneladas de material por ciclo, lo que supone un coste de explotación barato.

## Figura 10

### Camiones Utilizados para Acarreo de Mineral



#### 1.3.2 Productividad de camiones

$$\text{Productividad} \left( \frac{TM}{hr} \right) = \frac{(60 * rv * Cv)}{Tc}$$

$$\text{Productividad} \left( \frac{m^3}{hr} \right) = \frac{(60 * rv * Cv)}{(Tc * dens.* \% esponjamiento)}$$

- Capacidad tolva = Cv
- Retrasos variables = Rv
- Ciclo transporte = Ct
- densidad

#### 1.3.3 Tiempo de carguío de camiones

$$= \# \text{ pases} \frac{(Cv)}{(Cc * Fll * \% esponjamiento * densidad * Tc \text{ pala})}$$

$$\text{Tiempo de carga} = \text{pase} * Tc \text{ pala}$$

- capacidad tolva = Cv
- capacidad cuchara = Cc
- Factor de llenado = Fll

$$- \text{ ciclo} = T_c$$

### 1.3.4 Determinación del tipo de transporte a usar

Los siguientes factores determinan la selección de la flota de carga y transporte:

- Capacidad de carga
- Velocidad
- Índices de eficiencia del equipo (ciclo)
- Inclinación de la ruta de transporte
- Coeficiente de rodadura de la ruta de transporte
- Tiempo de espera para la carga.
- Interferencias causadas por un exceso de camiones en la ruta.

### 1.3.5 Tiempo de espera para la carga y descarga.

Los tiempos de espera durante la carga y descarga son problemas operativos que hay que resolver, ya que generan costes, la solución es utilizar algoritmos (software) para optimizar estos tiempos hasta el límite más corto permisible.

**Tabla 3**

*Tiempo de Giro, Colocación y Descarga*

Condiciones de Operación	Tiempo Según Tipo de Descarga (min)		
	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.3	1.0	0.7
Promedio	0.6	1.3	1.0
Desfavorables	1.5	1.5 – 2.0	1.5

### ***1.3.6 Posicionamiento en el punto de carga.***

“Estos periodos vienen determinados por el modo de transporte y las circunstancias de trabajo, un mal posicionamiento del camión en el punto de carga es una práctica que puede provocar importantes pérdidas de tiempo de funcionamiento” (CATERPILLAR, 2012).

**Tabla 4**

*Tiempo para Descarga Según Condición de Operación*

Condiciones de Operación	Tiempo Según Tipo de Descarga (min)		
	Inferior	Trasera	Lateral
Favorables	0.15	0.15	0.15
Promedio	0.50	0.30	0.50
Desfavorables	1.00	0.50	1.00

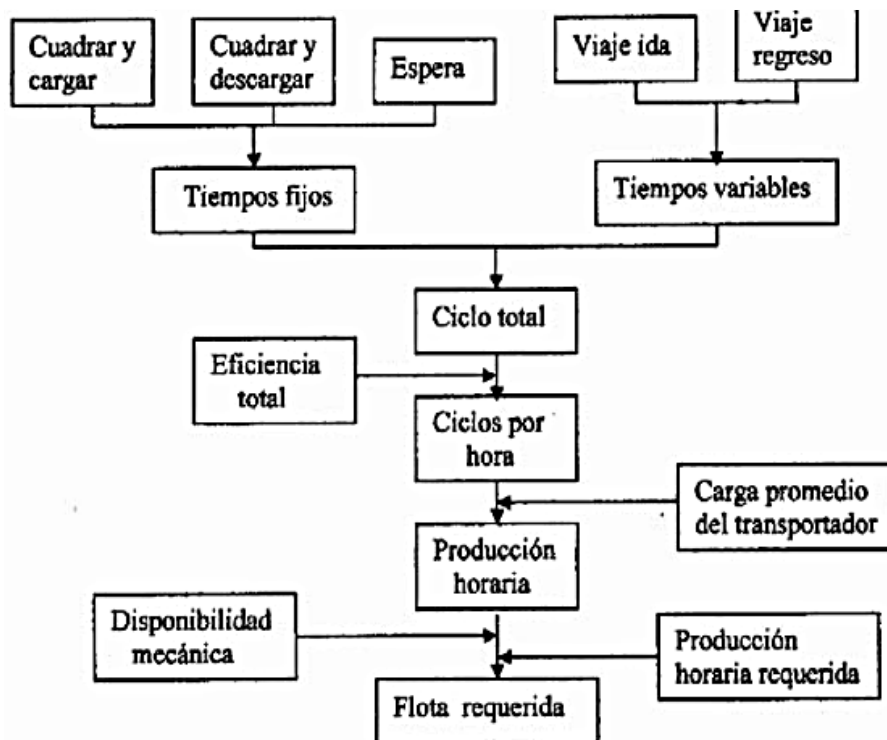
### ***1.3.7 Cálculo de la flota para equipos de acarreo.***

La técnica para dimensionar los equipos de transporte o acarreo consta de dos componentes vitales.

- Determinar el ciclo de acarreo.
- En función de la producción deseada y del factor de coincidencia, determine el número de unidades de transporte necesarias.

**Figura 11**

*Ciclos de Operación y Parámetros a Tener en Cuenta en la Flota de Transporte*



#### 1.4 Chancado

La reducción del tamaño de los fragmentos de roca mineralizada hasta un diámetro igual o menor a 1/2 pulgadas es el principal objetivo del proceso de trituración. Esta operación es necesaria para que el material pueda procesarse en las fases posteriores del proceso de molienda. Para ello, una enorme maquinaria eléctrica conocida como "trituradoras" en realidad "demuele" las rocas hasta que alcanzan el tamaño adecuado. Por supuesto, no es tan sencillo triturar y alcanzar el tamaño deseado. Para lograr la media pulgada, el material extraído se tritura tres veces:

##### 1.4.1 Consumo de energía en el chancado

Los requerimientos energéticos de chancado, como los de todo proceso de conminución, tienen una influencia económica considerable en el desarrollo de cualquier proyecto hidrometalúrgico. La fuerza necesaria para romper muestras de roca utilizando una



máquina de impacto (kilopondio-m/cm) es una forma empírica de calcular la cantidad de energía necesaria para la trituración. Con base en esta fuerza, se calcula la tasa de trabajo  $W_i$ , que da la cantidad de kilovatios/t necesarios para triturar desde un tamaño de alimentación promedio (el tamaño de partícula del material inicial) hasta un tamaño de producto promedio (tamaño de partícula del producto).

#### ***1.4.2 Tamaño de trituración o chancado y elección de equipos***

El proceso de trituración se divide en 2 etapas, cada una de las cuales requiere equipos especializados para obtener el tamaño de partícula deseado: Trituración, ya sea primaria o secundaria. La trituración fina se refiere a las etapas de trituración secundaria, terciaria y cuaternaria.

#### ***1.4.3 Tamaño del mineral chancado***

En general, se aconseja no ir más allá de las limitaciones de trituración (relación de disminución máxima), sino examinar los valores promedios sugeridos por las especificaciones o manual de fabricante de equipos. Normalmente los minerales se trituran a tamaños que oscilan entre 100 y 250 mm para la lixiviación en pilas, entre 50 y 1 mm para la lixiviación en tanques y menos de 1 mm para la lixiviación dinámica.

#### ***1.4.4 Tipos de plantas***

- Planta fija o estacionaria
- Planta semifija o semiestacionaria
- Planta semi -móvil o semiportátil
- Planta móvil o portátil

#### ***1.4.5 Seguridad en plantas de chancado***

Llevar gafas protectoras en todo momento, especialmente cuando la trituradora esté en funcionamiento, ya que hay material en suspensión que puede entrar en los ojos. Cuando trabaje cerca de trituradoras, manténgase siempre detrás de las barreras de seguridad o lleve

un cinturón de seguridad. No se agarre nunca a un elemento o equipo en movimiento, especialmente una cinta transportadora, que puede atrapar dedos, manos o brazos debido a su velocidad.

### 1.5 El Modelo KUZ-RAM.

La curva de distribución de tamaño de grano de Rosin y Rammler fue utilizada como base para el desarrollo de este modelo por Cunningham Claude en 1983 por AECI en Sudáfrica, según el Instituto Geológico y Minero de España (1987), Holmberg (2005) y Hustrulid (1999). Este modelo fue creado en base a una ecuación empírica desarrollada por (Kuznetsov, 1973).

Cunningham Claude modificó y propuso las siguientes ecuaciones:

$$\bar{X} = A * \left( \frac{V_o}{Q_e} \right)^{0.8} * Q_e^{1/6} * \left( \frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (Ec. 1)$$

$$\bar{X} = A(K)^{-0.8} Q_e^{1/6} \left( \frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (Ec. 2)$$

**Donde:**

X50 = Tamaño medio de los fragmentos de Voladura. (cm)

A = Factor de roca.

Vo = Volumen de roca fragmentada por taladro (m<sup>3</sup>)

Q = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por taladro

Qe = Kilos de explosivo por taladro.

Potencia relativa en peso denominada S = Anfo, El índice de volatilidad, presentado por primera vez por Ather Lilly en 1986 y modificado por Cunningham C. en 1987 para esta aplicación, es otra forma de cuantificar con mayor precisión la selección de "A". Cunningham





C. afirma que en tipos de rocas extremadamente débiles  $A=8$  y el límite más alto es  $A=12$ .

Como se muestra a continuación, la ecuación es:

$$A = 0.06 * (RMD + JF + RDI + HF) \quad (Ec. 3)$$

**Donde:**

RMR : Descriptor de la masa Rocosa.

JPS : Espaciamiento de las diaclasas verticales.

JPA : Angulo del plano de la diaclasa.

RDI : Influencia de la densidad.

HF : Factor de dureza.

Según Hustrulid “dicho modelo toma los Índices de la Fragmentación de (Ather Lily, 1986) y de la Escala de dureza de Mohs (Roberts, 1977). Para proponer el Índice de Factor A” (Hustrulid, 1999).

## 1.6 P80

La fragmentación P80 representa la distribución de tamaño de fragmentos más pequeños que los valores X de fragmentos que representan el 80% de la cantidad total de material (Pasante 80). Usando un software de procesamiento de imágenes digitales, se calcula este valor. P80 tiene una mayor asociación con los parámetros de carga que otras métricas como P20 y P50 que también representan la distribución de tamaño (Brunton, Thornton, Hodson, & y Sprott, 2003).

## CAPITULO II

### 2 Aplicación Práctica

#### 2.1 Información esencial relativa a la Mina

##### 2.1.1 Localización Geográfica de la Mina Cuajone

Entre los 3.150 y 3.500 metros sobre el nivel del mar, en el flanco occidental de la Cordillera de los Andes peruanos, es donde se ubica el yacimiento Cuajone en el sur del Perú. Entre los 3.150 y 3.500 metros sobre el nivel del mar, en el flanco occidental de la Cordillera de los Andes peruanos, es donde se ubica el yacimiento Cuajone en el sur del Perú (Concha & Valle, 1999).

A unos 42 kilómetros al norte de la ciudad de Moquegua se encuentra esta locación.

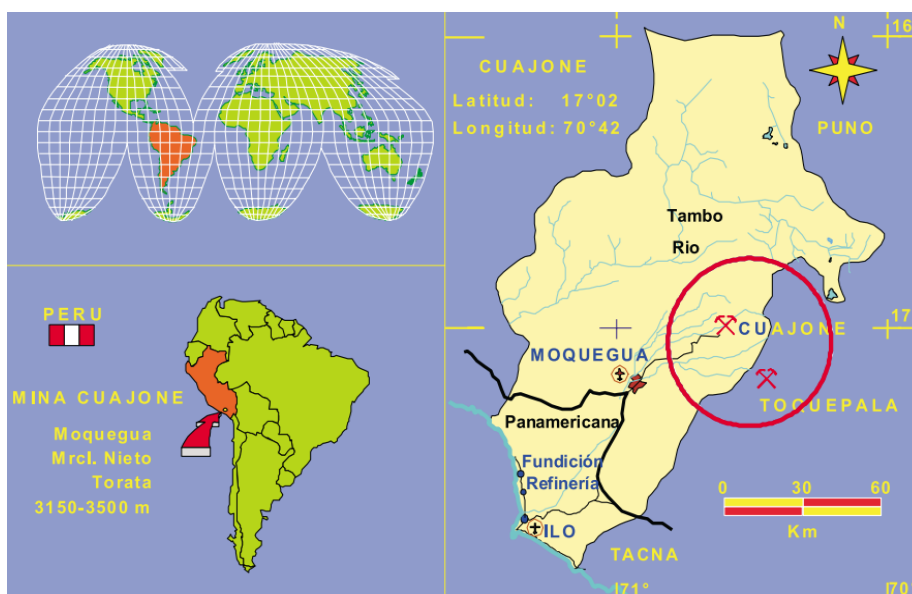
Coordenadas UTM para referenciación y localización de mina en sistema WGS84.

317, 685 E – 8 117, 350 N

319, 515 E – 8 115, 815 N

#### Figura 12

*Localización de la Unidad Minera de Cuajone*



*Fuente:* Superintendencia de Geología SPCC, 2008.

### 2.1.2 Accesos

Debido al pequeño aeropuerto de Moquegua y a la falta de vuelos comerciales, es factible viajar de Lima a Arequipa o Tacna antes de continuar a Moquegua.

He aquí cómo llegar a la Mina de Cuajone por tierra:

**Tabla 5**

*Distancias e Itinerarios de Acceso*

Ruta	Distancia	Tiempo	Vía
Moquegua – Samegua	5 km	5 min.	Terrestre
Samegua – Torata	20 km	20 min.	Terrestre
Torata – Cuajone	15 km	20 min.	Terrestre

*Fuente:* Elaboración propia

### 2.1.3 Clima y Temperatura

Las circunstancias climáticas son variables con la altura, y van de templadas a extremadamente frías. El clima en la región Moquegua es agradable todo el año. La temperatura desciende constantemente en la zona media y alta, con mañanas y tardes muy frías y temperaturas que descienden por debajo de 0° en la noche.

### 2.1.4 Geomorfología y relieve

El yacimiento minero de Cuajone está situado en la cordillera occidental de los Andes. Llanuras, colinas y montañas dominan el paisaje, que se caracteriza por fondos de valles aluviales.

Esta zona se encuentra dentro de la subcuenca Ilo-Moquegua y limita al norte con la cuenca del río Tambo de la subcuenca del río Vizcachas; y al este y sur con la cuenca del río Locumba, formada por una serie de quebradas cortas y medianas donde las aguas temporales drenan hacia el océano pacífico.

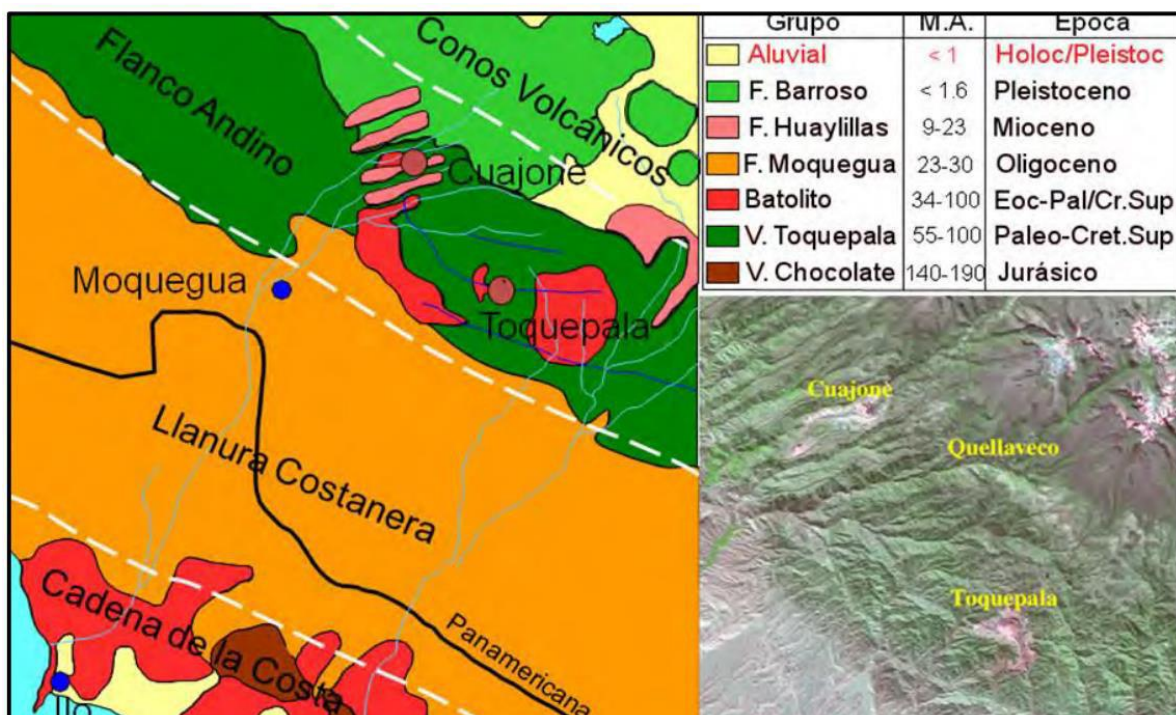
## 2.2 Geología de la Mina Cuajone

En la zona minera de Cuajone es posible distinguir topográficamente montañas y llanuras costeras, la vertiente de los andes y la zona volcánica más importante del sur que abarca hasta el norte de Chile.

son lugares característicos ubicados al margen sur-noreste del depósito.

### Figura 13

*Ubicación Unidad Minera Cuajone*



Fuente: Superintendencia de Geología SPCC, 2008.

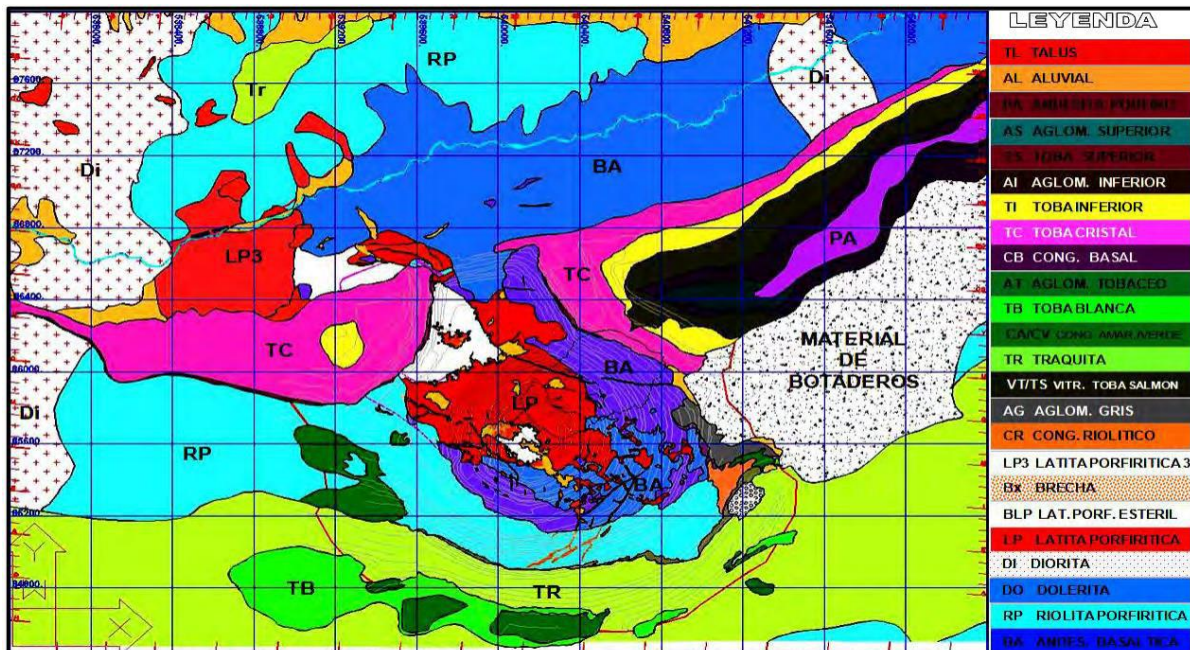
### 2.2.1 Geología local

Cuajone es un depósito de cobre tipo pórfido ubicado en la región de Chuntacala, en las faldas de la Cordillera de los Andes, formado por rocas volcánicas y macizos intrusivos que forman un terreno escarpado con el pico más alto alcanzando los 4.000 metros sobre el nivel del mar. La parte superior tiene un terreno moderadamente montañoso con algunas partes planas cubiertas en su mayoría por

rocas volcánicas. La mineralización se erosiona en la intrusión noroeste del río Torata y se erosiona suavemente de este a oeste en el Cañón Chuntacala.

**Figura 14**

*Geología Local Cuajone*



Fuente: Superintendencia de Geología SPCC, 2008.

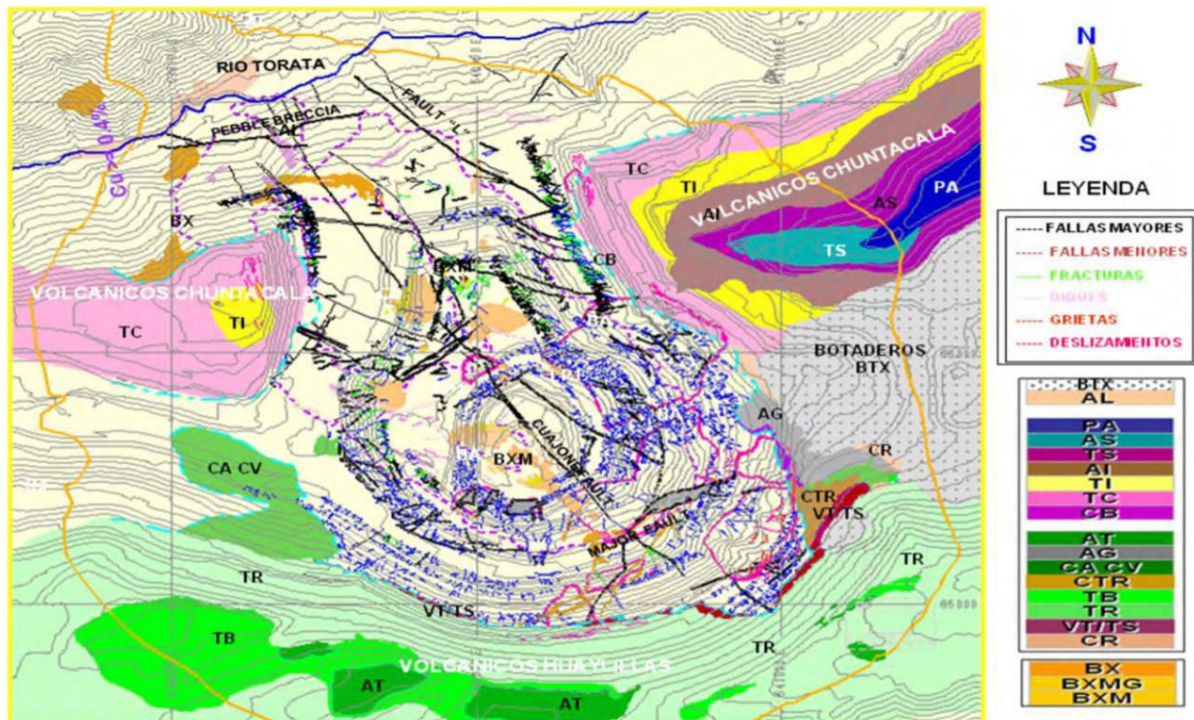
### 2.2.2 Geología estructural mina Cuajone

La mina Cuajone tiene extensas estructuras primarias y secundarias. La investigación y el análisis de estas estructuras pertenecientes a la mina Cuajone han demostrado que hubo un arreglo regional previo a la mineralización que persistió al norte y al este del tajo Cuajone. Debido a estos defectos, se muestra un mejor patrón de movimiento del cuerpo de pórfido (Concha & Valle, 1999). Todos los contactos del yacimiento de Cuajone son estructuras a considerar en los estudios de estabilidad de taludes.



**Figura 15**

*Geología Estructural Cujajone*



Fuente: Superintendencia de Geología SPCC, 2008.

**2.2.3 Mineralización**

El cuerpo mineralizado de cobre de Cujajone ( $> 0.40\%$  de Cu) presenta una mineralización regular, homogénea y tiene una mineralogía simple. Abarca una extensión de aproximadamente 2,300 m de longitud por 900 m de ancho, en dirección noroeste-sureste. 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).

En Cujajone la mineralización se distribuye de la siguiente manera, considerando el tipo de roca.

**Zona lixiviada**

“El origen de la zona lixiviada sobre el yacimiento se debe a que el cobre percoló en solución por medio del ácido sulfúrico de baja concentración que se formó por la reacción del

agua de lluvia con la pirita”(Satchwell, 1983). Ocurre inmediatamente debajo de los volcánicos postminerales en espesores que varían desde pocos metros en la andesita basáltica del sector norte del Tajo hasta 120 m en el sector sur de la mina en la riolita porfirítica.

### ***Zona de óxidos***

Los principales minerales de esta zona incluyen malaquita, crisocola, brocantita, calcantita, cuprita, cobre nativo y tenorita; por lo general, las ocurrencias de estos minerales se observaron como caídas, fracturas y , en ocasiones , de manera dispersa .La zona oxidada en Cuajone se describe como un casquete tubular de 15 metros de largo.

### ***Zona enriquecida***

Esta zona enriquecida en Cuajone tiene un espesor de 20 metros y se identifica mineralógicamente por la prevalencia de sulfuros secundarios. Esta zona exhibe un aumento en las leyes de cobre.

### ***Zona primaria***

Se desarrolla en los niveles inferiores del tajo y eventualmente se convierte en la mayor parte del yacimiento de Cuajone. Hay algunos minerales comunes, que incluyen pirita, calcopirita, bornita y, a veces, esfalerita, galena y enargita. Es fácil de entender la mineralogía. (Concha & Valle, 1999)

## **2.3 Método de minado**

La minería a cielo abierto se emplea de acuerdo a las características del yacimiento y de la mineralización, como se observa en la Figura 16.

Con un ancho de explotación de 60 metros y altura de banco de 15 metros este enfoque consiste en retirar material por etapas mientras se construyen bancos simples y dobles cuesta abajo. El ángulo entre pozos se basa en las propiedades del macizo rocoso y puede oscilar entre 37° y 47°. Según el plan de minado, las palas se colocan

en varias zonas conocidas como fases de minado. Actualmente se están explotando las fases 8, 7 y 6, que también tienen una relación de decapado de 1:4,75 (SPCC, 2014).

## **Figura 16**

### *Método de Minado a Cielo Abierto*



*Fuente:* Operaciones Mina, Cuajone (2008).

### **2.3.1 Ciclo de minado**

#### ***Perforación***

La perforación es el primer procedimiento que ocurre durante la fase de extracción. Su objetivo es crear un hoyo cilíndrico con brocas de 12 ¼ pulgadas y 16 metros de altura del taladro dentro del macizo rocoso para en lo posterior ser disparados

#### ***Taladros de producción***

Tienen por objeto desintegrar el material se distinguen principalmente por la concentración de la carga explosiva máxima.

#### ***Taladro buffer***

Son paralelos a los taladros de pre corte, y su finalidad es atenuar las vibraciones provocadas por los taladros de producción para evitar daños importantes en los taludes.



### *Equipos de perforación*

Estos equipos de perforación están disponibles en la mina Cuajone.

**Tabla 6**

*Lista de Perforadoras Primarias*

Modelo	Código SPCC	Cantidad
P&H 120A	D11 - D11A	2
BUCYRUS 49 RIII	D13	1
BUCYRUS 49 HR	D14	1
P&H 320 XPC	D16 - D16A	2
P&H 100XP	D17	1
BUCYRUS BE49HR	D18	1

*Nota.* Modelo y lista de códigos para equipos de perforación de producción. (Fuente: Perforación, Disparos y Servicios Auxiliares - Mina Cuajone 2008)

**Figura 17**

*Perforadora Bucyrus Erie 49RIII*



*Fuente:* Perforación Disparos y Servicios Auxiliares - Mina Cuajone 2008)

### 2.3.1.1 Voladura

Para las voladuras se utiliza una combinación explosiva hecha de nitrato de alta densidad llamada emulsión gasificada Quantex 73; es menos costoso que el anfo pesado, y la Tabla 7 enumera sus características clave.

**Tabla 7**

*Propiedades de Quantex*

Características	Unidades	Q(HA-73)	Q(HA-82)	Q(HA-91)
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1	1.1	1.15
Energía de explosión	KJ/Kg	3001	3002	3003
Velocidad	m/s	5200	5400	5600
Presión de detonación	Kbar	67.6	80.2	90
Potencia relativa en peso	RWS	106	16	106
Potencia relativa en volumen	RWS	130	143	149

*Fuente:* Manual de Exsa.2008.

“Se logra tener una secuencia ideal de salida de voladura y reducción de vibraciones, un mejor amarre de taladros en campo, mediante la instalación de una carga explosiva premium hecha de un Boster de 2 libras y un iniciador electrónico Ikon extreme” (Exsa, 2008).

La fragmentación típica del mineral P80 es de 6 pulgadas después de la voladura.

#### ***Diseño de carga***

En la fase 6-1A se desarrolla una variedad de diseños, el diseño de carga se hace buscando el factor de potencia adecuado según las características del macizo rocoso, considerando además el esponjamiento de la mezcla explosiva, el espaciamiento de la malla y el diámetro de la perforadora, lo que termina variando y siendo una variable dependiente de las ya mencionadas es el taco.



**Tabla 8**

*Factor de potencia en Fase 6-1A*

Fase	Tipo de roca	Factor de Potencia teórico (Kg/Tm)
Fase 6-1A	IA-FIL-PTK	0.53
	LP-QS	0.54
	BL-FRES	0.48
	BA-PTK	0.54
	BX-BLP	0.69
	BA-FIL-PTK	0.47

Se enumeran los tipos de rocas y sus factores de potencia en la fase 6-1A.

Tabla 2.5: Parámetros de Carguío.

Fase	Roca	MEQ	Cantidad (Kg)	Carga (m)	Esponjamiento (m)	Taco (m)
<b>6-1A</b>	IA-FIL-PTK	80/20	1056	10.3	0.7	5
	LP-QS	75/25	1065	10.3	0.7	5
	BL-FRES	75/25	1064	10.3	0.7	5
	BA-PTK	75/25	1064	10.3	0.7	5
	BX-BLP	70/30	1176	11.3	0.7	4
	BA-FIL-PTK	75/25	1064	10.3	0.7	5

Una lista de los muchos tipos de mezclas, cargas explosivas, cantidades explosivas, esponjado, presión de aire y tacos promedio por pozo.

***Intervalos de retardo***



El personal de EXSA es responsable de realizar el amarre, y el intervalo de cada disparo se decide en consulta con el supervisor encargado.

- Intervalo entre agujeros: 11 a 18 milisegundos.
- Intervalo entre filas: Varía de 110 a 210 ms.

#### *Accesorios de voladura*

- Booster de 2 Lb
- Nonel
- Detonador Electrónico
- Cable de conexión

## 2.4 Carguio

El material volado se carga en camiones de volteo como parte del ciclo minero. De acuerdo con la Tabla 2.6, los siguientes equipos son accesibles para esta acción de carga.

**Tabla 9**

*Equipos de carguío Mina Cuajone*

Equipo	Marca	Modelo	CAP. (Yr3)
P01	P&H	2800 XPB	42
P03	P&H	4100A	56
P04	Bucyrus	495BII	56
P05	Bucyrus	495HR	73
P06	Bucyrus	495HR	73
P07	P&H	4100XPC	74
LT01	LeTorneau	1800	33
LT02	LeTorneau	2350	50

## 2.5 Transporte o Acarreo

Actividad encargada de la movilización de mineral o lastre mediante volquetes de gran tonelaje. Directamente desde la pala hasta el volquete es donde se lleva a cabo el

procedimiento de acarreo dentro del tajo, la pendiente máxima es del 10%. Como se indica en la tabla 2.5, hay una flota diversa de 45 camiones de volteo para minería fabricados por Caterpillar y Komatsu.

**Tabla 10***Camiones de Transporte o acarreo Mina Cuajone*

Marca	Modelo	Cantidad	TON.
Caterpillar	793D	2	240
Caterpillar	797F	18	400
Komatsu	830E	2	220
Komatsu	930E	15	290
Komatsu	930E-4SE	2	290
Komatsu	980E	6	400

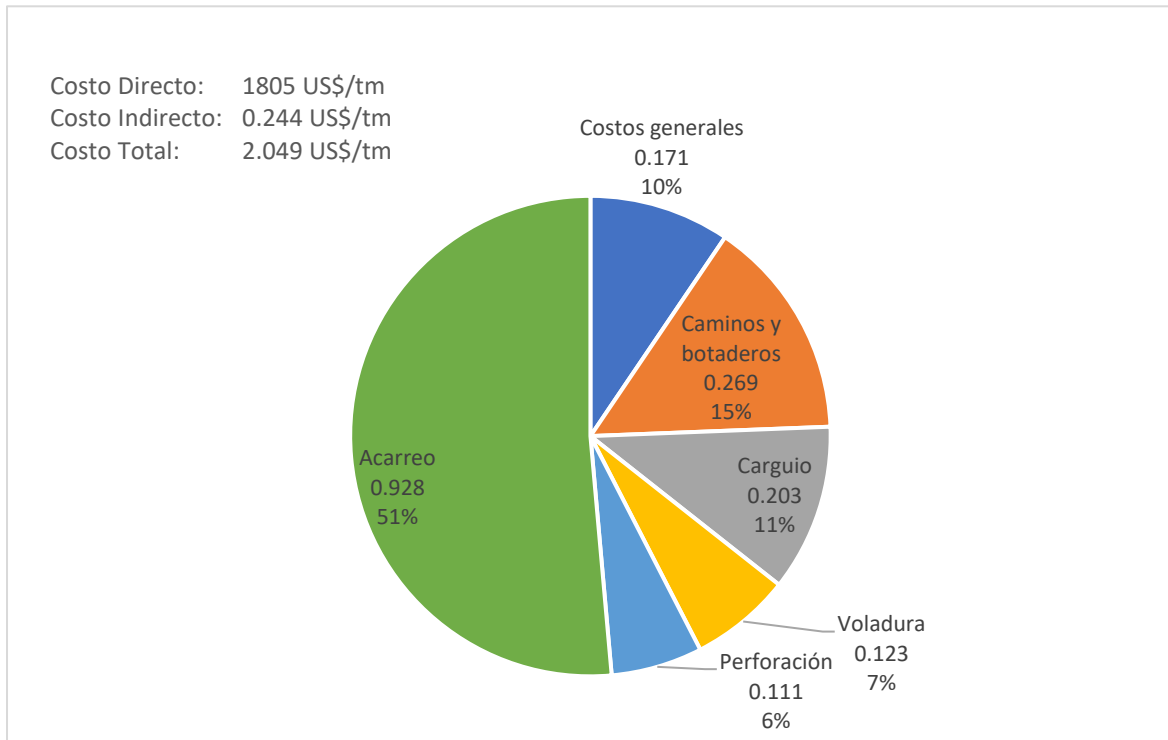
**Tabla 11***Costos generados por diferentes actividades en operaciones mina*

Costos por Actividades	Valores	% Gastos 01
Costos generales	0.171	9.47%
Caminos y botaderos	0.269	14.90%
Carguío	0.203	11.25%
Voladura	0.123	6.81%
Perforación	0.111	6.15%
Acarreo	0.928	51.41%
<b>Costo directo US\$/tm</b>	<b>1.805</b>	<b>100.00%</b>

*Nota:* de acuerdo a la tabla 11 podemos realizar el análisis de costo por cada actividad, tener en cuenta que el costo de acarreo representa más del 51%.

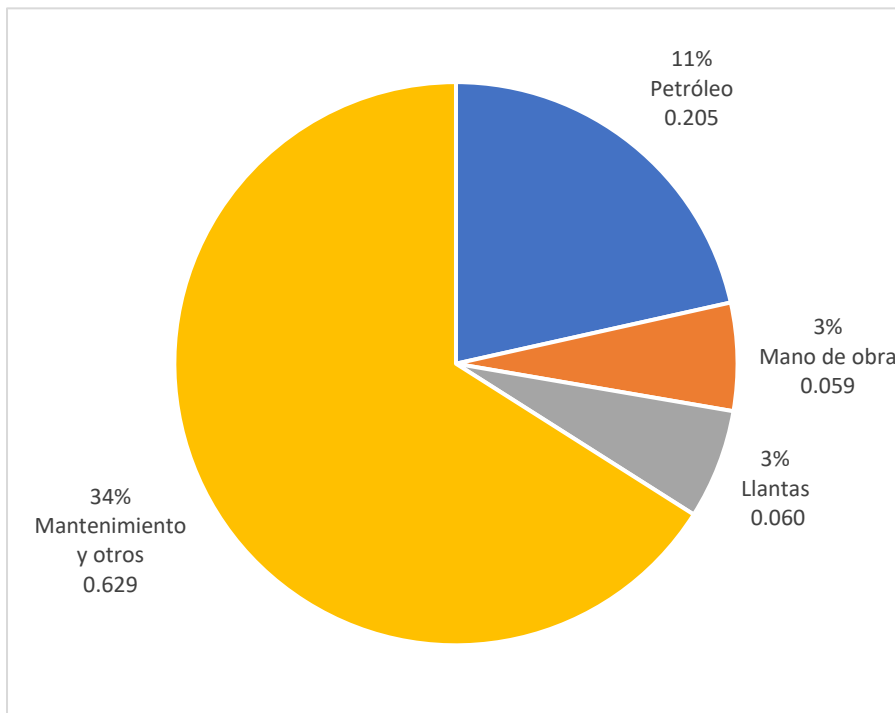
**Figura 18**

*Representación de Costos Generales de Operaciones Mineras*



**Figura 19**

*Representación de Costos de Transporte y Acarreo*





## **2.6 Influencia de Fragmentación de Rocas Usando Doble Iniciador Electrónico**

### ***2.6.1 Descripción de datos recopilados***

El presente trabajo consistió en recopilar y analizar datos de campo que pudieran utilizarse para determinar la eficacia de la fragmentación de rocas cuando se introduce una nueva técnica para aprovechar las colisiones simultáneas de energía mediante el uso de iniciadores eléctricos dobles. Esta técnica consiste en introducir dos primas en un mismo agujero, una en la parte inferior y otra en la superior, a distancias debidamente calculadas para proporcionar energía a ambas primas.

Se examinó cuidadosamente la cantidad de dinero que podría ahorrarse cambiando solo un parámetro de voladura sin afectar elocuentemente la fragmentación.

Para ello se modificó el burden y espaciamiento en el diseño de malla de perforación aumentándole 0.5m para ambos casos, el material donde se llevó el análisis es destinado a los botaderos, los parámetros de p80 varían entre 7 a 12 pulgadas donde no necesita una fragmentación uniforme.

Antes de utilizar el Sistema Split Online para determinar cómo cambiaba el nivel de fragmentación cuando se aumentaba el burden y espaciamiento en 0,5 metros, se realizó una evaluación de los tiempos de carga para asegurar que el nuevo nivel de fragmentación no tuviera ningún efecto sobre el mismo.

### ***2.6.2 Herramientas y Materiales***

Se utiliza como material de apoyo tesis, artículos, reportes, informes y herramientas informáticas para el detallado de elementos, cálculo de parámetros y factores que intervienen en la estructura de costos, con apoyo de las diferentes áreas de operación mina. El análisis y técnicas de las buenas prácticas se orientó al seguimiento, control de tiempos, recolección de datos y parámetros de los equipos y materiales, equipos de perforación, equipos de acarreo y

transporte, explosivos y accesorios, utilizados para realizar el ciclo de minado (perforación, voladura, carguío y acarreo), para mejorar la productividad y optimizar el costo de operación.

### 2.6.3 Costo de Perforación (CP)

“Se calcula con base en el costo de un taladro perforado, el cual ofrece un valor en toneladas de material fragmentado. Estas toneladas dependen de la configuración de la malla de perforación, la altura del banco, sobre perforación y la densidad de roca” (Anchorena I, 2015).

$$CP = \frac{CPm \left( \frac{\$}{m} \right) * ((m) + SD(m))}{B(m) * Es(m) * H(m) * De \left( \frac{TM}{m^3} \right)}$$

H: Altura del banco

SD: Sobre perforación

B: Burden

Es: Espaciamiento

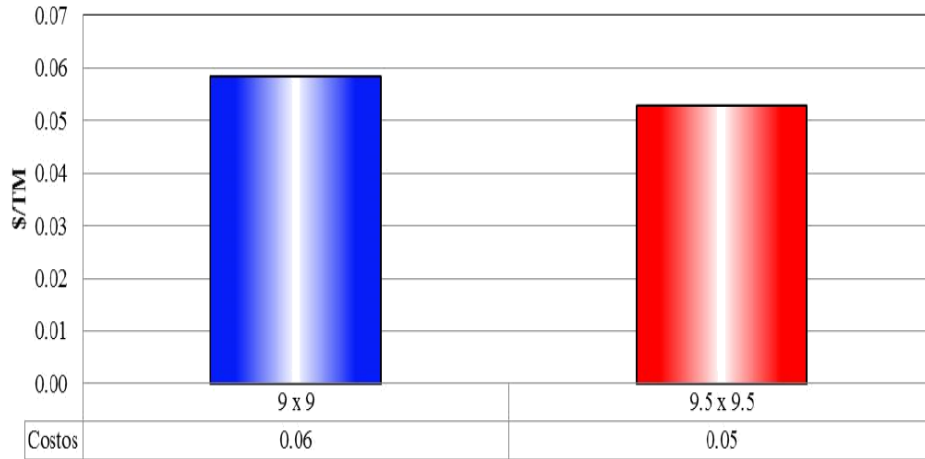
De: Densidad de la roca

Se completó un análisis de costos, que incluyó calcular el gasto de perforación por tonelada para las mallas 9 x 9 m y 9.5 x 9.5 m tomando como base de datos el sistema de monitoreo continuo automatizado Split online.

### Figura 20

*Coste de Perforación por Tonelada*





*Nota:* La Figura 20 demuestra una disminución de 0,01 S\$/Tm en el costo de perforación.

#### 2.6.4 Costos de Voladura (CV)

“Están asociados al uso de explosivos y accesorios relacionados durante el proyecto de voladura. Dependerán del coste de la mezcla a utilizar, diámetro del hoyo, altura de la carga, primado, densidad del explosivo, contribución del hoyo en tonelaje a volar”

(Anchorena I, 2015).

Sistema de iniciación: Booster, detonador electrónico, detonador pirotécnico.

$$CPr = \text{Booster}(\$) + \text{Det. Elect.}(\$) + \text{Det. Piro.}(\$)$$

#### Mezcla explosiva

CN: Costo del Nitrato (\$/Kg)

CE: Costo de la Emulsión Matriz (\$/kg)

CD: Costo del Diésel (\$/kg)

Si “n” es el porcentaje de Emulsión Matriz de una mezcla, el costo estaría dado

por:

$$CM = n\% * C.E \left( \frac{\$}{Kg} \right) + 94\% * (100 - n)\% * C.N. \left( \frac{\$}{Kg} \right) + 6\% * (100 - n)\% * C.D. \left( \frac{\$}{Kg} \right)$$

El costo de carga y cebado de un hoyo de perforación está incluido en el costo de voladura (CV), teniendo en cuenta su contribución en tonelaje. La siguiente ecuación es una representación de la fórmula

$$CV = \frac{C(m) * DCL \left( \frac{Kg}{m} \right) * CM \left( \frac{\$}{Kg} \right) + CPr(\$)}{B(m) * Es(m) * H(m) * De \left( \frac{TM}{m^3} \right)}$$

C: Altura de Carga

DCL: Kilos de Explosivo por Metro Lineal

CM: Costo de la Mezcla Explosiva

CPr: Costo del Primado

B: Burden, Es: Espaciamiento

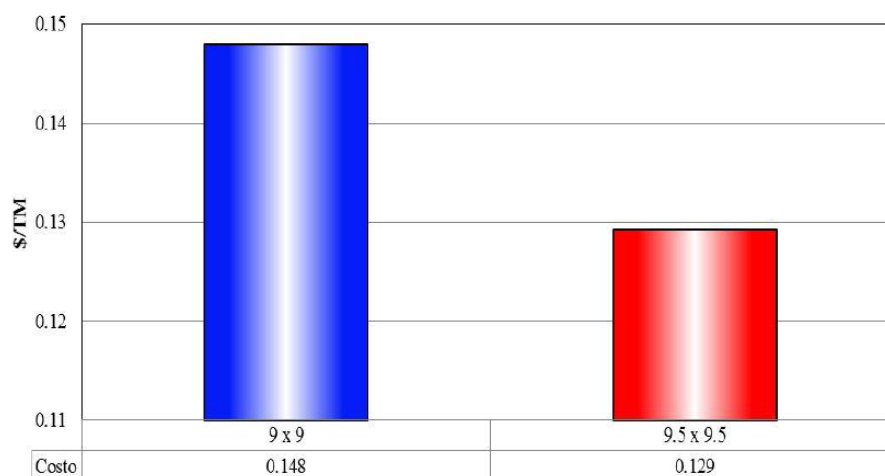
H: Altura de Banco

De: Densidad de la Roca

En el Gráfico 21 tenemos los dos diseños propuestos para el análisis y evaluación de resultados, se observa una notoria diferencia de costos en aproximadamente 0,019 \$/TM.

**Figura 21**

*Costo de Explosivo por Tonelada*

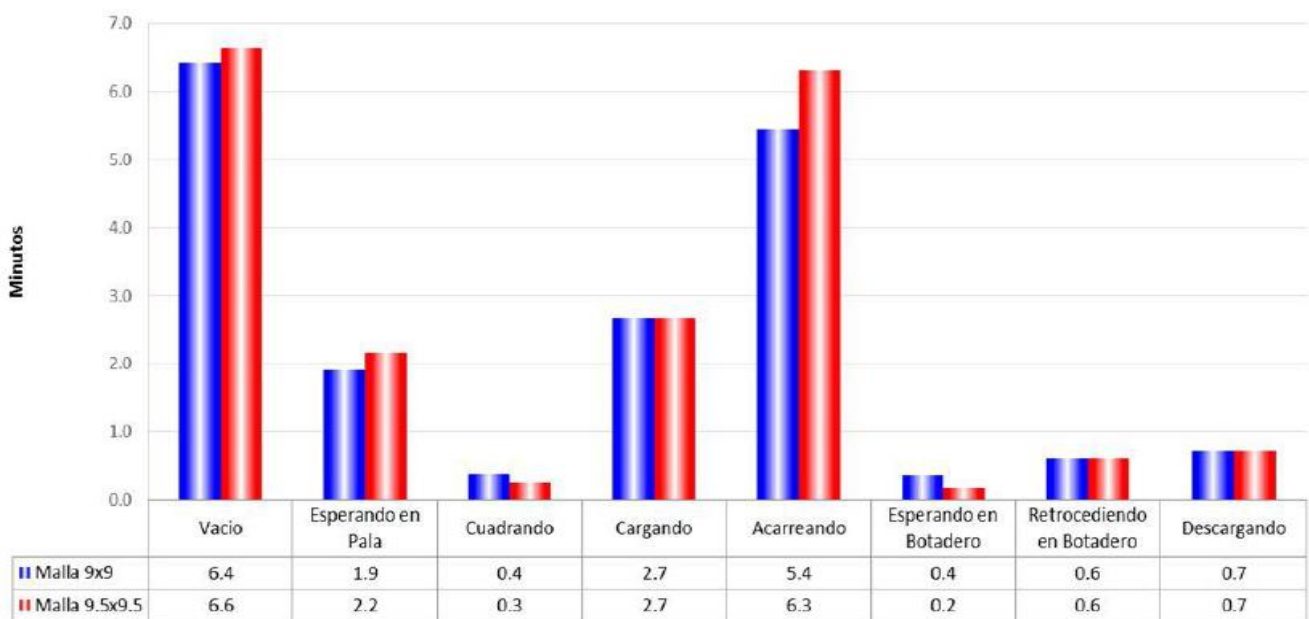


### 2.6.5 Tiempo de Carguío de la Pala

Los tiempos del ciclo de carguío de volquetes se adquirieron del sistema de grabación de datos de equipos automatizados (jigsaw), durante el periodo de pruebas realizadas la pala estuvo minando en las plataformas de mallas 9 x 9 m y 9,5 x 9,5 m para calcular el tiempo de carguío de la pala.

**Figura 22**

*Tiempo y Ciclo de Carguío para Volquetes*



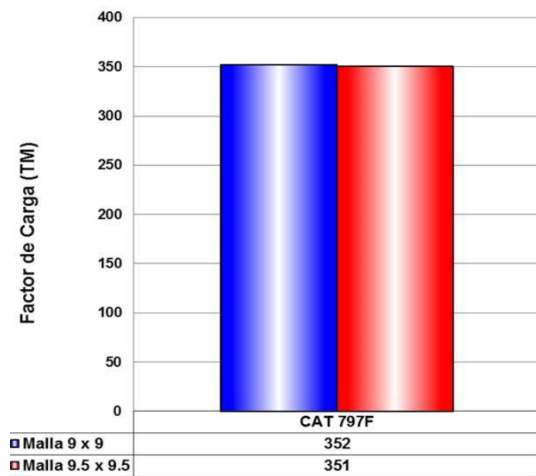
*Nota:* El tiempo de carga se mantuvo sin cambios, lo que demuestra que la fragmentación adicional causada por el aumento de la distancia de 0,5 m no tuvo ningún impacto significativo en la operación.

### 2.6.6 Factor de Carga de Volquete

Se hizo usando la base de datos de Jigsaw System, Como resultado de cambiar la malla de perforación de E = 9 m a E = 9,50 m, podemos ver que el factor de carga promedio para el camión volquete cambia en 1 TM, que es un ajuste bastante pequeño y se puede ajustar algunos parámetros para poder hallar el factor de carga optimo.

**Figura 23**

*Factor de Carga de Volquetes*

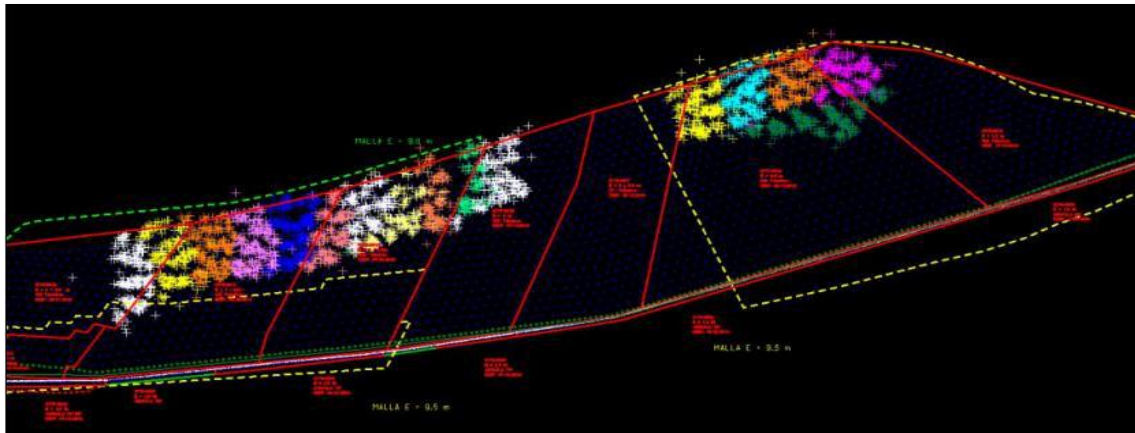


## 2.7 Evaluación de Fragmentación con el Sistema Split Online

Split online proporciona mediciones en tiempo real mediante el uso de cámaras instalada en zonas estratégicas (palas, faja transportadora, chancadora y otros) para tomar fotografías y su procesamiento automático que se almacena en una base de datos para controlar el grado de fragmentación desde la voladura hasta la molienda para aumentar la rentabilidad de la mina. Al aumentar el diseño de malla de perforación en 0.5m de espaciamiento, evaluamos la figura 24, muestra la ubicación exacta del equipo durante varios días, el sistema va registrando cada movimiento y maniobra, en el panel de control podemos apreciar por colores los días minados, se obtuvo registros de 10 días para el análisis donde la Pala estuvo minando en la malla 9 x 9 m y registros de 4 días donde la Pala estuvo minando en la malla 9.5 x 9.5m.

**Figura 24**

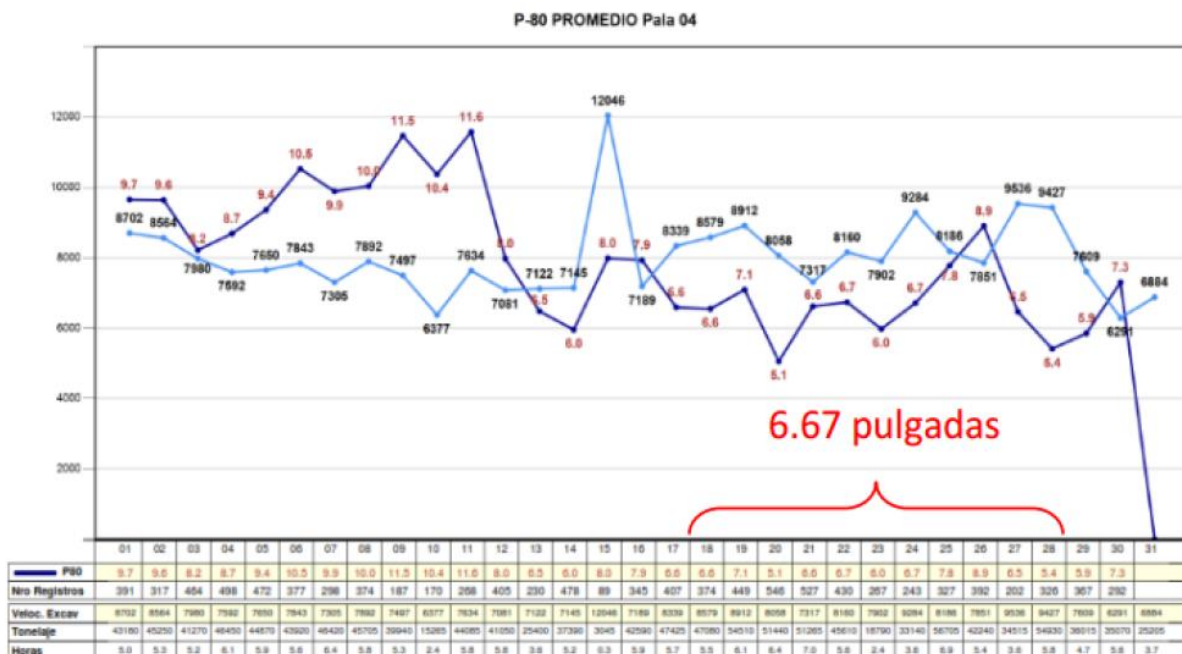
*Puntos de posición de la Pala de carguío*



El P80 promedio de los días en que la Pala estuvo minando en mallas de 9 x 9 m de espaciamiento, da un valor promedio de 6.67 pulgadas.

**Figura 25**

*Split Online – P80 Malla de Perforación 9 x 9 m*



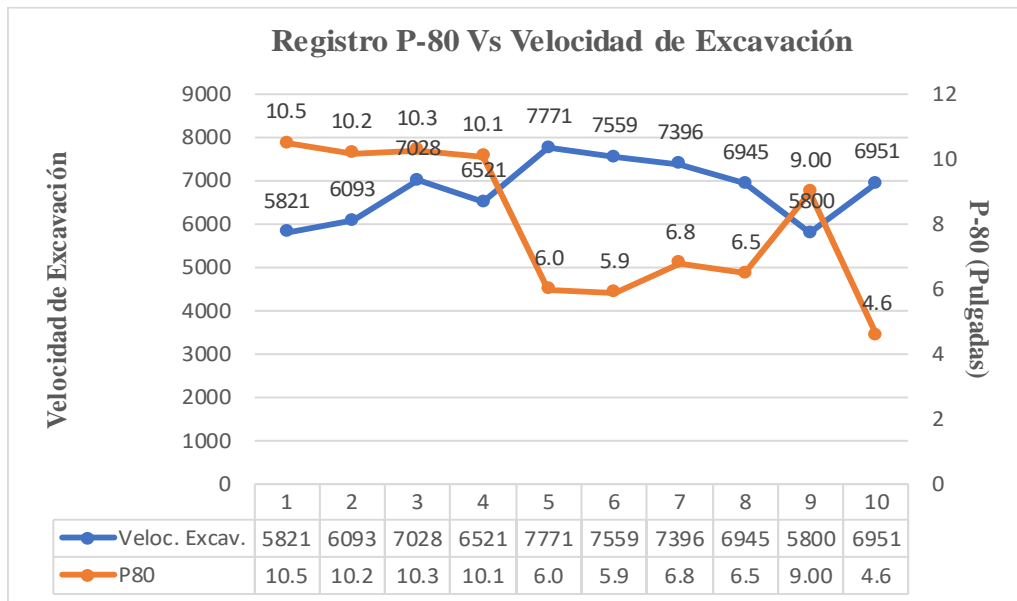
*Fuente:* Split Engineering Chile Ltda. – Mina Cuajone.

Se puede apreciar en la figura 26 por el aumento del espaciamiento en 0.5m, el P80 se acrecentó en 9.57 pulgadas, es a efecto de ampliar el espaciamiento de la malla de



**Figura 27**

*Velocidad de Excavación Vs P80*

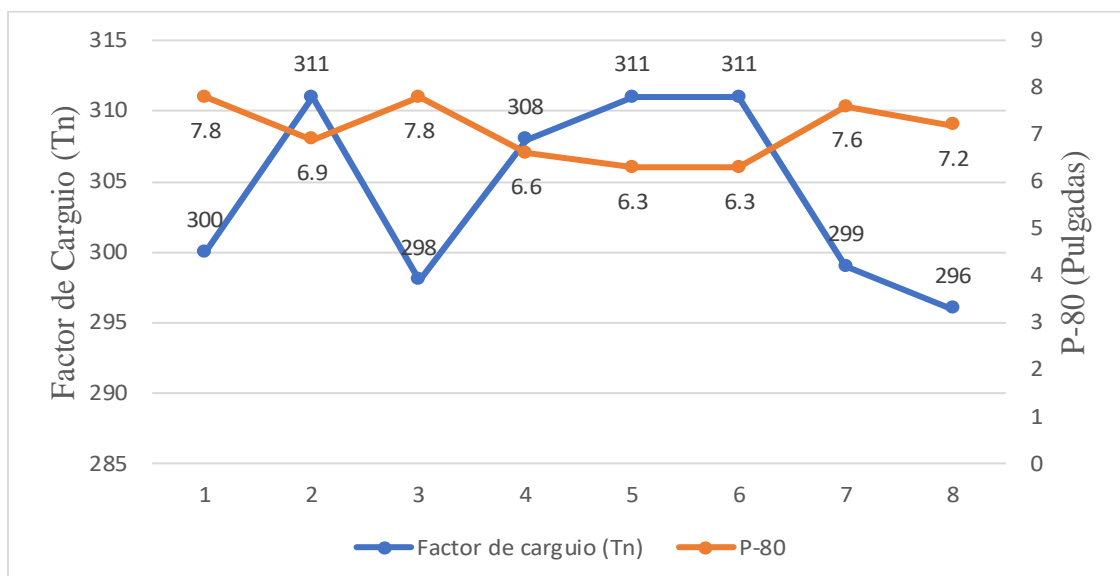


**2.8.1 P-80 Vs Factor de Carguío**

Una excelente fragmentación del material favorece efectivamente en el factor de carga de los volquetes lo que ha traído hasta el momento un ahorro significativo de miles de dólares anuales.

**Figura 28**

*Factor de Carguío vs P80*





## CONCLUSIONES

1. Gracias a los continuos avances tecnológicos realizados en la industria minera para conseguir un óptimo resultado en el arranque de rocas a través de la fragmentación así como a los avances en los equipos de carga, transporte y manipulación de materiales, ahora es posible maximizar el rendimiento de los equipos mineros al tiempo que se reducen los costes de producción.
2. Modelar la pila de material volado mientras se pronostica y se fusiona en una Matriz de decisión brinda varias ventajas, incluida la obtención de la fragmentación requerida por la operación al costo más bajo posible y la utilización eficiente de los recursos.
3. Es fundamental utilizar un iniciador electrónico doble para obtener buenos resultados operativos y económicos en proyectos de voladura porque la presión de detonación producida en ambos cebadores es adecuada y funciona bien en rocas duras con resistencias a la compresión de 80- 90 MPa.
4. El verdadero grado de rotura ocasionado por el uso doble de iniciador electrónico y el perfeccionamiento en la eficacia del sistema de carguío utilizando palas se dará a conocer cuando se compilen más datos de análisis de fragmentación de los frentes quemados.
5. Los riesgos asociados al personal que realizaba la toma de datos fotográficos delante de las Palas y otros equipos se han eliminado gracias al sistema Split online de vigilancia automática continua de la fragmentación, que también proporciona una fuente de datos fiable para suprimir las faltas de medición del sistema convencional.





## RECOMENDACIONES

1. Las herramientas tecnológicas hoy en día son de uso frecuente en las Empresas Mineras, motivo por el cual se recomienda migrar al uso e implementación de estas que están a la vanguardia del avance tecnológico, sacar el máximo provecho posible del Sistema Split Online significa ahorro de recursos, como se planteó en el presente trabajo todo va depender de un buen diseño de voladura y fragmentación considerando todos sus aspectos técnicos y así lograr el ajuste óptimo.
2. Examinar los parámetros de voladura e investigar a profundidad los aspectos técnicos de los equipos de excavación para maximizar la productividad de la pala en la zona de minado en términos de carguío de material por tipo de camión minero teniendo en cuenta que existen varias marcas y modelos en el mercado con carga variable y capacidades de tonelaje.
3. Finalmente, siempre es importante realizar el lastrado de las vías, gradientes, peraltes, radios de curvatura, conformado de bermas y limpieza de cunetas, solo así garantizaremos el perfecto cumplimiento del ciclo de minado teniendo en cuenta que de acuerdo a la tabla 11 podemos realizar el análisis de costo por cada actividad, tener en cuenta que el costo de acarreo representa más del 51%.



## BIBLIOGRAFIA

- Academy, I. (31 de 07 de 2020). <https://ise-academy.net/>. Obtenido de <https://ise-academy.net/>:  
<https://www.facebook.com/iseacademy/photos/pcb.595853517796973/595852924463699/>
- Aguilar Vega, D. N. (2018). *Estudio de Productividad de Equipos de Carguío*. Obtenido de Scribd: <https://es.scribd.com/document/392760716/Estudio-de-Productividad-de-Equipos-de-Carguio>
- Ames Lara, V. A. (2008). *Diseño de las mallas de perforación y voladura*.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gomez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid. Obtenido de [https://oa.upm.es/21848/8/20131007\\_PERFORACION\\_Y\\_VOLADURA.pdf](https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf)
- Brunton, D., Thornton, R., Hodson, R., & y Sprott, D. (2003). Impact of Blast Fragmentation on Hydraulic Excavator Dig Time. *Fifth Large Open Pit Mining Conference*, (págs. pp. 39-48.). Kalgoorlie, WA, 3 - 5 November 2003. Obtenido de <https://www.petradatascience.com/wp-content/uploads/2015/09/Impact-of-blast-fragmentation-on-excavator-dig-time1.pdf>
- Camac Torres, Alfredo. (2005). *Manual Perforación y Voladura de Rocas FIMUNA*. Puno: Una Puno.
- Ccapa Queque, A. L. (2019). *Reducción de costos de producción mediante la evaluación de las operaciones unitarias en la minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco*. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Concha, O., & Valle, J. (1999). *PROSPECCIÓN, EXPLORACIÓN Y DESARROLLO*. (S. P. CORPORATION, Ed.) Moquegua, Perú.
- Cunningham, C. (1987). *Fragmentation estimations and the Kuz–Ram model – four years on*. Keystone, Colorado: Proceedings of Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.
- Echegaray Palma, F. A. (2015). *Estudio de costos operacionales en la U.E.A. recuperada – Huancavelica*. Lima.
- Exsa. (2008). *Manual Practico de Voladura*. Lima.
- Hagan, T. (1977). *Rock Breakage by Explosives*. Stockholm,: 6th Symposium on Gas Dynamics of Explosives and Reactive.



- Jáuregui Aquino, O. A. (2009). *Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*. Lima.
- Jesus Gomes de la Heras; Carlos Lopez Jimeno; Emilio Lopez Jimeno; Jose M. Toledo santos. (1991). *Manual de arranque carga y transporte en mineria a cielo abierto*. Madrid: Instituto Tecnologico Geominero de España.
- jimeno, C. L., Jimeno, E. L., Llera, J. M., & Urbina, F. P. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Etimsa. Recuperado el 22 de 05 de 2022
- Kuznetsov, V. (1973). "The mean diameter of the fragments formed by blasting rock". En V. Kuznetsov, "*The mean diameter of the fragments formed by blasting rock*" (págs. 144–148). Soviet Mining Sci.
- Lilly, p. (1986). "An Empirical Method pf Assessing Rockmass blastability". En p. lilly, "*An Empirical Method pf Assessing Rockmass blastability*" (págs. 89-92). Australia: Large Open Pit Mine Conference.
- Pacahuala Aguirre, M. C. (2015). *Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L*. Huancayo.
- Rascheef, N; Goemans, P. (Oct.-dec. 1977). *Contribution a l'Etude Ouantitative de l'Energie Consommée dans la Fragmentation par Explosif*.
- Satchwell, P. (1983). *Geología de la Mina Cuajone*. Perú: Trabajo presentado al Quinto Congreso Peruano de Geología.



## ANEXOS

### ANEXO 1

#### IMPORTANTES MODELOS MATEMÁTICOS PARA DETERMINAR EL BURDEN.

##### Modelo de Andersen

$$B = K \sqrt{D \times L}$$

Dónde:

B = Burden (pies)

D = Diámetro (pies)

L = Profundidad del taladro (pies)

K = Constante empírica

Cuando K=1, la expresión queda reducida a:

$$B = \sqrt{D \times L}$$

Nota: Esta ecuación no toma en cuenta las propiedades geomecánicas de la roca, ni las propiedades del explosivo. El valor del burden se incrementa con la longitud del taladro, pero no indefinidamente como sucede en la práctica.

##### Modelo de Fraenkel

$$B = \frac{R_V \times L^{0.3} \times J^{0.3} \times D^{0.8}}{50}$$

Dónde:

B = Burden (m)

D = Diámetro (mm)

L = Longitud del taladro (m)

J = Longitud de la carga (m)



$R_v$ : Resistencia a la voladura, oscila entre 1 y 6 en función al tipo de roca.

Roca con alta resistencia a la compresión (1.5)

Roca con baja resistencia a la compresión (5.0)

En la práctica, se emplean las siguientes relaciones simplificadas:

$B$ , se reduce a  $0.8 B < 0.67 L$

$J$ , se toma como  $0.75 L$

$S$ , debe ser menor de  $1.5 B$

### Modelo de Ash

$$B = \frac{K_B \times D}{12}$$

Dónde:

$B$ : Burden (pies)

$D$ : Diámetro (pulg)

$K_B$ : Depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado. Ver el siguiente cuadro:

Tabla para el cálculo de  $K_b$  en base al tipo de explosivo y clase de roca.

Tipo de explosivo	Clase de roca		
	Blanda	Media	Dura
Baja densidad ( $1.0 - 0.9 \text{ gr/cm}^3$ ) y baja potencia.	30	25	20
Densidad media ( $1.0 - 1.2 \text{ gr/cm}^3$ ) y potencia media.	35	30	25
Alta densidad ( $1.3 - 1.6 \text{ gr/cm}^3$ ) y potencia alta.	40	35	30



Profundidad de taladro  $L = K_L \times B$  ( $K_L$  entre 1.5 y 4.0)

Sobre perforación  $J = K_J \times B$  ( $K_J$  entre 0.2 y 0.4)

Retacado  $T = K_T \times B$  ( $K_T$  entre 0.7 y 1.0)

Espaciamiento  $S = K_S \times B$

$K_S = 2.0$  para iniciación simultánea

$K_S = 1.0$  para taladros secuenciados con mucho retardo

$K_S =$  Entre 1.2 y 1.8 para taladros secuenciados con pequeño retardo.

### Modelo de Langefors.

$$B_{max} = \left( \frac{D}{33} \right) \sqrt{\frac{P_e \times PRP}{c \times f \times \left( \frac{S}{B} \right)}}$$

Dónde:

$B_{max}$ : Piedra máxima (m)

D: Diámetro del barreno (mm)

C: Constante de roca calculada a partir de c

F: Factor de fijación: Taladros verticales  $f = 1$

Taladros inclinados 3:1  $f = 0.9$

Taladros inclinados 2:1  $f = 0.85$

S/B: Relación espaciamento / Burden.

$p_e$ : Densidad de carga  $\frac{kg}{dm^2}$

PRP: Potencia relativa en peso del explosivo.

La constante: " $c$ " es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar  $1m^3$  de roca; normalmente en voladuras a cielo abierto en rocas duras, se toma  $c=0.4$ . Este valor se modifica de acuerdo a:

$B = 1.4 - 1.5m$   $c = c + 0.75$



$$B < 1.4m \quad c = 0.07/B + c$$

La piedra práctica se determina a partir de:

$$B = B_{max} - e^1 - d_b \times H$$

Dónde:

$H$  = Altura de banco (m)

$e^1$  : Error de emboquille (m/m)

$d_b$  :Desviación de los taladros (m)

### **Modelo de C. J. Konya**

Usa el diámetro del explosivo en relación con la gravedad específica del explosivo y de la roca.

$$B = 3.15 \times D \times \left( \frac{Pe}{Pr} \right)^{1/3}$$

Dónde:

B: Burden (pies)

Pr: Densidad de la roca (gr/cm<sup>3</sup>)

Pe: Densidad del explosivo (gr/cm<sup>3</sup>)

d: Diámetro de la carga (pulg)

### **Modelo de Ash (modificado)**

López Jimeno modificó la fórmula de Ash, incorporando la velocidad sísmica del macizo rocoso:

$$B = 0.76 \times D \times F$$

Dónde:

B: Burden (m).

D: Diámetro de barrenos (pulg).

F: Factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo.

$$F = F_r \times F_e$$



Donde:

$$f_r = \left( \frac{2.7 \times 3500}{P_r \times VC} \right)^{0.33} \qquad f_e = \left( \frac{P_e \times VD^2}{1.3 \times 3660^2} \right)^{0.33}$$

$P_r$  = Densidad de la roca (gr/cm).

$VC$  = Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s).

$P_e$  = Densidad de la carga del explosivo (gr/cm<sup>3</sup>).

$VD$  = Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

La ecuación es válida para diámetros superiores a 165 mm. Para diámetros mayores el valor del burden se verá afectado de un coeficiente reductor de 0.9.

### **Modelo de Konya y Walter**

Dónde:

B: Burden (pies)

$\rho_r$ : Densidad de la roca (gr/cm<sup>3</sup>)

$P_e$ : Densidad del explosivo (gr/cm<sup>3</sup>)

d: Diámetro de la carga (pulg)

E: Espaciamiento (pies)

Taladros de una fila instantánea

$$H < 4B \qquad S = \frac{H+2B}{3}$$

$$H > 4B \qquad S = 2B$$

Taladros de una fila secuenciados

$$H < 4B \qquad S = \frac{H+7B}{8}$$





$$H > 4B$$

$$S = 1.4B$$

- Retacado (pies)  $T = 0.7B$

- Sobre-perforación (pies)  $J = 0.3B$

Una vez determinado el burden, este es sometido a correcciones por el número de filas y por condiciones geológicas.

Número de filas  $K_r$

Uno o dos filas 1.00

Tres o más filas 0.90

Por orientación de los estratos  $K_d$

Estratos inclinados contra la cara libre 1.18

Estratos inclinados hacia la cara libre 0.95

Otros casos de deposición 1.00

Por geología estructural  $K_s$

Estratos agrietadas, fracturadas y no compactadas 1.30

Estratos bien unidos y compactados 1.10

Roca masiva intacta 0.95