



**UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL NORTE
MAGISTER EN GESTION MINERA
ESCUELA DE NEGOCIOS MINEROS**



**OPTIMIZACIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA EN EL
SISTEMA MINA-PLANTA, EN YACIMIENTOS A CIELO
ABIERTO, MEDIANTE LA APLICACIÓN DE UN
MODELO DINÁMICO DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS.**

**Proyecto de Tesis presentado como parte actividad de
titulación para optar al grado académico de “Magister en
Gestión Minera”**

ROBINSON MANRÍQUEZ VEGA

JUAN CARLOS SANTANA ABARCA

PROFESOR GUÍA: MARIO PEREIRA A.

ANTOFAGASTA, CHILE

MARZO 2015

INTRODUCCION	5
CAPITULO I: INVESTIGACION PROPUESTA.....	9
I.1 Formulación General.....	9
I.1.1 Antecedentes Preliminares	10
I.1.2 Ecuaciones de Fragmentación.....	11
I.1.3 Fundamento de la Hipótesis.....	18
I.4 Identificación del Problema	20
I.5 Hipótesis	21
I.5.1 Preguntas de Investigación	21
I.5.2 Beneficio esperado.....	21
I.6 Objetivos.....	22
I.6.1 Objetivo General.....	22
I.6.2 Objetivos específicos	22
I.7 Restricciones.....	22
CAPITULO II: MARCO TEORICO	23
II.1 Marco Teórico Económico	23
II.1.1 Costos marginales.....	24
II.1.2 Ingresos marginales	25
II.1.3 Beneficio de la fragmentación en el proceso.....	26
II.2 Geología del Macizo Rocoso.....	28
II.2.1. Estructura de la Masa Rocosa.....	29
II.2.2 Características de la Fase Solida de las Rocas.....	30
II.2.3 Conducta Mecánica Estática.....	31
II.2.4 Observaciones experimentales.	31
II.2.5 Condiciones Geomecanicas.....	34
II.2.6 Características de la Matriz Rocosa.....	35
II.2.7 Características de las Discontinuidades.....	35
II.2.8 Diaclasas.....	35
II.2.9 Fallas Geologicas.....	35

II.2.10 Discontinuidad de las Rocas.....	35
II.3 Bases de Formulación del Modelo	38
CAPITULO III: MARCO METODOLOGICO	43
III.1 Metodología de Trabajo	43
III.2 Investigación:.....	43
III.3 Aplicación del Modelo.....	45
CAPITULO IV: PRUEBAS DE CAMPO MODELAMIENTO Y SIMULACION.....	47
IV.1 Caracterización y Zonificación del Área en Estudio	47
IV.2 Parámetros Geomecánicos de la Unidad Geológica	47
IV.3 Instrumentación e Instalación	49
IV.3.1 Herramientas y Equipos.....	49
IV.3.2 Delimitación del Área de Trabajo.....	50
IV.3.3 Instalación de Geófonos.....	50
IV.3.4 Orientación.....	52
IV.3.5 Medición de Campo	53
IV.3.6 Prueba para la Creación de un Perfil de Vibraciones.....	56
IV.3.7 Análisis de Datos	57
IV.3.9 Máxima Amplitud.....	60
IV.3.10 Regresiones Lineales (Campo Cercano).....	61
IV.3.11 Regresiones Lineales (Campo Lejano)	64
IV.3.12 Ajustes Lineales con Distribución Normal Inversa y Márgenes de Confianza.....	65
IV.3.13 Tablas de Diseño	68
IV.3.14 Análisis y Optimización.....	71
IV.3.15 Obtención de los Parámetros De K y α	72
IV.3.16 Obtención Velocidad Propagación Onda P (VP).....	73
IV.3.17 Determinación PPV Crítico de la Roca.....	74
IV.3.18 Optimización.....	75
IV.3.19 Evaluación Factor de Fragmentación.....	76
IV.3.20 Análisis Tronaduras de Producción	77

CAPITULO V: CARATERIZACION Y EVALUACION DE LA APLICACIÓN DEL MODELO Y SUS RESULTADOS	79
V.1. Caracterización y Línea Base.....	79
V.1.2 Fragmentación de la Pila.....	85
V.1.3 Rendimiento Palas.....	91
V.I.4 Rendimiento del Chancado.....	93
V.1.5 Rendimiento de la Molienda.....	93
V.2. Validación Resultados de la Aplicación y Cuantificación de Beneficios	95
V.2.1 Parámetros de Tronadura.....	95
V.2.2 Fragmentación.....	96
V.2.3 Rendimiento de las Palas.....	97
V.2.4 Rendimiento del Chancador.....	98
V.2.5 Rendimiento Molienda.....	100
V.2.6 Consumo Energético.....	103
V.3 Cálculo del Beneficio Económico.....	104
CAPITULO VI. CONCLUSION Y RECOMENDACIONES	106
VI.1 Conclusiones.....	106
VI.2 Recomendaciones.....	108
VII REFERENCIAS BIBLIOGRAFÍA.....	109
Bibliografía.....	109
Anexo I.....	111
Datos y Registros de Monitoreos Onda Elemental.....	111
Registros de Monitoreos Onda Elemental Vector Suma.....	112
Anexo II.....	113
Curvas Granulométricas.....	113
Anexo III.....	118
Información de costos referenciales de la industria.....	118

RESUMEN

El objetivo principal de este estudio, es aplicar al proceso de tronadura en minas a cielo abierto, un modelo dinámico de fragmentación de rocas, orientado a optimizar el consumo energético en toda la cadena de valor Mina-Planta y su impacto en la productividad. Para ello se realizaron estudios de caracterización del macizo rocoso, tronadura, proceso de carguío y transporte, chancado, molienda, conciliación geometalúrgica y determinación de impactos en la productividad y consumos de energía de la cadena de valor Mina-Planta. La hipótesis planteada, es que a través de un modelo de fragmentación de onda elemental se puede optimizar la liberación de energía del explosivo, para obtener un material fragmentado de mejor calidad, para los siguientes procesos de conminucion, de manera de lograr beneficios económicos globales. El beneficio esperado con la aplicación del modelo propuesto, busca lograr ahorros sustanciales en el consumo de energía eléctrica del sistema Mina-Planta, medido en US\$.

Los resultados de la aplicación muestran que efectivamente existen ahorro de costos asociados a la energía y que impacta en la productividad en el largo plazo a través del uso de modelos físicos-teóricos y aplicados a la tronadura, que optimizaran los resultados de fracturamiento y granulometría del mineral para los proceso mina planta. Estos resultados muestran ahorros en el chancado del orden del 18% y en molienda de 2,7%; para el caso de energía se observaron ahorros de un 28% en el chancado y de un 0,015% en la molienda. La valoración económica según la aplicación del modelo, integrando los impactos en producción y costo de las unidades del proceso, definidas para su evaluación como son carguío, chancado, molienda, supera los US\$ 29.000.000 (evaluación a Mina con producción cercana a las 400 m/ton de cobre fino al año). Futuras aplicaciones del modelo propuesto, su desarrollo o comparación con otros modelos similares o equivalentes, requieren la participación de equipos multidisciplinarios, que integren el conocimiento y experiencias para establecer datos y variables principales que impactan en los resultados del proceso global.

INTRODUCCION

En las últimas décadas se ha instalado en Chile la idea y la necesidad de innovar en todos los niveles; para ello se demandan nuevas tecnologías de primer nivel y así, mejorar los procesos productivos; igualmente, las amenazas de costos crecientes, menor productividad, leyes de mineral más bajas, potenciales sustituciones del cobre y mayores exigencias regulatorias, han hecho disminuir los estados de resultados y sus indicadores (Ebitda y otros). Lo anterior, impone considerar la reducción de costos y mejor utilización de energía y optimizar los procesos productivos extractivos, entre la mina y planta, de allí que el ahorro de energía es un factor importante en la estructura de costos. Mejorar el uso de nuevas tecnologías aplicadas en la minería, incidirá específicamente en el procesamiento de transformación mineral.

La conminucion o reducción de tamaño de un mineral, adquiere un valor preponderante en el ahorro de energía eléctrica en los procesos mina-planta, y alcanza relevancia en el proceso de concentrar el cobre contenido en el mineral, donde se requiere reducirlo de tamaño para liberar las partículas de cobre de aquellas que no son.

Recientes desarrollos en conminucion, hablan del mejoramiento de la fragmentación, durante la tronadura puesto que al introducir nuevas tecnologías y software, se ha logrado rediseñar los circuitos de chancado y molienda y aproximarse a indicadores más determinísticos, con resultados más eficientes en el proceso de tronadura, optimizando ostensiblemente la granulometría de los minerales tratados.

Realizando una valoración-estimación de la conminucion, aumentan las oportunidades para optimizar el sistema de reducción de tamaño del mineral, mediante una gestión integral del proceso mina-planta. De esta forma, se estima que es posible reducir entre un 3% a 4%, el consumo directo de energía, mediante estrategias de introducción de nuevas herramientas tecnológica (software de modelamiento de vibraciones mediante ondas elementales en el macizo rocoso).

Tradicionalmente, dentro de los esfuerzos por reducir el consumo de energía por conminación, se ha planteado aumentar la eficiencia, mediante la aplicación de modelos estáticos, sin considerar aspectos dinámicos de las variables que controlan el resultado de la tronaduras.

Cabe mencionar, que en esta materia, se han usado también diseños matemáticos para predecir y optimizar la granulometría del material tronado, aplicando leyes físicas al proceso en estudio.

Las principales variables que se utilizan para evaluar los modelos son:

a) Variables relacionadas con la geometría del disparo.

- ❖ Relación Espaciamiento-Burden.
- ❖ Diámetro de Perforación.
- ❖ Altura del Banco.

b) Variables del explosivo.

- ❖ Carga Específica Equivalente.
- ❖ Energía Aplicada.

c) Parámetros de la roca.

- ❖ Densidad.
- ❖ Dureza.
- ❖ Resistencia a la Compresión.
- ❖ Resistencia a la Tracción.
- ❖ Módulo de Young.

Existen diversos modelos, para predecir las curvas de distribución granulométrica del material tronado, López Jimeno, C., García Bermúdez (2003). Algunos modelos más usados:

- ❖ Modelo de Brohnikov.
- ❖ Modelo de Da Gamma.
- ❖ Modelo de Chatterjee y Just.

- ❖ Modelo de Swedish Detonic Research Foundation
- ❖ Modelo de Kuznetsov y Rosin Rammler.
- ❖ Modelo de Bergmann - Riggle - Wu.
- ❖ Modelo de Bond.

Sin embargo, estos modelos se basan en aplicaciones estáticas de las variables que determinan la granulometría y no consideran la dinámica de la secuencia de detonación de la energía explosiva.

El Modelo de Onda Elemental, se presenta como una alternativa de ingeniería para ayudar a comparar diferentes opciones de diseño de tronadura, en términos de fragmentación, el daño inducido por la tronadura a las paredes del rajo, o los niveles de vibración de campo lejano. La base para el modelo en todas las aplicaciones es la interacción de vibraciones u ondas de choque inducidas por el explosivo y generadas por la detonación de cada carga dentro de la tronadura. Además, se supone que la interacción de las vibraciones tiene un comportamiento lineal y elástico, permitiendo que el efecto acumulativo de las ondas de vibración que llegan desde múltiples fuentes (diferentes cargas), se obtenga por simple adición lineal de los impulsos de vibración individuales.

Las razones para utilizar la vibración como base para estimar las tendencias de fragmentación y los daños se pueden resumir en las siguientes afirmaciones:

- Las vibraciones de la tronadura representan un régimen de tensión inducida en el macizo rocoso por la detonación de cargas de los pozos, dando lugar a la creación de una red de fracturas en las zonas donde el campo de tensión inducido, excede la resistencia de la roca.
- La intensidad de la red de fracturas y por lo tanto la probabilidad que la fragmentación óptima como los daños no deseados, se encuentran directamente relacionados con el nivel de velocidad de partícula o vibración.

Al mismo tiempo, la capacidad para producir un alto grado de fragmentación en el diseño de tronadura, depende de la capacidad de producir niveles muy altos de vibración a lo largo de todo el banco, lo cual promoverá una intensa red de fracturación.

Sin embargo, se debe entender que la vibración es sólo uno de los mecanismos para la producción de daños y fragmentación en estructuras de roca, existiendo otros mecanismos importantes tales como: la acción de presiones de gases extremos y colisiones e impactos de partículas.

Además, aspectos como la productividad de los equipos de carguío son afectados por algo más que la distribución del tamaño, factores como el desplazamiento de la pila “muck-pile” (vertical y horizontal), las características de las excavadoras, son importantes de observar.

CAPITULO I: INVESTIGACION PROPUESTA

I.1 Formulación General

La Industria Minera Chilena, en su estrategia de mantener liderazgo en la producción mundial de cobre, estima que al año 2020 demandará más de 36 millones de MW-Hr. de energía, un 80% más que el año 2010, Cochilco (2012). No obstante esto, según las últimas estimaciones del Consejo Minero (Agrupación Gremial de la Gran Minería), la Industria Minera nacional está perdiendo competitividad por un alza sostenida en los costos de operación (denominados OPEX), donde un factor relevante es el costo de la energía eléctrica, la que representa aproximadamente un 30% de este total. Esta particular condición de Chile, respecto a su limitada matriz energética, ha impactado de manera directa a los proyectos mineros en operación, provocando también la postergación de otros en etapa de proyecto, en particular en la Región de Atacama.

Como referencia, Chile tiene uno de los costos de suministros de energía más caros del mundo, entre 140 y 180 US\$/MW-Hr., llegando a costar más de 200 US\$/MW-Hr., en aquellas faenas donde la generación y/o transmisión es escasa y cuyo suministro de energía debe considerar generación diésel. En comparación, Perú, otro país minero, tiene costos de energía entre 40 y 70 US\$/MW-Hr., por lo mismo y respecto de este factor, es más competitivo que Chile.

En este contexto, en los últimos años, la mayoría de las empresas mineras han implementado tecnologías de control de procesos y automatizado algunas operaciones, con el objeto de generar eficiencia en el uso energía eléctrica, fundándose una tendencia en la industria, en cuanto a optimizar la cadena de valor Mina-Planta, integrando nuevas tecnologías y procesos más eficientes en una industria competitiva de calidad mundial.

Esta propuesta pretende contribuir a la creciente necesidad de hacer cada vez más eficiente el uso de la energía en los procesos mineros, velando por la seguridad y productividad, en términos de minimizar la variabilidad en los tonelajes y leyes de mineral, de acuerdo al plan de producción y controlando los costos de una manera integradora (mina-planta) y sustentable en el tiempo. Considerando la fragmentación de rocas como un problema fundamental, se plantea esta propuesta de efectividad en la

detonación y en el diseño de tronadura, con un fuerte componente de investigación aplicada a minas a cielo abierto de baja ley, aplicando un modelo dinámico para la determinación de tiempos óptimos en la liberación de la energía del explosivo, utilizado en la tronadura (Modelos de Onda Elemental).

I.1.1 Antecedentes Preliminares

Uno de los aspectos fundamentales sobre la cual se basa la metodología de la solución propuesta, se relaciona con las teorías y modelos de fragmentación que hoy se utilizan en tronadura a cielo abierto. Existen, por lo tanto, avances relevantes derivados de estos modelos para incorporar información del macizo rocoso, del explosivo y de las diferentes condiciones de la calidad de roca y del diseño minero.

Por otra parte, existe una serie de modelos de fragmentación en la literatura sobre tronadura, por ejemplo Yang y Rustan (1983), que predicen el tamaño promedio X_{50} y cómo éste depende de los diferentes factores que rigen la tronadura. Las pruebas realizadas también pueden predecir la distribución del tamaño de los fragmentos $P(x)$.

$$P(x) = 1 - e^{-\ln 2 \cdot (x/x_{50})^n} = 1 - 2^{-(x/x_{50})^n} \text{ where } 0 \leq x < \infty.$$

Estos modelos predicen, algunas veces, la forma de los fragmentos o su estado de micro-fractura, sin embargo no todos son fiables. Por ejemplo según la forma del X_{50} ¹ depende de:

$$x_{50} \approx \sqrt{(BS/N)}$$

¹ Grady y Kipp (1987)

$$N = \pi \phi_h \cdot \left[\frac{\rho c_p \dot{E}}{6K_{Ic}} \right]^{2/3}$$

$$\rho c_p \dot{E} \approx 2 \frac{P_h}{\phi_h}$$

$$x_{50} \approx constant \cdot (K_{Ic})^{1/3} \cdot [(BS)^{1/6} \phi_h^{1/2}] \cdot \frac{1}{(qD^2)^{1/3}}$$

$$x_{50} = constant \cdot (rock\ factor) \cdot (geometry\ factor) \cdot (explosives\ factor).$$

Estos últimos factores son los utilizados en todos los modelos de predicción, sólo variando su orden entre un modelo predictivo y otro.

I.1.2 Ecuaciones de Fragmentación

- El modelo adoptado para la predicción de fragmentación obtenida por tronaduras denominado “**Kuz-Ram**”, está basado en las ecuaciones de **Kuznetsov y de Rosin Rammler**, el cual fue presentado por Cunningham (1983, 1987)². Este modelo da una buena aproximación a la granulometría de un material tronado. La ecuación es de la siguiente forma:

$$P(x) = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}$$

² Mayor importancia dureza de la roca, a partir de los datos geológicos del macizo rocoso.

Siendo:

- $P(x)$ = Proporción del material retenido para una abertura malla x .
- x = Abertura de malla³
- x_c = Tamaño característico.
- n = Coeficiente de uniformidad.

Por otra parte la ecuación de Kuznetsov (1973), permite estimar el tamaño medio de los fragmentos producidos por una tronadura, con un diseño geométrico establecido además de su formato de carguío dado:

$$X_{50} = A * \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0,8} * Q^{\frac{1}{6}} \rightarrow o \quad X_{50} = A * \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,8} * Q_e^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{E} \right)^{0,633}$$

- X_{50} = Tamaño medio de los fragmentos de Tronadura. (cm)
- A = Factor de roca. (valor de 1 a 13)
- V_0 = Volumen de roca fragmentada por pozo (m³).
- Q = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por pozo.
- Q_e = Kilos de explosivo por pozo.
- E = Potencia relativa en peso referida al Anfo.

De la ecuación de Kuznetsov (1973) se desprende que el tamaño medio de fragmentación decrece, casi linealmente, con un aumento del factor de carga representado por V_0/Q , situación que es bastante obvia. También se puede deducir de la ecuación, que el uso de menores diámetros de perforación, es decir, menos kilos de explosivos por pozo (Q) generan un tamaño medio menor que al utilizar diámetros mayores, esto, considerando diseños con igual factor de carga.

La importancia de los parámetros (X_c y n)⁴, se pueden describir con referencia a tres curvas hipotéticas de distribución de tamaño, como se muestra

³ AECI (1984), Afrouz, A., Hassani, F.P., and Ucar R. (1988); Barton N., Lien R., and Lunde J. (1974).

⁴ Rosim Rammler (1933), distribución tamaño partículas.

en la Fig. 1.1. Con referencia a las curvas A y B, se puede ver que el aumento del valor del tamaño característico X_c , hace a la distribución de tamaño más gruesa, pero la curva permanece esencialmente paralela, manteniendo la misma pendiente. Variando los valores de “ X_c ”, por lo tanto, simplemente hace a la distribución de material más gruesa o más fina.

Un aumento general en la energía del explosivo o factor de carga, al reducir el espaciamiento, debe producir un desplazamiento de las curvas de distribución y de esta forma producir una pila más fina a través del rango completo de tamaño.

Con referencia a las curvas A y C, se puede ver que al aumentar el índice de uniformidad “ n ”, tiene el efecto de cambiar la pendiente de la curva.

Disminuir la pendiente, significa que el material se hace más grueso en el extremo superior y más fino en el inferior de la curva de distribución de tamaño; al cambiar “ n ” cambia, por lo tanto el ancho de la distribución de tamaño, o la uniformidad en el tamaño de partícula producido por la tronadura. El movimiento que tiende a producir concentraciones focalizadas de energía del explosivo, más que una distribución uniforme de energía (cambiar de un pozo de pequeño diámetro, con una columna larga de explosivo a un pozo de gran diámetro, con una columna corta de explosivo) se puede esperar que baje el “ n ” ya que la región de roca próxima a la columna corta de carga se quebrará más fina, mientras que el material adyacente a la columna larga del taco recibirá escaso quebrantamiento.

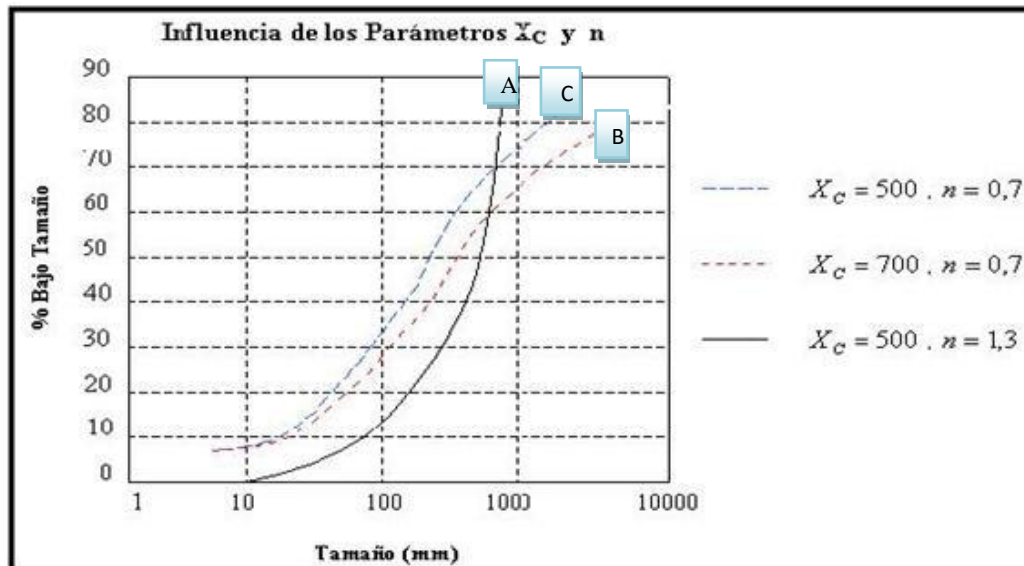


Figura 1. Efectos de los Parámetros de Rosim Rammler (1993) en la curva distribución.

Para el cálculo del factor de roca se han definido varios sistemas de los cuales se indican dos de ellos, siendo el más utilizado el propuesto por Cunningham (1983).

I.1.2.1 Cálculo factor de roca Cunningham (1983)

$$A = 0,06 * (RMD + JPS + JPA + RDI + HF)$$

- RMD = Descripción de la roca.
- JPS = Separación entre fracturas planas.
- JPA = Angulo fracturas planas.
- RDI = Influencia de la densidad
- HF = Factor de dureza;

Donde los valores de cada uno de los parámetros indicados se obtienen de la siguiente tabla.

I.1.2.2 Tabla para el cálculo del factor de roca A

RMD		
Pulvurulenta/Frágil		10
Diaclasado Vertical		JPS+JPA
Masiva		50
Espaciamiento de Fracturas (m)JPS		
<0,1 m.		10
0,1 a 1m		20
>1m.		50
Manteo diaclasas (JPA)		
Manteo fuera cara banco		20
Rumbo perpend. a la cara		30
Manteo hacia la cara		40
RDI		
SG (ton/m ³)		RDI=25*SG-50
HF		
		E/3 si E<50GPa
		UCS/5 si E>50GPa

I.1.2.3 Tabla para cálculo del factor de roca A (otros autores)

- Bl = 1 para rajo, 2 para túneles.

$$A = Bl * \left[14 - 9 * e^{-\left(\frac{Sc - 67 * ff - 400}{630} \right)^{3,125}} \right]$$

- Sc = Resistencia a la compresión dinámica (kg/cm²)
- ff = Frecuencia de fracturas por pie de testigo.

También se utiliza un sistema de clasificación RMR⁵ Roca débilmente fisurada ff = 0 a 1

- ❖ Roca medianamente fisurada ff = 1 a 2,5
- ❖ Roca fisurada ff = 2,5 a 4
- ❖ Roca altamente fisurada ff = 4 a 6

Como la ecuación de Kuznetsov (1973) permite obtener el tamaño medio de fragmentación, se puede deducir, a partir de ese valor, y mediante la ecuación de Rosin-Rammler (1933), el valor del tamaño característico:

$$X_c = X_{50} / \left(0,693 \right)^{\left(\frac{1}{n} \right)}$$

⁵ Rock Mass Rating (valoración de la masa rocosa)

Para el cálculo del coeficiente de uniformidad, Cunningham (1983) desarrolla un algoritmo que ha perfeccionado hasta llegar a la siguiente expresión:

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) * \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} * \left(1 - \frac{W}{B} \right) * \left(\frac{\text{abs}(BCL - CCL)}{L_t} + 0.1 \right)^{0.1} * \frac{L_0}{H}$$

- ❖ n = coeficiente de uniformidad
- ❖ d = Diámetro de perforación (mm)
- ❖ B = Burden (m)
- ❖ S = Espaciamiento (m)
- ❖ W = Desviación de perforación (m)
- ❖ abs = Valor Absoluto
- ❖ BCL = Longitud de carga de fondo (m)
- ❖ CCL = Longitud de carga de columna (m)
- ❖ Lt = Longitud total de carga (m)
- ❖ L0 = Longitud de carga sobre el nivel de piso (m)
- ❖ H = Altura del banco.

Con la formula anterior, se puede deducir la influencia que ejerce el diseño de la tronadura sobre el índice de uniformidad, así; este aumentará si:

1. La relación burden/diámetro del pozo, disminuye.
2. La relación longitud total de carga/altura del banco, aumenta.
3. La relación espaciamiento/burden, aumenta.
4. La precisión de perforación aumenta.

El modelo de diseño de la malla de tronadura tiene las siguientes limitaciones:

1. La relación Espaciamiento/Burden no debe exceder de 2, estando referida al esquema de perforación y no a la secuencia de salida.
2. La secuencia de salida y los tiempos de retardos deben ser tales que proporcionen una buena fragmentación.
3. El explosivo debe desarrollar una energía próxima a la potencia relativa en peso calculada.

En relación al efecto de la tronadura en el chancado y molienda, un artículo de Workman y Eloranta (2003), hace referencia a que en los últimos años, ha habido una creciente atención a los efectos de la tronadura en las etapas posteriores de la conminución. En el pasado, el objetivo principal de la tronadura, era la capacidad productiva del equipo de excavación a cavar la roca tronada y la cantidad de fragmentos de gran tamaño producidos. En la actualidad, el efecto de la tronadura tiene en cuenta, más allá del carguío, el chancado y también la molienda, ya que debido al mejoramiento de estos procesos, se puede impactar positivamente en el ahorro de energía.

Hay dos aspectos importantes de la fragmentación de las rocas producto de las tronaduras. El primero, es la distribución del tamaño de los fragmentos; esto a menudo se evalúa cualitativamente, mediante inspección visual, calificándose como buena o mala. También se puede medir cuantitativamente, mediante técnicas de análisis de imagen, las cuales si bien entregan análisis en función de una muestra, proporcionan resultados estadísticamente más confiables que las técnicas cualitativas, siendo repetibles y no intrusivas para la producción. El segundo, es el ablandamiento interno de fragmentos individuales por tronaduras. Ambas características pueden afectar la eficacia del chancado y la molienda,

existiendo evidencia significativa de los grandes ahorros en costos que pueden acumularse⁶.

I.1.3 Fundamento de la Hipótesis.

I.1.3.1 Modelamiento de la tronadura como fuente energética

Según el trabajo desarrollado por José Ángel Sanchidrian en 2006 “Energy components in rocks blasting”, la reacción ocurrida durante una tronadura en la liberación de energía química almacenada en el explosivo, se transforma en distintos tipos energía:

$$E_E = E_F + E_S + E_K + E_{NM}$$

Dónde:

- E_E , es la energía del explosivo,
- E_F , es la energía de fragmentación,
- E_S , es la energía sísmica,
- E_K , es la energía cinética y
- E_{NM} , es la energía de deformación.

Si bien existen avances teóricos relevantes en términos de analizar los diferentes tipos de energía que libera el explosivo durante el proceso de detonación (reacción química del explosivo) y transmisión de energía en la roca, la implementación con mediciones realizadas en terreno generan dispersiones del 50% sobre los resultados esperados, atribuibles según el autor, (Sanchidrian, 2006), a la necesidad de conocer con mayor detalle el proceso de fragmentación con el objeto de poder modelar.

Por otra parte, el Dr. José Cáceres⁷, en su artículo “Optimizing NPV by blasting”, plantea la necesidad de optimizar la fragmentación de rocas por tronadura a través de una mirada integral (modelos de fragmentación), dimensionando el beneficio generado por ahorros

⁶ Eloranta 1995 & Paley y Kojovic, 2001, por ejemplo.

⁷ José Cáceres. Queen’s University (2006)

energéticos y mayor tonelaje que puede procesar la planta por tener mineral mejor acondicionado en un 13%, medido como aumento del Valor Presente Neto (VPN).

De esta manera, se plantea la hipótesis del proyecto en generar ahorros en consumo de energía para el sistema Mina-Planta, al disponer de un material fragmentado acondicionado a los requerimientos de chancado y molienda, aplicando un Modelo de Fragmentación de Rocas para la eficiencia energética. Este modelo se basa en la teoría de utilizar el efecto de la superposición lineal de los trenes de ondas generadas por la detonación de las diferentes cargas explosivas de una tronadura, considerando el tiempo de viaje de cada una de las ondas y las diferencias de tiempo de la secuencia de salida. Con esto es posible predecir el registro de onda que se obtendría, determinando la velocidad máxima de las partículas y las frecuencias dominantes.

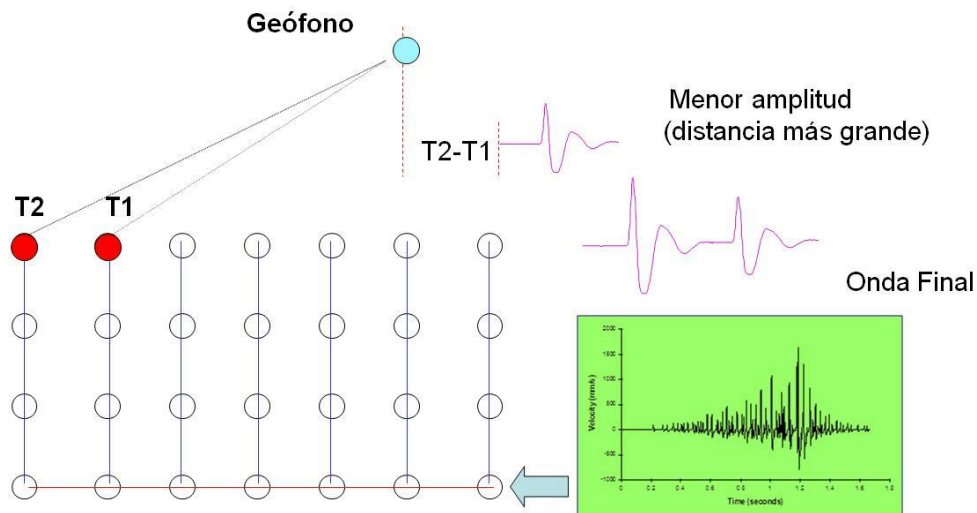


Figura 2 Manríquez, R. (2014)

Adicionalmente, se plantea como hipótesis la generación de externalidades positivas, propias de tener un material mejor acondicionado, debido principalmente a la mayor eficiencia en el carguío de materiales con palas de cable, además de un aumento en los factores de

llenado de los camiones y mejoramiento de las pistas donde circulan los camiones, afectando el 50% del costo directo de una mina a cielo abierto.

I.2 Identificación Del Problema

Actualmente los consumos energéticos en la minería se han incrementado drásticamente debido a los siguientes factores:

- 1) Menores Leyes de Mineral.
- 2) Mayor Dureza de la Roca.
- 3) Mayor Relación Estéril-Mineral.
- 4) Mayores Distancias de Acarreo.
- 5) Bombeo de Agua a Faenas desde, el nivel del mar a la faena.

Al respecto, el estado del arte en fragmentación de rocas con explosivos, evidencia que siendo la tronadura una operación unitaria dentro de la cadena de valor, la empresa minera no logra capturar todo el valor técnico de este proceso, adoleciendo esta etapa de una integración con las plataformas de planificación minera, lo que se sustenta en el siguiente análisis:

- No se proponen modelos dinámicos de fragmentación de rocas por tronadura en la mina, que consideren todas las propiedades de los explosivos y del macizo rocoso. También se debe considerar la variable tiempo de detonación del explosivo y su liberación de energía, la cual puede durar desde 500 milisegundos hasta dos segundos para fragmentar y así finalmente, disponer de una pila de material tronado.
- No se reacciona, eficientemente, ante problemas de tamaños de la fragmentación en la mina, lo que provoca un sobre tamaño de roca de alimentación a la planta, con el consecuente sobre consumo de energía, condición que genera variabilidad en el tonelaje de mineral tratado y de la ley de mineral recuperado.
- No se generan externalidades positivas propias de una mejora en la fragmentación de rocas, en particular en el carguío y el transporte, que representan entre un 50% y 60% del costo mina según datos de la

industria en Chile. Cabe destacar que el carguío se hace preferentemente con palas de cable que usan energía eléctrica.

I.3 Hipótesis

Actualmente, dada la baja productividad que presenta gran parte de las operaciones mineras en Chile, es imprescindible aplicar estrategias tendientes a reducir los costos de operación; la aplicación de un modelo dinámico para la fragmentación de roca, permite optimizar el consumo de energía en el sistema mina-planta, y así, crear importantes beneficios en los procesos productivos de una empresa minera.

Una condición de impacto directo en el encarecimiento de la producción de cobre, es la ineficiencia en el consumo de energía eléctrica. Entendido lo anterior, la presente hipótesis propone la utilización de un Modelo de Fragmentación de Onda Elemental para modificar las condiciones de tronadura en la mina, buscando obtener un material fragmentado acondicionado para el siguiente proceso de conminución, de manera de lograr beneficios económicos a la compañía en términos de ahorro energético.

I.3.1 Preguntas de Investigación

1. ¿Es posible un ahorro de costos en energía, sustentable en el largo plazo a través del uso de estos modelos, ajustando sus parámetros de eficiencia cercanos al óptimo para mejorar el fracturamiento y la granulometría del mineral en los procesos de tronadura de la mina?
2. ¿Es posible minimizar los costos de producción del sistema mina-planta, optimizando el proceso de voladura y tronadura, con la ayuda de modelos matemáticos determinísticos, de manera que impacte sustancialmente los beneficios económicos de la empresa y su estado de resultado?

I.3.2 Beneficio esperado

El beneficio esperado con la aplicación del modelo propuesto, busca lograr ahorros sustanciales y sustentables en el tiempo, en el consumo de energía del sistema Mina-Planta, en rangos de entre un 3%

a un 6%, medido en US\$/KW-Hr. Junto con lo anterior, se vislumbran beneficios directos e indirectos a través de un mejoramiento de rendimiento de los equipos de molienda, chancado, carguío y transporte, al poder analizar mejor la fragmentación y disposición del material tronado.

I.4 Objetivos

I.4.1 Objetivo General

Optimizar el consumo energético en la cadena de valor Mina-Planta, mediante la aplicación de un modelo Dinámico de Fragmentación de rocas y sus efectos en la reducción de costos e incremento de la productividad.

I.4.2 Objetivos específicos

1. Identificar las variables que inciden en los índices de perforación, y tronadura.
2. Determinar los tiempos óptimos en la liberación de la energía del explosivo utilizado en la tronadura, y en el desplazamiento de las ondas de energía liberada en el proceso.
3. Analizar el impacto económico de la reducción del consumo de energía en los procesos mina y planta, para yacimientos de baja ley.

I.5 Restricciones

El Modelo de Onda Elemental intenta simular solamente las interacciones de vibración de las detonaciones de las cargas explosivas. Los usuarios están obligados a utilizar la experiencia y el conocimiento de las vibraciones para inferir cómo optimizar los factores relacionados con la fragmentación y los daños producidos, al cambiar el régimen de vibración.

CAPITULO II: MARCO TEORICO

En este capítulo se mencionan los conceptos necesarios, desde el punto de vista del beneficio económico de la fragmentación en los procesos mineros, de la importancia de los componentes geológicos de los macizos rocosos y de los fundamentos del modelo dinámico de optimización de la tronadura a aplicar, en el contexto del proceso de conminucion, dentro de la cadena de valor Mina-Planta.

II.1 Marco Teórico Económico

Es generalmente conocido que el valor de la fragmentación es una función del tamaño de alimentación a la planta, y podría graficarse con una curva de Valor Actual Neto (VAN o NPV) versus tamaño de alimentación a la planta expresado en unidades de $F80^8$, pero podría ser $F50$, $F20$, u otra métrica relevante.

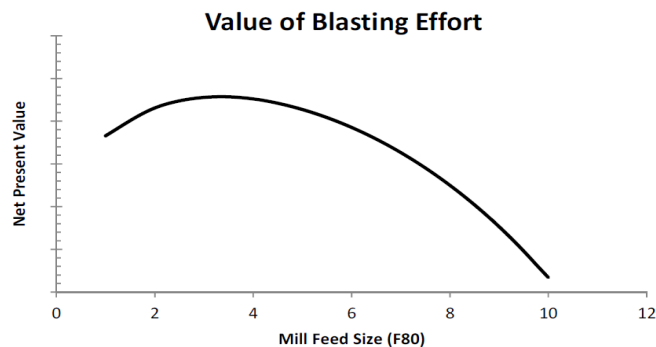


Figura 3. Kuznetsov, V.M. (1973), Valor Esfuerzo Tronadura

El punto óptimo, donde debe operar la faena, es donde el derivativo es igual a cero. En este punto no hay ganancias marginales por cada dólar invertido en fragmentación. Otra manera de expresarlo es decir que estamos buscando el punto de intersección de la curva de costos marginales con la curva de ingresos marginales:

⁸ corresponde a la fracción pasante del 80%.

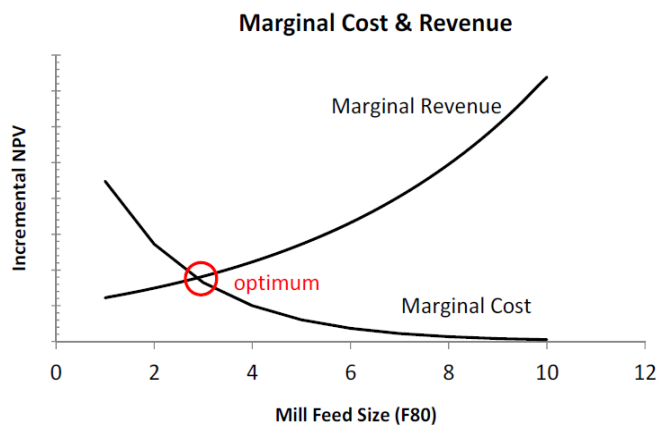
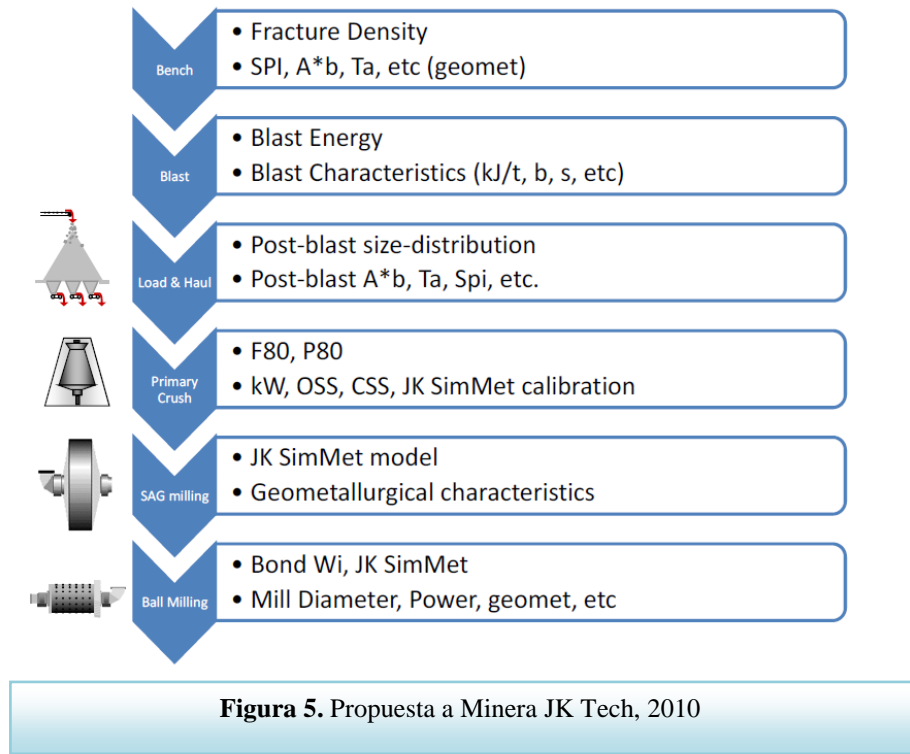


Figura 4. Costo e Ingreso Marginal, William Baumol y Alan Blinder (2011)

El objetivo de esta proposición es estimar estas curvas para validar, o proponer un nuevo punto de operación dado un circuito (configuración de chancado primario) y un tipo de mineral donde la curva varía según el tipo de mineral.

II.1.1 Costos marginales

Para cuantificar la curva de costos marginales, primero visualizamos el proceso de tronadura-minado-chancado:



Para una planta concentradora, el costo marginal es definido como costo, en \$/ton, para entregar un producto a la planta, chancado primario, marginalmente más fino.

El costo marginal es la suma de:

- Costo adicional de tronadura, menos
- Ahorros en el proceso de carguío y transporte, menos
- Ahorros en el proceso de chancado primario

II.1.2 Ingresos marginales

La familia de curvas de ingresos para cada UGM (Unidad Geológica Metalúrgica), depende tanto de las características metalúrgicas como en la reacción de la planta a cambios en la curva granulométrica de la alimentación. Cada planta es diferente y depende de las restricciones y límites de la capacidad de tratamiento y por lo tanto requiere modelación matemática. Por ejemplo, una

planta con limitaciones de capacidad de chancado primario o molienda SAG, tendría más sensibilidad a fragmentación que una planta con restricciones en el circuito de molienda de bolas o flotación. Para llegar a una estimación de la curva de ingresos marginales para un tipo de mineral, se propone utilizar el siguiente procedimiento:

1. Para cada muestra seleccionada para estudios de tronadura, caracterizar los parámetros metalúrgicos antes y después de la tronadura.
2. Caracterizar la granulometría después de la tronadura (alimentación al chancador primario) para caracterizar la tasa de reducción promedio de la tronadura.
3. Caracterizar la granulometría del producto del chancador primario, OSS⁹, y CSS para calibrar el modelo de chancado.
4. Utilizar el modelo dinámico para calcular el efecto del tamaño de alimentación, en el rendimiento del circuito de molienda.
5. En base de ley de cabeza y recuperación promedio, estimar la curva de ingresos marginales.

II.1.3 Beneficio de la fragmentación en el proceso

En las operaciones mineras el mineral in situ se separa de la roca estéril y se somete a una serie de procesos de conminucion y de separación, para convertirlo en un producto con valor económico. La rentabilidad de cualquier operación en este sector, depende de la eficiencia con que la roca in situ (mineral + estéril) se convierte en el producto final; el costo de operación y la cantidad de valor, es decir el precio, marcan la rentabilidad y eficiencia.

La fragmentación de la roca in situ generalmente se lleva a cabo en tres etapas:

- Tronaduras para entregar el mineral a las etapas de carguío, transporte y posterior trituración y molienda.

⁹ OSS: Open Side Setting y CSS: Close Side Setting

- Trituración primaria para mejorar sus características de proceso y preparar el mineral para la reducción del tamaño de las etapas posteriores.
- Molienda en molinos semi-autógeno (SAG) o autógeno (AG), seguido por los molinos de bolas y molinos de molienda fina.

En las minas a cielo abierto de mayor tamaño, los requisitos de energía y costo de la conminucion en la trituración y molienda son generalmente un orden de magnitud mayor que la de tronadura (Tabla 1).

	Energy kwh/t	Cost \$/t	Energy factor	Cost factor
Drill and Blast	0.2	0.15	1	1
Crushing	2	0.75	10	5
Grinding	20	3.75	100	20

Tabla 1. Energía y Costos de Fragmentación, Scott et. Al. (2000).

La tronadura es el primer paso en el proceso de fragmentación y separación, juega un papel importante en la optimización del proceso mina-planta. Por lo tanto, una buena comprensión de las repercusiones en los resultados de tronadura (fragmentación, esponjamiento, dilución, daño, micro-fracturamiento de la roca) en base a su eficiencia global dentro del proceso, es esencial para el éxito de este enfoque.

La fragmentación tiene una influencia directa en el rendimiento de los equipos de producción de la mina, trituradora y molinos. La definición de la distribución del tamaño de partícula óptima, depende de las condiciones específicas de cada operación, pero esta debe cumplir con el requisito de no afectar a la eficiencia de las operaciones de carguío y transporte, trituración y molienda.

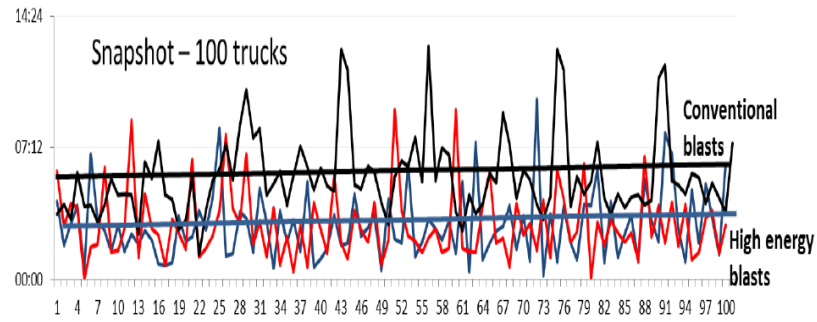


Figura 6. Impacto de la fragmentación en los tiempos de carguío y Transporte. Sarma & S. Kanchibotla (2013).

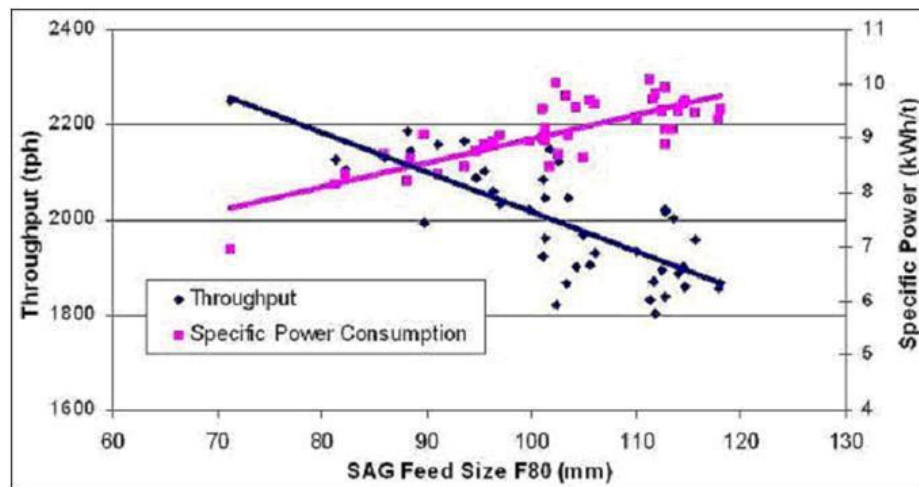


Figura 7. Efectos de tamaño F_{80} en el rendimiento y la potencia específica de molienda SAG. Hart et. Al. (2001)

II.2 Geología del Macizo Rocoso

La estabilidad de un macizo rocoso (MR)¹⁰ ante solicitudes de distinta naturaleza, como por ejemplo, una secuencia de excavaciones, sondajes, tronaduras, entre otras realizaciones, depende esencialmente de las condiciones del macizo rocoso, es decir, del estado de la matriz rocosa y de las características de las discontinuidades. Ambas, matriz rocosa y discontinuidades, determinan la respuesta mecánica de un macizo rocoso. Se entiende por matriz rocosa a la parte de la roca intacta, no perturbada a simple vista, situada entre dos

¹⁰ MR: macizo rocoso.

discontinuidades contiguas; por su parte, las discontinuidades corresponden a todo tipo de superficies o elementos planares geológicos, que hacen discontinuo el MR, así, son discontinuidades las diaclasas, las fallas, las superficies de estratificación, la foliación, entre otros elementos geológicos.

Las propiedades mecánicas de las masas rocosas dependen de:

- a) La composición mineralógica de la roca.
- b) La estructura de la masa rocosa, en particular, de las formas en la cual las discontinuidades o superficies y líneas de debilidad están distribuidas y orientadas con respecto a las cargas impuestas por los sondajes y la tronadura; y además, por las características propias de las discontinuidades.
- c) El estado tensional del MR.

La mayoría de los MR están afectados por discontinuidades de una clase u otra, aunque las diaclasas son predominantes en la gran mayoría de los MR. Lo habitual es que las discontinuidades se producen durante la formación del MR o bien durante procesos de deformación, en tiempos geológicos pasados.

II.2.1. Estructura de la Masa Rocosa.

Aspectos Generales.

Cualquier porción de la Tierra está sometida a un régimen de esfuerzos derivados de la *“tectónica de placas”*, aunque en otros casos, estas fuerzas proceden solamente del peso de la roca sobre-yacente; En general, las fuerzas actúan por largos periodos y con deformaciones permanentes y en algunos casos a gran escala. En otras situaciones, la resistencia mecánica de las rocas puede ser excedida y las fallas y diaclasas son entonces los más obvios modos de deformación. Cualquier deformación, además de la resistencia mecánica intrínseca de la matriz rocosa, además depende de la interacción de otros factores, tales como la

temperatura, la presión hidrostática, la presión de fluidos en los poros, la condición de las discontinuidades, el estado tensional in situ, entre otros.

II.2.2. Características de la Fase Sólida de las Rocas

La fase sólida, que es para cada tipo de roca su carácter distintivo, puede también variar significativamente de roca en roca. La mayoría de las rocas son policristalinas, teniendo granos que son típicamente minerales, que tienen baja simetría y altas temperaturas de fusión. La mayoría de los minerales que forman la roca no crepitan o deforman plásticamente a las temperaturas y presiones encontradas en la superficie de la costra terrestre. Para estar seguros, algunos minerales pueden ser deformados plásticamente a temperatura ordinaria: la calcita por ejemplo, puede maclarse a temperatura ambiente. Aún la calcita, sin embargo, no tiene el número necesario de sistemas de deslizamientos independientes necesitados para producir deformación plástica completa en una muestra policristalina. Consecuentemente, se puede considerar en esta discusión que la *fase sólida de las rocas es un material elástico*, la cual bajo condiciones de esfuerzo severo fallaría por fractura frágil.

Las propiedades elásticas de la matriz policristalina pueden ser medidas experimentalmente o estimadas de los análisis modales de las constantes elásticas para los componentes minerales.

Brace (1965)¹¹ calcula la compresibilidad de varias rocas cristalinas usando los esquemas promedios de Voigt y Reuss¹² (promedio ponderado de las compresibilidades de los minerales constituyentes y el promedio ponderado del módulo de masa). Como fue demostrado por

¹¹ Brace, J.P. 1965. An Extensión of the Griffith Theory of Fracture to Rocks.

¹² Voigt-Reuss-Hill [39, 40, 41]. Esquema promedio ponderado considerando que un sólido policristalino está formado por un gran número de granos (cristalitas) que pueden estar orientadas aleatoriamente.

Hill (1963) y otros, la compresibilidad del compuesto debe ubicarse entre los valores encontrados de los dos promedios. Brace entonces determina, la compresibilidad de las rocas midiendo los cambios dimensionales, a medida que las muestras fueron sujetas a presiones hidrostáticas sobre 1GPa. La porosidad en las rocas compactas y cristalinas que él examinó es primeramente debido a las grietas. Esta proximidad con suficiente alta presión y la respuesta elástica, es la de una matriz sólida. Brace, encuentra que las diferencias entre los términos teóricos, fue menor que la exactitud que generalmente se necesita en la práctica, y así el promedio de dos términos es una buena estimación de la compresibilidad de la matriz. Las compresibilidades calculadas están de acuerdo con los valores determinados experimentalmente, a presiones más grandes que unos pocos kilobares (1kbar = 108 Pa), donde el efecto de porosidad por grieta ha sido eliminado.

II.2.3. Conducta Mecánica Estática.

Como ha sido demostrado, la matriz rocosa es linealmente elástica bajo condiciones del entorno encontrados en la corteza poco profunda. Las características especiales que son observadas en experimentos de deformación sobre rocas, surgen a causa de la interacción entre la matriz rocosa sólida y la red de poros. Esta interacción afecta la deformación bajo la carga estática (donde los esfuerzos inerciales son despreciables) y la carga dinámica.

II.2.4. Observaciones Experimentales.

Se puede ver en la **Figura 8**, que el módulo de masa aumenta a medida que la presión aumenta, aproximadamente sobre los 200 MPa¹³, después de lo cual se mantiene constante. Esta conducta no-lineal es atribuida, como aparentemente sugiere primero Adams y Williamson (1923), a la presencia de grietas en la muestra. A presión baja, las grietas

¹³ Mpa: Esfuerzo de Compresión

están abiertas, y la interacción entre ellas es alta. Las grietas cierran a medida que la presión es elevada, y la interacción decrece. A presiones suficientemente altas, todas las grietas cierran, tanto que al aumentar la presión, no se producen cambios adicionales en la pendiente, mientras se encuentre en el campo elástico.

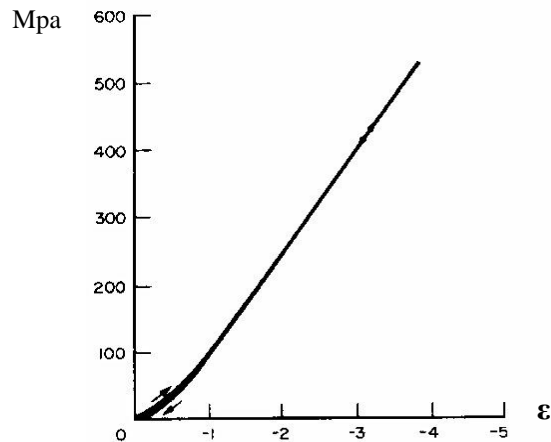


Figura 8. Deformación lineal, granito de Westerly bajo presión hidrostática. Joseph B. Walsh, (1993).

La deformación lateral y axial de esta roca, bajo esfuerzo uniaxial es demostrado en la **Figura 8**¹⁴. Se puede ver que la pendiente de la curva esfuerzo-deformación axial aumenta con el aumento del esfuerzo; eventualmente puede alcanzar un valor constante, o cercano. En general todas las grietas están cerradas a presiones más grandes que unos cientos de Mpa, y el módulo de masa iguala su valor intrínseco.

La curva esfuerzo-deformación de la **Figura 9**, sigue una trayectoria de mayor pendiente cuando el esfuerzo es disminuido, que cuando el esfuerzo es aumentado. Esta conducta contrasta con aquella de la **Figura 8**, donde las curvas de carga y descarga coinciden. El efecto de histéresis creado por el ciclo del esfuerzo uniaxial es causado por el componente del

¹⁴ Tomado de Tesis Doctoral Héctor Mario Fribla (2006) y Joseph B. Walsh (1993).

esfuerzo de corte del esfuerzo aplicado, el cual introduce desplazamiento entre las caras de contacto de las grietas. Este desplazamiento junto con la fricción disipa energía, dando una elevación del loop de histéresis¹⁵ mostrado en la **Figura 9**. Las grietas solamente se abren y cierran bajo presión hidrostática, y así la histéresis es despreciable en la **Figura 8**. Aunque la respuesta es de solamente una roca en particular, como ha sido descrito, esta conducta es típica de la mayor parte de las rocas.

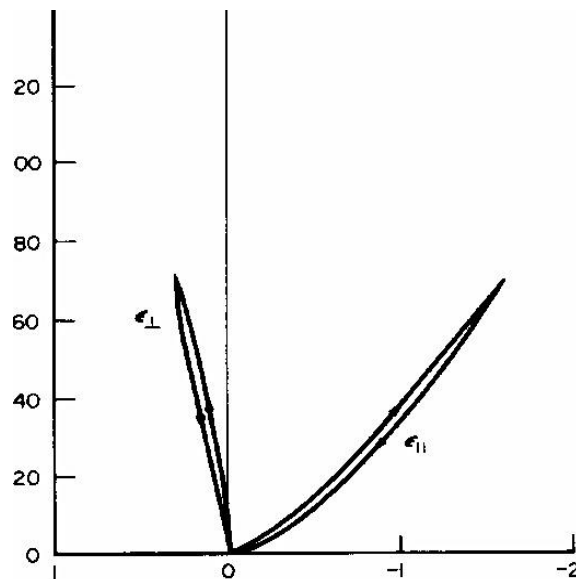


Figura 9. La deformación axial ϵ y ϵ_{II} , para el granito Westerley, bajo la compresión uniaxial s , Joseph B. Walsh, (1993).

¹⁵ Cuando un material ferromagnético, sobre el cual ha estado actuando un campo magnético, cesa la aplicación de éste, el material no anula completamente su magnetismo, sino que permanece un cierto magnetismo residual.

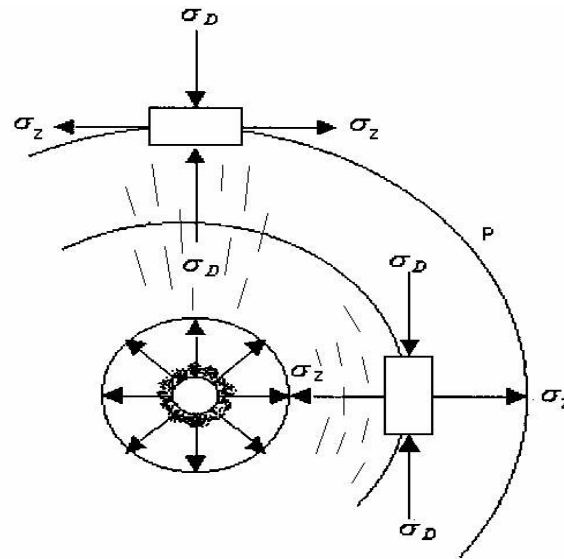


Figura 9. Deslizamiento contra fricción, es análogo al deslizamiento de un bloque en un plano, Joseph B. Walsh, (1993).

II.2.5. Condiciones Geomecánicas

Dependiendo de sus características y condiciones, la masa rocosa puede variar de una mina a otra, como también de un área a otra área dentro de una misma mina.

A medida que pasa el tiempo, crecen las labores mineras y por ende los minados y tronaduras, originando también mayores precauciones, debido a que se están desarrollando diferentes situaciones de inestabilidad en la roca. A fin de mantener una adecuada estrategia de control de la inestabilidad, es muy importante que el personal que labora en una faena minera, deba estar familiarizado con las características y condiciones del macizo rocoso. No obstante lo anterior, conocer sus características y litología, permite tomar decisiones correctas en las labores de minado, y así utilizar de forma eficiente los explosivos y las mallas de tronaduras, teniendo como información relevante los indicadores obtenidos mediante la información recopilada para tales eventos (KPI), de esta manera se obtendrá un fracturamiento óptimo, con una granulometría adecuada, mejorando los procesos mina-planta.

II.2.6. Características de la Matriz Rocosa

Un elemento constitutivo de la matriz rocosa intacta, es la composición mineralógica del cuerpo rocoso, que imprime características esenciales dependiendo de los minerales que la conforman, según sean de mayor o menor dureza relativa en la escala de Mohs; además influye en las propiedades intrínsecas de la matriz, la textura de la roca, referida ésta al tamaño, forma y disposición espacial de los mismos minerales; otros procesos geológicos que intervienen en las características geotécnica de los MR son la meteorización y/o alteración, que corresponden a las transformaciones que experimentan los minerales por acción de los agentes meteóricos o por la acción de fluidos hidrotermales que intervienen en la formación de los yacimientos minerales; ambos procesos, meteorización y/o alteración, suelen modificar, las capacidades de resistencia mecánica de la matriz rocosa. Tanto la composición mineralógica, como la textura y la meteorización y alteración, determinan las características de la matriz rocosa, referidas a las propiedades de la roca intacta, es decir, resistencia a la compresión uniaxial, resistencia a la compresión triaxial, módulos elásticos que caracterizan a los distintos tipos de rocas.

II.2.7. Características de las Discontinuidades

Un MR puede contener diferentes tipos de discontinuidades, tales como diaclasas, fallas, estratificación, foliación u otros rasgos geológicos. Considerando que en los yacimientos de Cu porfídico, los elementos de discontinuidad relevantes son las diaclasas y fallas, describiremos los constituyentes que los singularizan.

II.2.8. Diaclasas

Se refieren a cualquier superficie que no muestre evidencia de movimiento a través del plano de fractura.

- Disposición espacial: se refiere a como la superficie o plano se dispone en el espacio, sea vertical, horizontal o una disposición intermedia, en cualquier caso, respecto de un sistema de referencia geográfico. Cabe distinguir sistemas de diaclasas que tiene una disposición espacial semejante.
- Frecuencia: corresponde a la cantidad de diaclasas por metro lineal; esta característica es indicativa para cada sistema.
- Persistencia: corresponde a la longitud de la diaclasa y/o sistema de diaclasa.
- Abierta o cerrada: corresponde a la eventual separación entre las caras de la diaclasa; en el caso de estar abierta se debe caracterizar la superficie de ambas caras; si está cerrada es importante describir el relleno, pues el relleno puede ser blando o plástico o de una dureza o resistencia mayor que la matriz rocosa misma, como puede ser el caso de cuarzo.
- Plana u ondulada: se refiere a si la superficie de la diaclasa es plana u ondulosa.
- Rugosidad: se debe indicar si la superficie de la diaclasa es lisa o rugosa, pues a mayor rugosidad mayor es la resistencia mecánica de un macizo rocoso.
- Condición de humedad: se debe indicar si las diaclasas están secas, húmedas, gotean o bien permiten la circulación de agua.

II.2.9. Fallas Geológicas

Existen diversos tipos de fallas geológicas, algunas de escala centimétricas hasta kilométricas; a veces la superficie de falla es neta, tajante, pero la mayoría de las veces corresponde a una zona de falla, que muestra un intenso diaclasamiento acompañado de alteración de la roca de caja, en estos casos suele definirse una zona de falla que es necesario describir como una unidad del MR con características propias; luego se

debe describir la corrida de la falla, el ancho o potencia, la existencia o no de zonas con espejos de fallas, salbanda y/o mineralización, la condición de humedad y cualquier otra característica que pueda afectar la condición mecánica del MR.

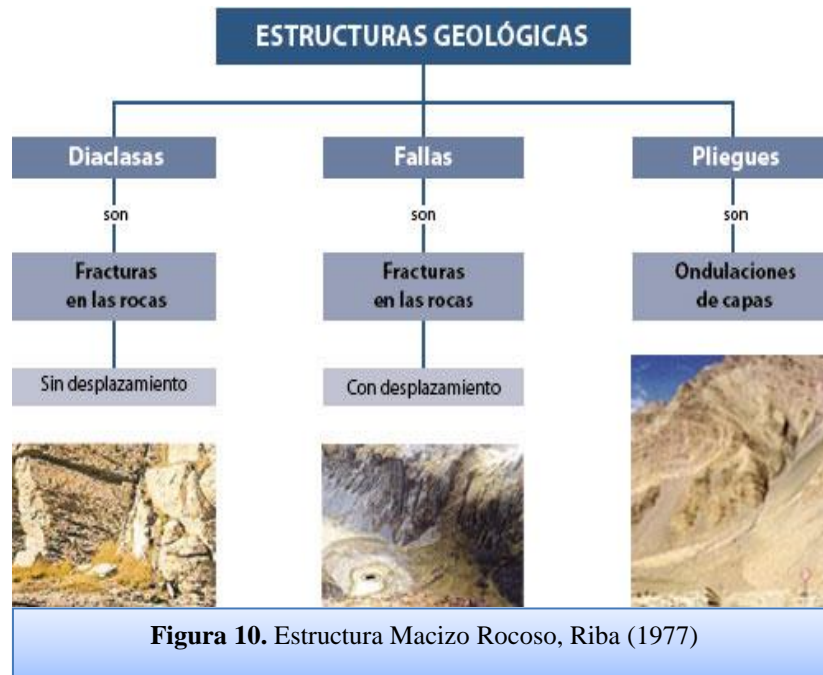
II.2.10. Discontinuidad de las Rocas

II.2.10.1. Masa Rocosa: es el medio In-Situ, que contiene diferentes tipos de discontinuidades tales como: diaclasas, estratificación, fallas, foliación, entre otros rasgos geológicos estructurales; dependiendo de cómo se presentan estas discontinuidades al interior del macizo rocoso, éstas tendrán un determinado comportamiento frente a las operaciones de tronaduras.

II.2.10.2. Planos de Estratificación: dividen en capas o estratos a las rocas (sedimentación), es decir, es una superficie en la que se unen dos capas o estratos de una roca estratificada.

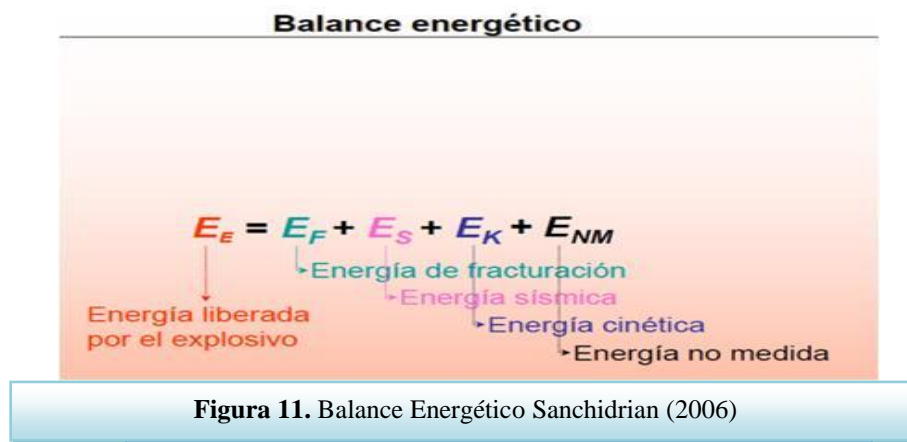
II.2.10.3. Fallas: son fracturas que han tenido desplazamiento. Estas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina, o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina; incluso la región.

II.2.10.4. Diaclasas: también llamadas juntas, son fracturas que no han mantenido desplazamiento.



II.3 Bases de Formulación del Modelo

La reacción ocurrida durante una tronadura en la liberación de energía química almacenada en el explosivo, se transforma en distintos tipos energía, Sanchidrian (2006).

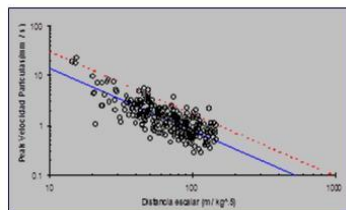


La energía de fragmentación, sísmica y cinética, según los investigadores se pueden medir y determinar sus impactos, no así la energía de deformación.

El modelo en estudio (Modelo de Onda Elemental), tiene impacto en el aprovechamiento de la energía sísmica inducida por el explosivo, en base a determinar el tiempo óptimo de aprovechamiento de la energía cinética.

En la actualidad los modelos para predecir las vibraciones son del tipo estático, es decir, su valor en función de la carga de explosivo que detona en forma simultánea y de la distancia a la cual se requiere predecir las vibraciones.

Modelo de Devine Campo Lejano



$$PPV = K \left(\frac{Dist}{\sqrt{Wt}} \right)^{-n}$$

Modelo Holmberg-Persson Campo Cercano

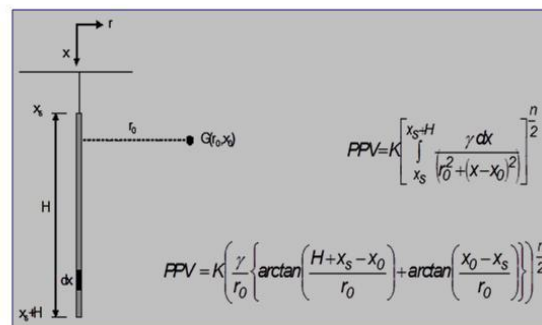


Figura 12. Modelamientos, según software Manríquez, R. (2014)

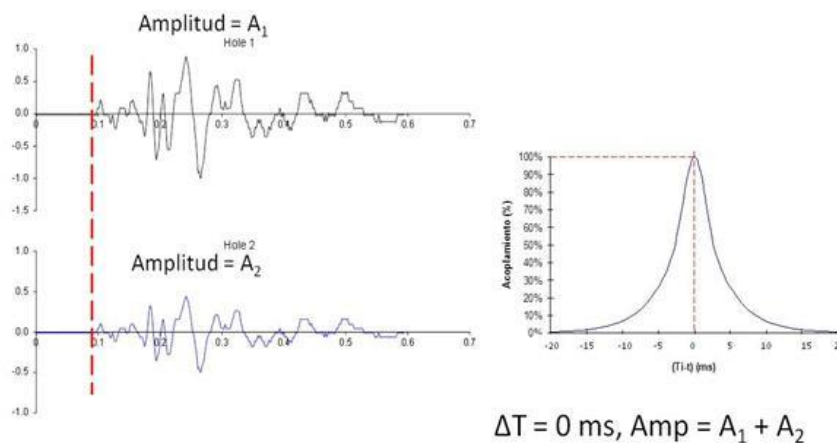
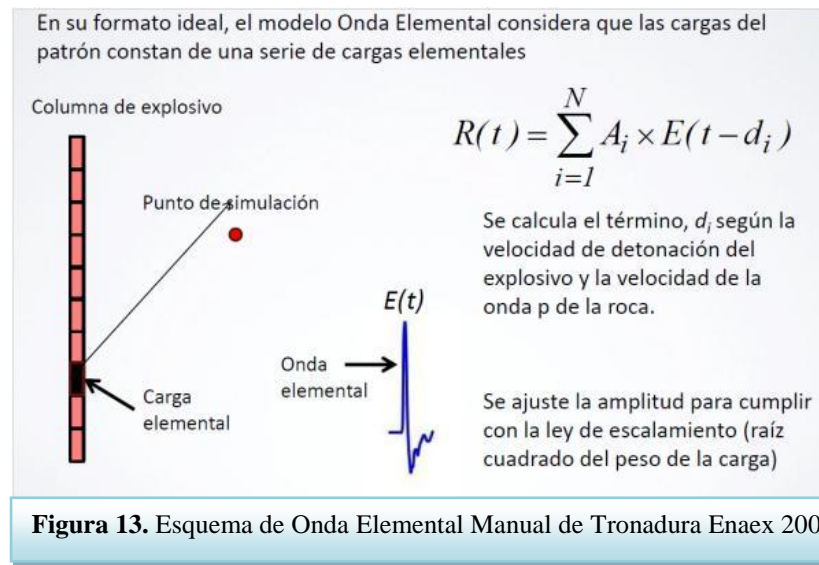
Estos modelos no permiten determinar los tiempos que optimizan la fragmentación, solo se limitan a determinar los pulsos en función de los parámetros de tiempo definidos, sin indicar qué pasa si se cambian estos tiempos.

El objetivo general del Modelo de Onda Elemental, es determinar las características de la onda (amplitud, duración y frecuencia) de las vibraciones inducidas en cualquier ubicación definida, por la detonación de una serie de cargas explosivas de acuerdo con una secuencia de iniciación, configuración de carga y la geometría de la malla de perforación. Para lograr este objetivo, el Modelo de Onda Elemental, utiliza el principio de superposición lineal, que se

resume a continuación para la simulación de una serie de retrasos en la detonación de cargas explosivas en la roca.

- Cada carga detonante es una sumatoria de múltiples cargas que producen un pulso de vibración de la misma forma, pero cuya amplitud en cualquier punto de medición depende del peso, longitud del explosivo, distancia de propagación de la vibración y de las características de atenuación de las vibraciones del macizo rocoso por el cual viaja la vibración.
- La forma del impulso de la vibración de cada carga, cambia con la distancia de propagación debido a diferentes mecanismos, pero a iguales distancias, los cambios en la forma son computacionalmente insignificante.
- El tiempo de llegada de cada pulso de vibración en cualquier ubicación depende del tiempo con el cual detona cada carga y el tiempo necesario para recorrer la distancia, desde el punto de detonación hasta el punto de la simulación.
- El efecto acumulativo de múltiples pulsos de vibración que llegan a un punto de la simulación, se obtiene mediante la simple adición de las amplitudes instantáneas de los impulsos de todas las cargas de los pozos.

Según lo planteado anteriormente, para poder simular las características de vibración de una gran explosión en cualquier ubicación, la onda elemental (o "semilla") se debe obtener primero, con cargas puntuales. Además, este pulso debe ser medido a una distancia que sea estándar, según las simulaciones con la cual se miden los efectos de una gran explosión. Por ejemplo, si se requiere simular los efectos de la vibración en un muro de contención a distancias de hasta 30 metros por detrás de una gran explosión, el pulso de la vibración con una sola carga debe hacerse a una distancia similar.



II.3.1 PPV¹⁶ Crítico de la Roca:

El análisis del daño o inducción de esfuerzo está relacionado con la velocidad de la onda P, V_p , y la deformación inducida ϵ , es decir, la velocidad de vibración tiene una correlación directa con el esfuerzo, cuando la onda está viajando como una onda plana y la deformación es elástica.

¹⁶ PPV: Velocity Peak Particle.

Si el macizo rocoso es duro y quebradizo, y presenta un comportamiento elástico hasta el momento de su ruptura, la velocidad máxima de partícula que la roca puede tolerar antes de su ruptura puede ser calculada a partir de:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

Dónde: σ_t : Resistencia a la tracción [Mpa]

E : Módulo de young [Gpa]

V_p : Velocidad de la onda P [m/s].

López Jimeno (1992). “Manual de perforación y voladura de roca”.

CAPITULO III: MARCO METODOLOGICO

III.1 Metodología de Trabajo

Se fundamenta en dos procesos complementarios, por un lado en la investigación y por otro, en la aplicación de un modelo que surge de la naturaleza de la investigación científica desarrollada con información de empresas mineras que operan actualmente en Chile.

III.2 Investigación:

Dentro de una base científica y práctica que permita en trabajos futuros aplicar la metodología, sobre la base de maximizar la transmisión de energía del explosivo en el macizo rocoso, se plantea la caracterización de las siguientes variables:

III.2.1 Caracterización Procesos Mina-Planta en Términos de

Consumo Energético: Análisis de las etapas unitarias del proceso referido, en este estudio, solo a zonas de mineral, en función de los rendimientos obtenidos y del consumo energético, estas fases se acotaron a tronadura, equipos de carguío, chancado y molienda, sin perjuicio que en futuros estudios se considere la totalidad de la cadena y tipos de materiales.

Esquemáticamente, el consumo de energía de un bloque de lastre (L), óxidos (O) o sulfuros (S) es:

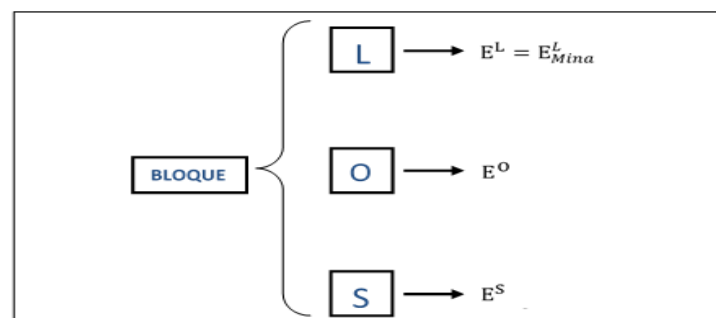


Figura 16 Esquema de consumo de energía por bloque.

Dónde:

$$\left. \begin{aligned} E_{Mina}^i &= E_{Perforación}^i + E_{Tronadura}^i + E_{Carguío}^i + E_{Transporte}^i \\ E_{Proceso\ i}^i &= R, E_{Chancado}^i + R, E_{Molienda}^i \end{aligned} \right\}$$

i: Mineral **R:** Productividad (ton/Hrs) **E:** Energía Consumida Kwh/ton

III.2.2 Caracterización Energética del Explosivo en Medios Sólidos:

Uno de los aspectos fundamentales de esta etapa es aprovechar al máximo todas las propiedades que tienen los explosivos en medios confinados (pozos de perforación) y determinar la manera como se transmite la energía en medios no homogéneos (macizo rocoso). Al respecto, se realizarán las siguientes actividades.

- Mediciones de energía (cinética, sísmica y de fragmentación) en un volumen específico.
- Análisis de impedancia (propiedad que define la facilidad con que la energía se transmite en la roca)
- Uso de otras propiedades para la caracterización energética, tales como sensibilizantes y aditivos energéticos.

III.2.3 Recopilación de Información de Operaciones Mineras:

Si bien la caracterización energética proviene de un trabajo de laboratorio y de campo de pruebas del proveedor de explosivos, es importante complementar esta etapa con información proveniente de una operación minera específica, con el objeto de determinar el factor de escala asociado a diferentes diámetros de perforación, propiedades del macizo rocoso, comportamiento del explosivo en un medio real e información propia de los procesos Mina-Planta, que sirve para la

construcción y calibración del modelo a aplicar. En particular lo referido a:

- Rendimientos históricos de equipos mina (pala, camiones) para diferentes litologías y su relación con parámetros de tronadura (factor de carga, tipo de explosivo, densidad, velocidad de detonación, tacos, esponjamiento y desplazamiento de la tronadura)
- Modelos de fragmentación estimados v/s modelo real de fragmentación que se utilizan.
- Propiedades del macizo rocosos geo-estructurales y geo-mecánicas
- Rendimientos históricos de equipos planta (chancadores, molinos, etc.) y su relación con parámetros de consumo eléctrico (Kwh/ton, US\$/Kwh).

III.3 Aplicación del Modelo

La validación del Modelo de Onda Elemental dentro de la aplicación para la eficiencia energética, considera los siguientes hitos relevantes:

- **Modelo de Caracterización de Explosivos:** Se desarrolla un modelo de explosivo a utilizar con sus propiedades específicas, abriendo la posibilidad de fabricar explosivos que mejor se ajusten a las necesidades específicas de una roca.
- **Modelo de Caracterización del MR:** Se determinan las propiedades que deben ser incluidas en el Modelo de Onda Elemental, principalmente las características sísmicas de la roca, tales como Velocidad de ondas P, constantes de atenuación de ondas K y Alfa, y propiedades de resistencia del macizo rocoso como resistencia a la compresión simple, tracción y módulo de elasticidad.

- **Aplicación del Modelo de Fragmentación de Rocas en Eficiencia Energética:** Se valida el Modelo de Onda Elemental para la optimización de la fragmentación en función de los resultados en las etapas posteriores a la tronadura, más las variables propias de consumos de energía y curvas de fragmentación requeridas por la planta (Chancado-Molienda), utilizando teoría de grafos y redes bayesianas.
- **Cuantificación de los Impactos Económicos en Términos de Costos Energéticos:** Establecidas las variaciones en fragmentación aportada por el Modelo de Onda Elemental, se deben cuantificar los cambios en términos de rendimiento y costos energéticos asociados en las etapas posteriores a la tronadura como son carguío, chancado y molienda.

CAPITULO IV: PRUEBAS DE CAMPO MODELAMIENTO Y SIMULACION

En este capítulo se resumen las pruebas de campo realizadas para caracterizar el macizo rocoso y simular la eficiencia energética del explosivo. Se comenzó con la definición de las zonas y caracterización de propiedades in-situ del macizo rocoso, para posteriormente instalar sensores los cuales permitieron medir los parámetros de entrada del modelo, procediendo a realizar la simulación y determinación de los tiempos óptimos de liberación de energía del explosivo.

IV.1 Caracterización y Zonificación del Área en Estudio

Es importante señalar que previamente se solicitó autorización a compañías mineras para recopilar información geo-estructural y geotécnica de los rajos para realizar las mediciones, esto incluyo, entregar propuesta de la instrumentación requerida y realizar cambios en la secuencia de detonación de las tronaduras.

Las mediciones se realizaron para efectos del modelo en sectores que tienen características geotécnicas similares, ya que los resultados variaran significativamente si los parámetros de la roca cambian.

IV.2 Parámetros Geomecánicos de la Unidad Geológica

Los datos que se requieren desde el laboratorio, previo a ejecutar las pruebas son los siguientes:

- Módulo de Young de la roca (E)
- Resistencia a la tracción (σ_t)
- Densidad de la roca (ρ)
- Módulo de Poisson (ν)
- Velocidad onda P (V_p) teórica

Posteriormente, la velocidad de la onda P será comparada con la obtenida en forma empírica mediante las pruebas de campo.

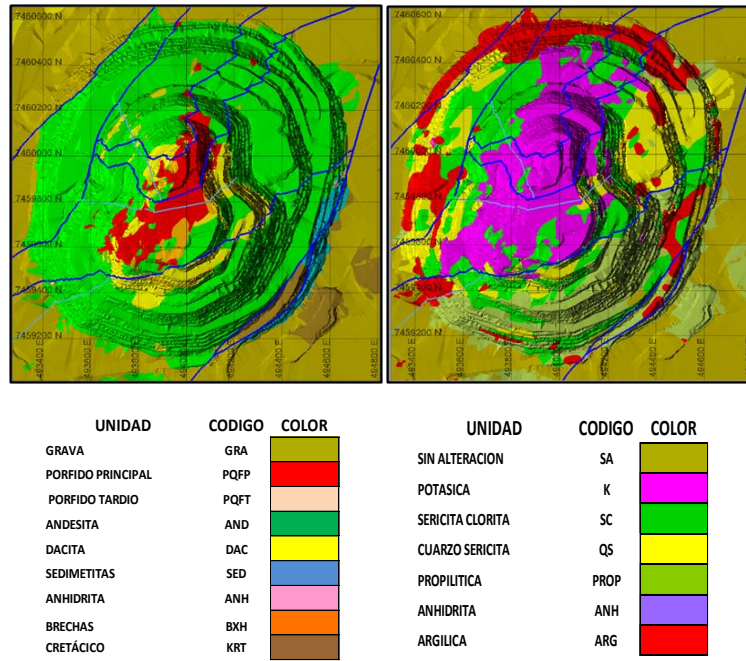


Figura 17. Zonificación Litológica y Alteración

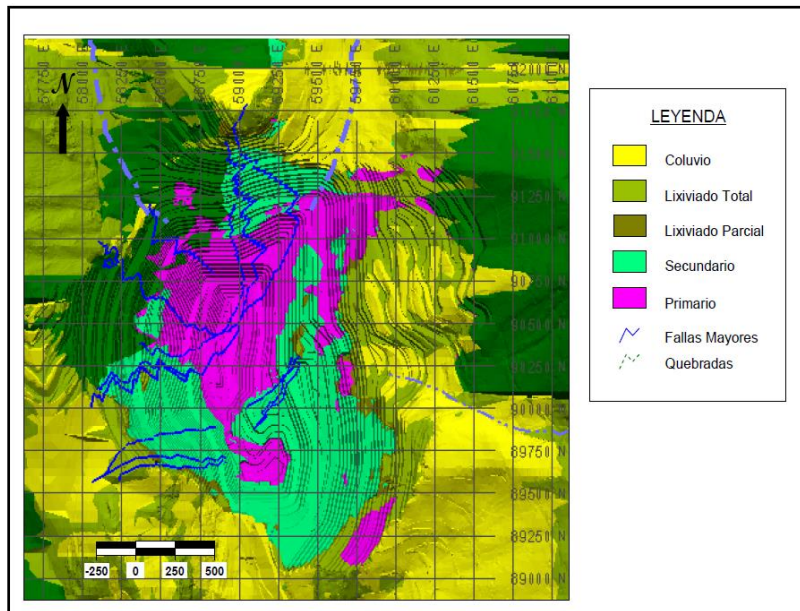


Figura 18. Proyección de Unidades Geotécnicas

Unidad Geotécnica (UGT_PFS)	Densidad (gr/cm ³)				PLT Is_50 (Mpa)				Velocidades de Onda		UCS 50 (Mpa)			
	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]
Primario (UGT_PFS_1)	2,65	0,03	107	CE	6,3	1,9	683	CE	45	CE	121	24	52	CE
Secundario (UGT_PFS_2)	2,53	0,06	87	CE	4,4	1,7	72	CE	15	CE	80	17	20	CE
Andesita Pachón Inferior (UGT_PFS_3)	2,74	0,07	33	CE	6,5	1,5	43	CE	3	NCE	105	22	22	CE
Andesita Pachón Superior (UGT_PFS_4)	2,73	0,04	12	CE	4,6	1,7	27	CE	-	NCE	92	34	- ^[3]	NCE
Andesita Pelambres Inferior (UGT_PFS_5)	2,77	-	1	NCE	6,6	2,2	15	CE	1	NCE	132	44	- ^[3]	NCE
Andesita Pelambres Superior (UGT_PFS_6)	2,76	0,04	12	CE	6,1	2,0	39	CE	3	NCE	121	1	3	NCE
Lixiviado Total en Intrusivo (UGT_PFS_7)	2,45	0,04	25	CE	3,8	2,1	42	CE	2	NCE	60	-	-	NCE
Lixiviado Parcial en Intrusivo (UGT_PFS_8)	2,49	0,06	15	CE					6	CE	65	-	-	NCE
Lixiviado Total en Andesita (UGT_PFS_9)	2,54	-	1	NCE	2,5	0,9	14	CE	1	NCE	44	-	- ^[5]	CE
Lixiviado Parcial en Andesita (UGT_PFS_10)	2,54	-	1	NCE					-	NCE	47 ^[6]	-	1	NCE
Intrusivos Menores (UGT_PFS_11)	2,57	0,09	61	CE	6,4	2,0	161	CE	34	CE	112	38	34	CE

Unidad Geotécnica (UGT_PFS)	Tracción Indirecta				Módulo de Elasticidad E (Gpa)				Coeficiente de Poisson (ν)				H&B (Roca Intacta) [4]	
	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	Med.	Desv. est.	n° Ensayos Validos	Suficiencia de Información [1]	oci (Mpa)	mi
Primario (UGT_PFS_1)	5,48	1,20	39	CE	60,23	9,6	69	CE	0,26	0,05	69	CE	119	23
Secundario (UGT_PFS_2)	5,27	1,26	21	CE	37,2	9,0	23	CE	0,26	0,04	20	CE	70	12
Andesita Pachón Inferior (UGT_PFS_3)	3,46	0,45	4	NCE	40,6	10,0	22,0	CE	0,23	0,05	22	CE	96	25
Andesita Pachón Superior (UGT_PFS_4)	4,45	1,03	7	CE	61,8	23,1	3,0	NCE	0,23	-	- ^[6]	NCE	96	25
Andesita Pelambres Inferior (UGT_PFS_5)	2,72	2,00	2	NCE	66,0 ^[2]	-	-	NCE	0,26	-	- ^[6]	NCE	88	21
Andesita Pelambres Superior (UGT_PFS_6)	3,45	1,15	2	NCE	65,7	16,5	3	NCE	0,26	0,01	3	NCE	88	21
Lixiviado Total en Intrusivo (UGT_PFS_7)	3,39	0,73	4	NCE	44,3	24,1	7	CE	0,18	0,05	7	CE	39	10
Lixiviado Parcial en Intrusivo (UGT_PFS_8)	8,11	-	1	NCE	37,2	1,3	3	NCE	0,22	0,11	3	NCE	39	10
Lixiviado Total en Andesita (UGT_PFS_9)	-	-	-	NCE	20,2	-	1	NCE	0,20	-	1	NCE	61	17
Lixiviado Parcial en Andesita (UGT_PFS_10)	-	-	-	NCE					0,20	-	- ^[6]	NCE	61	17
Intrusivos Menores (UGT_PFS_11)	5,10	2,55	18	CE	54,3	18,6	36	CE	0,26	0,04	33	CE	97	16

Tabla 2. Información de Propiedades Geotécnicas Roca Intacta, (Autor)

IV.3 Instrumentación e Instalación **(Revisar Numeración de las Figuras)**

IV.3.1 Herramientas y Equipos

- Cable FTP
- Geófonos triaxiales para pruebas cross-hole de 4,5 Hz a 14 Hz.
- Monitor de vibraciones y software de análisis
- Breakout Box
- Perforadora preferente para diámetros pequeños (6 ½")

- Mediciones por topografía (coordenadas)

IV.3.2 Delimitación del Área de Trabajo

Se considera aceptable una separación entre conos cada 10 m y una distancia de 4m del área de trabajo.



Figura 19. Área de Trabajo.

IV.3.3 Instalación de Geófonos

Las características de los datos obtenidos tienen una relación directa con la técnica empleada para instalar y orientar los geófonos.

Para el caso de la determinación de la onda elemental los geófonos deben ser triaxiales con la componente radial en dirección al punto de energía (pozo con la carga explosiva).



Figura 20. Colocación de Geófonos

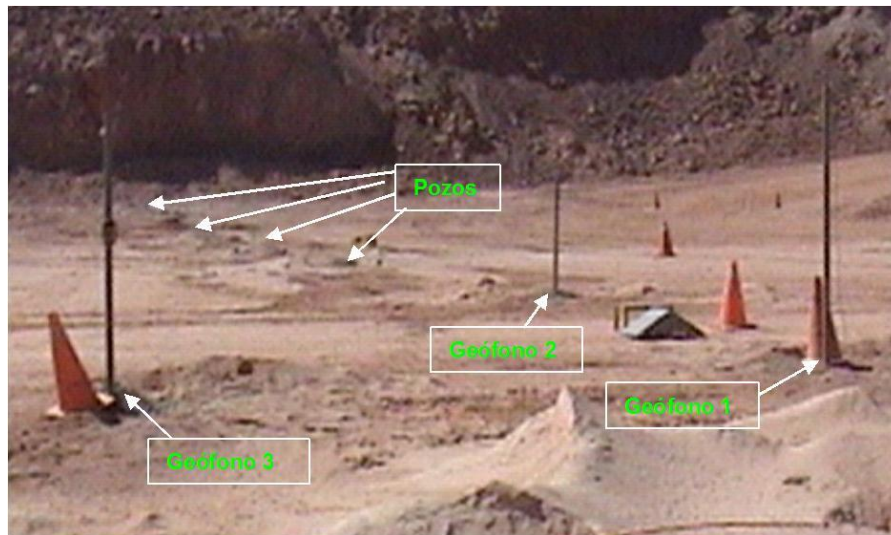


Figura 21. Ubicación Pozos y Geófonos

Una vez conectados los geófonos a las cajas conectoras con su respectiva configuración, se procede a chequear la resistencia en cada uno de las componentes mediante un multítester, con respecto a los valores de

resistencia para geófonos de campo lejano o cercano como se muestra en la **Figura 22**.

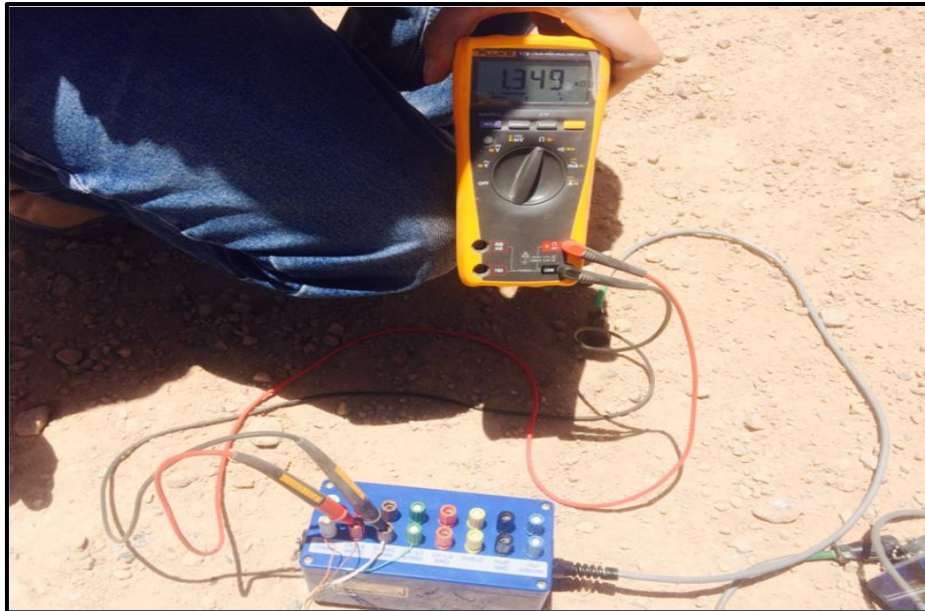


Figura 22. Medición de Resistencia para un Geófono de Campo Lejano.

IV 3.4 Orientación

Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración, que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, en asociación con la posición relativa entre la carga y el geófono, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. En este estudio, la componente transversal debe apuntar a la tronadura; para facilitar su identificación se traza una línea guía en el tubo de PVC de 50mm donde se encuentra esta componente, como se muestra en la **Figura 23**.



Figura 23. Línea Guía de la Componente Transversal.

IV.3.5 Medición de Campo

IV. 3.5.1 Procedimiento en Terreno

Debido a que el comportamiento de la vibración del terreno depende de las características intrínsecas a la roca, es necesario efectuar el análisis para cada unidad geotécnica básica (UGTB) presente en la mina. Cabe destacar que todas las pruebas consideradas, deben contar con perforaciones de igual longitud, cargadas con la misma configuración y bajo condiciones operacionales similares (no se recomienda la realización de equivalencias en cuanto a explosivos).

La creación de modelos necesita de un gran número de puntos por prueba, para asegurar la consistencia del modelo. Por tal motivo se recomienda un número mínimo de sensores, para cada detonación, que no debe ser inferior a 2, para efectos del

análisis de velocidad de propagación, en una configuración de 2 geófonos por monitor.

Para las pruebas se utilizan geófonos triaxiales cross-hole enterrados a una profundidad donde se posiciona el “APD”¹⁷ RockBlast (2012) o a la media del largo de la columna explosiva, en mediciones en el campo cercano. Esta consideración debe tenerse presente mientras la diferencia de cota pueda influir en el cálculo de la distancia efectiva del sensor a la carga de detonación.

Para distancias grandes, donde la diferencia en altura no es significativa, en relación a las distancias en los ejes Este y Norte, basta con que el geófono se encuentre suficientemente fijo a la roca dentro de la perforación, por medio de detrito para no incurrir en errores al momento de registrar. De ser el caso, en mediciones en campo lejano, se recomienda perforar pozos para la medición de una longitud mínima de 1,5 metros, o que asegure el contacto con la roca intacta bajo la pasadura de la tronadura superior detonada, si se pretende recuperar los sensores Blair (1995).

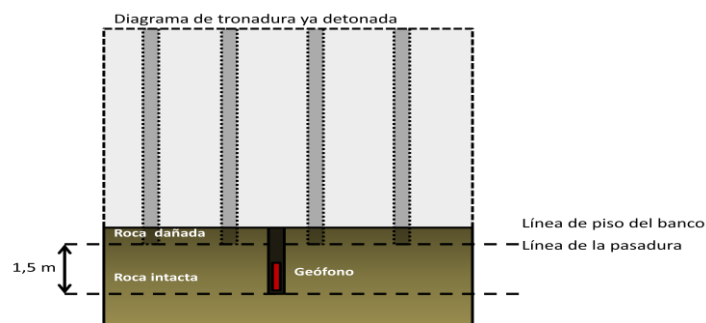


Figura 24. Diagramas de la Colocación de Geófonos

En cuanto a la medición de los geófonos, se debe configurar una ganancia que permita una buena resolución de la

¹⁷ APD: Alto Poder Detonante.

gráfica en el programa, por lo que se puede aumentar dicho parámetro a medida que se aleja el sensor de la tronadura.

IV. 3.5.2 Dimensionamiento de Cargas

Uno de los métodos para definir la cantidad de carga explosiva para la prueba, viene dada por el concepto de “carga cilíndrica”. Esta se define por una proporción en torno al diámetro del explosivo y la altura de la carga a detonar:

$$(EC. 1) \quad 6D_p < L_c$$

Donde D_p es el diámetro del pozo y L_c es el largo de la carga del pozo a detonar en metros. Para definir la carga en kilogramos, sólo hace falta multiplicar el largo de la columna por la densidad del explosivo a utilizar.

IV.3.5.3 Diagrama: Pozos y Geófonos

IV.3.5.3.1 Prueba Tradicional

La configuración en ‘T’ es la tradicionalmente usada para la realización de pruebas de campo cercano y lejano en un espacio acotado y con un número reducido de sensores. Los pozos y geófonos están distribuidos como en la **Figura 25**.

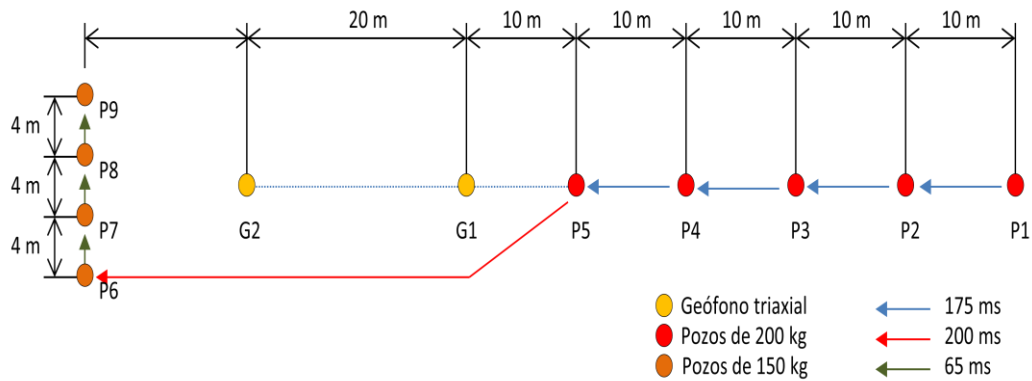


Figura 25. Diagrama de Prueba en T

Debido a que el foco de la prueba busca determinar la velocidad de propagación de la onda en la roca (V_p), onda elemental y los niveles de vibración asociados a eventos controlados, la distribución de los pozos contempla 2 configuraciones en cuanto a carga en kilos y tiempos, no así en tipo de explosivo y diámetro que no deben variar.

En cuanto al método de programación del monitor de vibraciones, una buena opción es el modo continuo disparado por Trigger y acotado por ventana de tiempo en segundos (3 s).

IV.3.6 Prueba para la Creación de un Perfil de Vibraciones

Para realizar un ábaco de vibraciones lo ideal es contar con un gran número de registros que permitan graficar tendencias claras. Es por este motivo que la creación de un perfil con múltiples sensores es una opción a considerar. La longitud del perfil puede ir entre los 30 y 150 m dependiendo de cuál sea el foco de su creación. Desde el campo cercano al lejano, la separación entre geófonos ha de ser equidistante o proporcional y en una configuración de 2 sensores por cada monitor a una profundidad de 1.5 m, al menos.

La distribución de los geófonos y los pozos se muestra en la **Figura 26**.

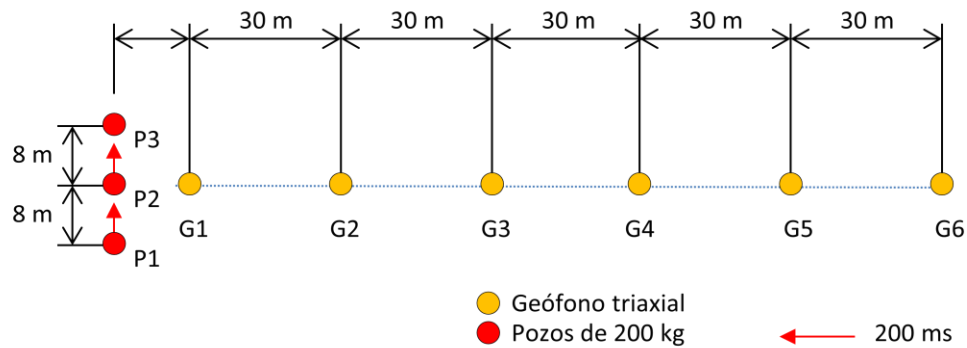


Figura 26. Diagrama Prueba para Perfiles de Largas Distancias

En relación a las cargas a utilizar, se recomienda más de 1 pozo por prueba con tiempos lo suficientemente amplios para grabar la onda completa (más de 175 ms por cada 200 kg de explosivo).

Considerar más de 1 pozo back-up es una buena práctica que permitiría en un eventual caso de mala medición, contar con más oportunidades de registro sin perder la prueba. La separación entre estos pozos ha de ser equidistante y la línea de salida debiera ser en forma ortogonal a la línea de los geófonos.

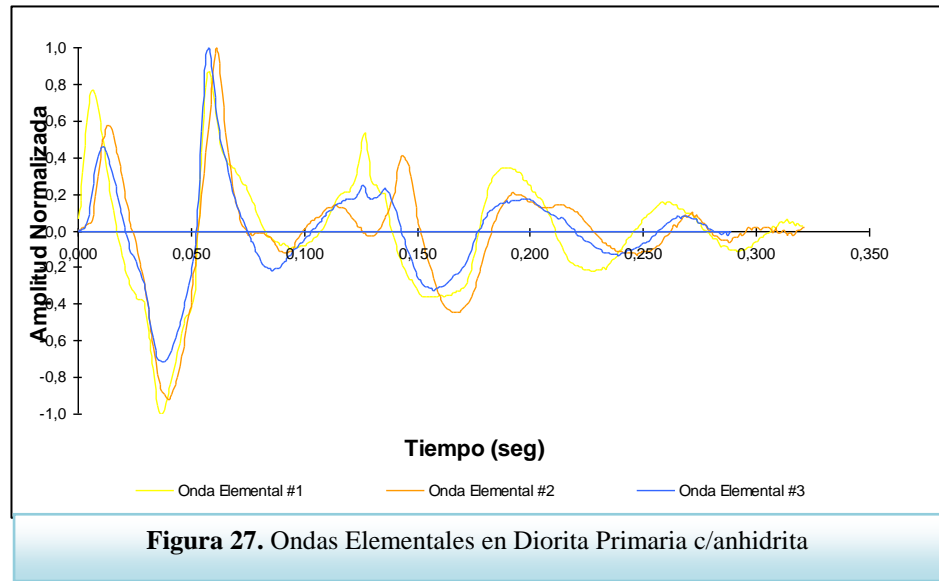
En cuanto al método de programación del monitor de vibraciones, una buena opción es el modo continuo disparado por Trigger y acotado por ventana de tiempo en segundos (3 s).

IV.3.7 Análisis de Datos

IV.3.7.1 Onda Elemental

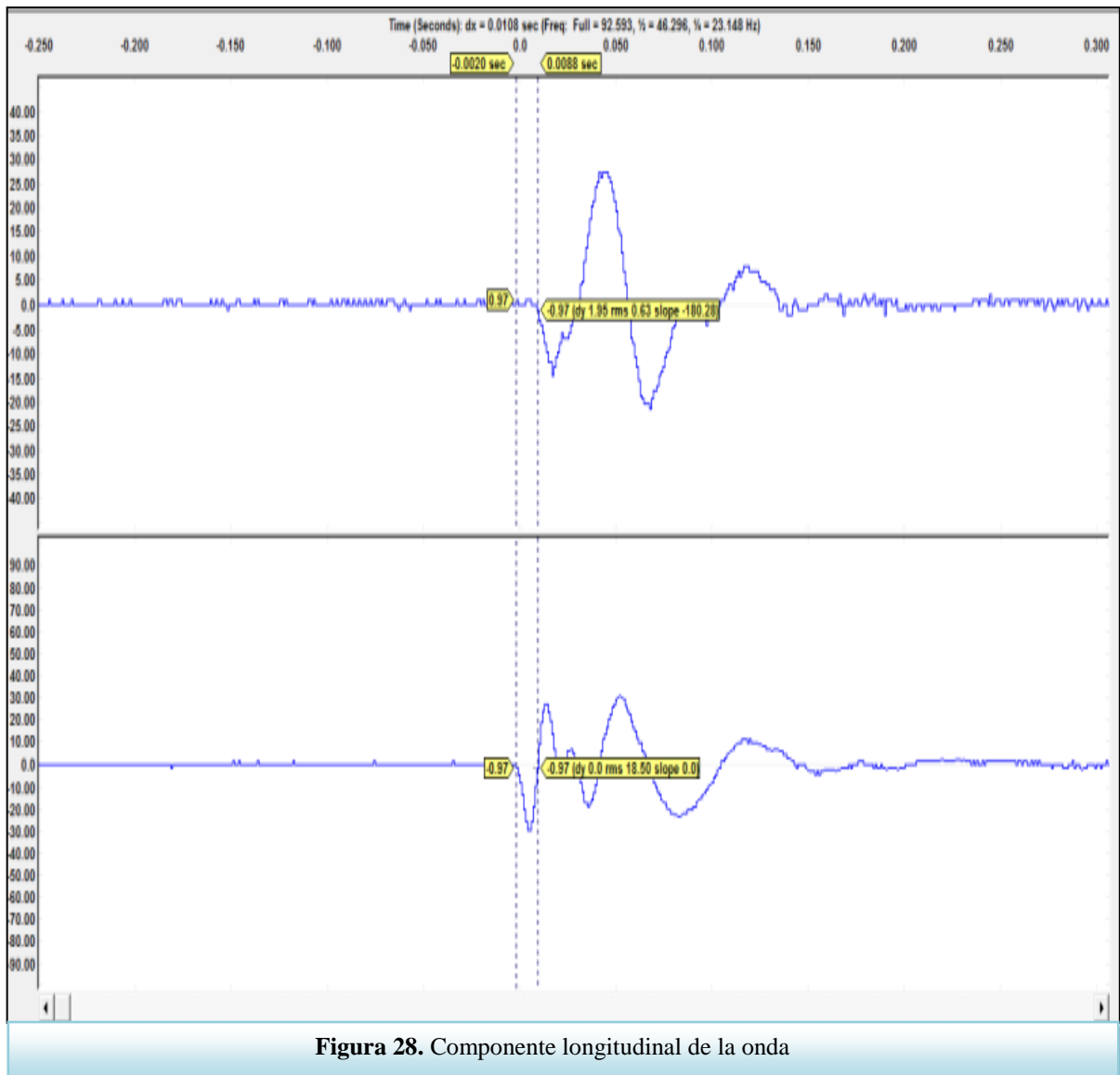
Una vez realizadas las pruebas se deben aislar las ondas elementales registradas en el software “Blastware”, según las

diferentes pruebas y luego expórtarlas desde el software al programa en formato texto, el cual incluye la información de tiempo y valor de velocidad en cada punto que describe la forma de la onda.



IV.3.8. Velocidad de Propagación

Para determinar la velocidad de propagación en la roca se considera la utilización de 2 registros de distintos sensores pero provenientes de un solo equipo de monitoreo. Al analizar la gráfica, se debe observar el tiempo de arribo de una misma onda en una componente y la diferencia en tiempo con su llegada a los distintos sensores. La **Figura 28** muestra las ondas graficadas en función de su amplitud en el tiempo en el software de análisis Blastware, con los cursores sobre los respectivos instantes de arribo de la onda:



Teniendo conocimiento de la distancia entre los geófonos, es posible mediante una ecuación sencilla calcular la V_p . Para el ejemplo, se realizó una detonación de explosivo Blendex con una carga de 100 kg, a una distancia al primer monitor de 20,6 metros y entre geófonos de 20 metros en una unidad geológica de conglomerado brechoso.

La diferencia en el tiempo de arribo fue de 0,0108 s por lo que, reemplazando los datos, la velocidad de propagación sónica en la roca se desarrolla de la siguiente manera:

$$(EC. 2) \quad V_p = \frac{d}{\Delta t} \rightarrow V_p = \frac{20}{0,0108} \rightarrow V_p = 1.851,85 \text{ m/s}$$

Donde V_p es la velocidad de propagación, d es la distancia entre los geófonos en metros y Δt la diferencias de tiempo entre registros en segundos.

Es importante destacar que se requiere del promedio de un número significativo de tiros detonados para dar consistencia al dato obtenido.

IV.3.9 Máxima Amplitud

Con los datos obtenidos se generan gráficos de velocidad de partícula versus tiempo, lo que debería ser perfectamente identificable en cada detonación. La amplitud de la onda, a diferencia de la V_p , se ve más influenciada, entre muchos otros factores, por el número de fracturas de la roca debido a los fenómenos de reflexión y refracción, ocasionando una alta pérdida de energía en la transmisión.

De los 3 ejes grabados, el dato que se extraerá es el máximo peak que puede obtenerse del vector suma.

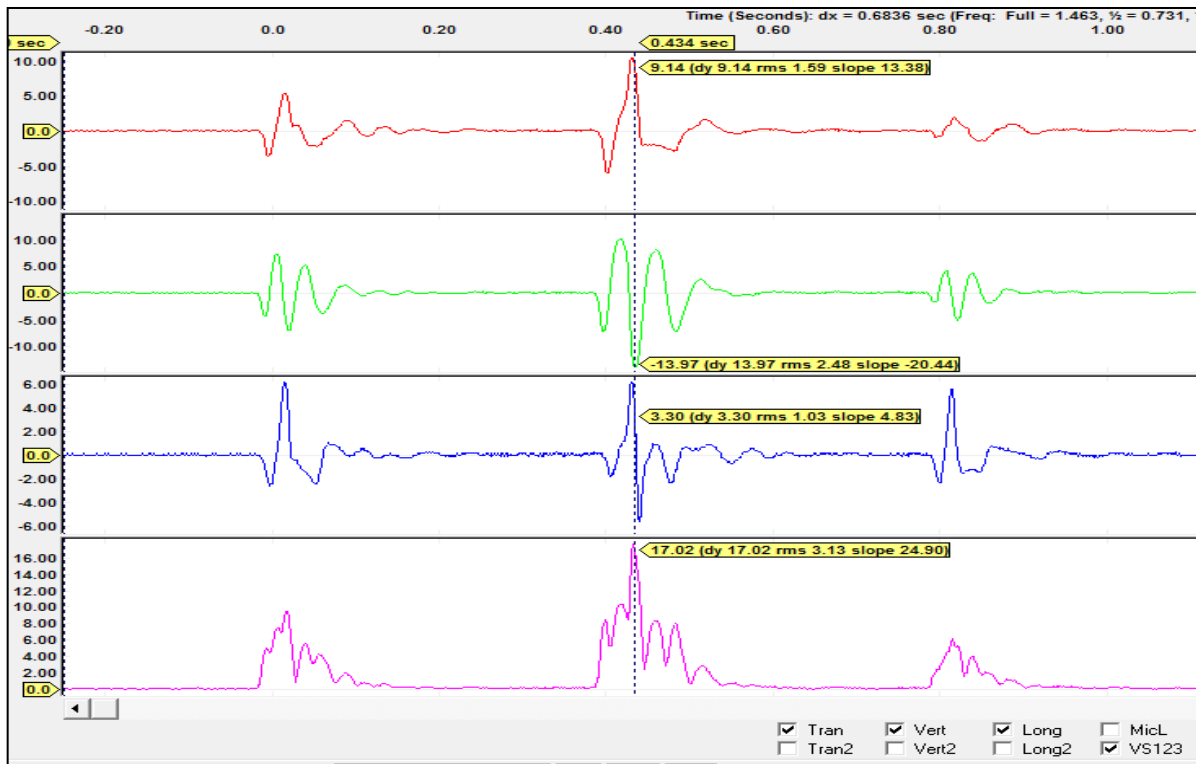


Figura 29. Gráfica Blastware

En el ejemplo puede verse la máxima amplitud de la onda en el vector suma con una velocidad de partícula igual a 17,02 mm/s para una distancia de 30,4 m desde el foco de detonación.

IV.3.10 Regresiones Lineales (Campo Cercano)

Cuando las distancias son pequeñas, los ajustes a realizar quedan mejor representados en la propuesta de Holmberg and Persson (1980) que la propuesta elaborada por Devine (1963). Esto por la consideración de otros parámetros que cobran relevancia con la cercanía del pozo, estos son:

$$(EC. 3) \quad PPV = K \left(\frac{\gamma}{d} \right)^{\beta} \left\{ \tan^{-1} \left(\frac{L_p - D_g}{d} \right) + \tan^{-1} \left(\frac{D_g - L_p + L_c}{d} \right) \right\}^{\beta}$$

Donde PPV es el nivel de vibración en mm/s, γ es la carga de explosivo ideal en kg/m, L_p es el largo del pozo, D_g es la profundidad a la que se

encuentra el geófono, L_c largo de la carga explosiva, d es la distancia desde la tronadura al geófono y K, β son las constantes a encontrar correspondiente al macizo y a la atenuación en éste, respectivamente.

En su forma simple, la ecuación toma la forma de una regresión potencial:

$$(EC. 4) \quad PPV = K (HP)^\beta$$

$$(EC. 5) \quad PPV = K (SD)^{-n}$$

Donde HP, es el factor Holmberg & Persson y β es la atenuación de la amplitud. Si se quiere dejar la expresión en función del escalamiento de la distancia (**Ecuación 5**), el valor de la exponente n es extraída de la pendiente de los datos de HP y PPV sometidos a logaritmo de base 10.

A modo de ejemplo se representa un caso de medición de vibraciones en el campo cercano.

Profundidad pozo (m)	Profundidad geófono (m)	Largo de la carga (m)	Carga explosiva (kg)	γ (kg/m)	R0 (m)	PPV (mm/s)
8,0	6,5	3,0	97	32,33	41,6	35,1
8,0	6,5	3,0	98	32,67	33,9	58,1
8,0	6,5	3,0	99	33,00	25,6	132,3
8,0	6,5	3,0	98	32,67	17,8	238,2
8,0	6,5	3,0	109	36,33	10,1	575,6
8,0	6,5	3,0	97	32,33	51,6	22,2
8,0	6,5	3,0	98	32,67	43,8	31,7
8,0	6,5	3,0	99	33,00	35,5	47,0
8,0	6,5	3,0	98	32,67	27,8	72,1
8,0	6,5	3,0	109	36,33	20,0	97,7

Tabla 3 Parámetros prueba campaña registro de vibraciones campo cercano.

Como resultado de aplicar la **Ecuación 3**, la tabla queda:

PPV	35,13	58,06	132,32	238,16	575,58	22,23	31,69	47,01	72,10	97,70
H-P Term	0,056	0,0855	0,1514	0,3082	1,0671	0,0365	0,051	0,0784	0,127	0,2712

Tabla 4. Registro Equipo Velocidad de Partículas y Términos H-P

Cuando se observa el gráfico con el termino HP y el termino PPV, se obtiene.

PPV (mm/s)	SD
77,51	2,85
23,65	5,23
19,52	7,68
11,8	10,12
11,58	12,57
5,48	15,02

Tabla 5. Registro del Equipo Velocidad de Partícula vs Distancia Escalada

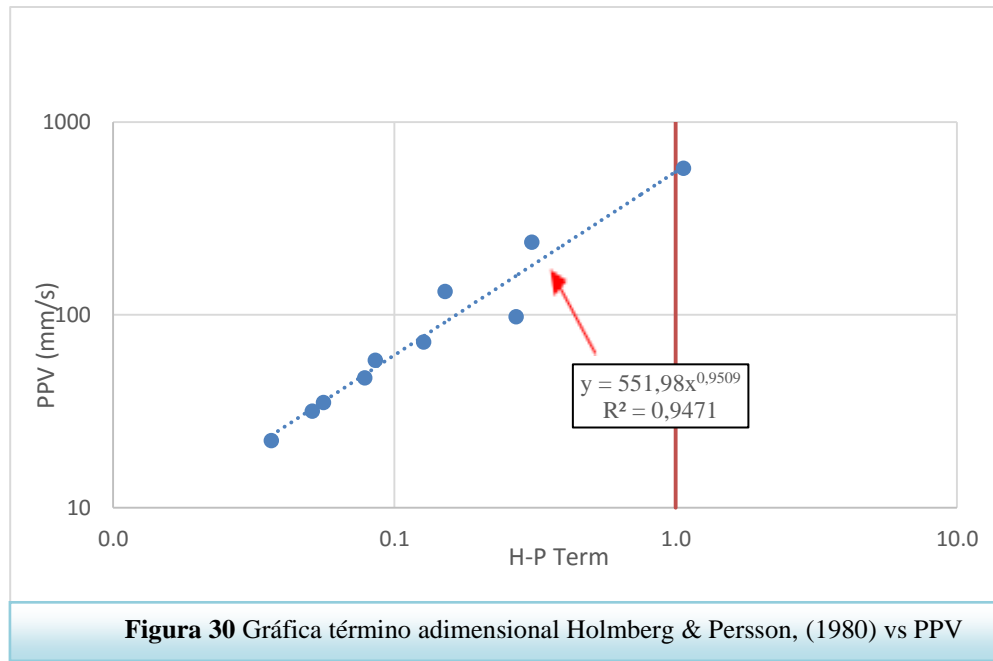


Figura 30 Gráfica término adimensional Holmberg & Persson, (1980) vs PPV

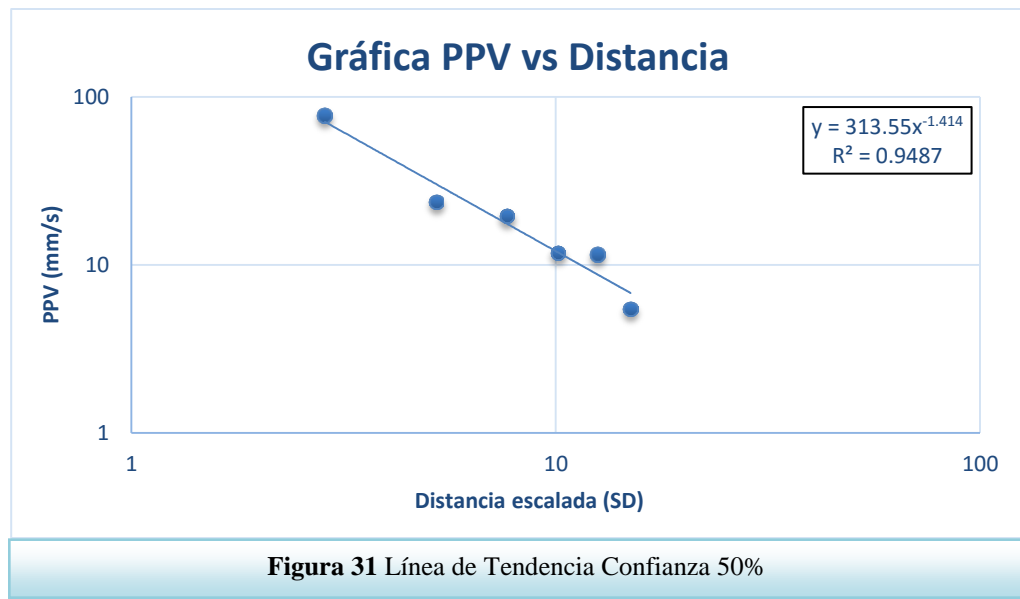
En el ejemplo el valor de las constantes K, β son iguales a 551,98 y 0,9509 respectivamente.

IV.3.11 Regresiones Lineales (Campo Lejano)

En la **Tabla 2** pueden verse los resultados de las pruebas realizadas en material ígneo con predominio de andesitas. La columna de la derecha da cuenta de la carga escalada definida como el cociente entre la distancia al foco del pozo tronado y la raíz cuadrática de la carga explosiva en estudio, según la ecuación de Devine y Duvall (1963).

Para la experiencia anteriormente mostrada, la distancia entre geófonos fue de 30 metros en promedio y la carga del pozo fue de 150 kg de explosivo Blendex.

Si lo anterior se gráfica, el resultado de la tendencia considera un 50% de los datos sobre y por debajo de la línea trazada (línea negra discontinua en la **Figura 31**). Los resultados fueron obtenidos mediante Microsoft Excel 2007.



Así queda definido el Y en 313,55 y el valor de α es -1,414.

IV.3.12 Ajustes Lineales con Distribución Normal Inversa y Márgenes de Confianza

Por temas prácticos, a la hora de extraer las constantes de las tendencias, se recomienda tomar el valor de K y forzar el ajuste a un nivel de seguridad establecido. Para ello debemos aplicar el formulismo basado en un arreglo logarítmico.

$$(EC. 6) \quad y = \log(\text{PPV}), \quad x = \log(\text{SD})$$

La ecuación del error típico se describe en **EC. 7**:

$$(EC. 7) \quad S_{xy} = \sqrt{\frac{1}{(n-2)} \left\{ \sum (y - y_{avg})^2 - \frac{[\sum (x - x_{avg})(y - y_{avg})]^2}{\sum (x - x_{avg})^2} \right\}}$$

Donde S_{xy} es el error típico entre los ejes, n es el número de pozos, y es el logaritmo en base 10 del PPV, x es el logaritmo en base 10 de la carga escala (SD) y x_{avg} , y_{avg} son los promedios respectivos.

Así, para el ejemplo antes planteado de Devine, (1963) queda en:

$$S_{xy} = 0,098282439$$

Y para Holmberg and Persson:

$$S_{xy} = 0,1056$$

El error puede ser hallado con el comando *Error.Tipico.xy* () en Microsoft Excel.

La ecuación de ajuste de K queda expresada de la siguiente forma:

$$(EC. 8) \quad K_{95} = K_{avg} 10^{(S_{xy} * 1,644853)}$$

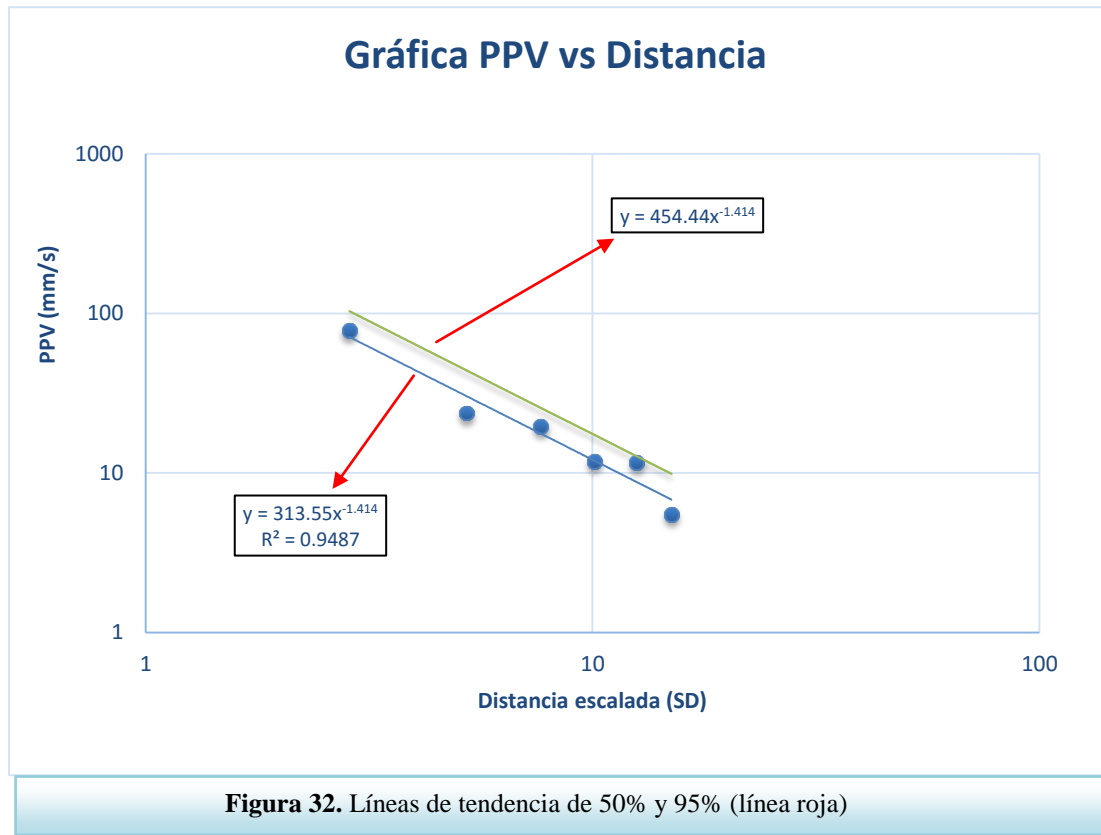
El nivel de confianza de 95% se expresa en el número 1,644853, correspondiente a una distribución del tipo normal inversa.

Así el valor de K, forzando el ajuste para el ejemplo de Devine queda en:

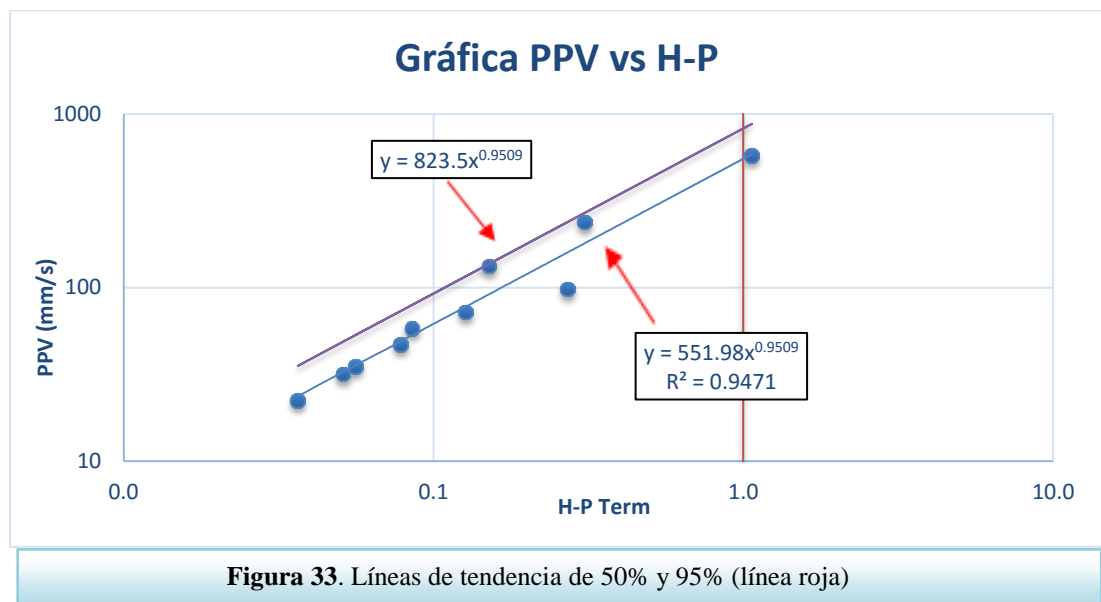
$$K_{95} = 313,55 * 10^{(0,098282439 * 1,644853)} = 454,44$$

Y para Holmberg and Persson:

$$K_{95} = 551,98 * 10^{(0,1056 * 1,644853)} = 823,10$$



Esta regresión también aplica de la misma forma para Holmberg and Persson.



Para los ejemplos anteriores, las ecuaciones finales quedaron definidas de la forma:

$$PPV = 454,44 \left(\frac{d}{\sqrt{W}} \right)^{-1,414}, \quad PPV = 823,5(HP)^{0,9509}$$

Lo que este ejercicio nos permite es predecir con un nivel de confianza cuales son los niveles de vibración que se alcanzarán dada una distancia escalada definida. De esta forma, a la hora de modelar un peak de vibración con estas constantes, existe un 95% de probabilidad que esta se encuentre por debajo de la regresión.

IV.3.13 Tablas de Diseño

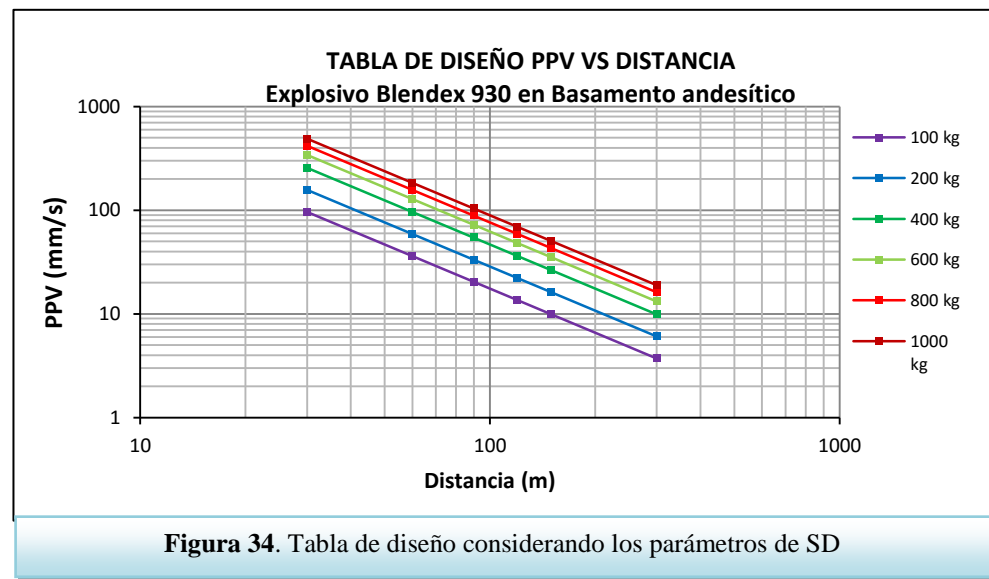
Una vez conocida las constantes que caracterizan los distintos tipos de roca, el siguiente paso es el desarrollo de ábacos de diseño. Esta herramienta expone los límites permisibles de vibraciones en relación a su carga explosiva y distancia desde el foco de la tronadura. Es importante destacar que las cargas referidas corresponden a los kilogramos de explosivo por retardo o, dependiendo de la distancia, por la totalidad de la tronadura. Para un mayor entendimiento del fenómeno se recomienda realizar simulaciones que tomen en consideración los tiempos de detonación.

La **Tabla 6**, a continuación, muestra la relación existente entre los niveles de vibración dependiendo de la carga por retardo y la distancia hasta el pozo. Los datos obtenidos fueron calculados mediante las constantes trabajadas en el capítulo anterior con el caso de Devine y Duvall (1963).

Carga/Distancia	30	60	90	120	150	300
100	96,17	36,10	20,35	13,55	9,88	3,71
200	156,96	58,92	33,22	22,12	16,13	6,06
400	256,19	96,17	54,21	36,10	26,33	9,88
600	341,21	128,08	72,20	48,08	35,07	13,17
800	418,14	156,96	88,48	58,92	42,98	16,13
1000	489,57	183,77	103,60	68,98	50,32	18,89

Tabla 6. Relación en PPV (mm/s), entre la carga y la distancia.

Las tablas de diseño de **PPV vs Distancia**, deben construirse para cada unidad geológica, teniendo presente el explosivo que se utilizó y la carga.



La ecuación queda:

$$PPV = K \left(\frac{d}{\sqrt{W}} \right)^\alpha \quad W, \quad \alpha \text{ y } K \text{ constante}$$

Otra tabla que puede ser de utilidad es aquella que vincula los parámetros de carga y distancia, con el límite en los PPV para el macizo

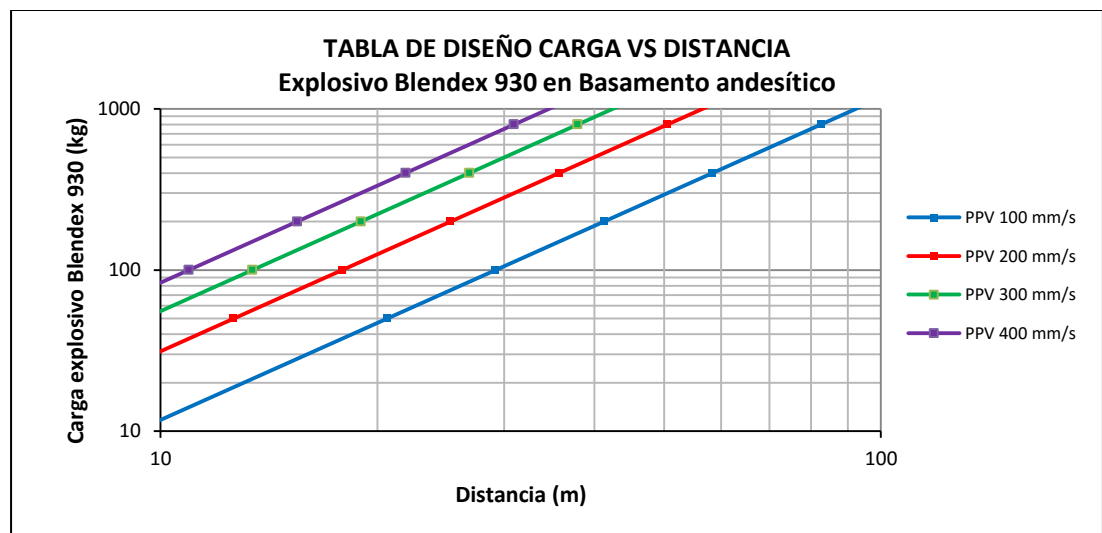
rocoso. Es importante conversar con el departamento de geotécnica para definir los PPV críticos a graficar.

PPV/Carga(kg)	1	50	100	200	400	800	1600
100	2,92	20,63	29,18	41,27	58,36	82,54	116,73
200	1,79	12,64	17,87	25,27	35,74	50,55	71,49
300	1,34	9,49	13,41	18,97	26,83	37,94	53,66
400	1,09	7,74	10,94	15,48	21,89	30,96	43,78

Tabla 7. Relación, en distancia, entre PPV (mm/s) y carga explosiva

Para determinar la distancia en función de un PPV máximo, se puede aplicar la siguiente ecuación:

$$d = \left(\frac{\text{PPV}}{K} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \sqrt{W} \quad \text{PPV, } \alpha \text{ y } K \text{ constante}$$



A modo de ejemplo, se seleccionaron los PPV de 100 mm/s hasta 400 mm/s, pero podría buscarse los PPV_c y los PPV_t .

IV.3.14 Análisis y Optimización

Onda Elemental es un modelo dinámico para cuantificar las interacciones entre cargas separadas en un macizo rocoso. El modelo provee estimaciones de los niveles máximos de vibración, e identifica zonas alrededor de las cuales las vibraciones se intensifican, y por lo mismo se logre probablemente, un mayor grado de fragmentación dentro de la voladura (“Campo Cercano”) o bien, de daño fuera de la voladura (“Campo Lejano”). El modelo usa una onda elemental, generada por la detonación de una sola carga para simular los impactos de voladuras de mayor tamaño, como asimismo, toma en cuenta las distintas configuraciones de las cargas, los tiempos de detonación de cada carga, el punto de iniciación, la precisión de los retardos y también, la propagación de las ondas a través de zonas llamadas de filtro, producidas por cargas detonadas previamente (tiros de pre corte).

El modelo es muy específico respecto de la geología de cada zona de la mina y por tanto, se deben grabar las ondas elementales en condiciones tales que la geología abarque toda el área que pueda estar afectada por la ejecución de voladuras grandes o bien, que considere distancias de medición similares a las de la simulación. Las ondas elementales deben incluir la respuesta de una sola carga, cuyo tamaño puede ser tan pequeño como un cuarto o un tercio del peso normal de la usada en los pozos de una voladura grande o normal. Para usar el Modelo de Onda Elemental, hay que tener disponible los siguientes datos:

- ❖ Ondas elementales medidas a distancias distintas de una sola carga;
- ❖ Los parámetros de atenuación de vibración, K y n ;
- ❖ La velocidad de propagación de la onda p (V_p);
- ❖ El patrón de perforación, incluyendo longitud y diámetro de los pozos;

- ❖ La configuración de las cargas de cada fila;
- ❖ Todas las detalles del amarre (retardos, punto de iniciación, sistema de iniciación).

IV.3.15 Obtención de los Parámetros de **K** y **α**

Se utilizó la ecuación de Devine (1963) para determinar un Modelo de Vibraciones que caracterice al material y entregue los parámetros de atenuación **α** y **k**.

Para el material de estudio (Diorita Primaria c/anhidrita) se obtuvieron los siguientes resultados;

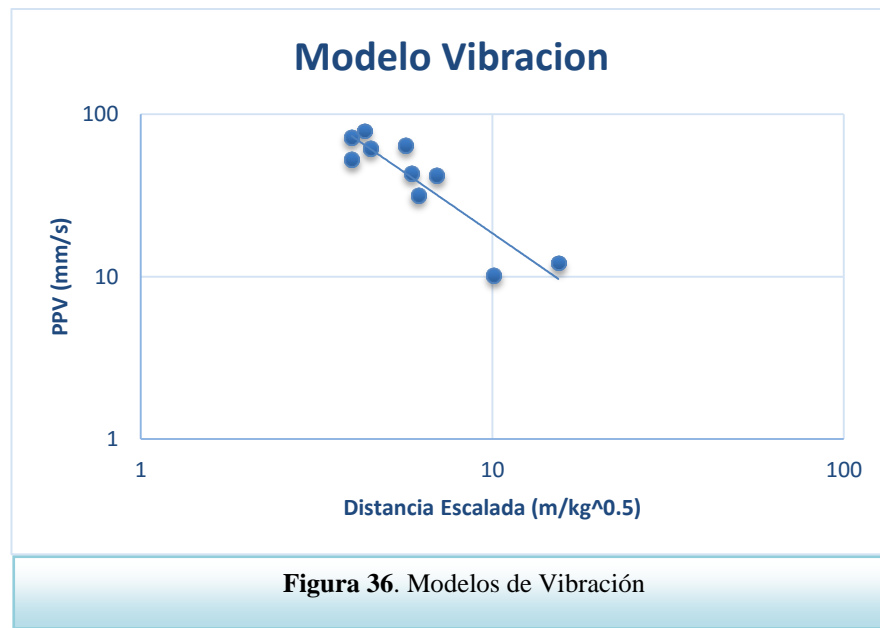
Ecuación Modelo:

$$PPV = 582,04 \times (\text{Devine})^{18-1,497}$$

Parámetros:

PARAMETRO	VALOR
K(90)	980
alfa	-1,497
r	0,909
r^2	0,826

¹⁸ $PPV = K * (DS/Q^{1/2})^{-\alpha}$ -----Devine



IV.3.16 Obtención de la Velocidad Propagación de la Onda P (VP)

Para obtener la velocidad de la onda P en la roca de estudio, se procedió a instalar 3 geófonos en forma lineal perpendicular a la tronadura y de esta forma contar con diferentes tiempos y distancia de llegada a cada geófono.

La obtención de la V_p se realiza conociendo la distancia que existe entre cada geófono y el tiempo que transcurre entre la llegada de la onda de un geófono a otro.

$$V_p = \text{distancia entre geófonos (m)} / \text{tiempo de llegada (s)}$$

La siguiente Tabla muestra los parámetros utilizados y la V_p determinada para el material en estudio.

Pozo	Arribo Onda a G1	Arribo Onda a G2	Delta t (s)	Delta Dist. (m)	Vp (m/s)
24	-0,00684	-0,02151	0,01467	74	5.044
31	1,49219	1,51171	0,01952	74	3.791
35	2,99414	3,00956	0,01542	74	4.799
Vp Promedio					4.545

Tabla 8. VP determinada para Material en Estudio

IV.3.17 Determinación PPV Crítico de la Roca

Debido a que la mayoría de los análisis consideran que el daño, o potencial daño, está relacionado con la velocidad de la onda P, es decir, V_p , y la deformación inducida, ϵ , es decir, la velocidad de vibración tiene una correlación directa con el esfuerzo, cuando la onda está viajando como una onda plana y la deformación es elástica.

Si el macizo rocoso es duro y quebradizo, y presenta un comportamiento elástico hasta el momento de su ruptura, la velocidad máxima de partícula que la roca puede tolerar antes de su ruptura puede ser calculada a partir de

$$PPV_c = \frac{\sigma * V_p}{12 E}$$

Dónde:

σ : USC [Mpa]

E: Módulo de Young [Gpa]

V_p : Velocidad de la onda P [m/s]

Según datos entregados por el “*Departamento de Geotecnia de Minera Los Pelambres*”, la V_p obtenida y los valores para los parámetros de la ecuación son los siguientes;

PARAMETROS ECUACION		
Módulo de Young	60.23	Gpa
UCS	121	Mpa
V_p	4.545	m/s

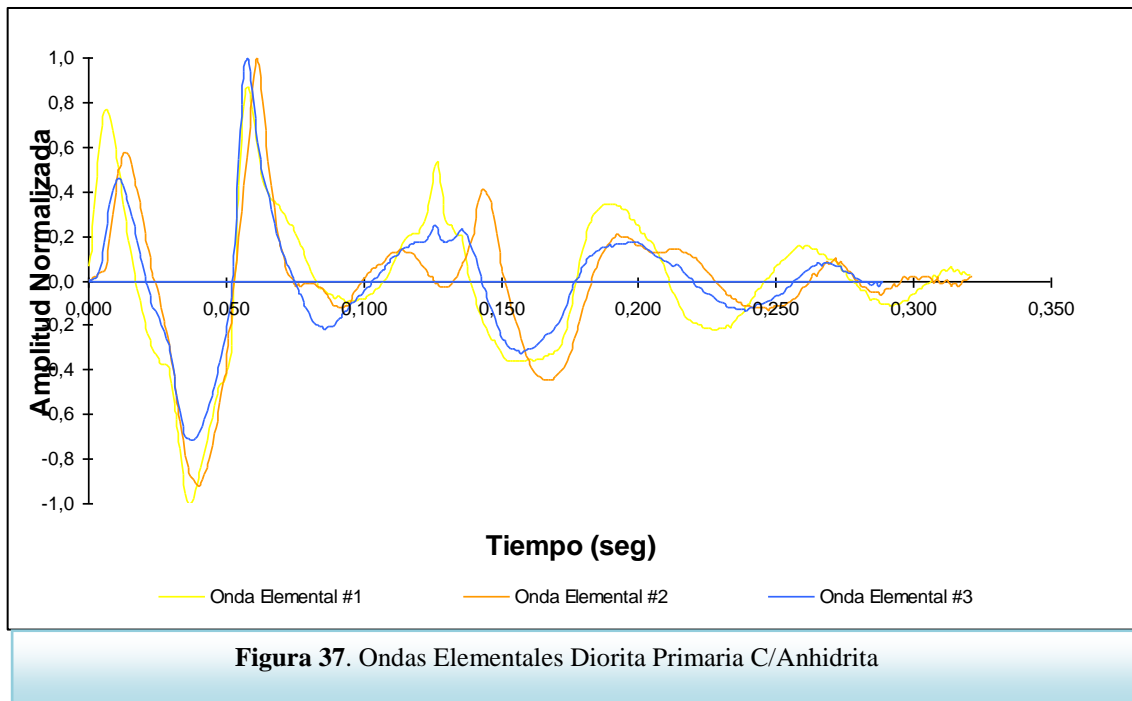
De acuerdo con estos datos y sustituyéndolos en la ecuación, la velocidad crítica es 761mm/s (PPVC).

IV.3.18 Optimización

Mediante el software de onda elemental de Smart Blast Desing y teniendo la información anteriormente descrita, se realizaron simulaciones en los diseños de tronaduras para mejorar el control de la fragmentación, modificando principalmente los tiempos de pozos entre filas y pozos.

Se realizaron 5.000 simulaciones con el propósito de encontrar el tiempo óptimo, bajo el cual se produce la mayor interacción entre ondas compresivas que generan los esfuerzos de tracción necesarios para producir fracturas en la roca (Índice de Fragmentación).

Para realizar la simulación en el Smart Blast Desing en el módulo de Onda Elemental, se ingresaron los datos correspondientes al material a estudiar. Además las pruebas fueron realizadas variando los retardos entre pozos y filas.



IV.3.19 Evaluación Factor de Fragmentación

Realizando un análisis de fragmentación con los tiempos determinados anteriormente, se obtiene un Factor de Fragmentación. Con dicho resultado se estima que no existirán problemas de fragmentación.

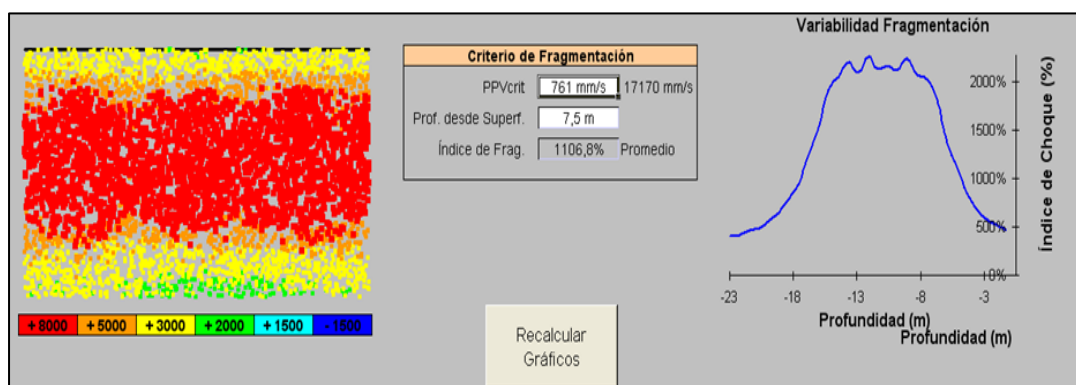
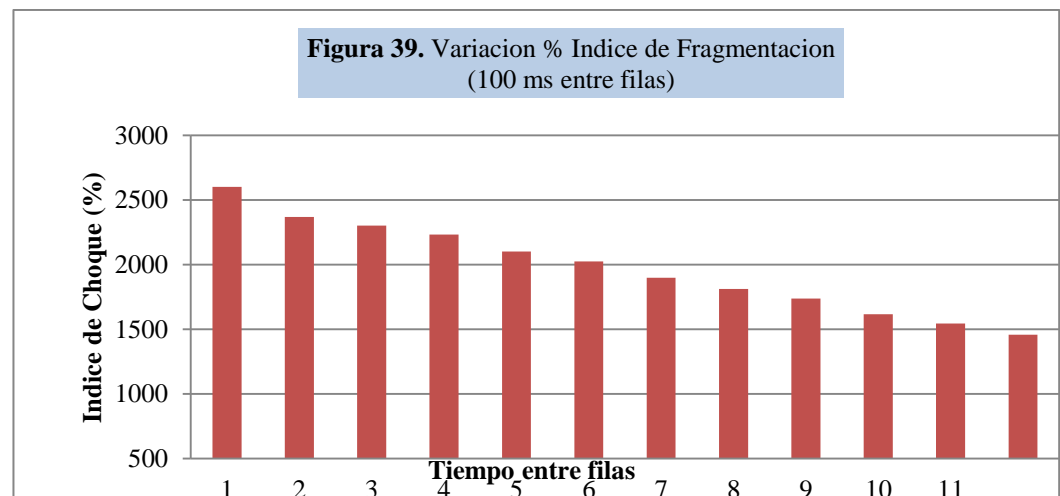


Figura 38. Factores de fragmentación

IV.3.20 Análisis de las Tronaduras de Producción

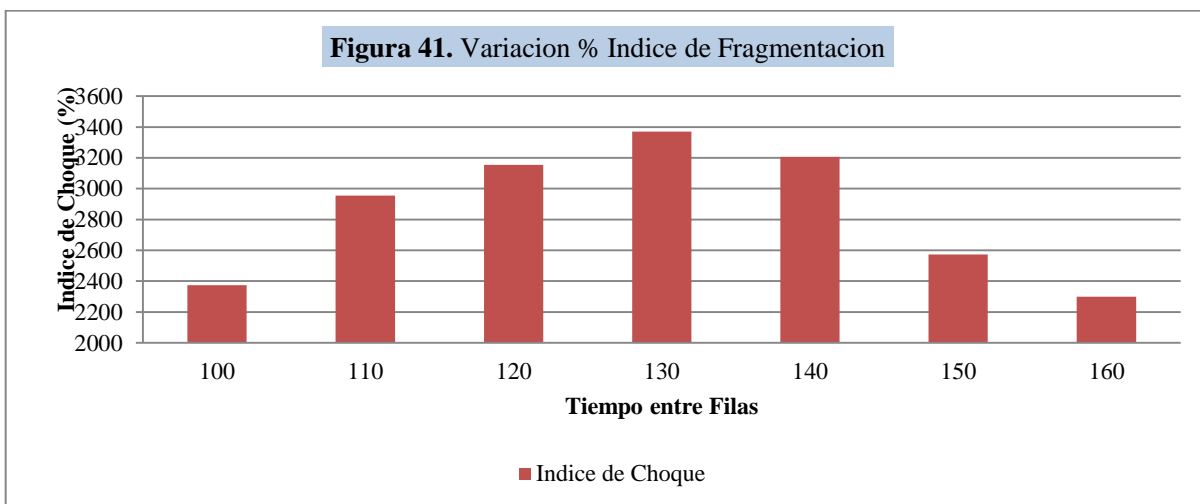
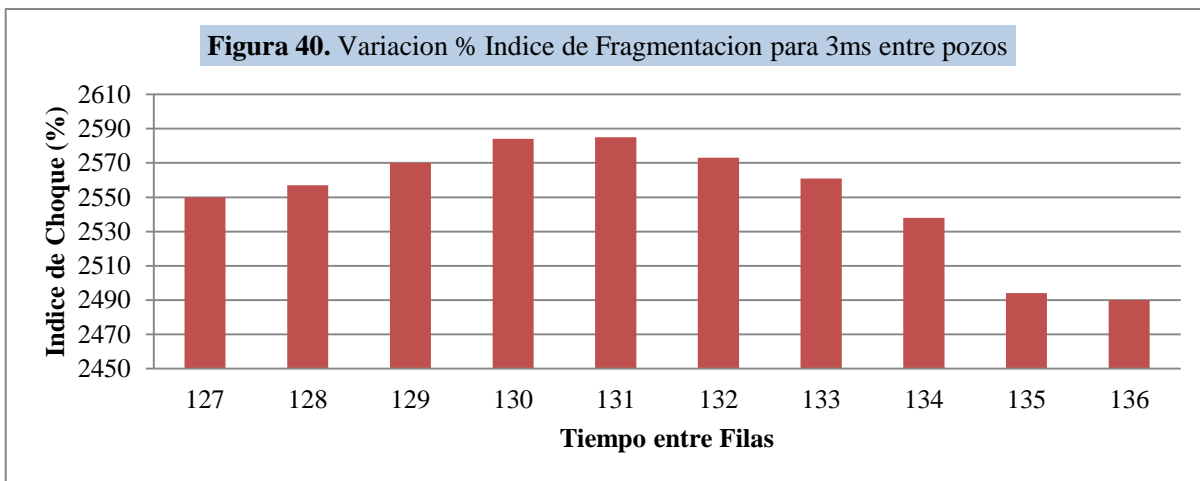
IV.3.20.1 Tiempos entre Pozos que Maximizan el Factor de Fragmentación.

Al analizar el tiempo entre pozos que maximiza el Factor de Fragmentación, se puede observar que el tiempo utilizado actual de 3ms representa un alto porcentaje del índice de choque. Luego se simula el tiempo entre filas que maximiza la fragmentación con 3ms entre pozos.



IV.3.20.2 Tiempos entre Filas que Maximizan el Factor de Fragmentación.

Manteniendo el tiempo actual entre pozos de 3ms y realizando una variación en el tiempo de filas se obtiene que el tiempo entre filas que maximiza el Índice de Choque es 131 ms.



CAPITULO V: CARATERIZACION Y EVALUACION DE LA APLICACIÓN DEL MODELO Y SUS RESULTADOS

Se detalla la validación de la aplicación del modelo en función de los resultados obtenidos según la data histórica de los distintos KPI evaluados. Se determinan los beneficios en términos de conminucion y como este cambio impacta en el proceso en cuanto a ahorros energéticos, como así también en incrementos de la productividad.

V.1. Caracterización y Línea Base

Según el marco metodológico, la primera caracterización a realizar es la identificación del proceso y los puntos de control de las variables impactadas con la aplicación del modelo, cuyo objetivo es la optimización granulométrica, es decir, una reducción de tamaño del material tronado. Dentro de esta caracterización se determinaron las variables y los puntos de control del proceso que se evaluara, estos son:

- Parámetros de tronadura
- La fragmentación obtenida de la tronadura.
- El rendimiento de los equipos de carguío del material fragmentado.
- Los consumos de energía y rendimientos de la primera etapa de conminucion como son los chancadores primarios.
- La granulometría de entrada a la molienda, con monitoreo de sus respectivos indicadores de consumo de energía.

Modelo de Negocio

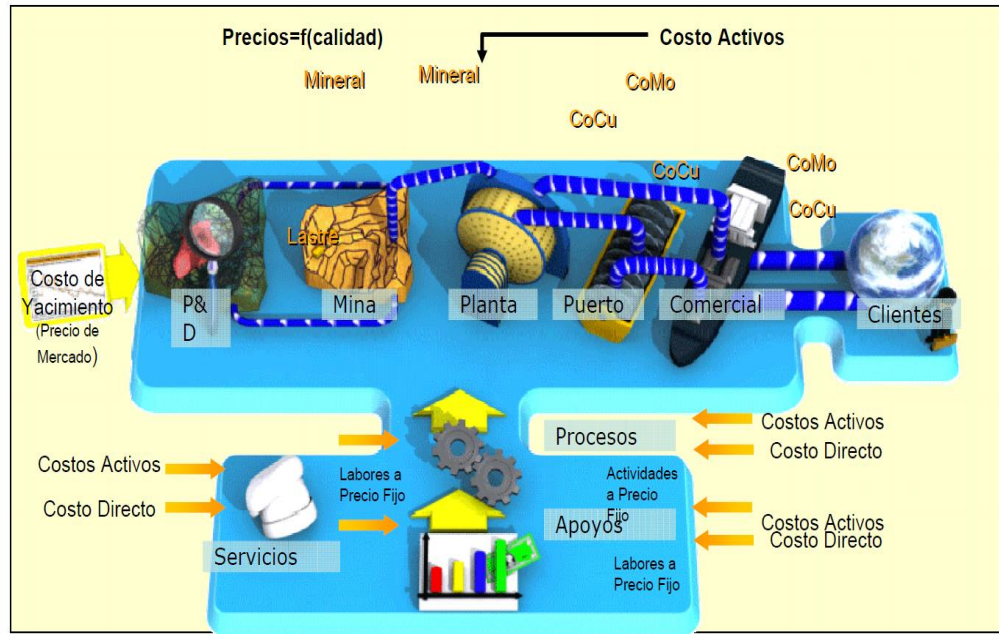
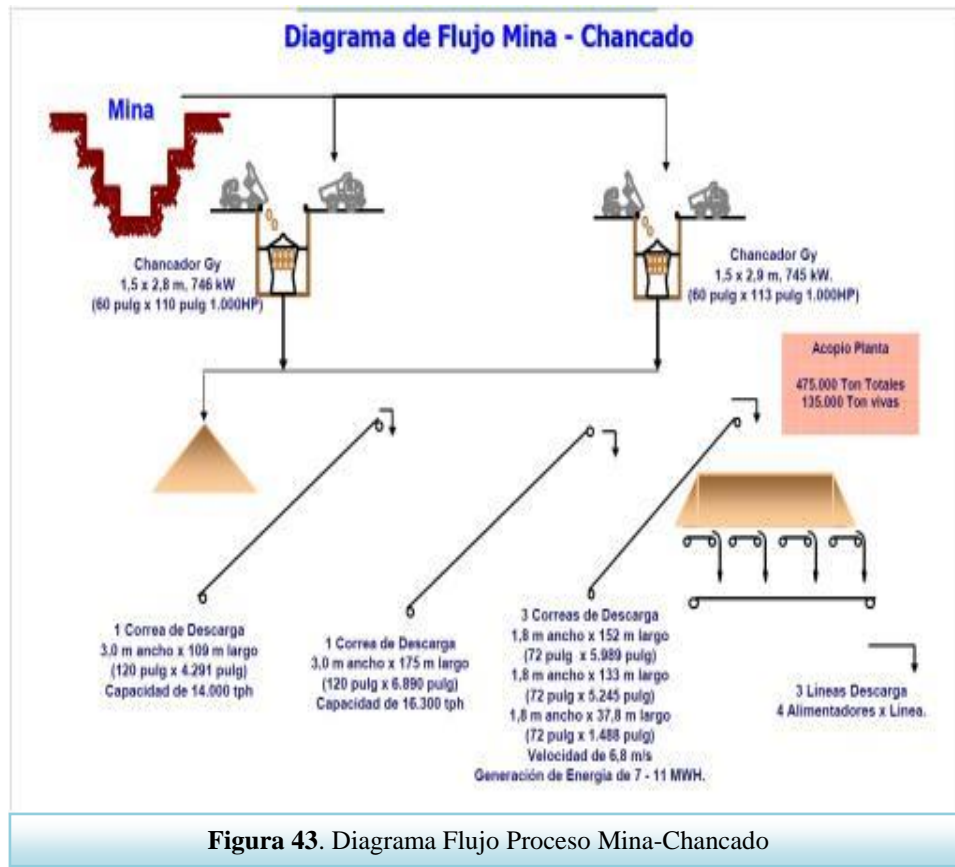


Figura 42. Modelo de Negocio de Gran Minería del Cobre (tomado de AMSA y MEL)

Según el detalle del modelo analizado dentro del proceso la primera identificación de variable se realizó en la mina, cuantificando la línea base de los parámetros de tronadura, resultados granulométricos, rendimientos de equipos de carguío y consumos de energía de chancado primario.



La investigación histórica de las variables analizadas en esta etapa muestra los siguientes resultados:

V.1.1 Parámetros de Tronadura

Dentro de la propuesta de aplicación del Modelo de Onda Elemental, una derivada que toma un valor importante, es la disminución de costos asociado a mayor cantidad de energía de explosivos, por lo cual, el análisis se basa en mantener los parámetros de tronaduras actuales, realizando solo modificaciones en la secuenciación para optimizar la liberación de energía; los parámetros de tronadura de entrada al modelo son los siguientes:

V.1.1.2 Parámetros de Diseño

Tipo de Material: Mineral Primario.

Off set: 1 [m]

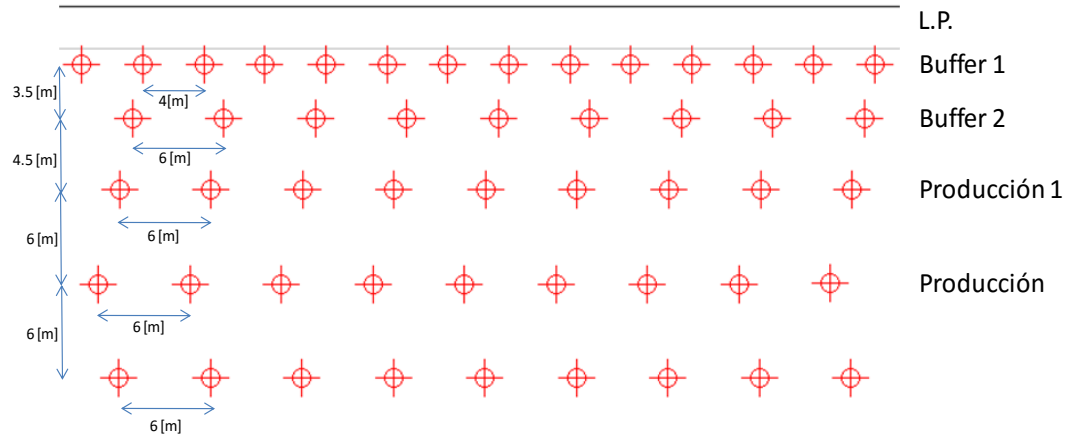


Figura 44. Parámetros Diseño Tronadura

Descripción de tiempo de retardo	Tiempo (ms)
Tiempo entre pozos buffer 2	35
Tiempo entre pozos buffer 1	25
Tiempo entre pozos producción 1	6
Tiempo entre pozos de producción	3
Tiempo entre filas producción	100
Tiempo entre P_1 y B_2	150
Tiempo entre filas B_2 a B_1	250

Secuencias de Iniciación

Consideraciones 1:

- Generar intervalos de 100 [ms] entre agrupaciones de 6 pozos por fila.
- Tronar a cara libre siempre.
- Iniciar la tronadura en el pozo que tenga más caras libre (vértices).
- Carguío de explosivo en la franja de control
- Diagrama de carguío de primera asada

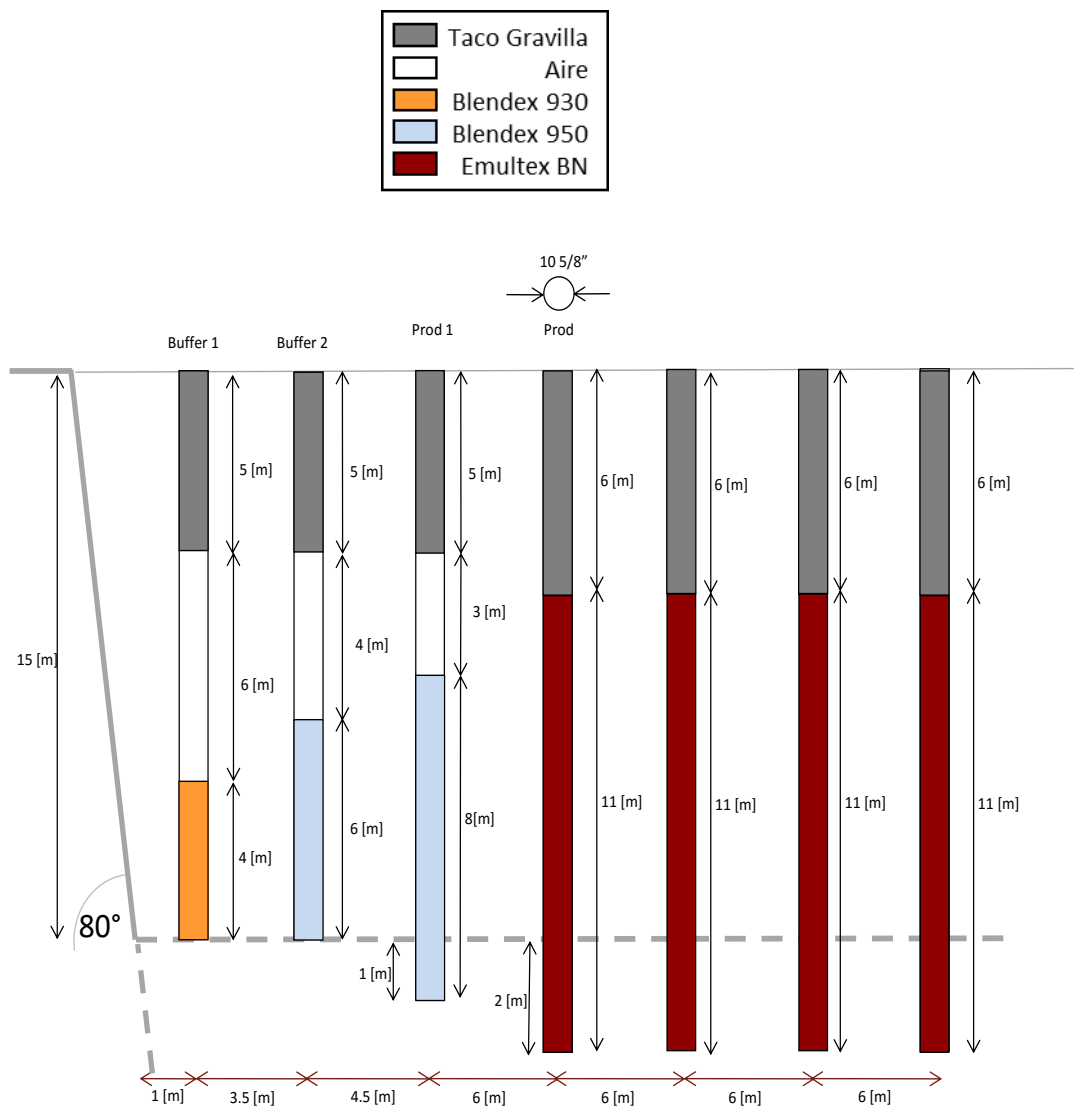


Figura 45. Modelamiento Pozos Perforación

TACO							
Aire Inferior	6,0	4,0	3,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Aire Intermedio	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
Gravilla Intermedio	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0
	5,0	5,0	5,0	6,0	6,0	6,0	6,0
FC (grs/ton)	356	468	475	581	581	581	581

Tabla 8. Factor de carga de Primera Pasada

Propiedad	Productos		
	Anfo	Blendex 945	Emultex
ρ (g/ml)	0,77	1,3	1,32
* VOD (m/s)	4.400	5200	5400
Energía (KJ/Kg)	3.818	3.305	3.019
**Pd (Mpa)	3.727	8788	9623

Factor de Carga Global: **529 [gr/ton]**

V.1.2 Fragmentación de la Pila

Para el caso de la fragmentación en pila se recolectó la data histórica de la zona; esta data corresponde a análisis realizados mediante el software “WipFrag”, el cual permite obtener la curva de distribución granulométrica por medio de procesamiento digital de imágenes. Para que la muestra sea representativa, se realizaron las siguientes consideraciones:

- El muestreo deberá efectuarse en la parte media-baja del material derramado en forma natural de la pila, con el fin de no exponer a los muestreros a algún tipo de riesgo (Ver Figura N°48).
- La cantidad de fotos tomadas dependerá de la extensión del sector y de la homogeneidad de la pila. Para aquellas pilas donde la homogeneidad es alta, sólo bastará un par de fotos por frente de carguío, mientras que en aquellas donde el material no es homogéneo, la cantidad de fotos deberá ser lo suficiente para lograr un buen análisis.

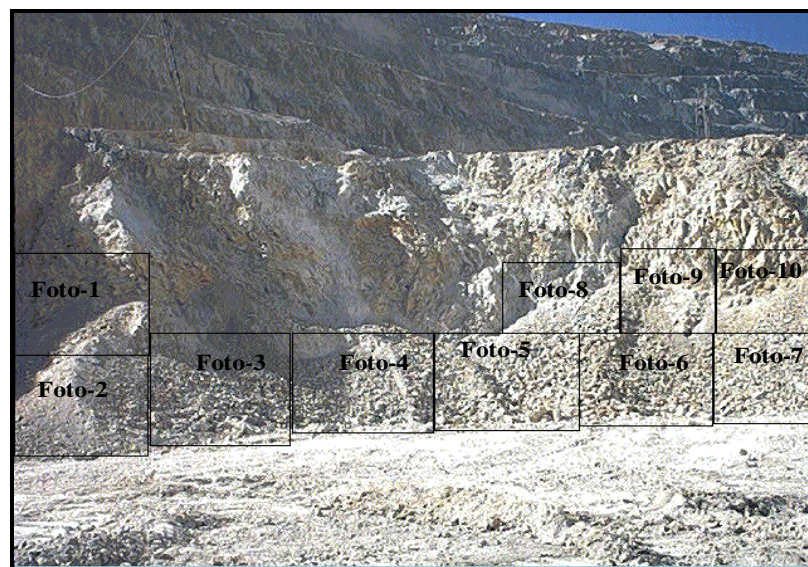
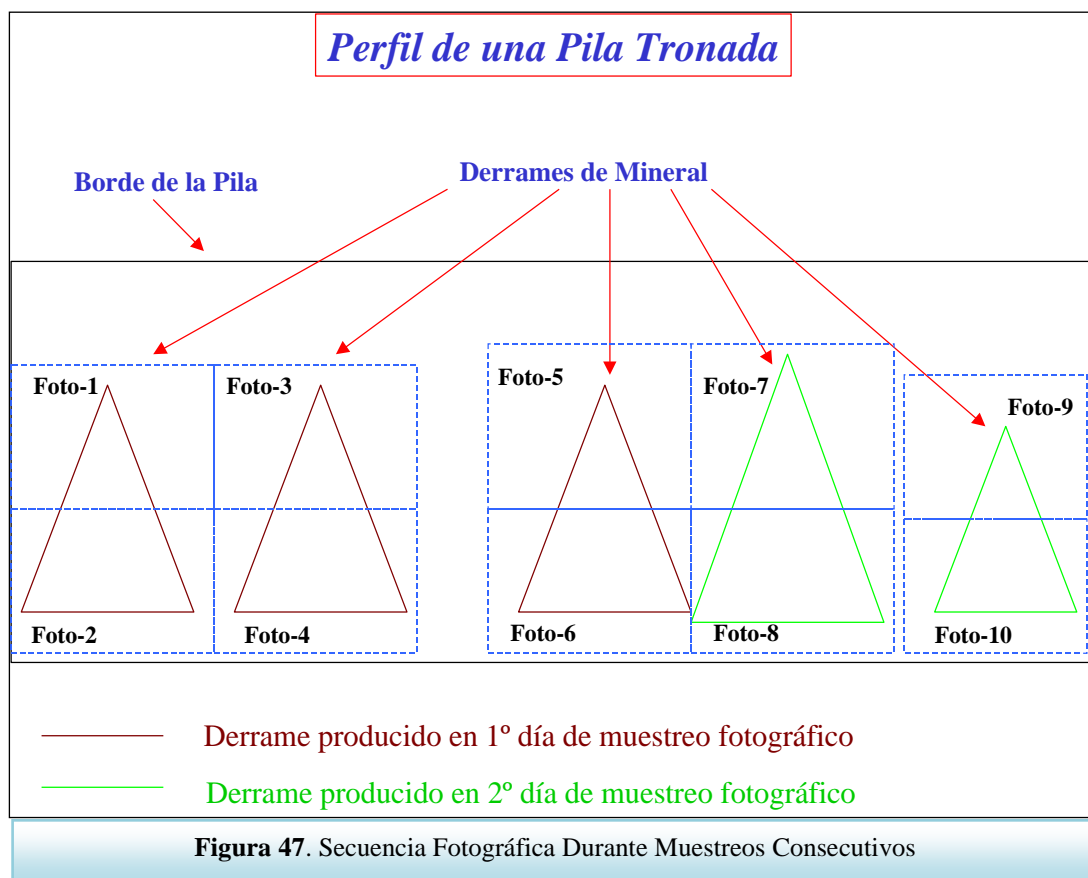


Figura 46. Forma Correcta de Efectuar un Muestreo Fotográfico

- Cada vez que se efectúa una toma fotográfica y en la medida de lo posible, se debe marcar el centro del área que cubre la foto con pintura spray, utilizando un extensómetro en caso de ser necesario. Esto tiene por finalidad que en los muestreos futuros de la pila, se tomen fotos a aquellos “derrames de mineral” en los cuales ha trabajado la pala desde el muestreo anterior, evitando con esto, el muestreo de material que ya ha sido monitoreado. Esto se expresa gráficamente en la **Figura N°46**.



- La **Figura 47** tiene por finalidad reflejar que *“la pala realiza el carguío de mineral durante un turno, en un sector de la pila tronada y no en toda su extensión”*, luego cuando se muestrea una pila, se debe tener la seguridad que los “derrames de mineral” que se fotografíen correspondan a sectores en los que efectivamente la pala ha trabajado.
- En esta figura, las 6 primeras fotos han sido tomadas durante el primer muestreo fotográfico de la pila y las 4 últimas se han tomado en un segundo muestreo fotográfico, estas han considerado solo aquel sector en el cual ha trabajado la pala.

- Tomar fotos durante el segundo muestreo en los sectores donde se ubican las fotos 1 a la 6 implicaría considerar dos veces una misma muestra granulométrica (error en el muestreo), y por consiguiente no obtener la granulometría representativa de la pila tronada.
- Cada vez que se toma una foto, ésta debe ser registrada en la bitácora de muestreo, donde se ingresan los siguientes datos:
 - Polvorazo al que corresponde la pila a muestrear.
 - Fecha y hora en que se toma la foto.
 - Número de foto de la secuencia que está siendo captada, es decir el número de foto que le asigna la cámara digital.
 - El número de la pala que está efectuando el carguío de mineral.
- Una vez efectuada la toma fotográfica respectiva, el Ingeniero de Terreno avisará al Jefe de Turno Mina que ha finalizado y que se retira del sector.
- Finalizada la toma de fotos con sus respectivos registros en la bitácora de muestreo, y estando en la oficina de trabajo, se procede a descargar la totalidad de las fotos en el computador definido para este fin, identificando cada una de las fotografías de acuerdo a la información contenida en la bitácora de trabajo en terreno.

La fragmentación histórica de zona, considera el análisis de un periodo de 2 años con un procesamiento de más de 500 imágenes.



Figura 48. Fragmentación de Mineral

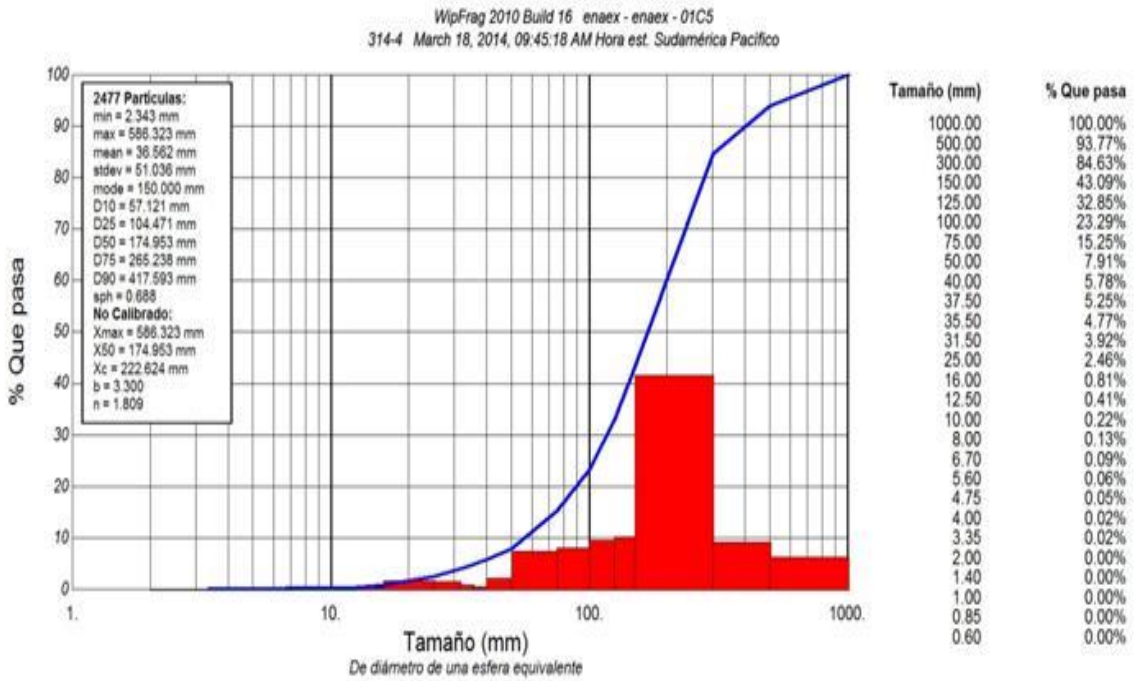
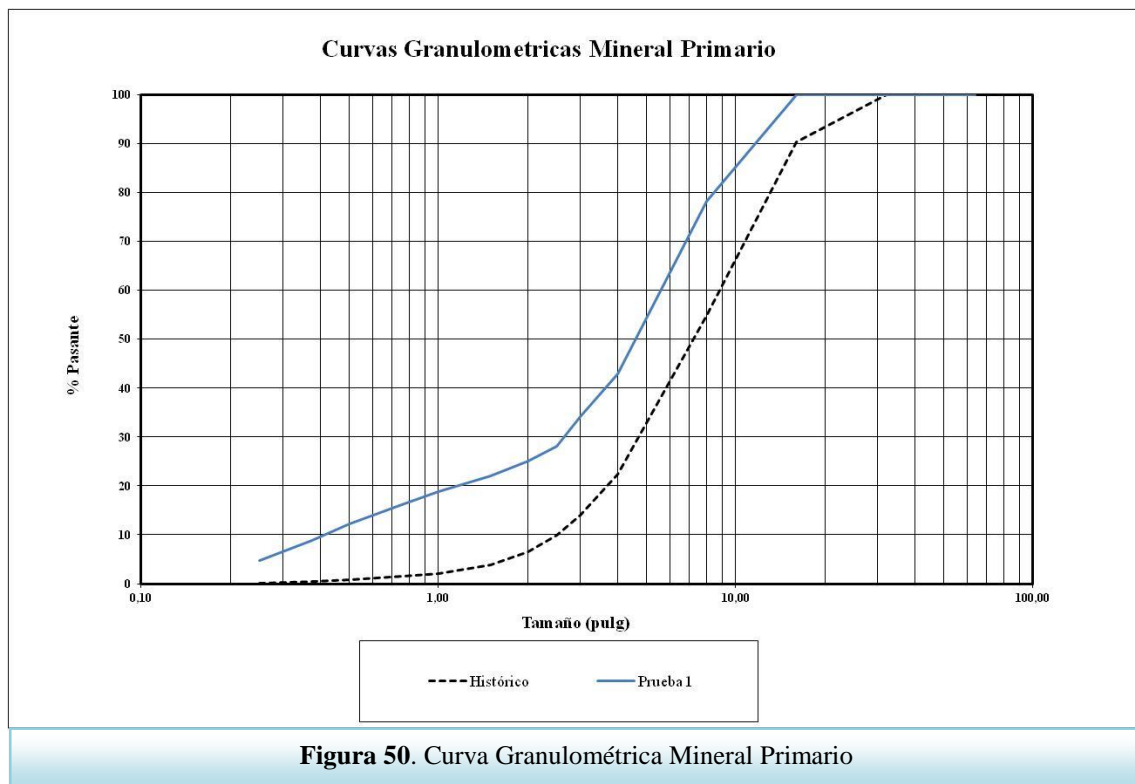


Figura 49. Curva Granulométrica Mineral Pasante

Según el análisis, la línea base de la granulometría presenta la siguiente distribución granulométrica:

Size (cm) (KR - WIP)	Histórico (wipfrag)
0,25	0,15
0,38	0,45
0,50	0,81
0,75	1,48
1,00	2,07
1,50	3,79
2,00	6,46
2,50	9,93
3,00	14,1
4,00	22,41
8,00	54,85
16,00	90,32
32,00	100

Tabla 9. Distribución Granulométrica histórica de la zona Línea Base



V.1.3 Rendimiento Palas

Para cuantificar el efecto de la granulometría en la etapa de carguío, se utilizó la tasa de excavación instantánea; este indicador representa de mejor forma el resultado de la tronadura, ya que aísla variables operacionales del proceso, como son las pérdidas operacionales. Este indicador se cuantificó históricamente, tomando en cuenta las siguientes consideraciones:

- La determinación de una Línea Base Ponderada por el total de palas, no representa un valor promedio de este indicador, ya que las palas no presentan el mismo tamaño de balde (Diferente Capacidad de Carga), por ende diferente tasa.
- La minera cuenta con 3 modelos de palas eléctricas; P&H 4100A, 4100XPB y 4100XPC, siendo la primera de menor capacidad de carga, lo que conlleva a tener una pala de menor tamaño; resultando importante su participación en la extracción (existe un costo mayor).

PALA	MODELO	CAPACIDAD (yd cub)
PA01	P&H 4100A	56
PA03,PA04,PA05	P&H 4100 XPB	73
PA07	P&H 4100 XPC	74

Tabla 10. Característica de Palas Eléctricas

La determinación elegida fue la siguiente:

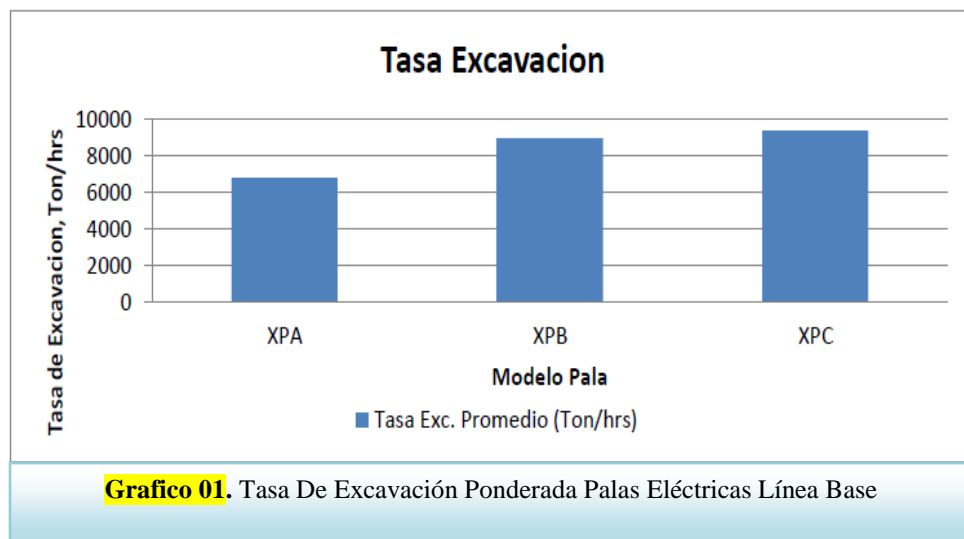
Unidad de Medida: Tasa Instantánea de Excavación (Ton/hr)

Origen: Dispatch.

Fijación KPI: Para determinar los valores bases de medición del KPI se realizó un estudio de las tasas de los años 2012, 2013 y 2014 para los 3 tipos de palas eléctricas presentes en la Minera.

$$TI_{BASE} = \frac{\sum_{Palai=1}^n [\text{Ton. Anual}_{Palai} (\text{ton}) \times TI_{Palai} (\text{ton/hr})]}{\sum_{Palai=1}^n \text{Ton. Anual}_{Palai} (\text{ton})}$$

El presente gráfico, muestra la Tasa de Excavación Ponderada determinada para el estudio, según cada modelo de Pala Eléctrica.



La tasa de excavación instantánea se obtuvo del sistema “Dispatch” para las palas operativas en la zona; se determinó una variación de +-3% como rango.

PALA	MODELO	-3%	BASE	3%
PA01	P&H 4100A	6.580	6.783	6.986
PA03,PA04,PA05	P&H 4100 XPB	8.668	8.936	9.204
PA07	P&H 4100 XPC	9.088	9.370	9.651

Tabla 11. Línea Base de Tasa de Excavación.

V.I.4 Rendimiento del Chancado.

En el caso del proceso de chancado, por la falta de información se consideró analizar el periodo previo a la prueba y compararlo con el periodo en que el material fue procesado por el chancador.

V.1.5 Rendimiento de la Molienda

Para el caso de la planta de proceso el punto de control y determinación de la variable a cuantificar, se refiere al impacto por la mejora granulométrica del modelo, para ello se definió el fino generado bajo 1 ¼”, que ingresa a los molinos SAG, el cual tiene una relación directa según la historia de la molienda en los consumos de energía y rendimiento de los molinos SAG.

Diagrama de Flujo Molienda

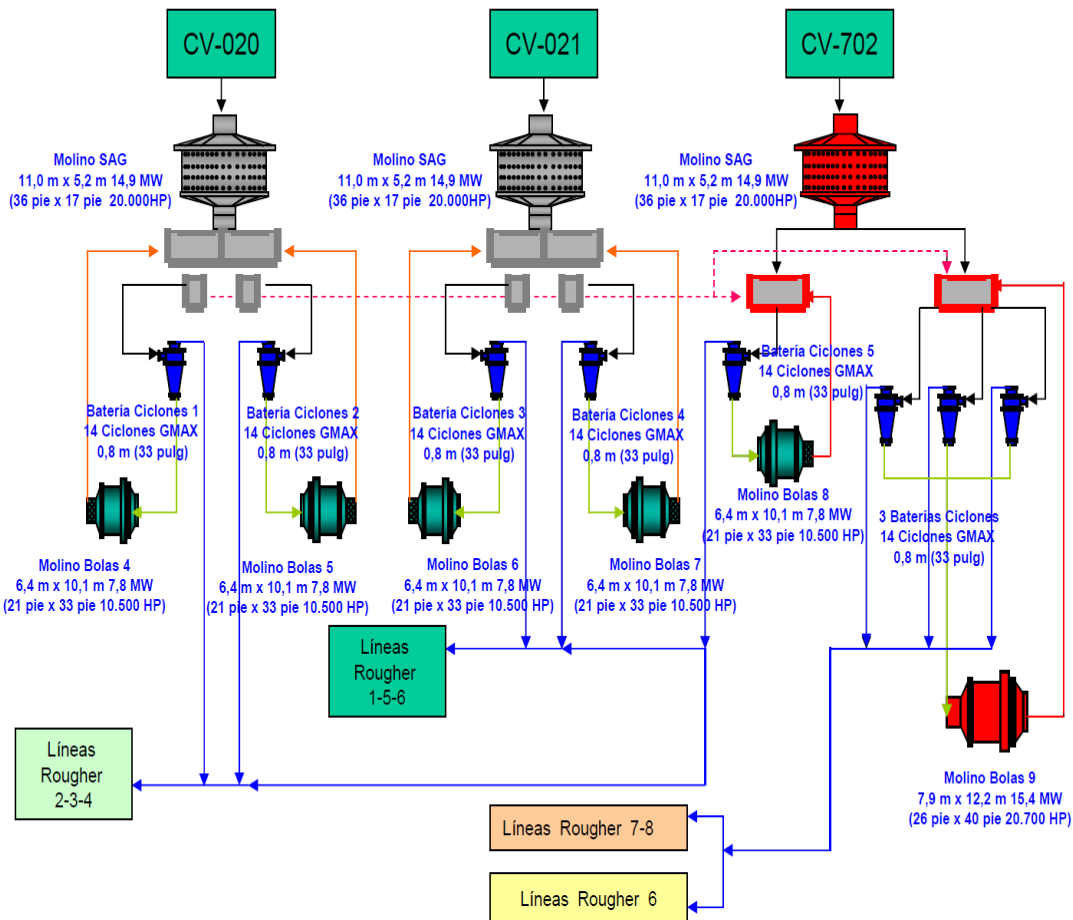


Figura 51. Diagrama Flujo de Proceso Planta Molienda SAG; tipo Gran Minería del Cobre

Según la data histórica, el target de los finos está asociado a la dureza de los materiales presentes en la mina, por lo cual se estableció la línea base en función de los porcentajes de materiales duros que presenta el mineral y su respectivo valor de fino histórico.

% Duro	mín	base	máx
10-30	31,62%	32,60%	33,58%
30-50	31,43%	32,40%	33,37%
>50	30,94%	31,90%	32,86%

Tabla 12. Variabilidad Máximos y Mínimos de Finos

V.2. Validación Resultados de la Aplicación y Cuantificación de Beneficios

A continuación se detalla la validación de la aplicación del modelo según la cuantificación de los beneficios.

V.2.1 Parámetros de Tronadura

Como se mencionó en la caracterización de la línea base, una de las condiciones que agrega valor en esta etapa del estudio fue, la de no aumentar el costo de la tronadura, asociado a un mayor consumo de explosivo; por lo tanto, se aplicó este modelo con la optimización de los tiempos en la secuenciación, determinándose los tiempos óptimos para la liberación de energía. La distancia entre los pozos es de 3 m y de 130 m entre filas; al simular con estos tiempos se determinó que el índice de choque de las ondas elementales, varía de 2.796% a 3.411,7%, obteniendo una diferencia de 615.7 % de índice de choque adicional.

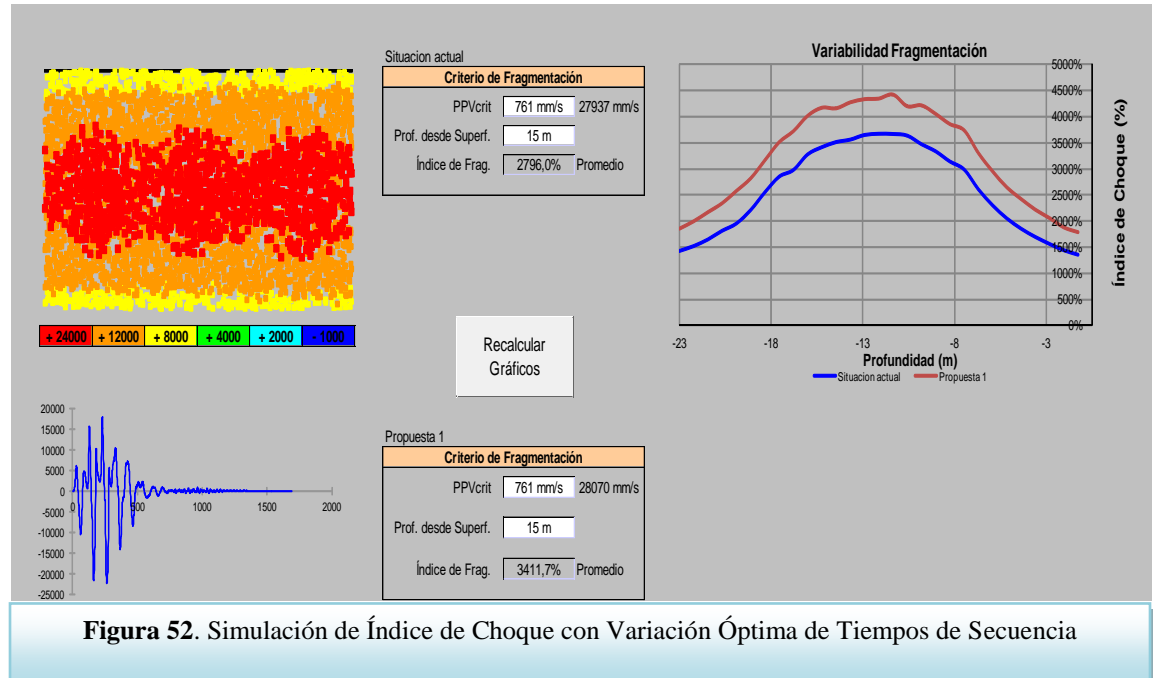


Figura 52. Simulación de Índice de Choque con Variación Óptima de Tiempos de Secuencia

V.2.2 Fragmentación

Los análisis granulométricos efectuados con análisis digitales de imágenes con el software WipFrag, de la pila tronada, demuestran este incremento de fragmentación, verificando el desplazamiento de la curva de distribución granulométrica hacia la derecha, validando que el 75% pasante disminuyó de 12,6 [pulg] en el análisis histórico a 7,629 [pulg] en el análisis realizado a los resultados de la aplicación del Modelo de Onda Elemental. De igual forma, el porcentaje de material tronado menor a 8,0 [pulg] (diámetro de salida del canchador primario) aumenta de 54,04% a un 78,27 %.

Size (cm) (KR - WIP)	Histórico (wipfrag)	Prueba modelo
0,25	0,15	4,69
0,38	0,45	8,76
0,50	0,81	12,28
0,75	1,48	16,16
1,00	2,07	18,81
1,50	3,79	21,95
2,00	6,46	25,04
2,50	9,93	28,11
3,00	14,1	34,23
4,00	22,41	42,93
8,00	54,85	78,27
16,00	90,32	100

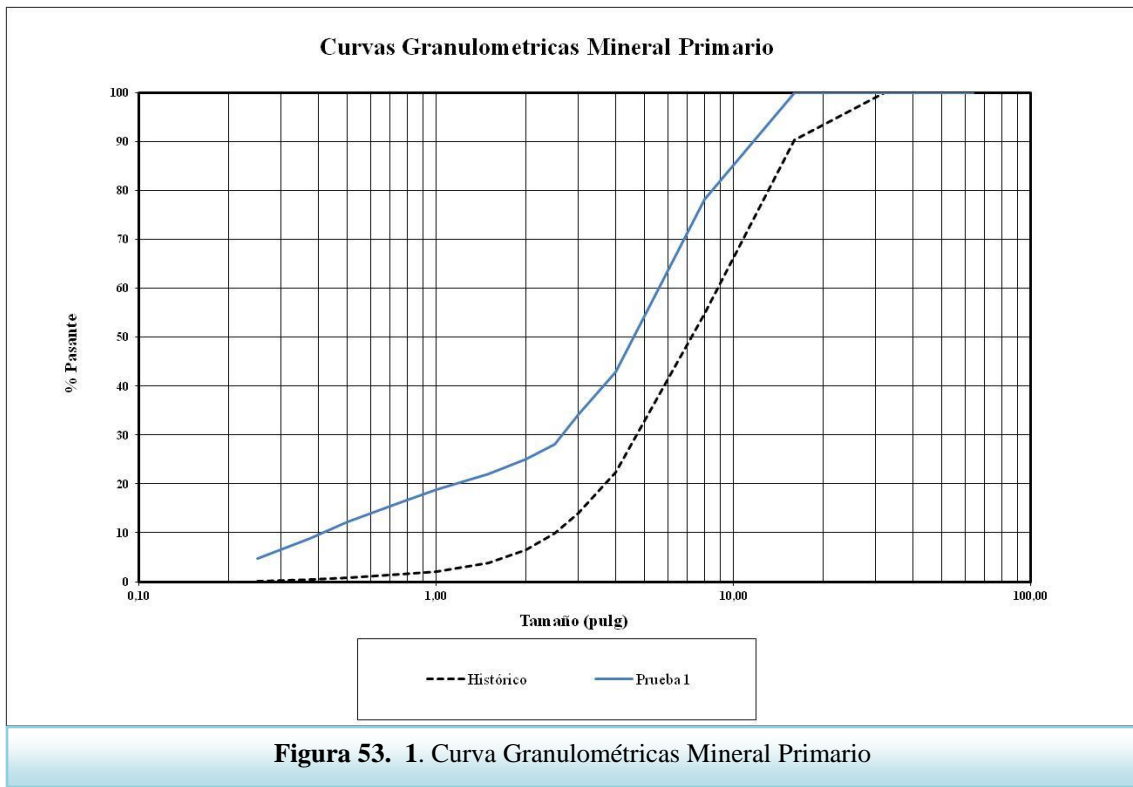


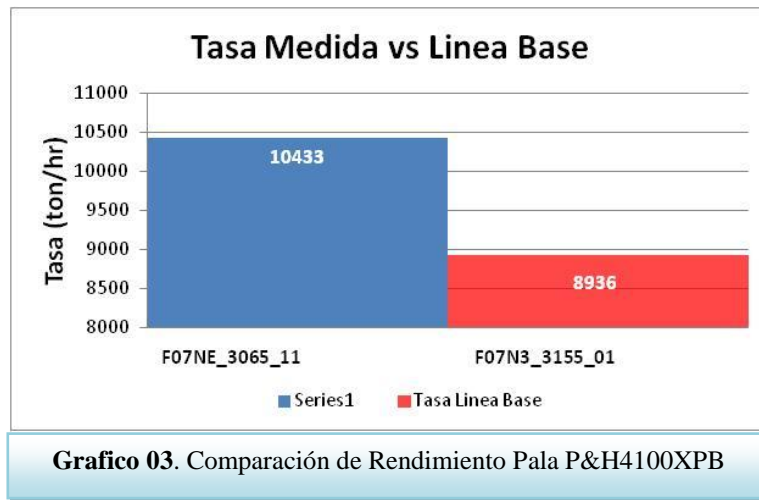
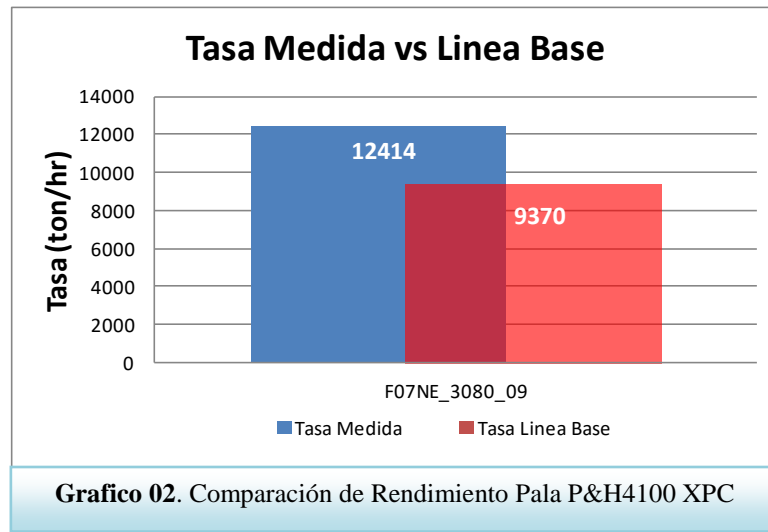
Figura 53. 1. Curva Granulométricas Mineral Primario

V.2.3 Rendimiento de las Palas

Según el análisis de resultados de las pruebas, las palas involucradas en la extracción fueron específicamente la Pala 07 y la Pala 04. Se registraron las tasas de extracción de cada una vs la línea base de cada pala.

TABLA				
Modelo	Nombre	B_Malla	Tasa (Ton/hr)	Linea Base(Ton/hr)
P&H4100 XPC	Pala 07	F07NE_3080_09	12414	9370
P&H4100XPB	Pala 04	F07NE_3065_11	10433	8936

Tabla 13. Comparación Rendimiento Palas



Ponderando por los tonelajes, el aumento de rendimiento de ambos equipos de carguío se incrementa en un 19%.

V.2.4 Rendimiento del Chancador

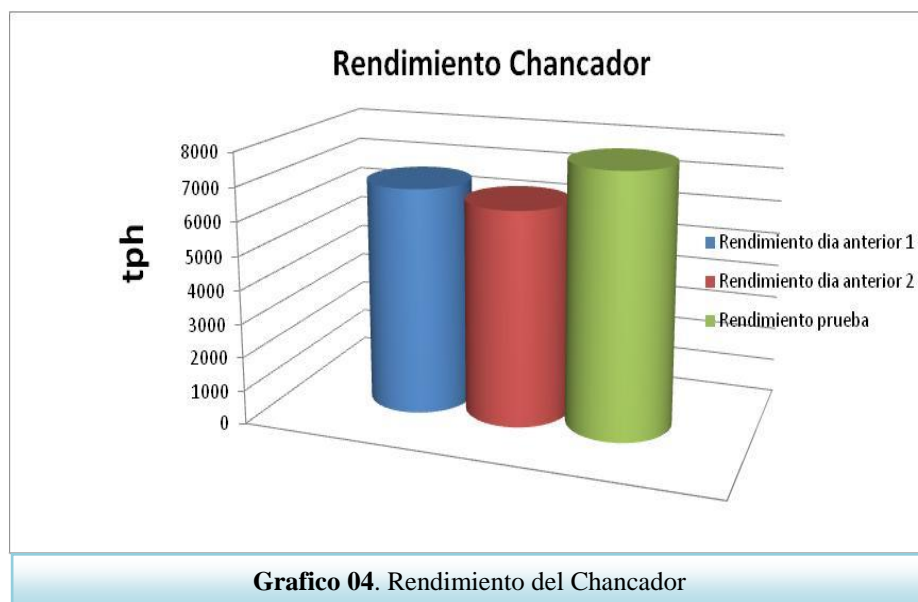
Se realiza un análisis del rendimiento y consumo de energía del chancador. El propósito es cuantificar el material tronado en distintos días, considerando los cambios de tiempo de retardo de la tronadura en cada oportunidad.

Se obtuvieron los valores promedios de tres días, en los cuales se procesó el material; se consideraron las respectivas desviaciones estándar para visualizar la variabilidad de los datos, como se muestra en la siguiente tabla.

Día Analisis	Rendimiento (tph)	CEE(kWh/ton)
Día anterior 1	6761 ±878.63	0.0715 ± 0.0169
Día Anterior 2	6395 ± 632.08	0.0762 ± 0.0094
Prueba	7757 ± 991.15	0.0532 ± 0.0128

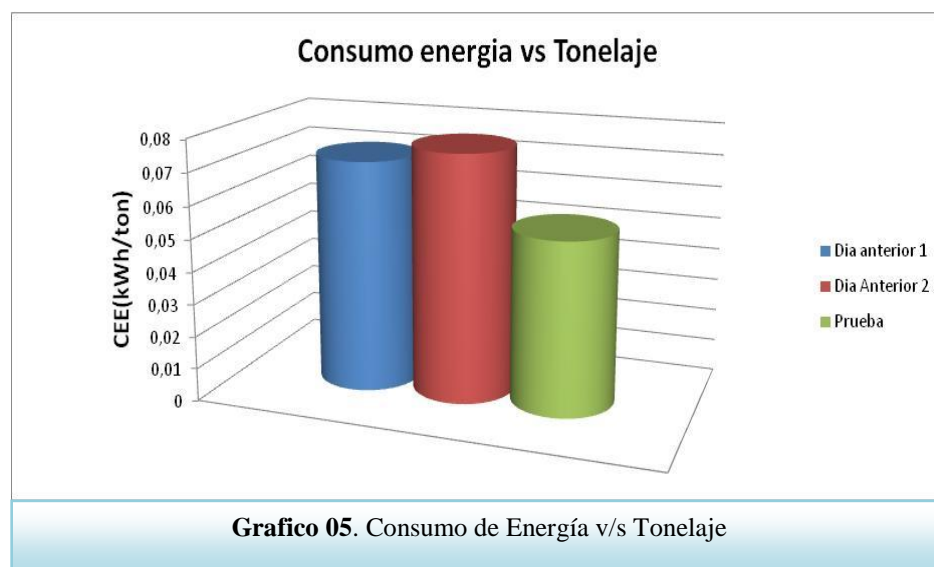
Tabla 14. Variabilidad Rendimientos Promedio

En los gráficos, se pueden visualizar los datos para cada punto de la tabla.



Según el **Gráfico 4**, en relación al rendimiento mensual del chancador, se observa un rendimiento de 4.869.360 ton/mes y de 4.604.400 ton/mes; siendo el promedio de 4.736.880, el que se compara con los datos diarios proyectados, equivalentes a 5.585.040 ton/mes, que corresponde al material de prueba. La diferencia de producción mensual

es de 848.160 ton/mes aproximadamente, lo que representa un incremento del orden de 18% mensual de rendimiento de los chancadores.

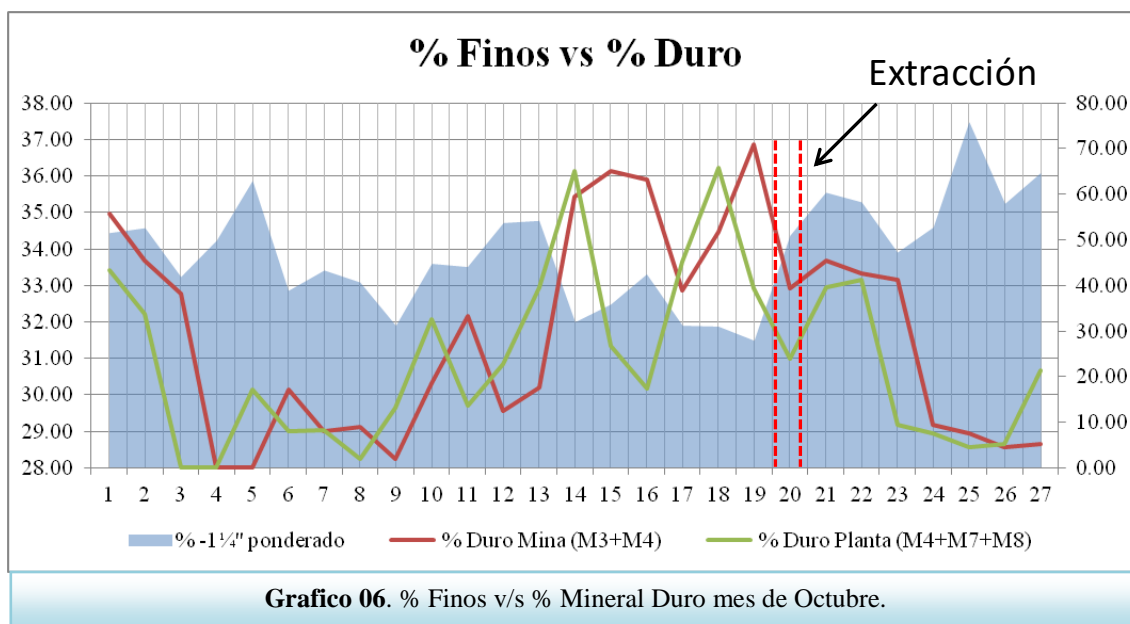


En el **Gráfico 5**, el consumo energético por hora vs tonelaje, se puede observar que el consumo de energía de los dos primeros días, es en promedio de 53.15 KW mes/ton, mientras que con la prueba el consumo mensual por toneladas es de alrededor de 38,34 KW mes/ton, lo que representa una disminución del consumo de energía del orden del 28%.

V.2.5 Rendimiento Molienda

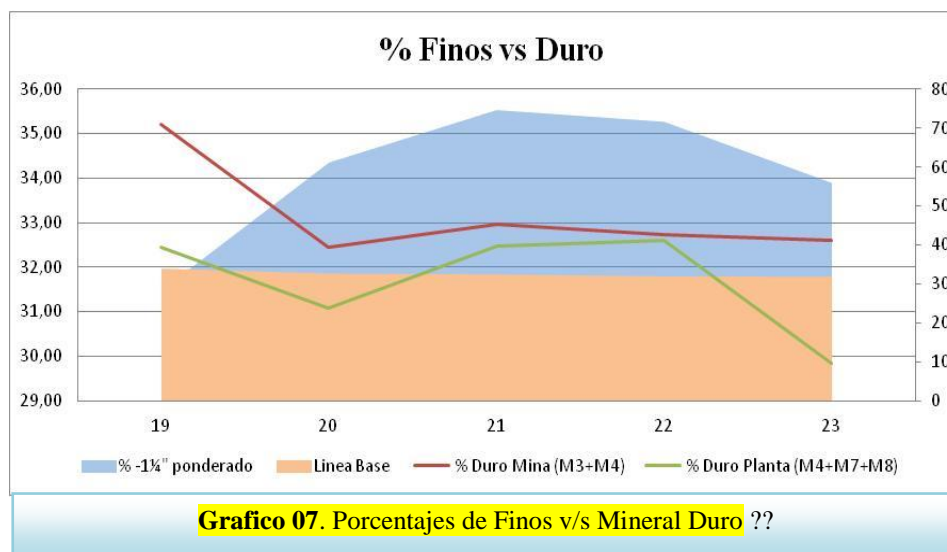
V.2.5.1 Análisis del % fino (-11/4´´)

Para efectos de este análisis se toma en cuenta la línea base actual. En primer lugar se presenta un registro mensual para observar la variabilidad de todo el mes, respecto del porcentaje de fino, (-11/4´´), % del mineral duro Mina y el % del mineral duro Planta, destacando el día en que se produjo la extracción con los tiempos propuestos.



Se observa claramente un aumento de los finos y una disminución del % de mineral duro después del día 20, día donde se extrajo el material con el cambio propuesto. Esto proporcionará beneficios en el rendimiento de los dos molinos SAG y un ahorro energético que será analizado más adelante.

Para efecto de este análisis, se debe considerar la línea base actual y compararla gráficamente con la propuesta realizada, como se observa en la **Gráfico 7**.

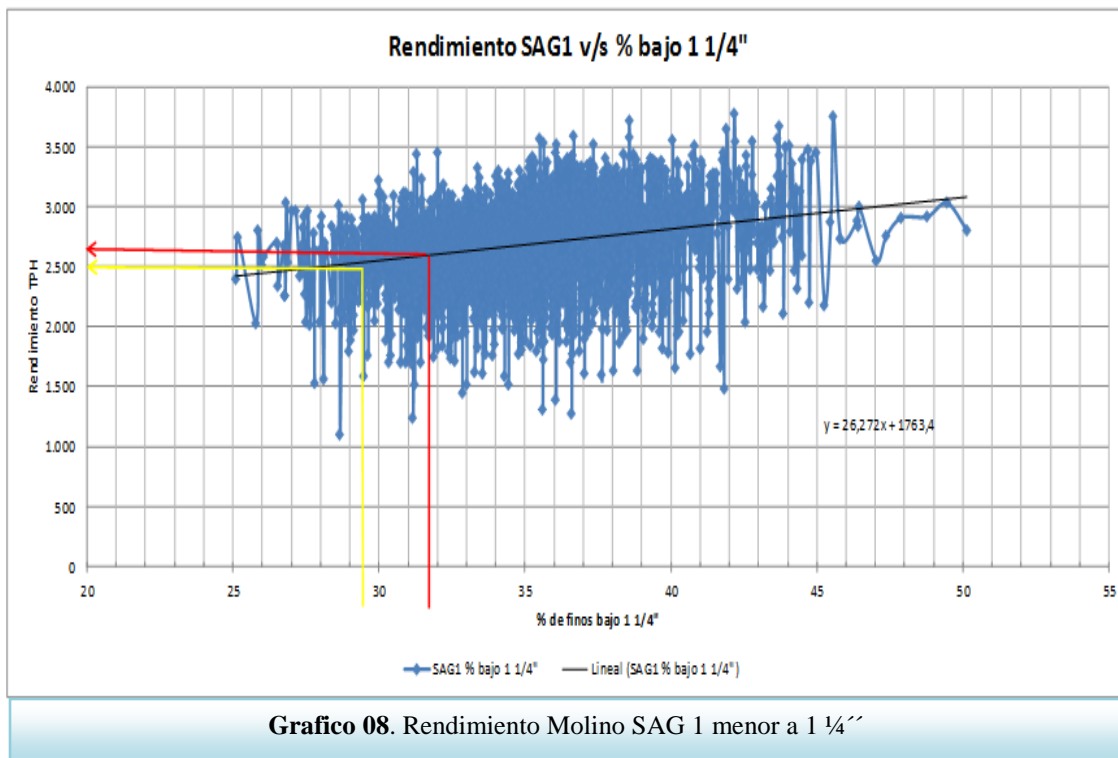


Se observa que el porcentaje de fino experimenta un claro incremento por sobre la línea base, teniendo un promedio del 35.1% entre los días 20, 21 y 22 de fino (-11/4), es decir un incremento promedio sobre la línea base del 3,5%, con la configuración propuesta.

Rendimiento del Molino SAG 1

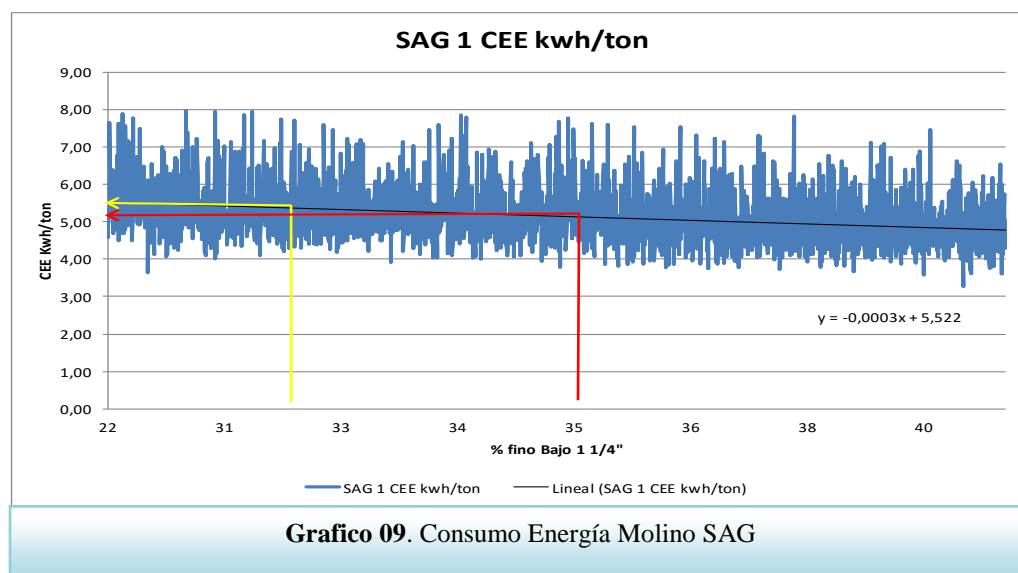
El **Gráfico 8** muestra el rendimiento del molino SAG 1, en relación a los datos históricos v/s el porcentaje de fino. Se analiza, también el porcentaje promedio de la línea base (32.4%) v/s el porcentaje promedio de la propuesta con los valores calculados anteriormente (35.1%).

Si se proyecta, hay un aumento del rendimiento de los molinos SAG, derivado de la propuesta, en comparación con la línea base de aproximadamente 71 tph.



V.2.6 Consumo Energético

El **Grafico 9**, muestra el consumo energético (KWH/ton) del Molino SAG 1, de datos históricos v/s % de Fino.



Se puede apreciar en el gráfico una pendiente negativa, esto refleja una proporcionalidad inversa entre el % de Fino v/s el consumo energético del SAG 1. Por lo tanto, se espera una disminución del consumo de energía con la configuración propuesta con respecto a la línea base, de aproximadamente 0,00081 KWH/ton.

V.3 Cálculo del Beneficio Económico

El cálculo del beneficio económico se basa en los resultados obtenidos según la validación del modelo con la aplicación de las pruebas; este cálculo económico considera las diferencias obtenidas y los costos y rendimientos promedios de la industria, en una faena minera con producción cercana a las 400 Mton de cobre fino al año (Encare, 2012).

KPI DE GESTION	Target de Historico	Target Registrado	Estimacion de beneficio Economico US\$/Año	Parametro de Evaluación
Tasa de Excavación				
Rendimiento palas (ton/hrs efectiva)	9.153	10.892	4.874.961	Ahorro por concepto de menor costo de carguo asociado al aumento de productividad considerando un costo de 0,5 US\$/Ton, que es como promedio de la industria en Chile y una disponibilidad y utilizacion de 80%
Chancado				
Consumo Energia (Kwhr/ton)	0,0739	0,0532	5.788.608	Ahorro por concepto de energía debido a granulometría fina, para tratamiento de un material a igual índice de dureza, considerando un costo de la energía de 0,16 US\$/kwhr, y una producción de 200 Mton de proceso día
Rendimiento (ton/hr)	6578	7757	4.693.061	Mayor beneficio por aumento de productividad de rendimiento de chancado, asociada a granulometría con mayor porcentaje de fino, considerando un costo promedio de la industria de 0,71 US\$/ton y una utilización y disponibilidad de 80%
Finos Molino SAG				
Finos bajo 11/4"	32,20%	35,10%	283.824	Ahorro por concepto de energía debido al aumento de finos el cual disminuye el consumo de energía en 0,00081 Kwhr/ton, para tratamiento de un material a igual índice de dureza, considerando un costo de la energía de 0,16 US\$/kwhr, y la producción de 200.000 ton día
			13.983.900	Mayor beneficio por aumento de productividad de rendimiento de molienda, asociada a granulometría con mayor porcentaje de fino, considerando un costo promedio de la industria de 5,74 US\$/ton y una utilización y disponibilidad de 80%, mas el aumento de producción de cobre fino considerando una ley de 1%, recuperación de 75%.
Sumatoria Total US\$			29.624.354	

Tabla 15. Beneficio Económico

El beneficio deducido y expresado en este cálculo económico corresponde a valores de ahorros en el cual se aprecian menores consumos de energía, aumento de la productividad; debido intrínsecamente al aumento del carguío, mejor rendimiento del chancado (granulometría con mayor % de fino) y molienda.

Todo este proceso calculado entre mina-planta y cuantificando en la **Tabla 15**, arroja valores incrementales y de mayor beneficio, que redundan en ingresos económicos (mejoramiento del ciclo financiero), debido a una mayor producción.

CAPITULO VI. CONCLUSION Y RECOMENDACIONES

VI.1 Conclusiones

Según el desarrollo del estudio, que considero análisis investigativo y pruebas de terreno a nivel industrial podemos concluir lo siguiente:

- Ante la pregunta si existe un ahorro de costos asociados y energía, a través del uso de modelos físicos-teóricos, aplicados a la tronadura, que optimizan los resultados de fracturamiento y granulometría del mineral para los proceso mina planta, la respuesta es “SI”. Efectivamente, la validación del Modelo de Onda Elemental aplicado para aumentar los índices de choque por los pulsos de vibraciones generados por el explosivo de cada pozo, demuestran ahorros en el chancado del orden del 18% y en molienda de 2,7%; para el caso de energía, se observaron ahorros de un 28%; en el chancado del orden de un 0,015% en lo que corresponde a molienda.
- Según el objetivo general del estudio, queda demostrado que la aplicación del modelo agrega beneficios en la cadena de valor de mina-planta. Observando en forma cuantitativa los KPI's involucrados para este análisis (beneficios económicos), se pueden observar los impactos encontrados en las cifras económicas expresadas en este análisis; los cuales redundan en una validación del modelo.
- Queda también demostrado que es posible minimizar los costos de producción del sistema mina-planta, optimizando el proceso de tronadura; según la validación del Modelo de Onda Elemental aplicado, existen beneficios importantes por concepto de aumento de productividad en las áreas de carguío de palas, chancado y molienda.
- Es importante destacar que para el caso del ahorro de energía del chancado, la data fue de algunos días y por la variabilidad de los procesos se requiere validar con más información y periodicidad en el transcurso del tiempo, este hallazgo.

- Según la aplicación y validación del estudio, se verificó que el tiempo que optimiza los porcentajes de índices de choque que se traducen en esfuerzo hacia la roca, son de 3 ms entre pozos y 130 ms entre filas.
- Esta optimización de la secuenciación de la tronadura después de la simulación, indica un aumento del índice de choque de un 22%, esto se validó con una mejora granulométrica en la pila tronada, medida con WipFrag en un 39% del P75 (pasante del 75%).
- Para el caso del rendimiento de la pala, esta mejora granulométrica aportada por la aplicación del modelo, impacta en un aumento del rendimiento de un 19%.
- Según la aplicación del modelo, la curva de distribución granulométrica disminuye la fracción gruesa del material, esto refleja en el chancado una mejora de rendimiento del 18% y una baja en el consumo de energía del 28%.
- Dentro de la planta de proceso, la mejora granulométrica aportada por el modelo refleja beneficios en la molienda SAG, asociados en sus rendimientos, del 2,7% y un ahorro del consumo de energía del orden del 0,015%.
- El beneficio estimado en la aplicación del modelo, según la sumatoria de los impactos en producción y costo de las unidades del proceso como son, carguío, chancado y molienda, supera los U\$S 29.000.000, según **Tabla 15** (evaluación a Mina con producción cercana a las 400 MTon de cobre fino al año).

VI.2 Recomendaciones

- Estudios posteriores tienen que integrar más variables que también afectan los KPI medidos, como por ejemplo el proceso, capacidades de planta, flujos de alimentación, entre otras.
- Es necesario realizar una mayor cantidad de pruebas que permitan tener una data histórica que considere la variabilidad de los procesos en el tiempo.
- Futuras validaciones del modelo propuesto, su ampliación o comparación con otros modelos similares o equivalentes, requieren la participación de equipos multidisciplinarios, que integren el conocimiento y experiencias para establecer datos y variables principales que impactan en los resultados del proceso global.

VII REFERENCIAS Y BIBLIOGRAFÍA

Bibliografía

- López García Bermúdez (Jimeno, C., 2003). Perforación y Tronaduras de Rocas.
- Cochilco (2012). Dirección Estudio y Políticas Públicas.
- Yang y Rustan (1983). Modelos Fragmentación en la Tronadura.
- Rosim & Rammler (1933). Curva de distribución tamaño partículas.
- Workman & Eloranta (2003). Los efectos de la tronadura en la eficiencia energética de chancado y molienda y el consumo energético.
- William Baumol & Alan Blinder (2011). Costo e Ingreso Marginal.
- Scott et. Al. (2000). Energía y Costos de Fragmentación.
- Sarma & S. Kanchibotla (2013). Impacto de la Fragmentación en los tiempos de carguío y Transporte.
- Hart et. al. (2001). Efectos tamaño F_{80} en el rendimiento y la potencia específica de molienda SAG.
- Williamson & Adams (1923). Modelo Sismológico Ecuación de Adams-Williamson, “*Density Distribution in the Earth*”.
- Héctor Mario Fribla (2006). “Tesis Doctoral”, Universidad Complutense de Madrid y Joseph B. Walsh (1993).
- Enaex (2006). Esquema de Onda Elemental Manual de Tronadura.

Devine

- AECL. (1984). Drilling Accuracy. *Explosives Today Technical Bulletin*, Series 2, N° 36.
- Afrouz, A., Hassani, F.P., and Ucar, R. (1988). An investigation into blasting design for mining excavations. En *Mining Science and Technology* (págs. 45-62).
- Barton N., Lien R., and Lunde J. (1974). Engineering classification of rock masses for desing of tunnel support. En *Rock Mechanics*, V. 6, N° 4 (págs. 189-236).
- Clark, G. (1987). Principles of Rock Fragmentation.

Hagan T., & Harries G. (1977). "The effect of rock properties on blasting result", *Drilling and Blasting Technology. Australian Mineral Foundation*, Vol. 1, Ch.4.

Hulmes NL, Lejuge G. Ellison C. & McKenzie. (1987). "Improvements in blasting Practices at Mount Charlotte through vibration monitoring and analysis". *Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting*, (págs. 530-540). Keystone, Colorado.

Langefors U: & Kihlstrom B. (1978). *The Modern Technique of Rock Blasting*. John Wiley & Sons.

Sanchidrian, J. A. (2006). "La Voladura desde un Punto de Vista Energetico". *ASIEX*.

Wornan J. L. & Calder P. N. (1991). "A method for calculating the weight of charge to use in large hole presplitting for cast blasting operations". *17 th Conference on Explosives and Blasting Technique*, (págs. 97-107). Las Vegas.

Por Completar Referencias Bibliográficas!!!!

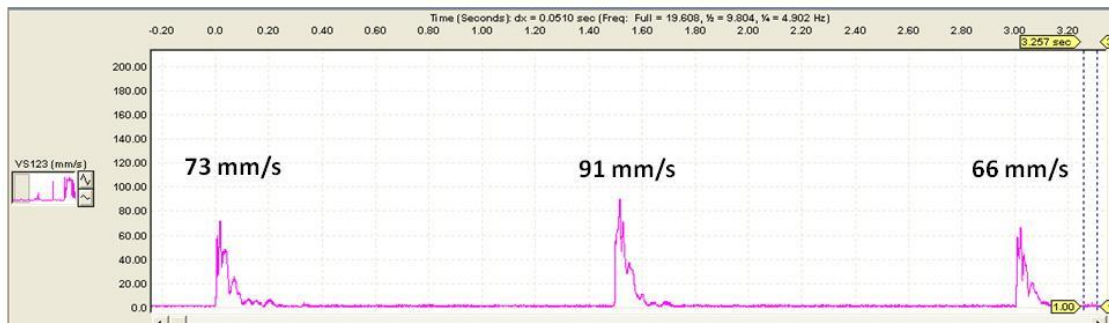
Anexo I

Datos y Registros de Monitoreos Onda Elemental

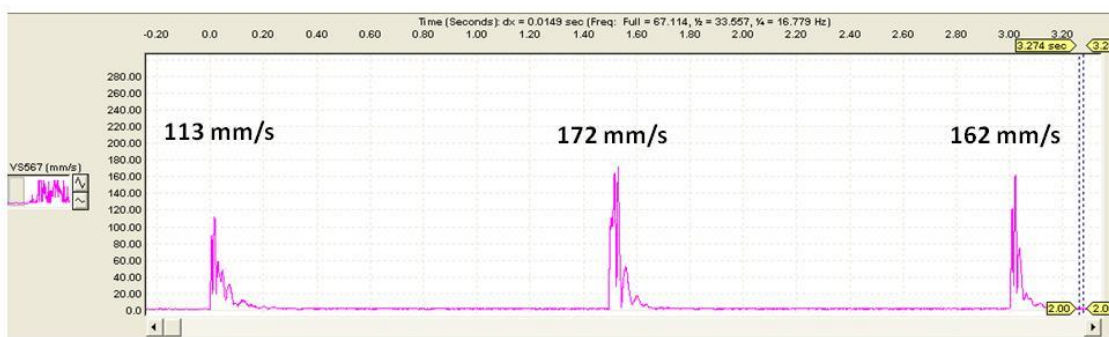
Onda Elemental #1				Onda Elemental #2				Onda Elemental #3			
[s]	[mm/s]	Tiempo Normalizado	Amplitud Normalizada	[s]	[mm/s]	Tiempo Normalizado	Amplitud Normalizada	[s]	[mm/s]	Tiempo Normalizado	Amplitud Normalizada
2.992	0,672	0,000	0,062	-0,007	0,037	0,000	0,004	1,491	0,037	0,000	0,003
2.993	1,815	0,001	0,169	-0,006	0,037	0,001	0,004	1,492	0,037	0,001	0,003
2.994	3,466	0,002	0,322	-0,005	0,163	0,002	0,018	1,493	0,163	0,002	0,013
2.995	4,990	0,003	0,464	-0,004	0,163	0,003	0,018	1,494	0,291	0,003	0,023
2.996	6,387	0,004	0,594	-0,003	0,291	0,004	0,032	1,495	0,545	0,004	0,043
2.997	7,529	0,005	0,700	-0,002	0,418	0,005	0,046	1,496	1,180	0,005	0,093
2.998	8,164	0,006	0,759	-0,001	0,418	0,006	0,046	1,497	2,196	0,006	0,172
2.999	8,292	0,007	0,771	0,000	0,799	0,007	0,088	1,498	3,339	0,007	0,262
3.000	8,038	0,008	0,747	0,001	1,687	0,008	0,186	1,499	4,355	0,008	0,342
3.001	7,276	0,009	0,676	0,002	2,704	0,009	0,299	1,500	5,117	0,009	0,402
3.002	6,387	0,010	0,594	0,003	3,593	0,010	0,397	1,501	5,625	0,010	0,442
3.003	5,625	0,011	0,523	0,004	4,355	0,011	0,481	1,502	5,879	0,011	0,462
3.004	4,736	0,012	0,440	0,005	4,736	0,012	0,523	1,503	5,752	0,012	0,452
3.005	3,719	0,013	0,346	0,006	5,243	0,013	0,579	1,504	5,498	0,013	0,432
3.006	2,831	0,014	0,263	0,007	5,243	0,014	0,579	1,505	4,863	0,014	0,382
3.007	1,942	0,015	0,181	0,008	5,117	0,015	0,565	1,506	4,355	0,015	0,342
3.008	1,180	0,016	0,110	0,009	4,736	0,016	0,523	1,507	3,719	0,016	0,292
3.009	0,291	0,017	0,027	0,010	4,101	0,017	0,453	1,508	3,084	0,017	0,242
3.010	-0,344	0,018	-0,032	0,011	3,719	0,018	0,411	1,509	2,322	0,018	0,182
3.011	-0,979	0,019	-0,091	0,012	3,212	0,019	0,355	1,510	1,560	0,019	0,123
3.012	-1,487	0,020	-0,138	0,013	2,704	0,020	0,299	1,511	1,053	0,020	0,083
3.013	-1,996	0,021	-0,185	0,014	1,942	0,021	0,214	1,512	0,291	0,021	0,023
3.014	-2,503	0,021	-0,233	0,015	1,434	0,021	0,158	1,513	-0,217	0,021	-0,017
3.015	-2,884	0,022	-0,268	0,016	0,925	0,022	0,102	1,514	-0,852	0,022	-0,067
3.016	-3,265	0,023	-0,303	0,017	0,163	0,023	0,018	1,515	-1,487	0,023	-0,117
3.017	-3,520	0,024	-0,327	0,018	-0,090	0,024	-0,010	1,516	-1,741	0,024	-0,137
3.018	-3,773	0,025	-0,351	0,019	-0,599	0,025	-0,066	1,517	-2,123	0,025	-0,167
3.019	-4,027	0,026	-0,374	0,020	-1,106	0,026	-0,122	1,518	-2,503	0,026	-0,197
3.020	-4,279	0,027	-0,374	0,021	-1,614	0,027	-0,178	1,519	-2,884	0,027	-0,226
3.021	-4,531	0,028	-0,374	0,021	-1,996	0,028	-0,220	1,520	-3,265	0,028	-0,256
3.022	-4,783	0,029	-0,386	0,022	-2,630	0,029	-0,290	1,521	-3,646	0,029	-0,286
3.023	-5,035	0,030	-0,457	0,023	-3,265	0,030	-0,361	1,521	-4,408	0,030	-0,346
3.024	-5,287	0,031	-0,551	0,024	-3,900	0,031	-0,431	1,522	-5,424	0,031	-0,426
3.025	-5,539	0,032	-0,622	0,025	-4,662	0,032	-0,515	1,523	-6,567	0,032	-0,516
3.026	-5,791	0,033	-0,752	0,026	-5,679	0,033	-0,627	1,524	-7,456	0,033	-0,585
3.027	-6,043	0,034	-0,870	0,027	-6,441	0,034	-0,711	1,525	-8,345	0,034	-0,655
3.028	-6,295	0,035	-0,953	0,028	-7,076	0,035	-0,782	1,526	-8,853	0,035	-0,695
3.029	-6,547	0,036	-1,000	0,029	-7,583	0,036	-0,838	1,527	-8,980	0,036	-0,705
3.030	-6,799	0,037	-1,000	0,030	-7,964	0,037	-0,880	1,528	-9,107	0,037	-0,715
3.031	-7,051	0,038	-0,976	0,031	-8,091	0,038	-0,894	1,529	-9,107	0,038	-0,715
3.032	-7,303	0,039	-0,941	0,032	-8,218	0,039	-0,908	1,530	-8,980	0,039	-0,705
3.033	-7,555	0,040	-0,882	0,033	-8,345	0,040	-0,922	1,531	-8,726	0,040	-0,685
3.034	-7,807	0,041	-0,835	0,034	-8,091	0,041	-0,894	1,532	-8,345	0,041	-0,655
3.035	-8,059	0,042	-0,776	0,035	-7,838	0,042	-0,866	1,533	-7,964	0,042	-0,625
3.036	-8,311	0,043	-0,717	0,036	-7,583	0,043	-0,838	1,534	-7,456	0,043	-0,585
3.037	-8,563	0,044	-0,658	0,037	-7,203	0,044	-0,796	1,535	-7,076	0,044	-0,556
3.038	-8,815	0,045	-0,610	0,038	-6,694	0,045	-0,739	1,536	-6,567	0,045	-0,516
3.039	-9,067	0,046	-0,563	0,039	-6,186	0,046	-0,683	1,537	-6,059	0,046	-0,476
3.040	-9,319	0,047	-0,504	0,040	-5,679	0,047	-0,627	1,538	-5,297	0,047	-0,416
3.041	-9,571	0,048	-0,469	0,041	-4,917	0,048	-0,543	1,539	-4,662	0,048	-0,366
3.042	-9,823	0,049	-0,457	0,042	-4,155	0,049	-0,459	1,540	-3,773	0,049	-0,296
3.043	-10,075	0,050	-0,422	0,043	-3,520	0,050	-0,389	1,541	-3,011	0,050	-0,236
3.044	-10,327	0,051	-0,386	0,044	-2,376	0,051	-0,262	1,542	-2,123	0,051	-0,167
3.045	-10,579	0,052	-0,292	0,045	-1,487	0,052	-0,164	1,543	-0,979	0,052	-0,077
3.046	-10,831	0,053	-0,103	0,046	-0,217	0,053	-0,024	1,544	0,798	0,053	0,063
3.047	-11,083	0,054	0,169	0,047	0,799	0,054	0,088	1,545	3,593	0,054	0,282
3.048	-11,335	0,055	0,428	0,048	1,815	0,055	0,200	1,546	6,895	0,055	0,541
3.049	-11,587	0,056	0,641	0,049	2,831	0,056	0,313	1,547	10,070	0,056	0,791
3.050	-11,839	0,057	0,783	0,050	3,846	0,057	0,425	1,548	11,975	0,057	0,940
3.051	-12,091	0,058	0,865	0,051	4,990	0,058	0,551	1,549	12,737	0,058	1,000
3.052	-12,343	0,059	0,842	0,052	6,260	0,059	0,691	1,550	11,975	0,059	0,940
3.053	-12,595	0,060	0,771	0,053	7,784	0,060	0,860	1,551	10,832	0,060	0,850
3.054	-12,847	0,061	0,676	0,054	8,800	0,061	0,972	1,552	9,308	0,061	0,731
3.055	-13,099	0,062	0,605	0,055	9,054	0,062	1,000	1,553	7,911	0,062	0,621
3.056	-13,351	0,063	0,511	0,056	8,292	0,062	0,916	1,554	6,895	0,063	0,541
3.057	-13,603	0,063	0,452	0,057	7,276	0,063	0,804	1,555	6,005	0,063	0,471
3.058	-13,855	0,064	0,417	0,058	6,133	0,064	0,677	1,556	5,371	0,064	0,422
3.059	-14,107	0,065	0,393	0,059	4,863	0,065	0,537	1,557	4,736	0,065	0,372
3.060	-14,359	0,066	0,369	0,060	3,846	0,066	0,425	1,558	4,101	0,066	0,322
3.061	-14,611	0,067	0,358	0,061	2,958	0,067	0,327	1,559	3,339	0,067	0,262
3.062	-14,863	0,068	0,346	0,062	2,196	0,068	0,243	1,560	2,704	0,068	0,212

Registros de Monitoreos Onda Elemental Vector Suma

Geófono 1



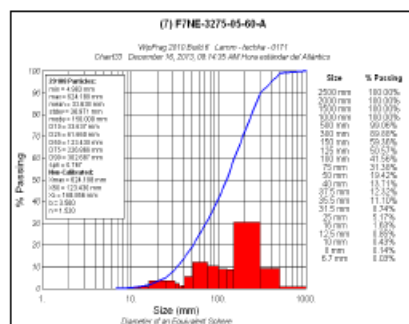
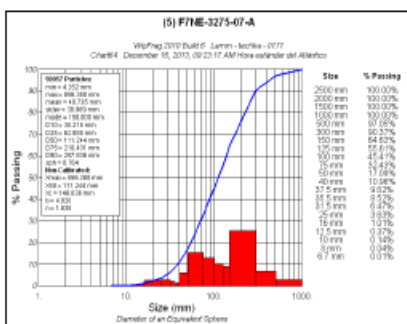
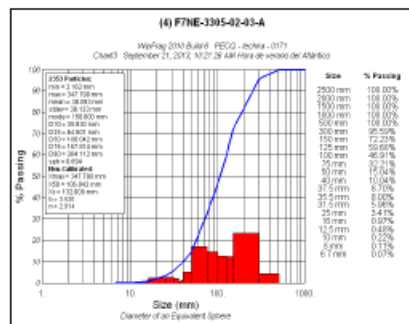
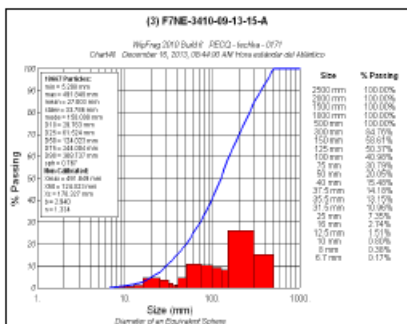
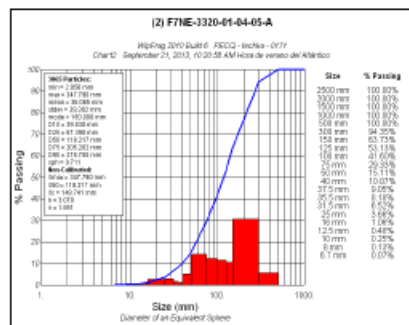
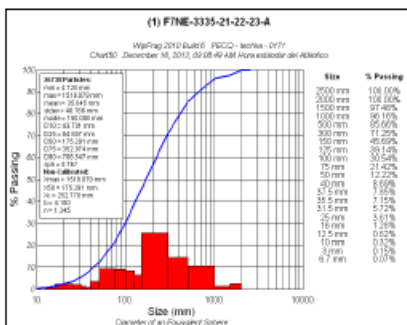
Geófono 2

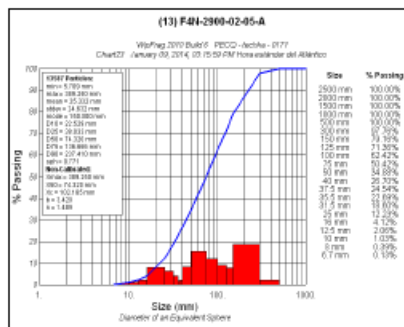
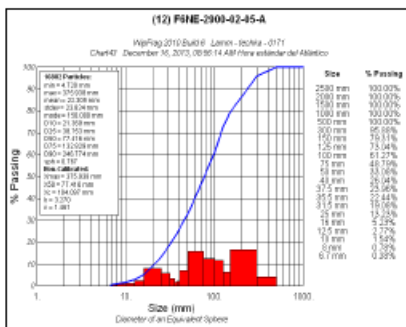
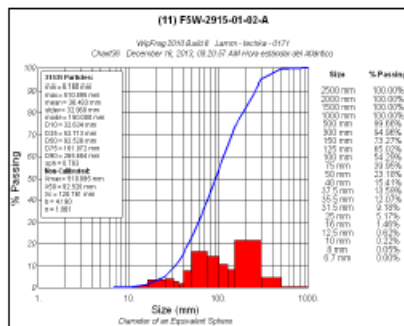
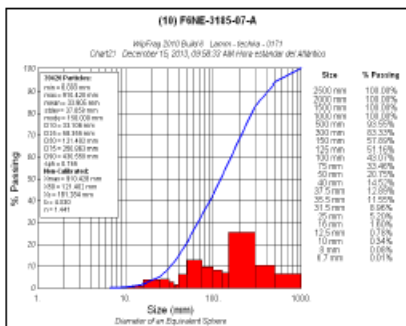
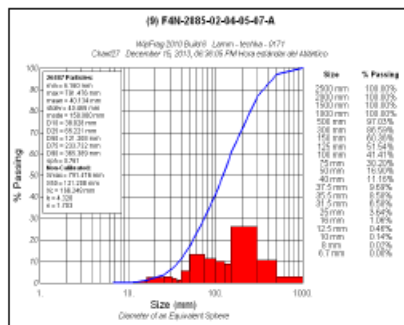
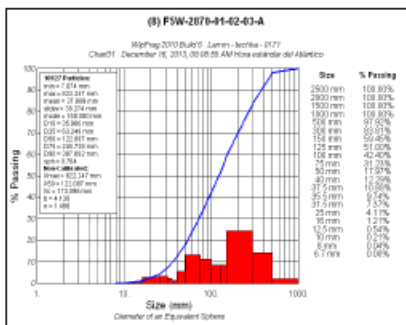


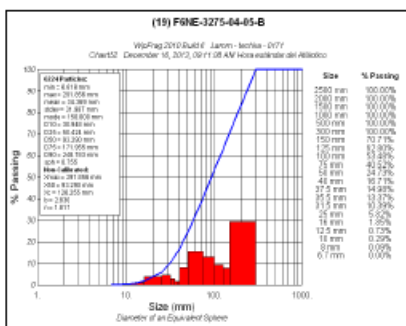
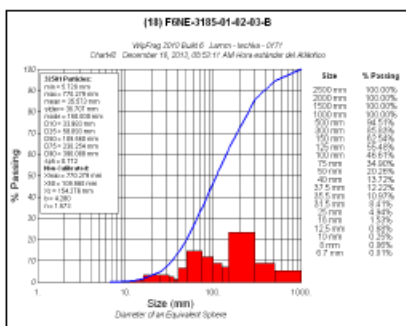
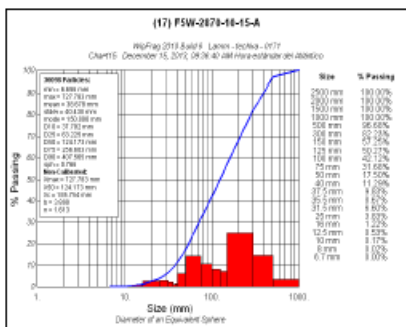
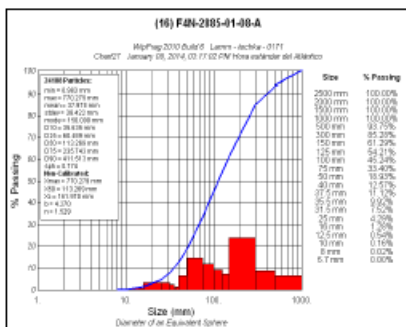
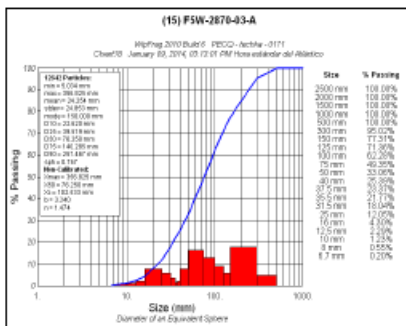
Anexo II

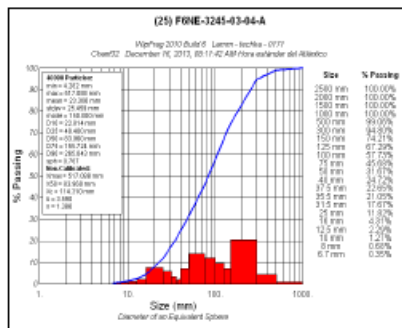
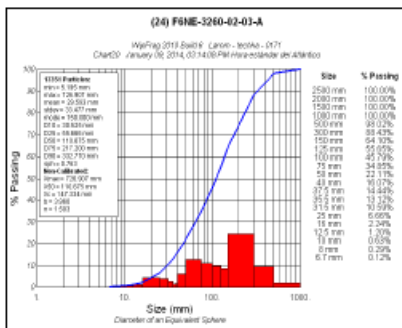
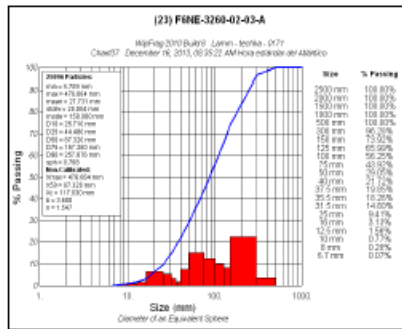
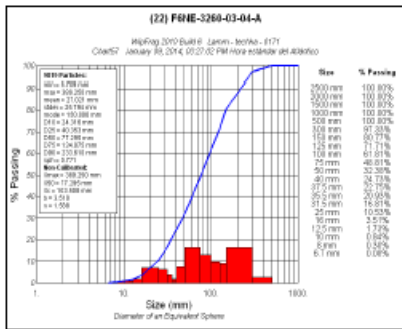
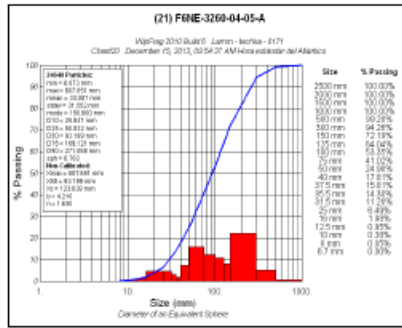
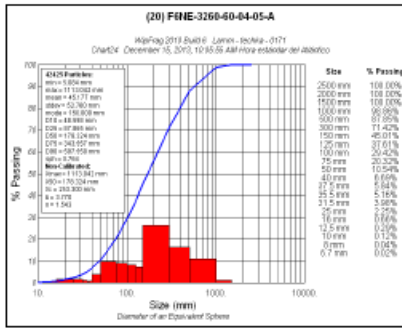
Curvas Granulométricas

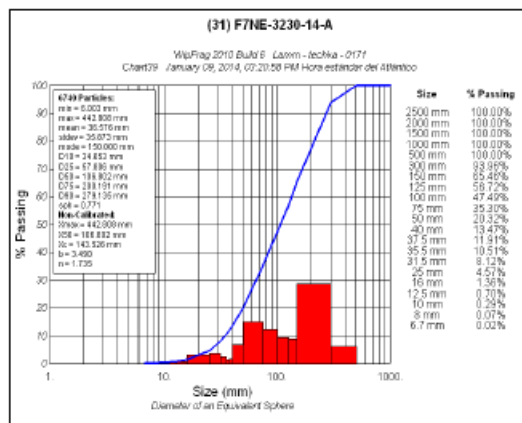
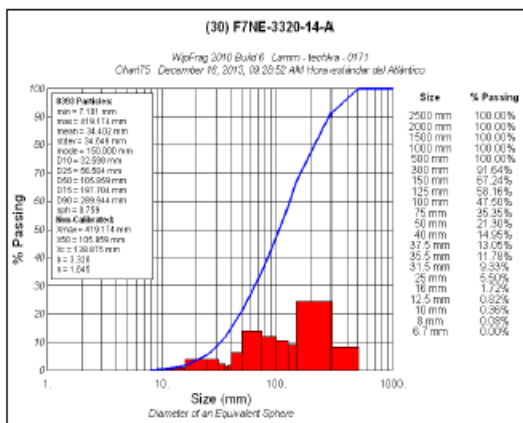
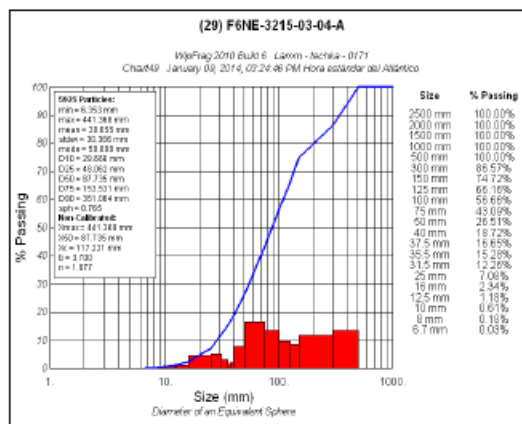
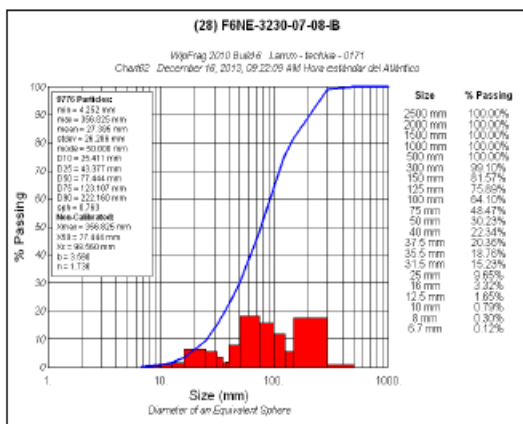
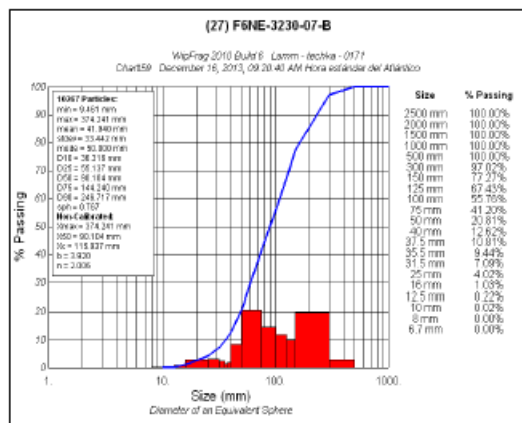
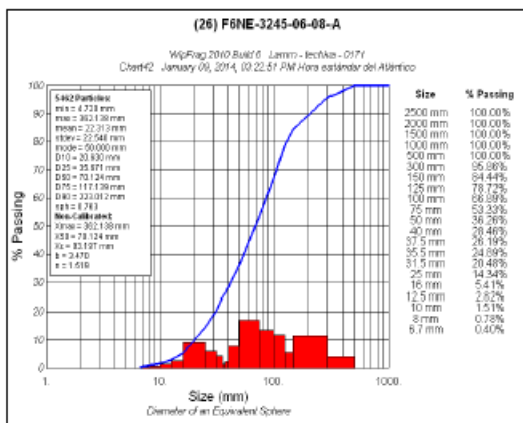
Gráficas Granulométricas de las tronaduras en estudio











Anexo III

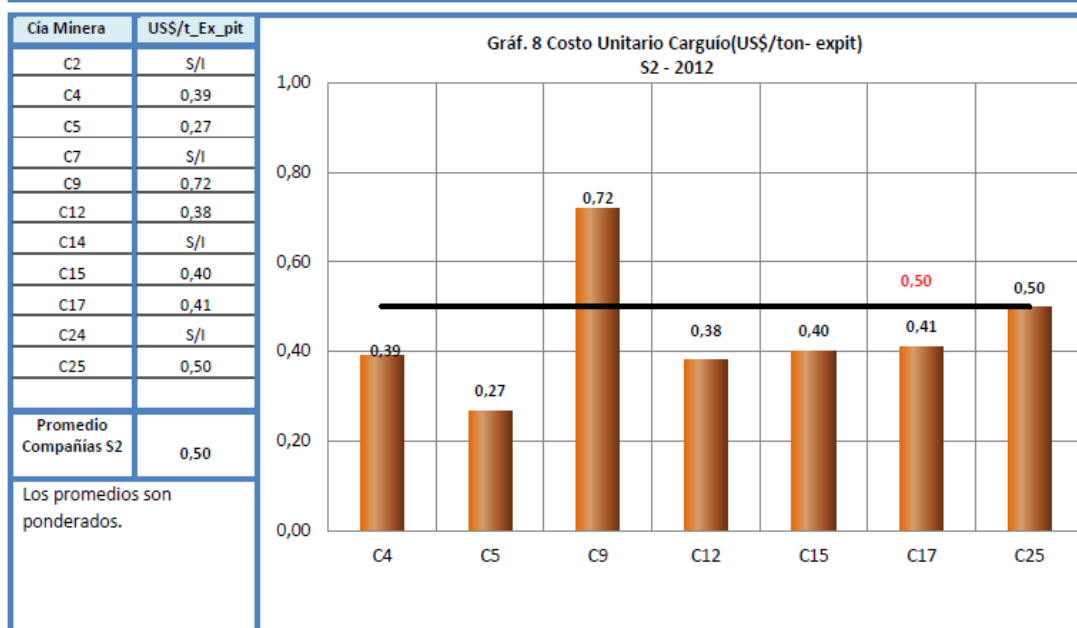
Información de costos referenciales de la industria

6.4 COSTO MINA

6.4.1 COSTO CARGUÍO

$$I = \frac{\text{Costo Mensual Carguío}}{\text{Toneladas Ex_Pit}_T}$$

- **Costo Mensual Carguío** = f (Costos de operación, mantención y contratistas vinculados directamente). Expresado en US\$. Incluye costos relacionado con palas y cargadores
- **Toneladas Ex_Pit_T** = \sum (Tonelaje mensual de material extraído) = \sum (Toneladas Expit_L + Toneladas Expit_M).
- ✓ **Toneladas Ex_Pit_L** = \sum (Tonelaje mensual de lastre removido desde la mina por personal de la empresa).
- ✓ **Toneladas Ex_Pit_M** = \sum (Tonelaje mensual de mineral removido desde la mina por personal de la empresa).

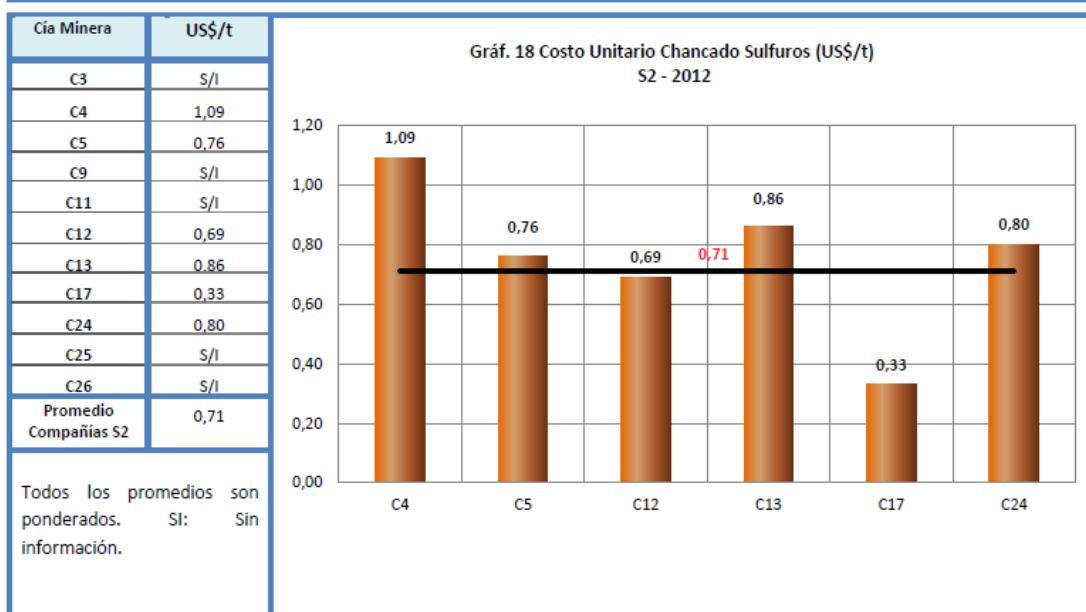


6.7 COSTO UNITARIO CHANCADO DE SULFUROS

6.7.1 COSTO UNITARIO CHANCADO DE SULFUROS

$$I = \frac{\text{Costo_Mensual_Chancado}}{\text{Toneladas_Chancadas}}$$

- **Costo Total Chancado:** f (Costo total mensual del proceso de chancado). Expresado en US\$.
- **Toneladas Chancadas:** f (Total mensual de toneladas chancadas en el chancador primario).



6.6 COSTOS PLANTA CONCENTRADORA

6.6.1 COSTO MOLIENDA PLANTA CONCENTRADORA

Son los costos operacionales asociados directamente con la etapa de molienda por cada tonelada tratada en la planta concentradora.

$$I = \frac{\text{Costo_Mensual_Molienda}}{\text{Toneladas_Tratadas}}$$

- **Costo Mensual Molienda** = f (Costo total mensual operacional de la etapa de molienda). Expresado en US\$.
- **Toneladas Tratadas** = f (Total mensual de toneladas tratadas, en la planta, concentradora).

