

**Universidad Católica de Santa María**  
**Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales**  
**Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**



**MODELAMIENTO DE VIBRACIONES POR CAMPO CERCANO PARA  
MITIGAR LOS IMPACTOS EN EL TALUD MEDIANTE EL MÉTODO DE CROSS  
HOLE**

Tesis presentada por el Bachiller:

**Luque Muñoz, Jesús Edwin**

Para optar el Título Profesional de:

**Ingeniero de Minas**

Asesor:

**Ing. Delgado Ponce, María Azucena**

**Arequipa - Perú**

**2021**

UCSM-ERP

**UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA**  
**INGENIERIA DE MINAS**  
**TITULACIÓN CON TESIS**  
**DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR**

Arequipa, 15 de Octubre del 2021

**Dictamen: 001863-C-EPIM-2021**

Visto el borrador del expediente 001863, presentado por:

**2014202261 - LUQUE MUÑOZ JESUS EDWIN**

Titulado:

**MODELAMIENTO DE VIBRACIONES POR CAMPO CERCANO PARA MITIGAR LOS IMPACTOS EN  
EL TALUD MEDIANTE EL MÉTODO DE CROSS HOLE**

Nuestro dictamen es:

**APROBADO**

**2872 - LOPEZ CASAPERALTA PATRICIA YANETH  
DICTAMINADOR**



**3119 - REATEGUI ORDOÑEZ FULTON CARLOS PASTOR  
DICTAMINADOR**



**9571 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE  
DICTAMINADOR**

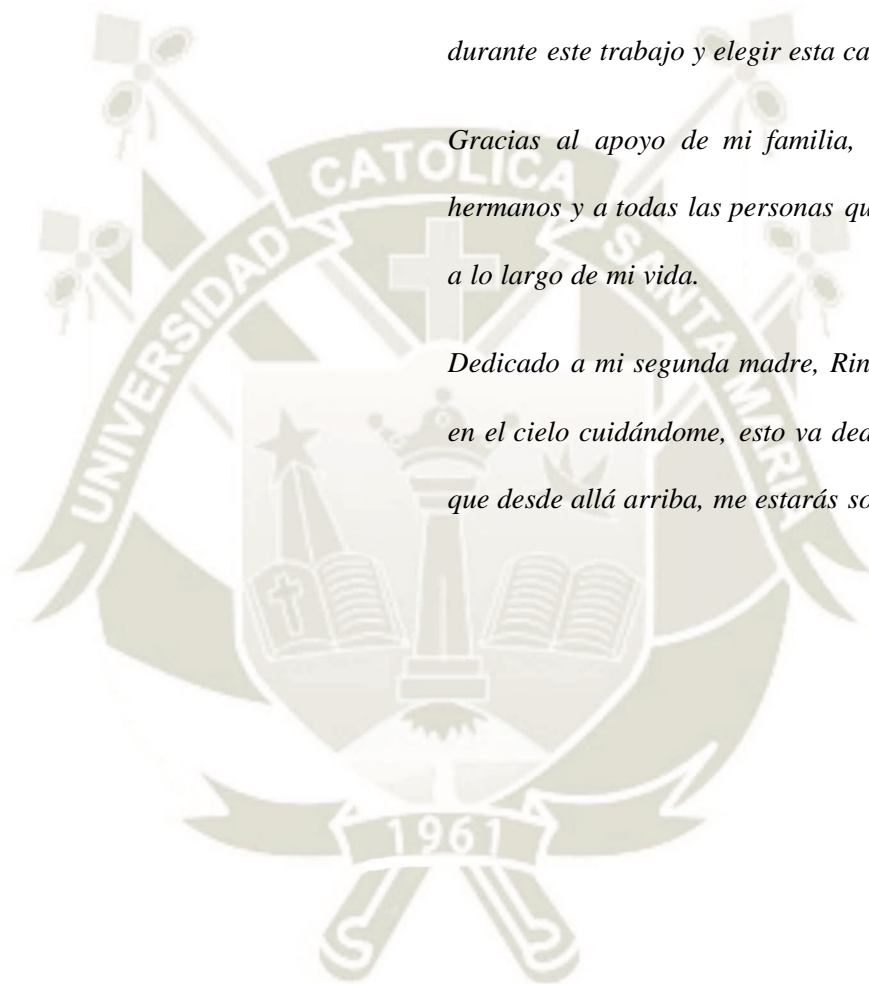


## DEDICATORIA

*Primeramente, doy gracias a Dios por ayudarme durante este trabajo y elegir esta carrera.*

*Gracias al apoyo de mi familia, mis padres y mis hermanos y a todas las personas que me han apoyado a lo largo de mi vida.*

*Dedicado a mi segunda madre, Rina Muñoz, que está en el cielo cuidándome, esto va dedicado para ti, y sé que desde allá arriba, me estarás sonriendo.*



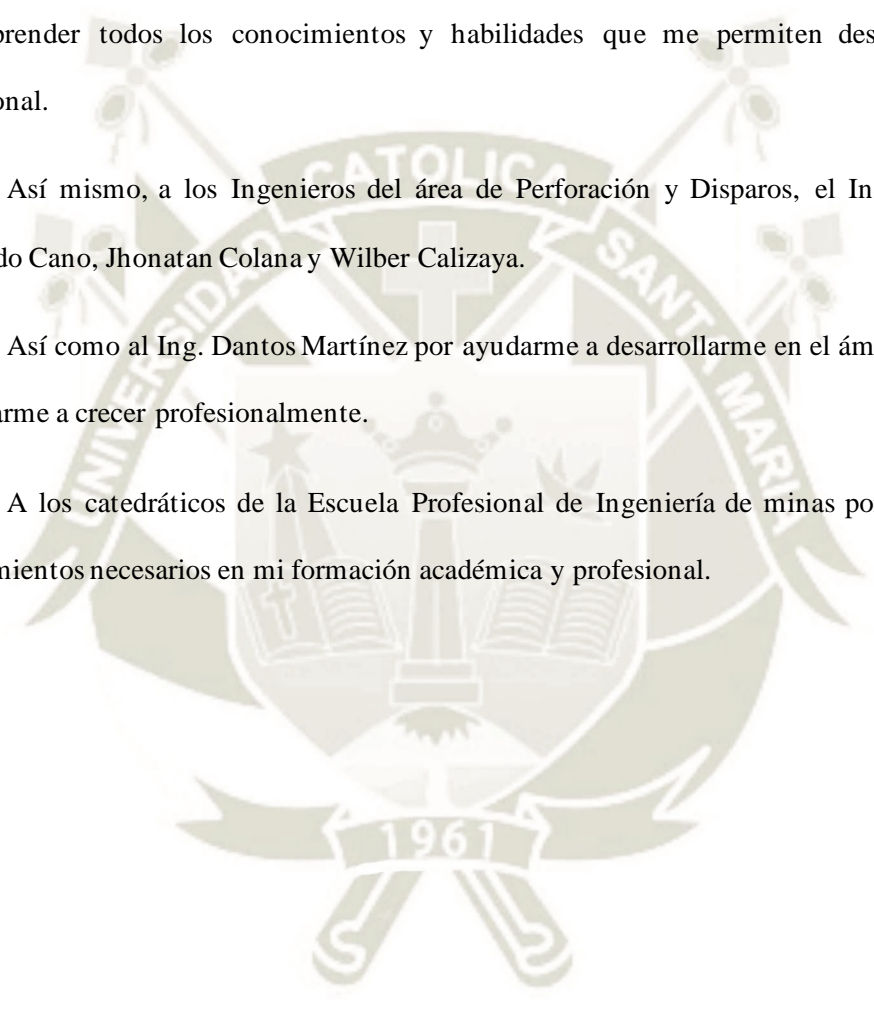
## AGRADECIMIENTO

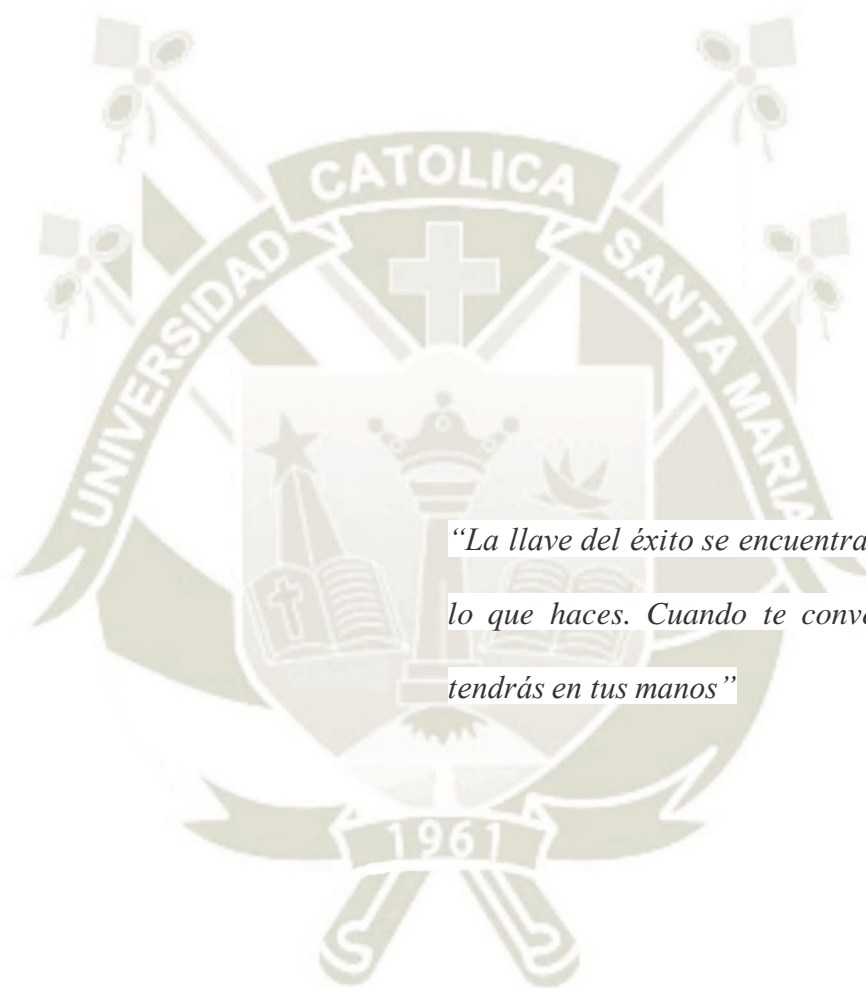
Deseo expresar mi más sincero agradecimiento a la Universidad Católica de Santa María de Arequipa. Mi alma mater, por permitirme ser parte de ella y abrirme las puertas desde sus inicios para aprender todos los conocimientos y habilidades que me permiten desarrollarme como profesional.

Así mismo, a los Ingenieros del área de Perforación y Disparos, el Ing. Dante Salazar, Fernando Cano, Jhonatan Colana y Wilber Calizaya.

Así como al Ing. Dantos Martínez por ayudarme a desarrollarme en el ámbito de la minería y ayudarme a crecer profesionalmente.

A los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de minas por nutrirme de los conocimientos necesarios en mi formación académica y profesional.





*“La llave del éxito se encuentra en la pasión por  
lo que haces. Cuando te convanzas de ello, la  
tendrás en tus manos”*

## RESUMEN

El presente proyecto de investigación tiene como finalidad consolidar el principal objetivo de las voladuras en una mina de pórfido de cobre, la cual es producir la menor vibración respecto a zonas de cuidado, generando estándares presentes a partir de la aplicación de técnicas desarrolladas con el objetivo de minimizar el posible daño post voladura hacia las paredes de los taludes.

Para el desarrollo de los estudios en campo cercano en una mina de pórfido de cobre, se definió las Andesita intrusiva sílica, como sector de medición en una malla en la fase 6B2 (nos referimos a una fase que se encuentra en el fondo de la mina), a través de una medición de Cross Hole para determinar la Velocidad de Onda P (VP) y definir el criterio de daño mediante la velocidad de partícula peak (PPV) por un modelo de campo cercano (4 taladros de producción aislados) a través del modelo predictivo de Holmberg and Persson (H&P) y así podemos determinar un tiempo entre filas y cambiar el diseño de carga.

Finalmente obtuvimos los tiempos recomendados entre taladros y filas, a partir de secuencias de salida en confinado iniciando en la zona del talud y desarrollándose el tren de ondas hacia la cara libre.

### PALABRAS CLAVE

Cross Hole, Campo Cercano, Halos de energía, Diseño energético.

## ABSTRACT

The purpose of this research project is to consolidate the main objective of blasting in a copper porphyry mine, which is to produce the least vibration with respect to areas of care, generating present standards from the application of techniques developed with the objective to minimize possible post blast damage to slope walls.

For the development of near-field studies in a copper porphyry mine, the intrusive silica Andesite was defined as a measurement sector in a mesh in phase 6B2 (we refer to a phase that is located at the bottom of the mine), through 01 Cross Hole measurement to determine the P Wave Velocity ( $V_p$ ) and define the damage criterion through the peak particle velocity (PPV) by a near field model (4 isolated production holes) through of the predictive model of Holmberg and Persson (H&P) and thus we can determine a time between rows and change the load design.

Finally, we obtained the recommended times between holes and rows, from confined exit sequences starting in the slope area and developing the wave train towards the free face.

### KEY WORDS:

Cross Hole, Near Field, Power Halos, Power Design.

## INTRODUCCIÓN

La metodología de Cross & Hole nos ayuda para determinar un modelo predictivo para proteger las paredes de los taludes, en las paredes de los pit se delimitan un conjunto de fallamientos tangenciales las cuales cruzan a los proyectos de voladura donde se desarrollan los proyectos, los cuales producto de las detonaciones originan desplazamientos y posibles condiciones de inestabilidad en los taludes aumentando el nivel de esfuerzo a los que están diseñados evidenciándose esto en que el ángulo de reposo del material rocoso del talud se derrape u sobrecargue producto del movimiento dinámico, el cual a manera natural busca el equilibrio, estos movimientos estructurales considerados críticos para la estabilidad y diseño de las paredes de los taludes están ubicados entre 20 a 50 metros de los proyectos detonados.

Controlar este efecto obedece a determinar el comportamiento energético evidenciado en el efecto de las velocidades pico partícula sobre las distancias. Por lo tanto el criterio de daño en el campo cercano sucede de manera principal por sobrepasar la velocidad crítica de los taladros de las filas buffer y últimas filas de producción, por lo tanto, es importante determinar el comportamiento del explosivo.

Para tal efecto, se plantea realizar mediciones de las vibraciones (Peak Particle Velocity, PPV) con geófonos en arreglos triaxiales empotrados con cemento en profundidad, esto en la cercanía inmediata de la voladuras para medir la propagación de la Velocidad de Onda-P ( $V_p$ ) y describir las vibraciones producto de voladuras en el campo cercano para los sectores de interés a objeto de poder evaluar el potencial de creación de daño que este mecanismo introduce sobre el diseño minero (bancos, taludes configuración banco-berma). (Vergara Pangué, 2016)

## INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	III
AGRADECIMIENTO.....	IV
RESUMEN.....	VI
ABSTRACT.....	VII
INTRODUCCIÓN.....	VIII
CAPÍTULO I.....	1
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.2. Objetivos.....	2
1.2.1. Objetivo general.....	2
1.2.2. Objetivos específicos.....	2
1.3. Línea de investigación.....	2
1.4. Preguntas de la investigación.....	2
1.4.1. Pregunta principal.....	2
1.4.2. Preguntas secundarias.....	2
1.5. Palabras clave.....	2
1.6. Aporte del desarrollo de la tesis.....	3
CAPÍTULO II.....	4
2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....	4
2.1. Estado del arte.....	4
2.2. Bases teóricas de la investigación.....	7
2.2.1. Tipos de voladura.....	7
2.2.2. Voladuras de contorno.....	8
2.2.3. Voladura de remate.....	9
2.2.4. Iniciadores.....	11
2.2.5. Sistemas de iniciación.....	13
2.2.6. Sistemas de detonación electrónicos.....	13
2.2.7. Secuencia de iniciación y retardo.....	16
2.2.8. Sobrequebre y control de daño.....	16

2.2.9.	Mecanismo de fragmentación a través de explosivos .....	17
2.2.10.	Diámetros de perforación .....	20
2.2.11.	Mezcla explosiva .....	21
2.2.12.	Densidad de emulsión.....	22
2.2.13.	Diseño de carga .....	24
2.2.14.	Tiempos de retardo .....	25
2.2.15.	Carguío .....	26
2.2.16.	Acarreo .....	26
2.2.17.	Fragmentación de roca.....	27
2.2.18.	Velocidad de excavación.....	27
2.2.19.	Modelo de vibraciones en campo cercano de Holmberg and Persson.....	27
2.2.20.	Criterio de daño según la velocidad Peak Partícula Crítica (PPVc).....	29
2.2.21.	Método de ensayo de Cross Hole .....	31
CAPÍTULO III .....		33
3.	DESARROLLO METODOLÓGICO .....	33
3.1.	Alcances y limitaciones.....	33
3.1.1.	Alcances.....	33
3.1.2.	Limitaciones .....	33
3.2.	Hipótesis.....	34
3.3.	Variables.....	34
3.3.1.	Variables independientes.....	34
3.3.2.	Variables dependientes.....	34
3.4.	Tipo y diseño de la investigación.....	35
3.4.1.	Tipo de investigación.....	35
3.4.2.	Nivel de la investigación .....	35
3.5.	Población y muestra o universo .....	36
3.5.1.	Población .....	36
3.5.2.	Muestra.....	36
3.6.	Métodos, técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	36
3.6.1.	Instalación de geófonos en la malla de perforación .....	36
3.6.2.	Prueba especial en proyecto de malla de perforación.....	39
3.6.3.	Determinación de la velocidad de onda p en el macizo rocoso. (VP) .....	45
3.6.4.	Análisis velocidad de onda P y fracturamiento en la roca matriz .....	47

3.6.5.	Codnfiguración de cargas e instrumentación.....	51
3.6.6.	Mediciones y resultados de la instrumentación para el filtro de precorte.....	51
3.6.7.	Modelo predictivo Holmberg & Pearson para determinar el Filtro Precorte.	53
CAPÍTULO IV .....		60
4.	RESULTADOS Y DISCUSIONES .....	60
4.1.	Análisis del criterio de daño y del ábaco .....	60
4.2.	Distribución energética detrás del pre-corte (Geófono G3).....	63
4.3.	Distribución energética detrás del diseño actual.....	64
4.4.	Distribución energética del diseño propuesto (8m) .....	66
4.5.	Distribución energética del diseño propuesto (7.5 m) .....	68
4.6.	Comparación entre diseño de distribución energética .....	70
4.7.	Análisis de las ondas de cross hole.....	71
4.8.	Análisis de retardos y secuencias de iniciación.....	74
4.9.	Análisis de la eyección del taco.....	75
4.10.	Análisis de los geófonos luego de cambiar el retardo y la carga .....	76
4.11.	Correlación entre base de estudio inicial y resultados finales del estudio.....	78
4.12.	Relación costo – beneficio.....	80
CONCLUSIONES .....		82
RECOMENDACIONES .....		84
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....		85
ANEXOS .....		87
ANEXO 1: Desarrollo del carguío de la malla de producción 3100 – 634 y los taladros de pruebas para los ensayos de cross hole.....		88
ANEXO 2: desarrollo del carguío en plano de la malla de producción 3100-634 y los taladros de pruebas para los ensayos de cross hole.....		89
ANEXO 3: Ubicación de los taladros para las pruebas de Cross hole: proyecto 3100-634		90
ANEXO 4: Ubicación de los taladros de cross hole en la malla del proyecto 3100-634....		91
ANEXO 5: Análisis en cámara rápida del disparo de la malla de perforación del proyecto 3100-634 y los taladros de pruebas de cross hole .....		92

ANEXO 6: Cronograma de actividades para el proyecto de los ensayos de cross hole en una mina de pórfido de cobre.....	93
ANEXO 7: Presupuesto para el proyecto de los ensayos de croo hole en una mina de pórfido de cobre.....	94
ANEXO 8: Instalación del geófono en fase 6b2 para los ensayos de cross hole .....	96



## INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Esquema de tipos de taladros de voladura .....	10
Figura 2: Ubicación de la prima .....	13
Figura 3: Componentes del sistema de iniciación electrónico .....	15
Figura 4 Etapas de fracturamiento producido en la voladura en las rocas .....	19
Figura 5 Etapas del taladro durante el proceso de voladura .....	20
Figura 6: Prueba de densidad de copa que muestra el efecto de esponjamiento por las burbujas .....	23
Figura 7: Ejemplo de comparación de densidad de carga de micro sensibilizador versus emulsión sensibilizada con gases químicos.....	24
Figura 8 Prueba puntual para el cálculo de la $V_p$ .....	32
Figura 9 Reflectores de pulsos en profundidad.....	32
Figura 10: Plano de logueo de fase 6B2 de fondo mina de andesita intrusiva.....	37
Figura 11: Vista general del proyecto y sector de pruebas.....	37
Figura 12: Fijación de geófonos para prueba especial .....	39
Figura 13: Esquema de instrumentación para prueba.....	39
Figura 14: Prueba especial con cargas secuenciadas en el proyecto .....	40
Figura 15: Detalle de la ubicación de los taladros y geófonos .....	41
Figura 16: Equipo Micromate – H1 para la medición de vibraciones.....	44
Figura 17: Pulsos de onda del booster 01 $T=0$ ms.....	46
Figura 18: Pulsos de onda del booster 02 $T= 200$ ms.....	46
Figura 19: Pulsos de onda elemental de la malla de perforación .....	52
Figura 20 Ecuación H&P detrás del precorte (G3).....	56
Figura 21: Ecuación H&P delante del precorte (G1) .....	56
Figura 22: Filtro de precorte.....	57
Figura 23: Ábaco distancia vs cargas de roca matriz .....	62
Figura 24: Ábaco distancia vs cargas de macizo rocoso .....	62

Figura 25: Distribución de isovelocidades de IA-SIL .....	63
Figura 26: Distribución de energía de IA-SIL.....	63
Figura 27: Diseño de carga actual– Mina de pórfido de cobre.....	64
Figura 28: Análisis de distribución de energía actual de la fase 6B2 (fondo de mina) .....	65
Figura 29: Diseño de carga propuesto (8.0 m) – Mina de pórfido de cobre.....	66
Figura 30: Distribución de energía propuesto (8m) en fase 6B2 (fondo de mina).....	67
Figura 31: Diseño de carga propuesto (7.5 m) – Mina de pórfido de cobre.....	68
Figura 32: Distribución de energía propuesto (7.5m) de fase 6B2 (fondo de mina).....	69
Figura 33: Cuatro pulsos de ondas elemento de la malla de perforación .....	72
Figura 34: Amplificación de la vibración a una distancia de 220 metros para la fase 6B2 (fondo de mina) de una mina de pórfido de cobre.....	73
Figura 35: Gráfica con valores de SD .....	76
Figura 36: Valor del “peak vector sum” antes de aplicar el modelo predictivo de Holmber & Pearson.....	77
Figura 37: Valor del “peak vector sum” luego de aplicar el modelo predictivo de Holmberg Pearson & Pearson.....	77
Figura 38: Gráfica de correlación entre los datos iniciales y los resultados finales.....	79
Figura 39: Ecuaciones de nuestro base de estudio, con nuestros modelos bases de delante y detrás del precorte y nuestro modelo predictivo final de Holmberg & Pearson.....	79
Figura 40: Flota de camiones KOMATSU que minaron en la fase 6B2 luego que se realizó los cambios en el diseño de carguío para la roca andesita intrusiva sílica .....	80
Figura 41: Flota de camiones KOMATSU que minaron en la fase 6B2 luego que se realizó los cambios en el diseño de carguío para la roca andesita intrusiva sílica .....	81

## INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Lista de perforadoras primarias .....	21
Tabla 2: Lista de densidades de distinta proporción.....	22
Tabla 3: Factor de potencia en Fase 6B2.....	25
Tabla 4: Parámetros de carguío .....	25
Tabla 5: Equipos de carguío .....	26
Tabla 6 Equipos de acarreo .....	26
Tabla 7: Criterios de daño según velocidades Peak de Partícula Crítica.....	31
Tabla 8: Operacionalización de variables.....	35
Tabla 9: Coordenadas de los taladros al geófono 01 .....	41
Tabla 10: Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 1 ....	42
Tabla 11: Coordenadas de los taladros al geófono 2.....	42
Tabla 12: Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 2 ....	43
Tabla 13: Coordenadas de los taladros al geófono 3.....	43
Tabla 14: Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 3 ....	44
Tabla 15: Vp determinada en prueba de Cross Hole.....	45
Tabla 16: Valores de la roca Andesita Intrusiva Sílica .....	48
Tabla 17: Valores geotécnicas de la roca intacta.....	49
Tabla 18: Grado de fracturamiento.....	50
Tabla 19: Clasificación de ingeniería para roca In Situ.....	51
Tabla 20: Distancias y vibraciones respecto a cada taladro de onda elemental orientada a los geófonos detrás del precorte (G3). .....	52
Tabla 21: Distancia y vibraciones respecto a cada taladro de onda elemental orientada a los geófonos delante del precorte (G1) .....	53
Tabla 22: Factor H&P y valor de PPV para el geófono (G3) detrás del precorte .....	55
Tabla 23: Factor H&P y valor de PPV para el geófono (G1) delante del precorte .....	55
Tabla 24: Diferencia de porcentaje para filtro precorte con las constantes K y $\alpha$ .....	58
Tabla 25: Rango de filtros de precorte .....	59

Tabla 26 Umbrales máximos de vibraciones en matriz detrás del precorte ..... 61

Tabla 27: Umbrales máximo de vibraciones en matriz delante del precorte..... 61

Tabla 28: Valores entre la muestra inicial y el resultado inicial ..... 78



## ANEXOS

Anexo 1: Desarrollo del carguío de la malla de producción 3100 – 634 y los taladros de pruebas para los ensayos de Cross Hole.....	88
Anexo 2: Desarrollo del carguío en plano de la malla de producción 3100-634 y los taladros de pruebas para los ensayos de Cross Hole .....	89
Anexo 3: Ubicación de los taladros para las pruebas de Cross Hole: proyecto 3100-634..	90
Anexo 4: Ubicación de los taladros de Cross Hole en la malla del proyecto 3100-634.....	91
Anexo 5: Análisis en cámara rápida del disparo de la malla de perforación del proyecto 3100-634 y los taladros de pruebas de Cross Hole.....	92
Anexo 6: Cronograma de actividades para el proyecto de los ensayos de Cross Hole en una mina de pórfido de cobre.....	93
Anexo 7: Presupuesto para el proyecto de los ensayos de Croo Hole en una mina de pórfido de cobre.....	94
Anexo 8: Instalación del geófono en fase 6B2 para los ensayos de Cross Hole .....	96

## CAPÍTULO I

### 1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

#### 1.1. Planteamiento del problema

En una mina de pórfido de cobre, en una fase de minado llamada 6B2, no hay un registro preciso del umbral de daño para la roca andesita intrusiva sílica, esto trae como consecuencia que el diseño de carguío de la columna de perforación no sea el adecuado ni el retardo entre filas y taladros para la andesita intrusiva sílica.

Por lo tanto, se propuso un modelamiento y un análisis de vibraciones en campo cercano, que incluye pruebas especiales de Cross Hole para el cálculo de la velocidad de onda sónica ( $V_p$ ), determinación del umbral o límite de daño y tiempos de retardos para la zona de interés, así como definir los diseños de filas de control (pre-corte y buffer).

Estos ensayos se producen debido a que se generó un daño aproximado del 3% al talud cuando se realizaron las voladuras en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica, por eso son importantes las pruebas de Cross Hole, y de esa forma, se buscó ser más eficiente con el control de las voladuras y así determinar el umbral de daño por tipo de roca antes de realizar el diseño de las mallas de perforación y el precorte.

Primeramente, se determinó la velocidad de la Onda P del macizo rocoso, luego se obtuvo la velocidad Pico Partícula Crítica (PPVc), con estos dos datos se elaboró el modelo predictivo de Holmberg & Pearson que será la base para el futuro diseño de carguío y de retardos en las mallas en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica.

Como no hubo ningún modelo predictivo para la andesita intrusiva sílica, se realizaron los ensayos de Cross Hole y se determinó el primer modelo predictivo de Holmberg & Pearson para futuros diseños.

Faltaría realizar los ensayos de Cross & Hole en las otras fases de minado para los tipos de roca más preponderantes y así ser más eficiente en la base de datos para vibraciones y tener un adecuado diseño de carguío de la columna de perforación y retardo entre filas y taladros.

## 1.2. Objetivos

### 1.2.1. Objetivo general

Modelar las vibraciones en el campo cercano, generado por procesos de voladura en una mina de pórfido de cobre.

### 1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar la velocidad de la onda P ( $V_p$ ), a través de la técnica sísmica de Cross – Hole en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica.
- Determinar la velocidad partícula crítica VPPc para el umbral de daño en el sector de prueba en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica.
- Determinar el tiempo entre filas y entre taladros para la roca andesita intrusiva sílica.

## 1.3. Línea de investigación

Esta investigación corresponde a la optimización de procesos mineros y seguridad minera

## 1.4. Preguntas de la investigación

### 1.4.1. Pregunta principal

- ¿Es posible modelar las vibraciones en el campo cercano generado por procesos de voladura en una mina de pórfido de cobre?

### 1.4.2. Preguntas secundarias

- ¿Cuál será la velocidad de la onda P ( $V_p$ ), a través de la técnica sísmica de Cross – Hole en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica?
- ¿Cuál será la velocidad partícula crítica VPPc para el umbral de daño en el sector de prueba en la fase 6B2 en la roca andesita intrusiva sílica?
- ¿Cuál será el tiempo entre filas y taladros para la roca andesita intrusiva sílica?

## 1.5. Palabras clave

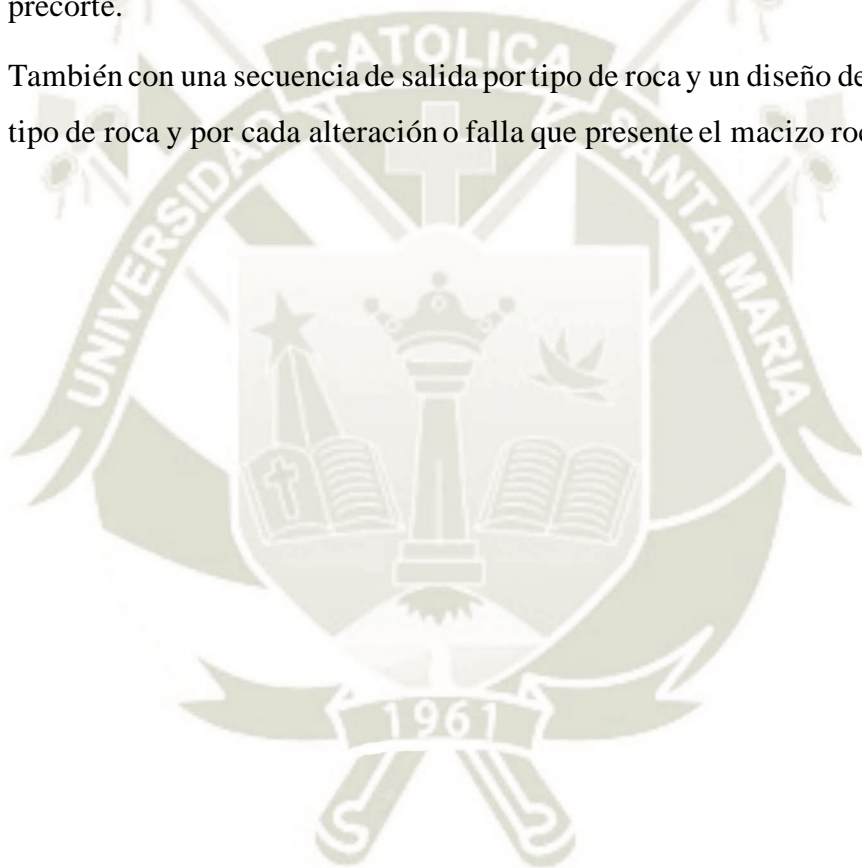
Talud, retardos, taladros, optimización, vibración sísmica, taco, carga de la columna.

### 1.6. Aporte del desarrollo de la tesis

El aporte de esta investigación es generar las bases para el desarrollo de un adecuado diseño predictivo para que no dañe al talud cambiando el diseño de carguío y el tiempo entre filas y taladros. Además, esta base de datos será alimentada con las voladuras que serán registradas a lo largo del tiempo.

Además, con esta investigación se busca ser más eficiente con el control de las voladuras, llevando un control y registro adecuado, para así determinar el umbral de daño por tipo de roca antes de realizar el diseño de las mallas de perforación y el precorte.

También con una secuencia de salida por tipo de roca y un diseño de carguío por cada tipo de roca y por cada alteración o falla que presente el macizo rocoso.



## CAPÍTULO II

### 2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

#### 2.1. Estado del arte

El estudio realizado en la minera Barrick Misquichilca para inicios del 2017 tenía como finalidad, minimizar el nivel de vibraciones y evitar el daño a estas dos instalaciones, se realizó el modelamiento y simulaciones de vibraciones con el fin de optimizar factores que incidan en el nivel de vibraciones, entre ellos los más importantes, carga por retardo, tiempos entre taladros, secuenciamiento de salida, etc. El modelamiento y simulaciones de voladuras con el Software Shot-PLus de Orica Mining Services, fue desarrollado con diferentes cargas por retardo. Se realizaron 109 pruebas de campo para la contrastar la simulación recopilando los resultados obtenidos en cada una de ellas. Dichos resultados dieron parámetros que fueron ordenados en una base de datos y analizados logrando demostrar que para minimizar el nivel de vibraciones producidas por las voladuras de rocas areniscas y andesitas y evitar los daños a la chancadora primaria, se tuvo que determinar un factor de carga y un secuenciamiento de salida óptimo. (Bobadilla, 2016)

Para controlar adecuadamente la secuencia de detonación, se debe utilizar un sistema de detonación que asegure que el equipo de perforación sea detonado de acuerdo con los resultados de investigación determinados, por lo que se deben utilizar detonadores electrónicos en estas explosione en tajo abierto. (Delgado, 2014)

El monitoreo de vibraciones producto de las voladuras es una técnica que permite evaluar el rendimiento general del diseño de la voladura. Los valores absolutos obtenidos de los niveles de velocidad de partícula hacen posible la obtención de modelos predictivos confiables, con los cuales se pueden evaluar los diversos parámetros de la voladura. (Quiroz, 2014)

Las vibraciones de la voladura representan un estado de esfuerzos inducido en el macizo rocoso producido por la detonación del explosivo en los pozos de la tronadura, resultando en la fragmentación de la roca, pero también en daño al macizo rocoso adyacente, incluyendo las paredes del pit. (OG Capacity, 2020)

Otro aporte importante del uso de esta tecnología fue obtener un nivel absoluto de velocidad de partícula de cada carga explosiva, el cual está relacionado con la distancia de la explosión registrada, así se obtuvo una buena base de datos, se

estableció un modelo confiable de predicción de vibraciones y utilizó este modelo para evaluar las diferentes modificaciones de diferentes parámetros de voladura, como determinar el tipo y cantidad de explosivos en función de la distancia, y evaluar el daño potencial que puede producir la vibración. (Contreras, 2014)

Para obtener buenos resultados en la operación de voladura, es muy importante que el diseño de perforación sea el adecuado, en términos de tener y conservar los espaciamientos diseñados, profundidades requeridas, geometría adecuada de diseño, y finalmente el número de taladros, a mayor número de taladros mejores resultados en cuanto fragmentación. (Randall, 2015)

En el departamento de geomecánica en la mina Untuca al finalizar el estudio de vibraciones recomienda el uso de pozos largos para la minería a gran escala en minas subterráneas. Al usar la plataforma intermedia para reducir el factor de carga y minimizar la vibración, reduciendo así el daño a la roca, creando así un ambiente de trabajo seguro para el personal y el equipo También es selectivo y minimiza la dilución causada por daños excesivos en dicha minería. (Acca, 2017)

Un estudio de vibraciones realizado en las canteras de Atocongo, ubicado en Villa María del Triunfo, en Lima, estas vibraciones generadas por voladuras y el conocimiento de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso permiten estimar la posibilidad de daños en el macizo rocoso. Los altos niveles de vibración pueden dañar la roca, crear nuevas grietas o extenderse y expandir las grietas existentes. En el caso de este estudio, la vibración se puede considerar como el esfuerzo o deformación del macizo rocoso. (Pampacata, 2015)

Existen varios modelos para controlar las vibraciones, la fragmentación y el estado del frente de minado, algunos de ellos muestran diferencias significativas con los resultados de valores medidos, como el modelo de Kuz-Ram, mientras que otros utilizan los modelos de Blair y Armstrong para predecir el espectro de velocidad de partículas promedio. (Segarra, 2014)

En control de vibraciones en construcciones civiles, la transmitancia total dividida por la transmitancia del sismógrafo nos ayuda para obtener el error de medición o transmitancia acoplamiento, esto depende de las condiciones de medición, y los resultados obtenidos nos permiten comprender la influencia del método de acoplamiento en la señal medida. (Segarra, Sanchidrián, & Castillo, 2019)

Para asegurarse de que la explosión no dañe la infraestructura cercana, es necesario realizar análisis de vibraciones, permite la creación de modelos en los campos cercano y lejano, de manera que se pueda calcular la carga puntual por retardo, y luego se pueda determinar la secuencia de salida adecuada mediante el estudio de la onda fundamental. Así se logrará reducir la vibración generada por la carga puntual de alta frecuencia. (Delgado, 2014)

Otra forma de controlar las vibraciones de la voladura es usando otros explosivos, como la tecnología del plasma en las voladuras en la minería a cielo abierto, La conclusión es que el valor medido de la onda de vibración se reduce significativamente, lo que es beneficioso para la continuidad de la operación de la mina y áreas aledañas, y no se genera ruido de alto nivel, por lo que se han eliminado los efectos de interferencia en el personal y residentes cercanos. A partir del análisis comparativo de los resultados de medición de los efectos de las vibraciones en voladuras convencionales con explosivos y tecnología de plasma, hemos concluido que es totalmente posible minimizar el impacto en la instalación y el alcance de influencia. En el entorno circundante del proyecto, la vibración es la más pequeña. No hay emisión ni evacuación de gases tóxicos. Además de apoyar la optimización de recursos, también se pueden aplicar otros proyectos. (Arce & Bringas, 2020)

## 2.2. Bases teóricas de la investigación

### 2.2.1. Tipos de voladura

Las voladuras producen daños en el macizo rocoso circundante a la roca tronada.

Los mecanismos generadores de estos son principalmente tres:

- Los causados por la vibración de alta velocidad y/o baja frecuencia, con la consiguiente aparición de grietas o apertura de las juntas existentes. Actúa a escala local.
- Los causados por la acción de gases de voladura, los cuales provocan un empuje en todas direcciones. Actúa a escala local.
- Los causados por la desestabilización de bloques o cuñas, debido a la alteración de las estructuras geológicas presentes en el macizo rocoso. Puede actuar a escala local o global.
- Es importante reconocer que los dos primeros son efectos de campo cercano que ocurren cerca de la zona de voladura (< 50m), mientras que el último puede ocurrir a distancias de decenas o aún cientos de metros lejos de la voladura.

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

#### a) Voladura de Producción

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

Cuando estas voladuras están en mineral, generan remanente a las palas, teniendo poco tiempo de exposición. Si bien la generación de fragmentación

es el principal objetivo, estas voladuras deben cumplir con los estándares de seguridad dados por la empresa en términos de cantidad de material a tronar, nivel de vibraciones máximo permitido y liberación de material particulado.

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

Cabe mencionar que los taladros de producción se utilizan tanto en voladura de contorno como de producción. En el caso de las primeras, su secuencia de detonación es posterior a la de la voladura de precorte. (Delgado, 2014)

### 2.2.2. Voladuras de contorno

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

Las características básicas de estas voladuras son:

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

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

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

- Generar de un plano de fracturas.

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

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

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

Por otro lado, para lograr un mejor aprovechamiento de la energía para generar el plano de discontinuidad, los taladros de precorte deben cumplir con minimizar la relación Espaciamiento – Burden ( $S/B \sim \text{mínimo}$ ). Luego, es deseable que en la voladura que requiera de precorte, esta técnica sea realizada previa a la perforación de taladros de producción. (Delgado, 2014)

### **2.2.3. Voladura de remate**

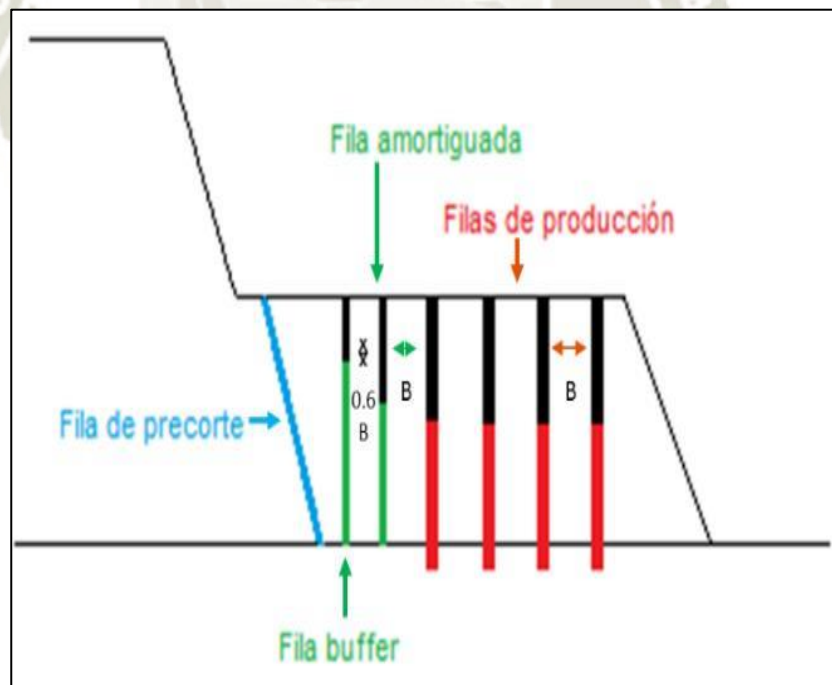
Su característica principal es que corresponden a la franja colindante a la línea de diseño, por lo que se precisa que asegure un cuidado en el talud dado su mayor exposición temporal. Asimismo, tienen características similares a las voladuras de contorno con una línea de perforación de precorte, dos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

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

A su vez, la voladura de los taladros buffer le otorgan control a la voladura de producción en cuanto a la fragmentación, la dirección de propagación de grietas y a la dirección en la cual los fragmentos saldrán expulsados, entregándole mayor seguridad a los equipos de carguío que se ubiquen cerca de la detonación. (Delgado, 2014)

**Figura 1:**

*Esquema de tipos de taladros de voladura*



*Nota.* La figura corresponde al esquema de los tipos de taladros de voladura en una mina a tajo abierto

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

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

Típicamente, la voladura tendrá un requerimiento de desempeño como: fragmentación, altura y forma de la pila tronada, logro de piso, nivel de vibraciones o emisión de material particulado. Estos requerimientos de desempeño se podrán lograr mediante el ajuste de los factores de diseño, haciendo el trabajo de optimización del diseño una tarea muy específica del lugar y del patio a volar. (Delgado, 2014)

#### **2.2.4. Iniciadores**

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

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

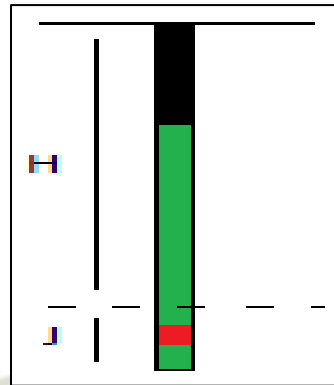
- **Booster:** Es una carga explosiva potente que tiene por función completar el trabajo de iniciación, permitiendo su propagación en la columna de explosivo, así como crear zonas de alta liberación de energía a lo largo de dicha columna. Los más utilizados en la actualidad son fabricados con PTN y TNT,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

- Detonador: Alto explosivo que inicia la detonación del booster. Puede ser no eléctrico, eléctrico o electrónico. (Delgado, 2014)

En general, el rendimiento de un iniciador booster-detonador está definido por su presión de detonación, su dimensión y su forma. Cuando mayor es la presión de detonación, mayor será su disponibilidad para la iniciación. Asimismo, el diámetro del iniciador presenta una influencia similar sobre la velocidad de detonación (VOD) del explosivo (ANFO), mientras que el peso, tipo y forma de los iniciadores no tiene influencia en la VOD.

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

Para definir la ubicación de la prima se debe considerar tanto el aspecto de seguridad como el aspecto técnico. Con respecto a la seguridad, se prefiere ubicar el booster bajo la cota de piso, de modo que, si existiera un Tiro Quedado, la ubicación reduce la posibilidad de que algún equipo impacte la prima, provocando una detonación accidental sin control de la misma y el explosivo adyacente, situación que puede generar alto valor esperado de pérdida para personas y/o equipos. Por otro lado, el primado en el fondo de los taladros produce una mejor utilización de la energía de los explosivos, resultando un incremento de la fragmentación y desplazamiento de la roca con una disminución de las proyecciones. Esto es debido a que la detonación progresa hacia el taco, mientras que los gases de explosión son confinados enteramente dentro del macizo rocoso, hasta que el material del taco es expulsado y permite el escape. Este tiempo de confinamiento es frecuentemente de 3 a 4 metros, según la VOD y longitud de columna. La caída de presión subsiguiente por escape en el nivel del piso del banco tiene lugar mucho más tarde (figura adjunta), consiguiéndose con ello una mejor fragmentación y esponjamiento, así como un mejor nivel de vibraciones, pues la onda de choque se propaga hacia la parte superior del banco. (Vergara Pangué, 2016)

**Figura 2:***Ubicación de la prima*

**Nota.** La figura corresponde a la ubicación de la prima en la columna de carguío en un taladro. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

#### 2.2.5. Sistemas de iniciación

El sistema de iniciación transfiere la señal de detonación de taladros a taladros en la misma fila y entre filas, en un tiempo preciso. Este sistema no solo controla la secuencia de disparo de los taladros, sino que también afecta la cantidad de vibración generada por una voladura, el tamaño de la fragmentación producida, el sobre quiebre y la violencia con que esto ocurre. La selección del sistema de iniciación es una de las consideraciones más importantes dentro del diseño de la voladura, dado que conecta los taladros, trasmite la energía y es el responsable de una detonación segura. (Vergara Pangué, 2016)

#### 2.2.6. Sistemas de detonación electrónicos

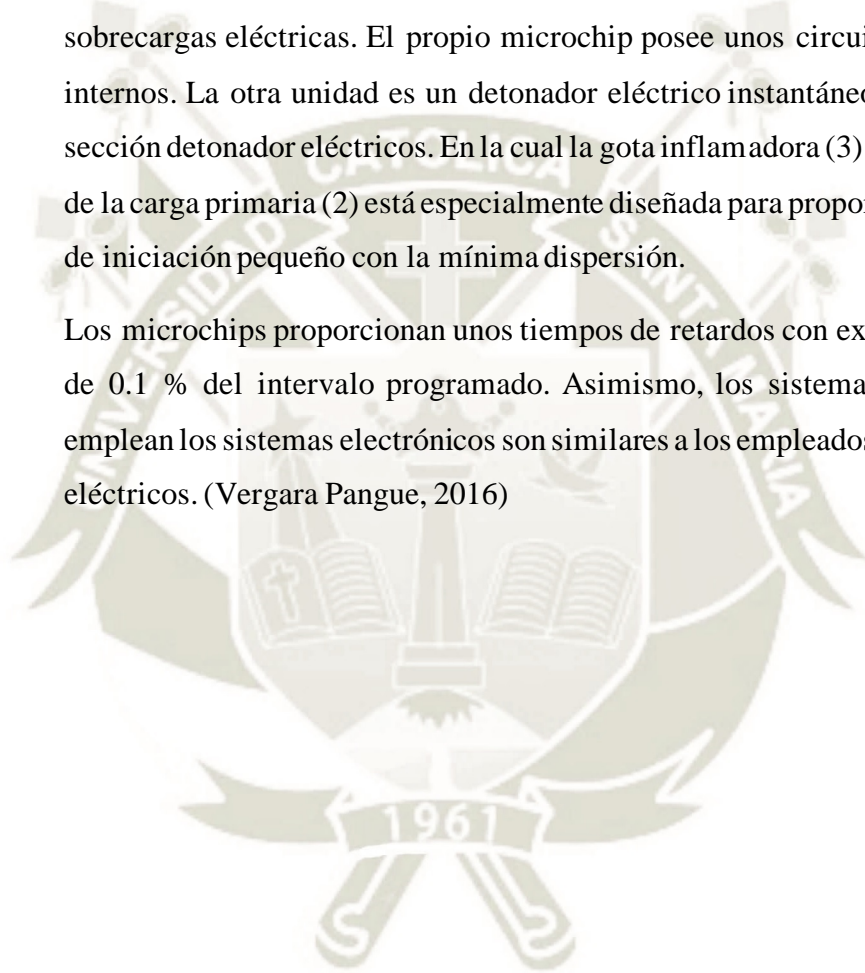
En las últimas décadas, la necesidad de mejorar los resultados de las voladuras y controlar las vibraciones ha hecho que surgiera un incremento de la demanda de la precisión de los detonadores existentes.

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

impreso dota al sistema de unos tiempos menores a los obtenidos normalmente con otros sistemas de iniciación.

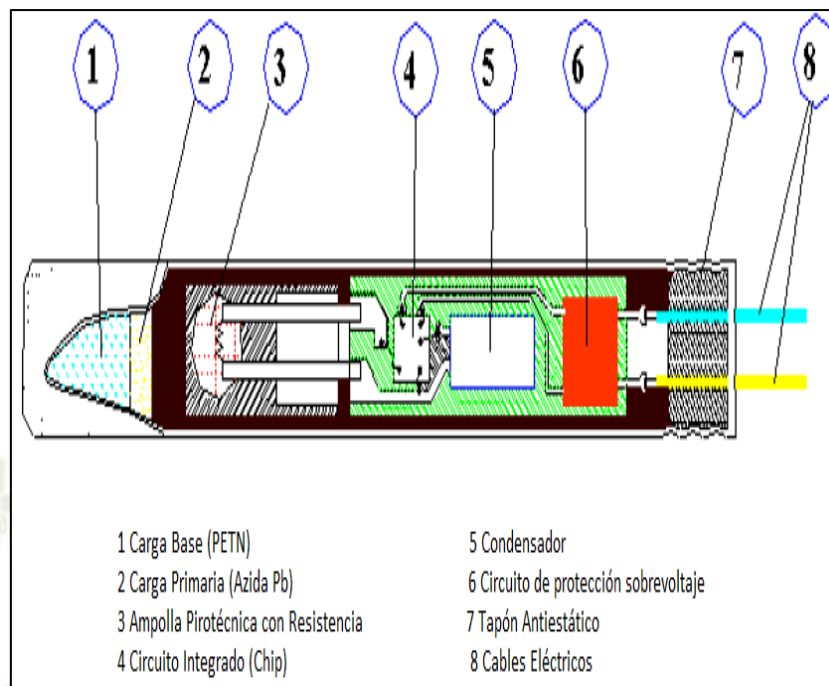
Los componentes principales de un detonador electrónico están dados por una unidad electrónica y un detonador eléctrico instantáneo. Se distingue un circuito integrado o microchip (4), que constituye el corazón del detonador, un condensador para almacenar energías (5) y un circuito de seguridad (6) conectados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

Los microchips proporcionan unos tiempos de retardos con exactitud del orden de 0.1 % del intervalo programado. Asimismo, los sistemas de amarre que emplean los sistemas electrónicos son similares a los empleados con detonadores eléctricos. (Vergara Pangue, 2016)



**Figura 3:**

*Componentes del sistema de iniciación electrónico*



*Nota.* La figura corresponde a los componentes en un sistema de iniciación electrónico en minería usados en gran minería. Extraído de Pangué, (2016)

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

Otras características destacables son:

- No pueden explosionar sin un código de activación única.
- Reciben la energía de iniciación y el código de activación desde el aparato de programación y mando.
- Están dotados de protecciones frente a sobre tensiones: Los pequeños excesos de carga se disipan internamente a través de los circuitos de seguridad, mientras que los altos voltajes ( $> 1000$  v.) se limitan por medio de un cortacorriente.
- Son insensibles a los efectos de tormentas, radio frecuencia y energía estática.

- Tensión de operación es pequeña ( $< 50$  v), que es una ventaja considerando el riesgo de corrientes vagabundas. (Vergara Pangué, 2016)

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

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

Una de las variables más desconocidas es el constituido por la secuencia de encendido y los tiempos de retardo entre los taladros de una voladura. Los esquemas nominales de perforación con un burden y espaciamiento se modifican radicalmente con la secuencia de iniciación, pasando a otros valores denominados efectivos. Luego, aumentos en los costos al optimizar la secuencia, resultan muy favorables en los costos globales del proceso. (Vergara Pangué, 2016)

### **2.2.8. Sobrequebre y control de daño**

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

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

El mecanismo principal del daño por sobre quebre es, por lo tanto, la expansión de los gases. La influencia de gases de alta presión se puede minimizar al disminuir el grado de confinamiento de la última fila de taladros. Intervalos largos de retardo entre las dos últimas filas se usan frecuentemente para minimizar este efecto, en conjunto a la perforación de taladros de precorte.

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

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

No existen pruebas que indiquen que el reducir el factor de carga se reducirá el daño, al contrario, hay indicaciones que el daño se puede aumentar reduciendo el factor de carga a un punto donde las cargas se sobre confinan. Altos factores de carga promueven movimientos de burden que reducen el confinamiento y la caracterización de las cargas. (Vergara Pangué, 2016)

### **2.2.9. Mecanismo de fragmentación a través de explosivos**

Este mecanismo es fundamental para la realización del diseño de la malla de perforación y voladura. Cuando un explosivo detona, su energía química es convertida en alta temperatura y gas. Al estar confinado, esta reacción en una fracción de segundo produce altas presiones, que pueden llegar a alcanzar 18,000 atmósferas en las paredes de los taladros. La fragmentación, entonces, corresponde al resultado de un proceso físicoquímico resultante de la reacción termoquímica que experimenta un explosivo, que produce un impacto dinámico en el macizo rocoso donde la energía es transmitida en forma de onda de choque o esfuerzo de compresión y en la presión o empuje de los gases.

Para quebrar una roca, es requerida una gran potencia por sobre una gran energía. Tan solo el 40 - 50% de la energía liberada por un explosivo se transforma en trabajo útil, mientras que el resto se libera en forma de calor, vibraciones y energía acústica. Rascheff y Goemas (1977) han establecido un modelo teórico de reparto de energía a partir de ensayos sobre bloques cúbicos de roca sumergidos en piscinas. Estos investigadores afirman que cerca del 53% de la energía del explosivo está asociada a la onda de choque, valor que depende de las condiciones de la experimentación, del tipo de roca que se desea fragmentar y del explosivo utilizado.

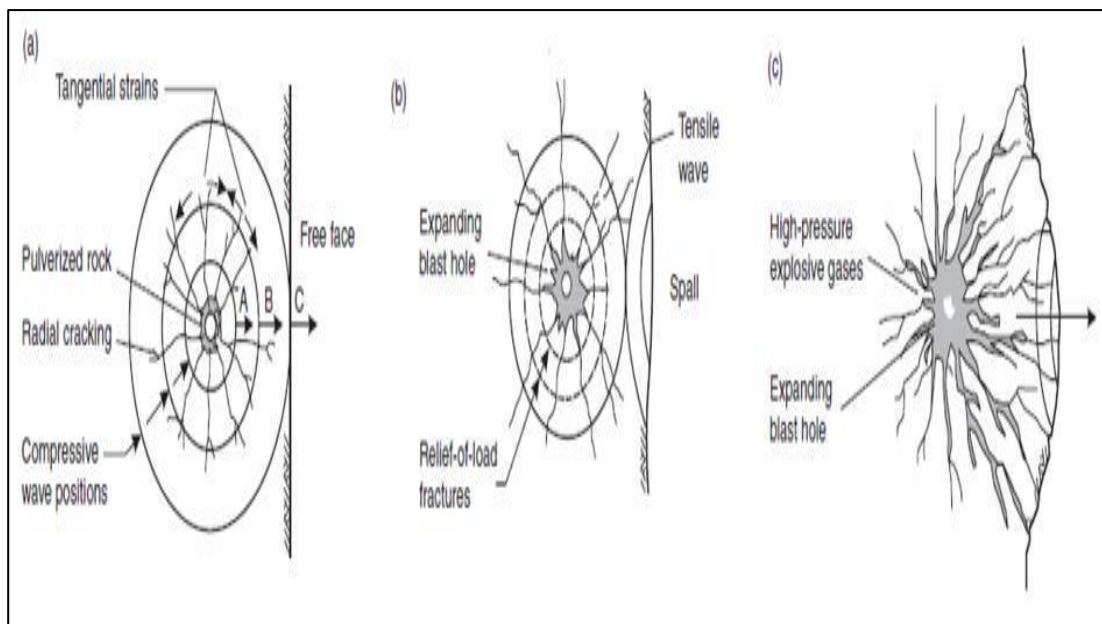
Etapa I: Cuando la onda de compresión comienza a transmitirse a la roca que rodea el taladro, la presión de detonación asociada a la onda de choque supera ligeramente la resistencia a la compresión de la roca, produciendo la trituración de la zona circundante al taladro. La onda mecánica producida viaja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

Etapa II: La onda de compresión se propaga por la roca y cuando esta alcanza una cara libre, se refleja como onda de tracción. Esta onda de tracción se devuelve hacia la roca y como el material es menos resistente a la tracción que a la compresión ( $\sim 1/10$ ), las primeras fisuras pueden desarrollarse debido al esfuerzo de tracción de la onda reflejada. La cantidad de energía de la onda de choque es del orden de 5-15% del total de la energía liberada por el explosivo, por lo que por sí misma, no es responsable de la fragmentación de la roca.

Etapa III: Las primeras grietas se expanden por efecto de la expansión de gases y por el esfuerzo de tracción inducido por la compresión radial. De esta forma, cuando la masa de roca comprendida entre taladros y la cara libre cede, se produce una descompensación violenta, donde la energía almacenada en la roca se libera. El efecto de esta liberación induce esfuerzos de tracción dentro del macizo rocoso. (Vergara Pangué, 2016)

**Figura 4**

*Etapas de fracturamiento producido en la voladura en las rocas*

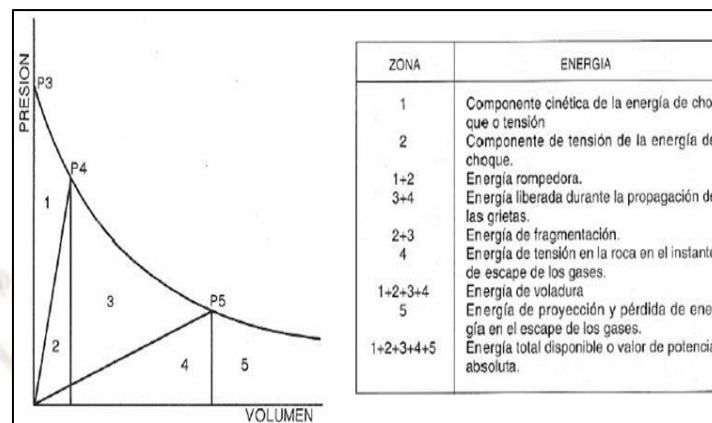


*Nota.* La figura corresponde a las etapas de fracturamiento de una roca producido durante la voladura en minería a tajo abierto.

En la zona 1 se tiene el trabajo realizado por el explosivo durante la expansión, con una energía cinética asociada. Esta se pierde como trabajo útil y se manifiesta como roca triturada en la proximidad del taladro. En la zona 2 se tiene la energía de tensión almacenada en la roca. Las energías de las zonas 2 y 3 son las más útiles en una voladura y se les denomina energía de fragmentación. La energía de la zona 4 se considera insignificante en la proyección de roca y en la fragmentación por corresponder a una energía de tensión almacenada en la roca relacionada con la presión que ejercen los gases a través de las grietas del taladro de voladura, que comprime la roca delante del taladro. La zona 5 está compuesta por la energía de los gases en el momento del escape (energía de proyección), calor y ruido. (Contreras, 2014)

**Figura 5**

*Etapas del taladro durante el proceso de voladura*



*Nota.* La figura corresponde a las zonas de energía durante el proceso de voladura, donde tenemos un gráfico comparativo de presión y volumen donde el taladro pasa por las cinco etapas.

#### 2.2.10. Diámetros de perforación

Se trabaja con 2 diámetros de perforación:

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

##### a) Equipos de Perforación

- Hasta el mes de febrero del 2018, se tiene un total de 05 perforadoras primarias. (Contreras, 2014)

**Tabla 1:**

*Lista de perforadoras primarias*

Modelo	Código de perforadora
P&H 120A	D11
BUCYRUS 49 RIII	D13
BUCYRUS 49 HR	D14
P&H 320 XPC	D16
P&H 320 XPC	D17

Nota. La tabla corresponde a las perforadoras y a su código respectivo en la mina de pórfido de cobre.

### 2.2.11. Mezcla explosiva

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

También pueden darse las siguientes combinaciones de mezcla:

- Mezcla gasificada Quantex 82: Contiene 80% de Emulsión Slurrex G y 20% de Nitrato Quantex, las proporciones de diésel se mantienen.
- Mezcla gasificada Quantex 91: Contiene 90% de Emulsión Slurrex G y 10% de Nitrato Quantex, las proporciones de diésel se mantienen. Para cada viaje de carga de carga de mezclas se controla la densidad de la mezcla.

En la tabla 2 se muestra las densidades iniciales de las distintas mezclas explosivas que se pueden formar. (Segarra, Sanchidrián, & Castillo, 2019)

**Tabla 2:***Lista de densidades de distinta proporción*

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

*Nota.* La tabla corresponde a las mezclas explosivas gasificadas usadas en minería en la parte izquierda de la tabla y a su densidad lineal en la parte derecha

#### **2.2.12. Densidad de emulsión**

Dado que las densidades de los productos de emulsión pueden variar ampliamente, se recomienda al especialista en voladura a cargo en consulte al fabricante para obtener información específica sobre la densidad del producto. La gasificación química crea burbujas de gas en la emulsión que no solo reducen la densidad, sino que aumentan la sensibilidad. Los efectos de expansión del volumen debido a la formación de gases que causan que su densidad disminuya se ilustran en la figura 4, donde se realiza una verificación de la densidad de la copa de campo. (Quiroz, 2014)

**Figura 6:**

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

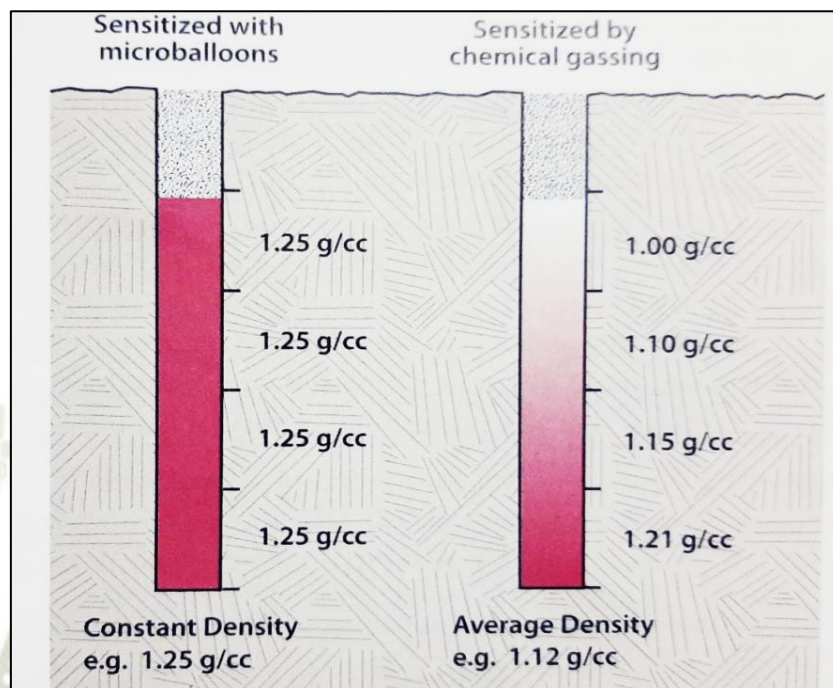


*Nota.* La figura corresponde a una prueba de densidad tomada en campo, donde se aprecia el esponjamiento por las burbujas, esta prueba es necesaria para verificar la densidad y esponjamiento del explosivo. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

La densidad de carga a granel de las emulsiones a granel estándar y aquellas con microburbujas es constante en todo el pozo, mientras que la densidad de carga de las emulsiones con gases químicos varía como se ilustra en la figura 5. (International Society of Explosives Engineers: ISEE, 2016)

**Figura 7:**

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



*Nota.* La figura corresponde a densidad de carga con micro sensibilizador en comparación a una emulsión sensibilizada con gases químicos tomando en cuenta una densidad promedio. Extraído de International Society of Explosives Engineers: ISEE, (2016)

### 2.2.13. Diseño de carga

En la fase 6B2, como se observó en las figuras 10 y 11, el diseño de carga se hace buscando el factor de potencia adecuado según las características del macizo rocoso, a volar considerando además el esponjamiento de la mezcla explosiva, el espaciamiento de la malla y el diámetro de broca de la perforadora, lo que termina variando y siendo una variable dependiente de las ya mencionadas es el taco. (Contreras, 2014)

**Tabla 3:**

*Factor de potencia en Fase 6B2*

Fase	Tipo de Roca	Factor de Potencia Teórico (Kg/Tm)
Fase 6B2	BL-FRES	0.48
Fase 6B2	BA-PTK	0.54
Fase 6B2	BX-BLP	0.69
Fase 6B2	BA-FIL-PTK	0.47

*Nota.* La tabla corresponde al tipo de roca ubicadas en la fase 6B2 y el factor de potencia teórica que debe haber por cada tipo de roca

**Tabla 4:**

**Parámetros de carguío**

Fase	Roca	MEQ	Cantidad (Kg)	Carga (m)	Esponjamiento (m)	Taco (m)
8	TC	80/20	974	9.5	1.0	5.5
8	AG	80/20	800	8.8	1.0	6.0

*Nota.* La tabla corresponde a los parámetros de carguío y el tipo de mezcla explosiva gasificada que se usa por cada tipo de roca en la fase 8.

#### 2.2.14. Tiempos de retardo

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

- Tiempo entre taladros: Varía de 10 a 17 ms.
- Tiempo entre filas: Varía de 100 a 200 ms. (Contreras, 2014)

### 2.2.15. Carguío

El proceso se desarrolla en cargar material volado en camiones para posteriormente transportarlo para su procesamiento en flotación, lixiviación o en depósitos de desmonte. (Contreras, 2014)

**Tabla 5:**

*Equipos de carguío*

Modelo	Código Mina	Capacidad Nominal (Tm)
P&H 2800 XPB	P01	59
P&H 4100 A	P02	73
	P03	73
P&H 4100 XPC	P07	99
BUCYRUS 495 BII	P04	73
BUCYRUS 495 HR	P05	100
	P06	100

*Nota.* La tabla corresponde a los modelos de palas, la capacidad nominal de cada una y el código en una mina de pórfido de cobre.

### 2.2.16. Acarreo

**Tabla 6**

*Equipos de acarreo*

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

*Nota.* La tabla corresponde a los modelos de equipos de acarreo, la capacidad nominal de cada una y el código en una mina de pórfido de cobre.

### **2.2.17. Fragmentación de roca**

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. (Halatchev & Knights, 2007)

### **2.2.18. Velocidad de excavación**

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

### **2.2.19. Modelo de vibraciones en campo cercano de Holmberg and Persson**

La causa principal de los impactos ambientales de las voladuras está generalmente asociada con las vibraciones, las cuales consisten en ondas de tensión que se propagan a través del macizo rocoso, como consecuencia de la detonación de cargas explosivas. Estas pueden dividirse en dos grupos; las que afectan al macizo rocoso más próximo a la zona donde se encuentra la carga explosiva y aquellas cuyas vibraciones pueden causar daños a estructuras próximas a las voladuras.

Es conocido que las causas intrínsecas del daño pueden atribuirse a dos fases de gran importancia en el proceso de detonación de cargas explosivas en roca. En su primera fase, de características dinámicas, los movimientos vibratorios pueden llegar a desplazar bloques de rocas desde su posición original, creando nuevas fracturas o desarrollando las ya existentes en el macizo rocoso. La segunda fase o etapa de la detonación (expansión cuasi estática de los gases), provoca la penetración de gases liberados a alta presión a través de grietas y/o fracturas preexistentes en el macizo, principalmente en aquellas que interceptan a los taladros perforados cuando detonan las cargas explosivas.

El modelo experimental que representa la velocidad de partícula en función del explosivo detonado y la distancia (d) a la que se registra dicha detonación, es el de Regresión Múltiple, el cual no considera una geometría de carga particular y

utiliza la expresión descrita por la ecuación (1). (Asociación Chilena de Ingenieros Explosivistas A.G, 2018)

$$PPV=K*d^{\beta}*W^{-\alpha} \quad (1)$$

Donde:

- PPV : Velocidad de Partícula Peak (mm/s)
- K : Factor de amplitud
- $\beta, \alpha$  : Factor de decaimiento
- d : Distancia de medición, desde la carga (m)
- W : Peso de la carga explosiva (kg)

En el área más cercana a las cargas explosivas (donde se produce el mayor fracturamiento), esta ecuación puede ser modificada para tomar en cuenta la longitud de una carga de forma cilíndrica.

Este análisis permite evaluar el comportamiento vibracional en el entorno más inmediato y cercano a la voladura, utilizando como herramientas de cálculo la ecuación y modelo de campo cercano descrita por Holmberg & Persson (H&P), descrita por la ecuación (3) donde K,  $\alpha$  y  $\beta$  son constantes que dependen de la roca. (Asociación Chilena de Ingenieros Explosivistas A.G, 2018)

$$PPV = K * \gamma^{\alpha} * \left[ \int_0^H \frac{dh}{[R_0^2 + (R_0 * \tan(\phi) - x^2)]^{\beta/2c}} \right] \quad (2)$$

Ecuación, que para  $\beta=2*\alpha$  pueda ser integrada, quedando como sigue:

$$PPV = K * \left[ \left( \frac{\gamma}{R_0} \right) * \left( \arctan \left( \frac{H + X_s - X_o}{R_0} \right) + \arctan \left( \frac{X_o - X_s}{R_0} \right) \right) \right]^{\alpha} \quad (3.1)$$

Para determinar el valor de  $\alpha$  y K, usamos la siguiente fórmula:

$$\log PPV = \log K * \alpha * \log \left[ \left( \frac{\gamma}{R_0} \right) * \left( \phi + \arctan \left( \frac{R_0 * \tan \phi - H}{R_0} \right) \right) \right]^{\alpha} \quad (3.2)$$

Donde:

- PPV= Velocidad Peak Partícula (mm/s)
- $g$ = Densidad de carga lineal (kg/m)
- $R_O$ = Distancia de medición desde la carga
- $H$ = Longitud de carga (m)
- $X_S$ =Longitud de taco (m)
- $X_O$ =Profundidad de medición (m)
- $K$  =Factor de velocidad
- $\alpha$  =Factor de decaimiento

Si bien ambas ecuaciones (1) y (3) mantienen un comportamiento similar a distancias más allá de cinco veces la longitud de la columna de carga explosiva, es en el área más cercana donde las magnitudes de las velocidades de partículas a través de la ecuación de H&P son estimadas de mejor forma.

#### **2.2.20. Criterio de daño según la velocidad Peak Partícula Crítica (PPVc)**

El concepto de velocidad peak de partícula crítica tiene como finalidad determinar, a través de parámetros geotécnicos, valores de vibración límite permisibles bajo los cuales no se estaría generando daño. Estos valores deben ser determinados para cada tipo de roca y utilizados para establecer el control, a partir de los modelos presentados en los puntos cercanos que se desean cautelar, limitando ya sea la densidad de carga lineal y/o carga explosiva por retardo.

La velocidad vibracional de las partículas frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica, válido esto para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, en donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada esta relación y la deformación, es que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. (Vergara Pangué, 2016)

De acuerdo a lo siguiente:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (4)$$

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E} \quad (5)$$

Esta ecuación (4) presenta la relación entre la Velocidad de Partícula (PPV) y la deformación inducida ( $\varepsilon$ ) para una roca con una determinada Velocidad de propagación de la Onda-P ( $V_p$ ). Supone una elasticidad lineal del material a través de la cual la vibración se propaga y estima razonablemente la relación roca fracturada/vibración inducida. De la Ley de Hooke, la Velocidad Peak de Partícula Crítica (PPV<sub>c</sub>) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tensión, puede ser estimada conociendo la Resistencia a la Tracción ( $\sigma_t$ ), el Módulo de Young Dinámico (E) y la Velocidad de propagación de la Onda-P ( $V_p$ ), usando las ecuaciones mencionadas anteriormente. (Vergara Pangué, 2016)

Una vez establecida la magnitud de la PPV<sub>c</sub> se pueden definir criterios de daños según los efectos en el macizo como lo expresa la siguiente tabla:

**Tabla 7:***Criterios de daño según velocidades Peak de Partícula Crítica*

Intenso fracturamiento	4 x PPVc
Se crean nuevas fracturas	1 x PPVc
Se extienden fracturas pre - existenciales	¼ x PPVc

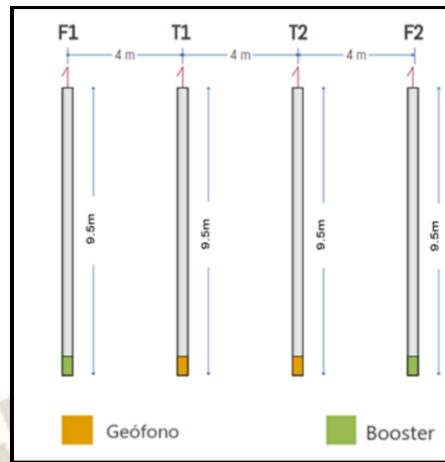
*Nota.* La tabla corresponde al criterio de daño según la velocidad peak partícula crítica cuando se crean las fracturas en el momento de la voladura

### 2.2.21. Método de ensayo de Cross Hole

El ensayo de Cross Hole es una técnica ampliamente utilizada en exploración geofísica que permite obtener información del subsuelo controlando los tiempos de llegada de ondas elásticas (pulsos), generadas artificialmente mediante explosiones, impactos mecánicos o vibraciones. El retorno de estas ondas elásticas después de reflejarse en las distintas interfaces se registra en los transductores instalados estratégicamente mediante configuraciones en el terreno conectados mediante equipos especiales para su almacenamiento y posterior análisis de los registros obtenidos, figura 6 esta técnica nos permite determinar un valor puntual de la velocidad de compresión ( $V_p$ ) tal como se aprecia en la figura 10. Por tanto, el objetivo básico de la sismica de reflexión es obtener información sobre la arquitectura interna del subsuelo, deducir información (propiedades mecánicas acerca del macizo rocoso) en profundidad, especialmente de las distintas capas que lo constituyen, a partir de los tiempos de llegada de las ondas y extraer una imagen que lo represente como lo podemos apreciar en la figura 7. (Vergara Pangué, 2016)

**Figura 8**

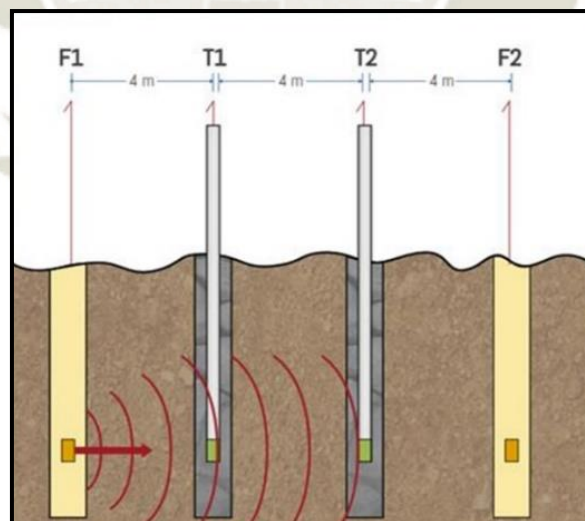
*Prueba puntual para el cálculo de la  $V_p$*



*Nota.* La figura corresponde a la ubicación de los taladros para las pruebas puntuales en el cálculo de velocidad de la onda “P” en las pruebas de Cross Hole. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

**Figura 9**

*Reflectores de pulsos en profundidad*



*Nota.* La figura corresponde a la ubicación de los reflectores de pulsos en el taladro del ensayo de Cross Hole. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

## CAPÍTULO III

### 3. DESARROLLO METODOLÓGICO

El efecto de degradación geotécnica post voladura (escalas de fracturamiento) en el campo cercano en el área de los taladros aun no detonados, se resume en el hecho que la impedancia de la roca multiplicada por la velocidad pico partícula sobrepasa el esfuerzo tensional dinámico, generando los diferentes niveles de fracturamiento lo cual trae como consecuencia una disminución de la calidad del macizo rocoso por un aumento de la densidad de fracturamiento, esto origina que la energía asociada al explosivo no participe del proceso de fragmentación debido a efectos de atenuación geométrica y friccional transformándose esta energía en vibraciones.

Por tanto, el objetivo básico de la sísmica de reflexión es obtener información sobre la arquitectura interna del subsuelo, deducir información (propiedades mecánicas acerca del macizo rocoso) en profundidad, especialmente de las distintas capas que lo constituyen, a partir de los tiempos de llegada de las ondas y extraer una imagen que lo represente como lo podemos apreciar en la figura 9. (Vergara Pangué, 2016)

#### 3.1. Alcances y limitaciones

##### 3.1.1. Alcances

El alcance es a nivel nacional, porque se aplica para las minas de pórfido de cobra a tajo abierto que contengan la unidad geológica (andesita intrusiva sílica), para controlar el daño por vibraciones generado por procesos de fragmentación de la roca.

La investigación abarca únicamente el estudio del umbral de daño en la roca andesita intrusiva sílica, así mismo, el cambio de la columna de carguío y el tiempo de salida entre filas y taladros de la malla de producción para así mantener el ángulo de 70 grados del talud y conseguir que nuestro P80 sea adecuado para la chancadora.

##### 3.1.2. Limitaciones

Seleccionar el terreno adecuado para los taladros de Cross Hole porque si no hubiesen colapsado muy rápido y no se podría haber realizado la prueba, además, a medida que se profundizó un poco más en los bancos de la mina, se han tenido

que realizar nuevos ensayos de Cross Hole debido a que la geología del macizo rocoso cambió.

Otra limitación es la fase 6B2, porque esta es una fase de minado donde predomina el mineral y es una zona crítica para la operación minera porque el minado será mucho mayor que el plan de minado inicial, además que no presenta mucha presencia de agua, por lo tanto la fase 6B2, es una limitación porque reúne características específicas que no está presente en cualquier fase de minado.

### 3.2. Hipótesis

A mayor velocidad pico partícula, mayor será el daño sobre el talud y el tiempo de retardos entre filas y taladros

### 3.3. Variables

#### 3.3.1. Variables independientes

**Umbral del límite de daño:** Es el daño que puede soportar el talud, para determinar el umbral del límite de daño es importante conocer la velocidad peak partícula que tiene como finalidad determinar, a través de parámetros geotécnicos, valores de vibración límite permisibles bajo los cuales no se estaría generando daño, este umbral de límite se mide en mm/s y para este tipo de roca el umbral es de 721 mm/s como lo podemos observar en la tabla 16. (Vergara Pangué, 2016)

#### 3.3.2. Variables dependientes

- **Tiempo entre filas y taladros:** Es el tiempo (retardo) que se da entre filas y columnas para realizar la voladura, este valor se puede cambiar después de la voladura dependiendo del macizo rocoso, es fundamental para que nuestra fragmentación sea la deseada. Antes del ensayo de Cross & Hole se usaba un tiempo de retardo 25 milisegundos, luego del ensayo se usó un tiempo de 21 milisegundos como consecuencia del modelo predictivo de Holmberg & Pearson.
- **Diseño de carguío de malla de perforación:** El diseño de carguío de la malla de perforación en la roca andesita intrusiva sílica cambió luego de ser aplicado el modelo predictivo de Holmberg & Pearson. Antes se usaba 200

kg de explosivo en la línea de buffer, 700 kg de explosivo en la primera línea de producción y 800 kg de explosivo en la segunda línea de producción. Luego de los ensayos de Cross & Hole se usó doble prima de booster y una cámara de aire en la línea de buffer, 800 kg de explosivo en la primera línea de producción y doble prima de booster con 800 kg de explosivo en la segunda línea de producción con el objetivo de reducir la PPV sobre el talud y así reducir el impacto de las ondas de la voladura hacia el talud mediante, esto se corroboró con los diseños de distribución energética que están en el capítulo de resultados.

**Tabla 8:**

*Operacionalización de variables*

Tipo de variable	Indicador
<b>Independiente</b>	
Umbral del límite de daño	Velocidad peak partícula (mm/s)
<b>Dependiente</b>	
Tiempo entre filas y taladros	Milisegundos (ms)
Diseño de carguío de malla de perforación	Kg/taladro

*Nota.* La tabla corresponde a las variables encontradas en la tesis y sus indicadores

### 3.4. Tipo y diseño de la investigación

#### 3.4.1. Tipo de investigación

La presente investigación es de tipo aplicada, ya que mediante las pruebas de Cross & Hole se puede determinar nuestro modelo predictivo de Holmberg and Pearson y determinar nuestro umbral de daño, logrando un nuevo diseño de carguío y tiempos de carguío entre filas y taladros.

#### 3.4.2. Nivel de la investigación

La presente investigación es de nivel experimental, ya que mediante los ensayos de Cross & Hole se determina nuestra velocidad de Onda P para luego obtener el modelo predictivo de Holmberg and Pearson y con el ábaco de diseño determinar nuestro nuevo diseño de carguío y de retardos entre filas y taladros.

### **3.5. Población y muestra o universo**

#### **3.5.1. Población**

La población está compuesta por los proyectos de voladura realizados en la roca andesita intrusiva sílica en el fondo de una mina porque es la zona que presenta más daño en una mina de tajo abierto debido al esfuerzo tensional de los taludes y tiene una profundidad desde el banco inicial hasta el fondo de la mina de 650 metros

#### **3.5.2. Muestra**

La muestra está compuesta por la malla de producción N°3100-0634, como se observa en las figuras 10 y 11, luego se realizó el ensayo de Cross Hole mediante la colocación de geófonos en los taladros de producción con carga y los taladros de filtro de precorte.

La muestra seleccionada es del tipo no probabilístico porque necesitamos una muestra con características específicas, los criterios para seleccionar la muestra fueron los siguientes:

- Tener más del 90% de la unidad geológica de andesita intrusiva sílica
- Estar en una zona donde más del 70% del material a volar sea de mineral y no de desmonte
- No presentar demasiada presencia de agua, como máximo un 20%
- Ser una zona crítica para la operación minera, es decir, una zona donde se va a minar más frecuentemente que el plan inicial de minada

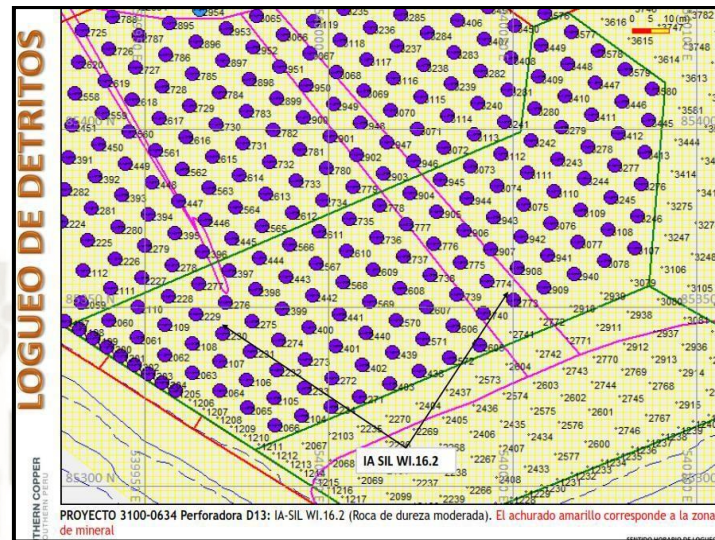
### **3.6. Métodos, técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.6.1. Instalación de geófonos en la malla de perforación**

Primeramente, para el cumplimiento de los objetivos planteados en este proyecto, se definió la realización de una prueba con arreglos de geófonos triaxiales para campo cercano de 2000 mm/s, para el monitoreo de voladuras en la litología andesita intrusiva, se muestra en el plano de la figura siguiente:

**Figura 10:**

*Plano de logeo de fase 6B2 de fondo mina de andesita intrusiva*



*Nota.* La figura corresponde a la malla de perforación ubicada en fondo de mina que contiene la roca andesita intrusiva sílica en una mina de pórfido de cobre.

**Figura 11:**

*Vista general del proyecto y sector de pruebas*



*Nota.* La figura corresponde a la fase 6B2 donde se ubica la malla del proyecto donde se realizará los ensayos de Cross & Hole.

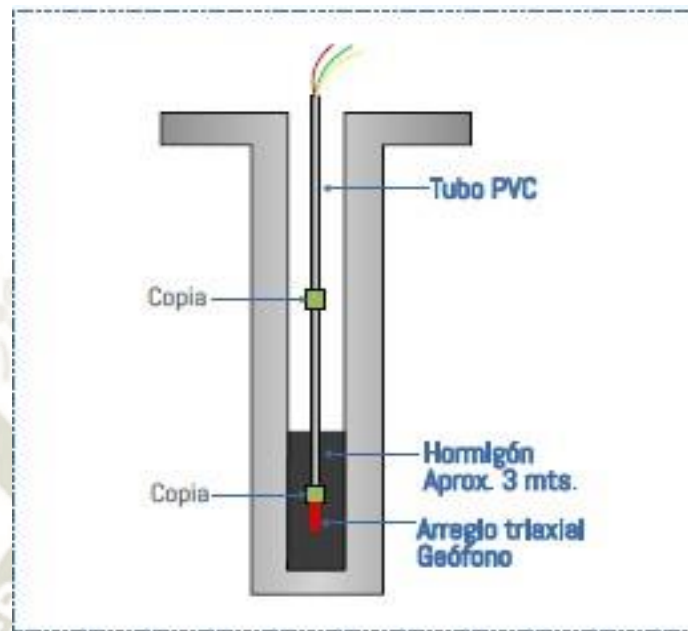
Luego, la instrumentación consiste en la instalación de 2 geófonos empotrados en cemento, uno triaxial de 28 Hz. y uno uniaxial eje longitudinal de 28Hz, que van dispuestos linealmente para el primer tendido de taladros de 5 pulgadas, espaciados 4 metros entre sí, donde se podrá además apreciar todos los detalles de dicha instrumentación, como, por ejemplo, la profundidad de los taladros donde se genera la fuente explosiva con el objeto de generar las perturbaciones u ondas que serán capturados por los sensores que componen el tendido.

La carga explosiva corresponde a un booster de una libra, la cual permitirá captar los pulsos para el análisis respectivo.

Posteriormente, los taladros utilizados en la instrumentación fueron ubicados ortogonalmente respecto de los que contienen o representan a las cargas explosivas normales de la voladura y son ubicados ortogonalmente porque cumplen el efecto de ser una muestra representativa de una malla de producción según la teoría de ensayos de Cross Hole. En el caso de las pruebas de medición de velocidad pico partícula originada por la vibración de los diferentes esquemas de carga en campo cercano se detonaron un set de 04 taladros en diferentes esquemas de carga representativos de las voladuras de producción, se emplearon cargas explosivas estándares QUANTEX® 73, bajo secuencias de detonación con retardos de 1000 ms para separar e interpretar adecuadamente la onda de cada carga.

**Figura 12:**

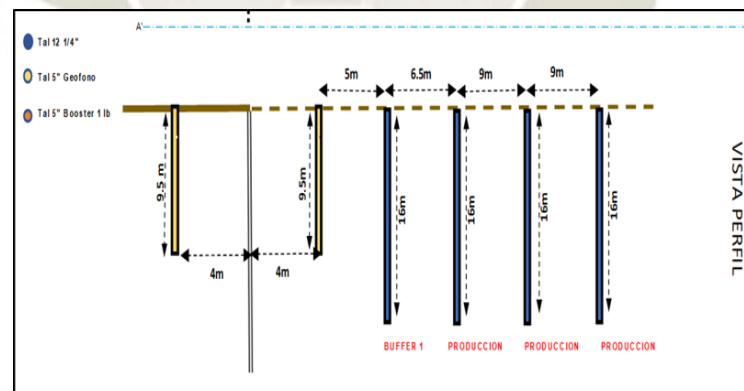
*Fijación de geófonos para prueba especial*



*Nota.* La figura corresponde a la forma adecuada de colocar los geófonos para las pruebas de Cross Hole. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

**Figura 13:**

*Esquema de instrumentación para prueba*



*Nota.* La figura corresponde a la disposición de los taladros y los geófonos en la malla de prueba de Cross Hole. Extraído de Vergara Pangué, (2016)

### 3.6.2. Prueba especial en proyecto de malla de perforación

Para empezar, se realizó el monitoreo de las vibraciones generadas por una voladura en su configuración estándar. Delante de la línea de precorte se ubicó

los geófonos triaxiales (Sensor G1, Sensor G2), encargados de registrar las vibraciones de los taladros de la prueba de Cross Hole y de todos los taladros aislados, adicionalmente se ubica un Sensor G3 para la medición detrás del precorte y particularmente la influencia directa del fracturamiento y su nivel de impacto.

La malla de perforación y la disposición general de la instrumentación utilizada se muestra en la siguiente figura 12 y figura 13.

**Figura 14:**

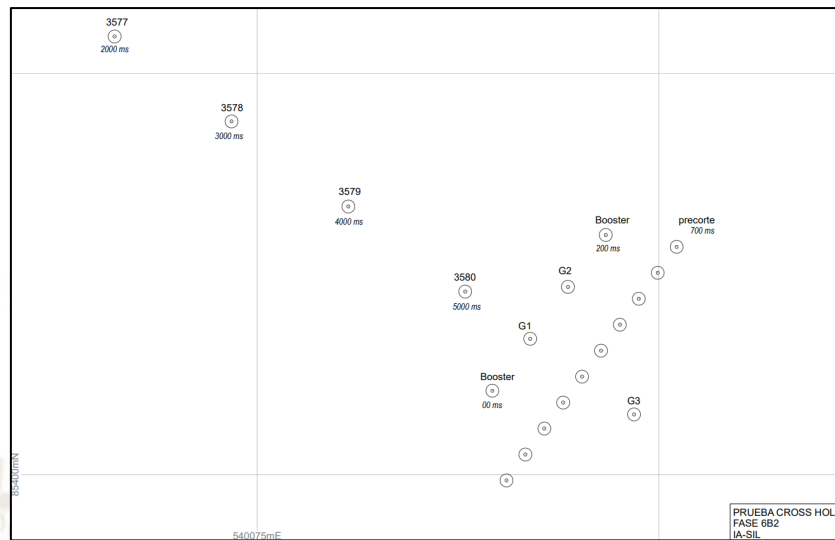
*Prueba especial con cargas secuenciadas en el proyecto*



*Nota.* La figura corresponde a la malla de Cross Hole ubicada en la malla de producción de la fase 6B2

**Figura 15:**

*Detalle de la ubicación de los taladros y geófonos*



*Nota.* La figura corresponde a la ubicación en plano de los taladros de las pruebas de Cross Hole.

Los valores de las distancias del taladro de prueba a cada taladro detonado en función a la secuencia definida sus respectivas características de diseño se muestran en la siguiente tabla.

**Tabla 9:**

*Coordenadas de los taladros al geófono 01*

Pozos del proyecto	Coordenadas		Coordenadas	
	ID	X	Y	X
ID 3577	540066.414	85427.259	540091.777	85048.623
ID 3578	540073.012	85422.75	540091.777	85408.623
ID 3579	540080.355	85417.174	540091.777	85408.623
ID 3580	540088.395	85411.223	540091.777	85408.623

*Nota.* La tabla corresponde a las coordenadas tanto en “X” y “Y” respecto al geófono 01 de las pruebas de Cross Hole

**Tabla 10:**

*Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 1*

Pozos del proyecto		Distancia (m)	Carga (kg)	Longitud de pozo (m)	Longitud de carga (m)	PPV Medida (mm/s)
ID	Iniciación (ms)					
ID 3577	2000	31.47	800	16	8.7	292
ID 3578	3000	23.49	800	16	8.7	406
ID 3579	4000	14.27	800	16	8.7	919
ID 3580	5000	4.27	800	16	8.7	2292

*Nota.* La tabla corresponde a la ubicación de los taladros, la columna de carguío y las PPV respecto al geófono 01 en las pruebas de Cross Hole

**Tabla 11:**

*Coordenadas de los taladros al geófono 2*

Pozos del proyecto	Coordenadas		Coordenadas	
	X	Y	X	Y
ID 3577	540066.414	85427.259	540094.254	85411.658
ID 3578	540073.012	85422.75	540094.254	85411.658
ID 3579	540080.355	85417.174	540094.254	85411.658
ID 3580	540088.395	85411.223	540094.254	85411.658

*Nota.* La tabla corresponde a la ubicación de los taladros, la columna de carguío y las PPV respecto al geófono 02 en las pruebas de Cross Hole

**Tabla 12:**

*Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 2*

Pozos del proyecto		Distancia (m)	Carga (kg)	Longitud de pozo (m)	Longitud de carga (m)	PPV Medida (mm/s)
ID	Iniciación (ms)					
ID 3577	2000	31.91	800	16	8.7	213
ID 3578	3000	23.97	800	16	8.7	347
ID 3579	4000	14.95	800	16	8.7	722
ID 3580	5000	5.88	800	16	8.7	1492

*Nota.* La tabla corresponde a la ubicación de los taladros, la columna de carguío y las PPV respecto al geófono 02 en las pruebas de Cross Hole

**Tabla 13:**

*Coordenadas de los taladros al geófono 3*

Pozos del proyecto	Coordenadas		Coordenadas	
	X	Y	X	Y
ID 3577	540066.414	85427.259	540098.523	85403.747
ID 3578	540073.012	85422.75	540098.523	85403.747
ID 3579	540080.355	85417.174	540098.523	85403.747
ID 3580	540088.395	85411.223	540098.523	85403.747

*Nota.* La tabla corresponde a la ubicación de los taladros, la columna de carguío y las PPV respecto al geófono 03 en las pruebas de Cross Hole

**Tabla 14:**

*Características de los taladros para las pruebas de Cross Hole del geófono 3*

Pozos del proyecto		Distancia (m)	Carga (kg)	Longitud de pozo (m)	Longitud de carga (m)	PPV Medida (mm/s)
ID	Iniciación (ms)					
ID 3577	2000	39.8	800	16	8.7	71
ID 3578	3000	31.81	800	16	8.7	113
ID 3579	4000	22.59	800	16	8.7	203
ID 3580	5000	12.59	800	16	8.7	896

*Nota.* La tabla corresponde a la ubicación de los taladros, la columna de carguío y las PPV respecto al geófono 03 en las pruebas de Cross Hole

Como hemos podido apreciar, la tabla 14 muestra la mayor distancia de 39.80 m. así mismo la menor distancia de 4.27 m. asociada a la detonación de los taladros para la prueba especial en Proyecto 3100-634 FASE 6B-2 en litología andesita intrusiva, en la tabla se observa la iniciación de los taladros, las longitudes de carga y sus respectivos kilos.

**Figura 16:**

*Equipo Micromate – H1 para la medición de vibraciones*



*Nota.* La figura corresponde a un sismógrafo usado para la medición de vibraciones en las pruebas de Cross Hole. Extraído de Vergara Pangue, (2016)

### 3.6.3. Determinación de la velocidad de onda p en el macizo rocoso. (VP)

Tenemos que saber, que la aplicación de la metodología para determinar la velocidad de onda compresional en una mina de pórfido de cobre se desarrolla mediante el ensayo de Cross Hole en una fase llamada 6B2 como se observó en las figuras 10 y 11 , en litología Andesita intrusiva sílica.

Además, si se analiza la velocidad de propagación de onda P en la zona de monitoreo de acuerdo a la información proveniente de los geófonos, lo que se obtiene con el método de Cross Hole bajo la configuración del tendido indicado anteriormente, con el objetivo de conseguir la medición de Ondas Compresionales o  $V_p$  de la zona que se desea caracterizar.

Tenemos que saber, que la prueba se realizó mediante la técnica del cable cortado a fin de generar el gatillo respectivo para la iniciación de las mediciones por parte de los sismógrafos en el tiempo cero, de esta manera se podrá obtener en cada detonación de los taladros de prueba valores de velocidad de onda P.

**Tabla 15:**

*$V_p$  determinada en prueba de Cross Hole*

Pozos del proyecto	Distancia (m)	Longitud de pozo (m)	Tiempo de variación (s)	$V_p$ (m/s)
Geófono 1	3.92	9.5	0.0015	2,613.33
Geófono 2		9.5	0.0017	2,305.88
			Promedio	2,459.605

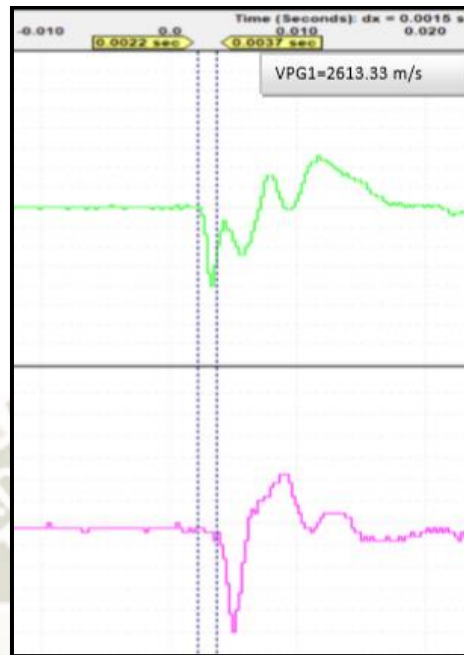
*Nota.* La tabla corresponde al registro de la velocidad de la onda “P” respecto a los dos geófonos.

Como consecuencia, tenemos los resultados obtenidos en la tabla 16 de la configuración de instalación de un arreglo triaxial de 28 Hz, a una profundidad de 9.5 m y de un arreglo uniaxial a la misma profundidad, estos geófonos miden el pulso de 01 boosters de 1 lb, ubicados equidistantes a cada punto de monitoreo de 4 m de distancia.

Por lo tanto, los pulsos obtenidos se observan en las figuras 15 y 16, donde podemos observar el tiempo de llegada del pulso con respecto a las distancias del booster 01 y booster 02, hacia los geófonos.

**Figura 17:**

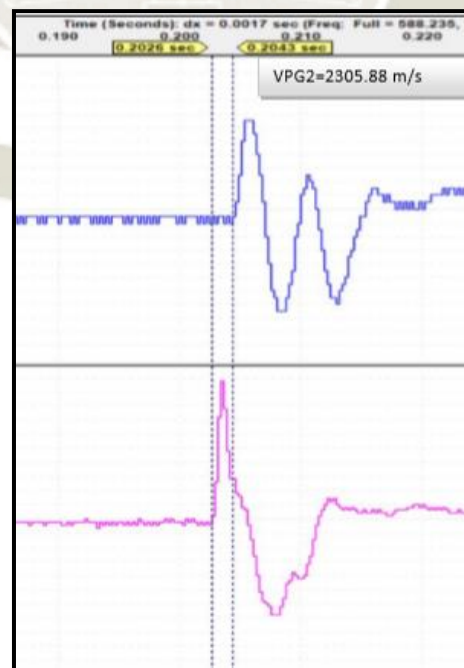
*Pulsos de onda del booster 01 T=0 ms*



*Nota.* La figura corresponde al registro de las ondas producidas por el booster en los ensayos de Cross Hole a los 0 milisegundos

**Figura 18:**

*Pulsos de onda del booster 02 T= 200 ms*



*Nota.* La figura corresponde al registro de las ondas producidas por el booster en los ensayos de Cross Hole a los 200 milisegundos

Se definen estos valores de onda P respecto al macizo rocoso, realizadas in-situ, de esta manera se calculará el nivel de impacto por el explosivo relacionado por la disminución en la velocidad de onda (P). Obtendremos un valor de degradación geotécnica, dejando en evidencia la diferencia que existe con los valores calculados a nivel de matriz, obteniendo la distancias en las que se asocia la impedancia litológica, el cual veremos el análisis de la Vp.

#### 3.6.4. Análisis velocidad de onda P y fracturamiento en la roca matriz

De la teoría de propagación de ondas se obtiene la relación entre la velocidad de propagación y las constantes elásticas, la velocidad sónica a nivel de matriz depende directamente de la calidad mecánica del macizo rocoso, siendo función del Módulo de Young (que caracteriza la elasticidad del material), la densidad de la roca (medida de la masa por unidad de volumen) y el coeficiente de Poisson (que es una medida de la fragilidad del material). (Vergara Pangué, 2016)

A partir de parámetros determinados en laboratorio y utilizando las siguientes ecuaciones:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\delta[(1+\nu)(1-2\nu)]}} \quad (6)$$

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E} \quad (7)$$

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (8)$$

Donde:

- V<sub>pi</sub>= Velocidad Onda-P a nivel de matrícula
- PPV= Velocidad Pico Partícula
- E<sub>i</sub>= Módulo de Young de matriz
- H= Longitud de carga (m)
- V=Coeficiente de Poisson

- $\sigma$ =Resistencia a la tracción
- $\rho$ =Densidad de la roca

Tomando en consideración las propiedades del laboratorio respecto a los valores de resistencia a la compresión y el módulo de Young, así como la resistencia a la tensión del tipo de roca que predomina en el sector de la prueba especial “Andesita intrusiva sílica”, se definen los siguientes valores:

**Tabla 16:**

*Valores de la roca Andesita Intrusiva Sílica*

Ítem	Cantidad	Unidad
Resistencia a la compresión	69.7	Mpa
Resistencia a la tracción	6	Mpa
Módulo de Young de matriz rocosa	28	Gpa
Módulo de Poisson	0.25	-
Velocidad de onda P de roca intacta	3508.23	(m/s)
Velocidad crítica de roca	751.76	(mm/s)
Deformación crítica	0.21	(mm/m)

*Nota.* La tabla corresponde a los valores geológicos de la roca andesita intrusiva sílica

Los antecedentes geotécnicos de que se dispone en este informe provienen de los ensayos encargados por la mina de pórfido de cobre a partir de estos ensayos se calculó la velocidad teórica de la Onda-P y la velocidad máxima de vibración que resiste la matriz ante de fallar (PPVc), necesarios para establecer criterios y niveles de daños en el macizo por efecto de las voladuras.

Con los valores de propiedades geotécnicas de roca intacta y reemplazados en las ecuaciones (7) y (8), determinamos los valores de la PPV crítica y la deformación determinada por relación de la velocidad pico partícula crítica y la velocidad de onda compresional en la Andesita intrusiva.

**Tabla 17:***Valores geotécnicos de la roca intacta*

Ítem	Cantidad	Unidad
Velocidad crítica de roca	751.76	(mm/s)
Deformación crítica	0.21	(mm/m)

*Nota.* La tabla corresponde a los valores geotécnicos de la roca intacta andesita intrusiva sílica.

Por otra parte mediante conceptos en ensayo de Cross Holes y su aplicación en determinar los valores de velocidad de onda (P) en minería open pit, se definen los valores de onda P respecto al macizo rocoso, realizadas in-situ en mina de pórfido de cobre obteniendo el mismo valor para el nivel menos degradado geotécnicamente, dejando en evidencia la diferencia que existe con los valores calculados a nivel de matriz obteniendo la distancias en las que se asocia la impedancia litológica, de esta manera se calcula el nivel de impacto por el explosivo relacionado por la disminución en la velocidad de onda (P).

La condición estructural propia del macizo rocoso explica las diferencias entre las propiedades a nivel de matriz en comparación con las propiedades que se verifican a nivel de macizo rocoso. Por ello, no es de extrañar que mediciones de  $V_p$  in-situ difieran de los valores calculados para roca intacta, tal como ocurre en el caso de una mina de pórfido de cobre, lo que resulta perfectamente posible debido a que matrices de alta competencia como las que se encuentran en la zona en estudio estén asociadas a macizos con una fuerte componente estructural, este aspecto es importante al momento de definir los parámetros de diseño para voladura.

En este sentido, el Índice de Velocidad propuesto por Coon y Merrit, 1970 en Bieniawski 1984, resulta un descriptor útil para fines de caracterización, puesto que permite aprovechar la información de las velocidades de Onda-P, al combinarlas en un único parámetro; el cual se define como el cuadrado del cociente entre las velocidades de macizo rocoso (VF) y matriz (VL) y que es posible asociar con el grado de fracturamiento, mediante el parámetro RQD.

**Tabla 18:**

*Grado de fracturamiento*

Ítem	Cantidad	Unidad
Velocidad de roca intacta	3508.23	m/s
Velocidad de Macizo	2549.61	m/s
Índice de velocidad	0.49	-

*Nota.* La tabla corresponde a las velocidades de la roca intacta y en el macizo respecto al índice de velocidad de la andesita intrusiva sílica

Para el caso de una mina de pórfido de cobre, se determina un conjunto de valores como una roca de calidad Moderada, donde la velocidad e viaje de la onda compresional es Intermedia, a lo cual es importante considerar que la energía liberada al medio rocoso en las zonas adyacentes a los taludes deben de generar un óptimo proceso de rotura en su área de influencia sin generar un excesivo fracturamiento debido a las características del macizo rocoso por lo cual es importante definir adecuadamente las distancias y distribuciones de carga en los taladros buffer.

El nivel de fracturamiento presente en el macizo rocoso por efectos de voladura condiciona el desarrollo de los gases producto de la fase de explosión, de esta manera al generar un nivel alto de impacto (cuando la impedancia de la roca multiplicada por la velocidad pico partícula supera la resistencia tensional dinámica), estamos condicionando a un daño inducido en los taludes; por ende es importante definir un adecuado criterio de daño en función a la variación de la velocidad sónica de la roca u compresión ( $V_p$ ).

**Tabla 19:**

*Clasificación de ingeniería para roca In Situ*

RQD (%)	Velocidad Sísmica (m/s)	Descripción	Descripción Sísmica
0-25	2400	Muy pobre	Baja Velocidad
25-50	2400-3500	Pobre	Baja Velocidad
50-75	3500-4300	Moderada	Intermedia
75-90	4300-4900	Buena	Alta Velocidad
90-100	4900-6700	Excelente	Alta Velocidad

*Nota.* La tabla corresponde a la clasificación según el RQD y su descripción sísmica así como la descripción del rango de RQD.

Tomando en consideración una velocidad de 5500 m/s para la onda compresional medida en laboratorio (VL) para una roca caliza.

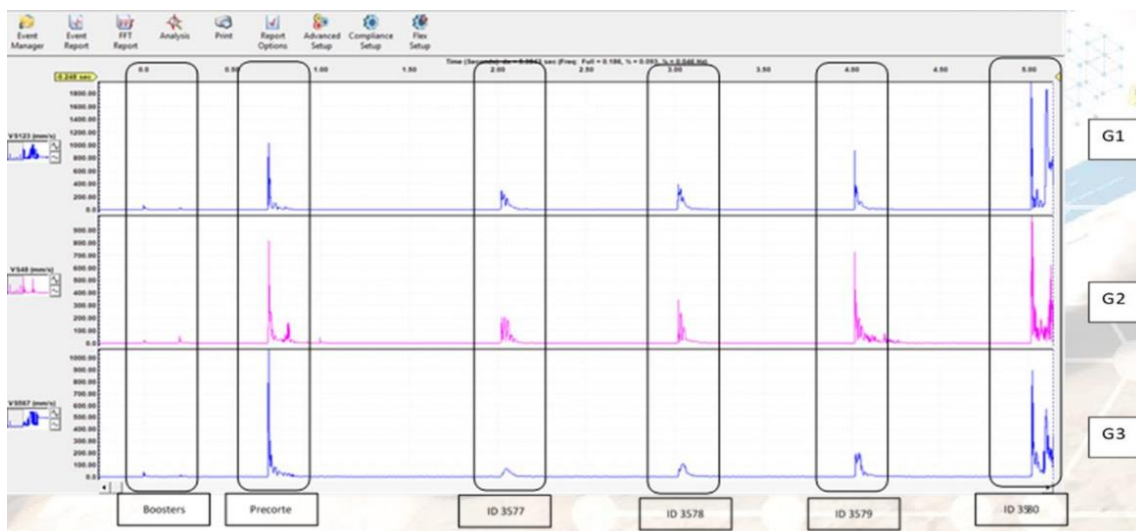
### **3.6.5. Configuración de cargas e instrumentación**

El modelo se basa en la interpretación de las ondas originadas por la detonación de los taladros de producción 3577, 3578, 3579, 3580, hacia los transductores G1-G2-G3, siendo el taladro #3580 el más cercano al transductor G1 con 4.27 m., los mismos se detonaron en una diferencia de 1000 ms a fin de asegurar un pulso limpio y sin acoplamientos.

### **3.6.6. Mediciones y resultados de la instrumentación para el filtro de precorte.**

La Tabla 21 y 22 muestra la identificación de las vibraciones registradas de la voladura y su asociación con las cargas explosivas más cercanas a una profundidad de 9.5 metros.

**Figura 19:**  
**Pulsos de onda elemental de la malla de perforación**



*Nota.* La figura corresponde a la lectura de los pulsos de ondas de los geófonos en la malla de prueba de Cross Hole

En la tabla 21 podemos apreciar las distancias entre los taladros y pozos de los taladros de prueba de Cross & Hole y su distancia al geófono número 03, orientada detrás del precorte.

**Tabla 20:**  
*Distancias y vibraciones respecto a cada taladro de onda elemental orientada a los geófonos detrás del precorte (G3).*

Pozos del proyecto	Distancia Geófono -G3 (m)	Taco (m)	Longitud de carga (m)	Timing (ms)	Factor H&P	PPV
3577	39.8	8.7	QUANTEX	2000	0.45	71
3578	31.81	8.7	73 (1.1 gr/cc	3000	0.7	113
3579	22.59	8.7	@83.6	4000	1.39	203
3580	12.59	8.7	kg/m)	5000	4.340	896

*Nota.* La figura corresponde a las distancias y vibraciones de los taladros que están ubicados detrás de la línea del precorte respecto al geófono 03

En la tabla 22 podemos apreciar las distancias entre los taladros y pozos de los taladros de prueba de Cross & Hole y su distancia al geófono número 01, orientada delante del precorte.

**Tabla 21:**

*Distancia y vibraciones respecto a cada taladro de onda elemental orientada a los geófonos delante del precorte (G1)*

Pozos del proyecto	Distancia Geófono -G3 (m)	Taco (m)	Longitud de carga (m)	Timing (ms)	Factor H&P	PPV
3577	31.47	8.7	QUANTEX	2000	0.72	292
3578	23.49	8.7	73 (1.1	3000	1.28	406
3579	14.27	8.7	gr/cc @83.6	4000	3.41	919
3580	4.27	8.7	kg/m)	5000	30.55	2292

*Nota.* La tabla corresponde a las distancias y vibraciones de los taladros que están ubicados delante de la línea del precorte respecto al geófono 01

### 3.6.7. Modelo predictivo Holmberg & Pearson para determinar el Filtro Precorte.

La tabla 21 y 22, relaciona el diseño: longitud de taco, carga lineal, longitud de carga, con la geometría de instrumentación, la profundidad del sensor y su distancia a las fuentes o taladros. El Factor H&P (Holmberg & Persson) reúne estas variables y las relaciona con las vibraciones generadas, en otras palabras; contrasta la forma del diseño de carga con las vibraciones generadas a una distancia en particular, este análisis se realiza en función a los puntos críticos del talud a fin de analizar cómo se distribuye la energía en los diferentes puntos a cautelar de la pared, en nuestro caso lo definimos para una profundidad de 9.5m (geófono G1) delante del precorte y en la parte posterior del precorte (geófono G3).

A partir del análisis de la onda y de la geometría de la voladura, se construye el modelo de vibraciones para campo cercano antes descrito que relaciona el factor H&P con las vibraciones, identificándose los parámetros  $K$ ,  $\alpha$  y  $\beta$ , como lo muestra en las ecuaciones (9) y (10).

Los valores de “K” y “alfa” se obtienen de la siguiente ecuación:

$$\log PPV = \log K * \alpha * \log \left[ \left( \frac{\gamma}{Ro} \right) * \left( \phi + \arctan \left( \frac{Ro * \tan \phi - H}{Ro} \right) \right) \right] \quad (3.2)$$

Con esto obtenemos dos ecuaciones, una que es detrás del precorte y otra que es delante del pre-corte, la ecuación detrás del precorte tiene un 50% de confiabilidad debido a la teoría de los ensayos de Cross Hole aplicando filtros de precorte, por lo tanto, esta ecuación se debe ajustar a un 90% de confiabilidad luego de obtenerla y luego se extrapola para obtener el valor de “K” y de “alfa” ajustado para la ecuación detrás del precorte, la ecuación que veremos ahora, es la ecuación número 9, la ecuación detrás del precorte:

$$PPVG_{3(99\%)} = 163.34(FH\&P)^{-1.1129} \quad (9)$$

Ecuación delante del pre-corte

$$PPVG_{1(97\%)} = 320.77(FH\&P)^{-0.7857} \quad (10)$$

Entonces, para encontrar las constantes  $K$ ,  $\alpha$  y  $\beta$ , se correlacionaron los PPV calculados a partir de la ecuación de Holmberg & Pearson con los PPV del registrados en los geófonos, tanto delante como detrás de la línea de precorte, obteniendo así las ecuaciones detrás del precorte (9) como la ecuación delante del precorte (10), donde el exponente es el valor de “ $\alpha$ ” y la constante que multiplica al factor de (FH&P) es el valor de la Constante “K”.

**Tabla 22:**

*Factor H&P y valor de PPV para el geófono (G3) detrás del precorte*

Pozos del proyecto	Factor H&P	PPV (mm/s)
ID 3577	0.45	71
ID 3578	0.7	113
ID 3579	1.39	203
ID 3580	4.34	896

*Nota.* La tabla corresponde al factor de Holmberg & Pearson y su respectiva velocidad pico

**Tabla 23:**

*Factor H&P y valor de PPV para el geófono (G1) delante del precorte*

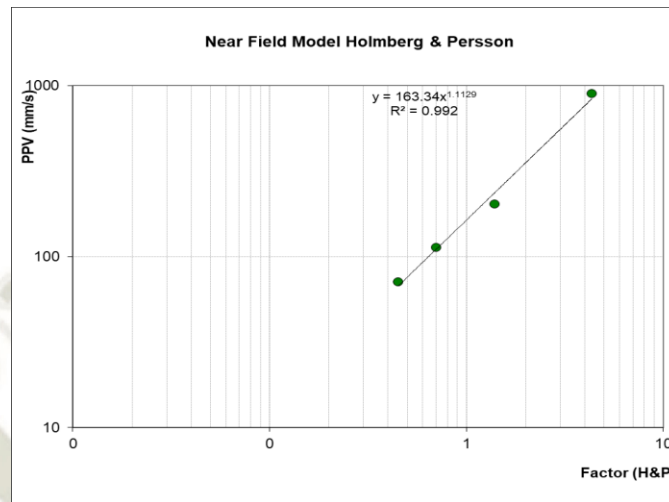
Pozos del proyecto	Factor H&P	PPV (mm/s)
ID 3577	0.72	292
ID 3578	1.28	406
ID 3579	3.41	919
ID 3580	30.55	2292

*Nota.* La tabla corresponde al factor de Holmberg & Pearson y su respectiva velocidad pico partícula de los taladros ubicados detrás del precorte que contiene geófono

Estas ecuaciones corresponden a un comportamiento de la Interacción explosivo & roca, los valores de la constante y el exponente nos permiten definir el impacto y el nivel de daño al que está sometido el macizo producto de las fases de detonación y explosión en los puntos críticos para el presente estudio. La ecuación detrás del precorte tiene una correlación del 99% y la ecuación delante del precorte una correlación de 97%.

**Figura 20**

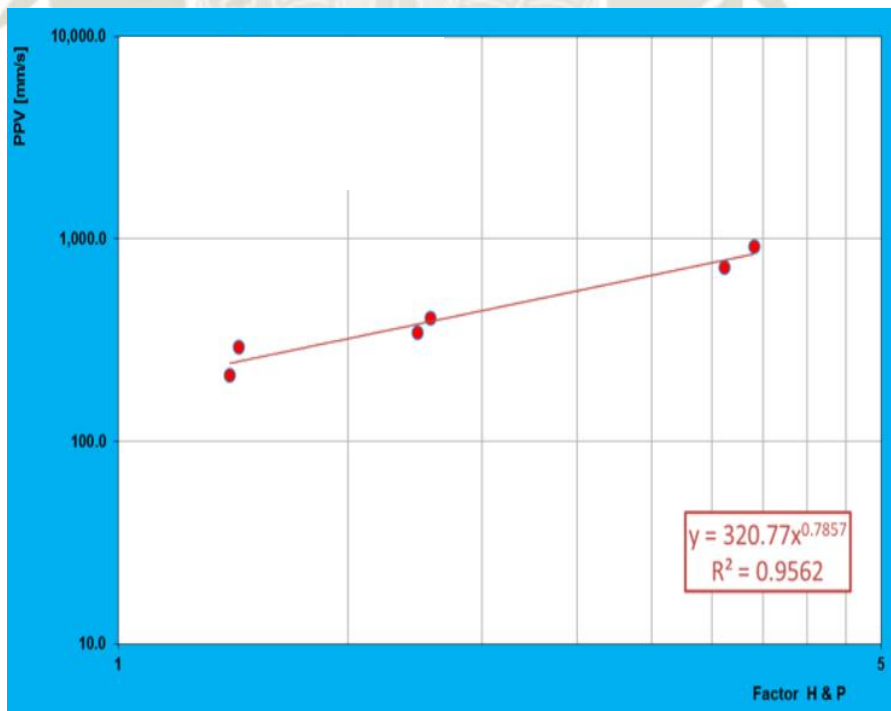
*Ecuación H&P detrás del precorte (G3)*



*Nota.* La figura corresponde a la función de la ecuación de Holmberg & Pearson con los geófonos ubicados detrás de la línea de precorte.

**Figura 21:**

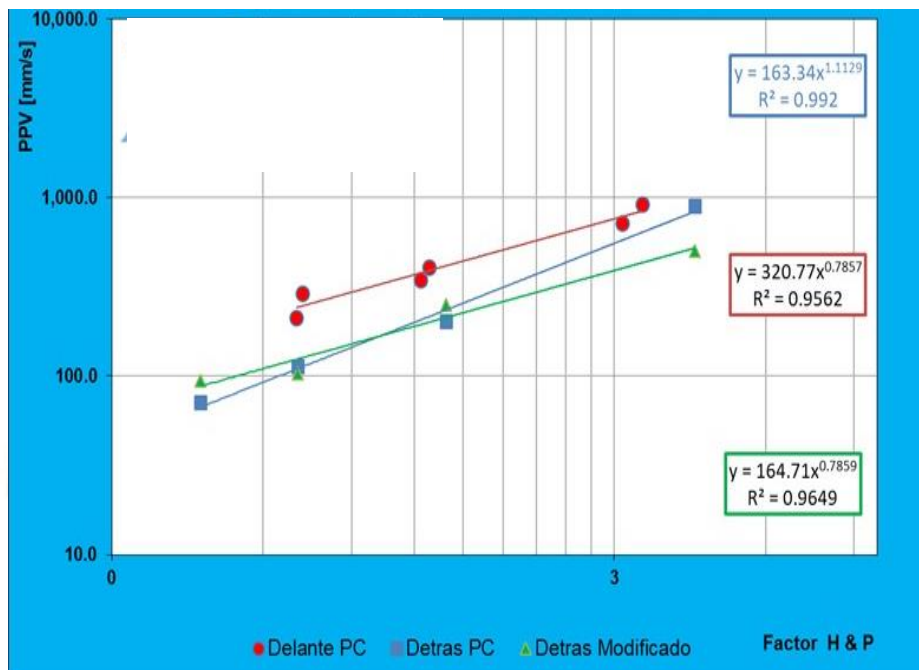
*Ecuación H&P delante del precorte (G1)*



*Nota.* La figura corresponde a la función de la ecuación de Holmberg & Pearson con los geófonos ubicados delante de la línea de precorte.

**Figura 22:**

*Filtro de precorte*



*Nota.* La figura corresponde a las funciones lineales de las ecuaciones de Holmberg & Pearson, delante, detrás y con filtro respecto de la ubicación de los geófonos

De forma de aumentar la efectividad del modelo de H&P, se determina una confianza del 90%, cambiando los valores de “K” a un valor de “K” ajustado que entrega un mayor margen de seguridad respecto a la resultante, por lo tanto, se correlacionaron los logaritmos de los H&P con los logaritmos de los PPV de los valores del geófono detrás del precorte, porque este geófono estaba detrás de la línea del precorte y es el modelo de H&P que debe ajustarse debido a que captó las ondas detrás del filtro, pero estas ondas según la teoría de Holmberg & Pearson tienen siempre una confianza de un 50% a un 60%, entonces deben ajustarse sus valores de las constantes de “K” y “α” con una confianza del 90% según la siguiente fórmula:

$$K_a = \text{Antilog}(\text{Log}(K) + \text{In. } v\text{Distr. Normal. Stand}(X\%) * E(t)) \quad (11)$$

Donde:

- $K_a$  = Valor de K ajustado.

- Inv. Distr. Normal. Stand (X%): Inverso de la Distribución Normal Estándar del porcentaje de mediciones por debajo de la recta de ajuste, en este caso será de un 90%.
- Error Típico: Es el error típico de todas las mediciones que intervienen en el primer gráfico.

Luego de aplicar las fórmulas, se obtuvo un valor de  $K=164.71$  se obtiene un valor de  $K = 164.71$  y de  $\alpha=0.786$ , obteniendo la ecuación detrás del precorte ajustado:  $y = 164.71 * x^{0.786}$ , esta fórmula lo podemos apreciar gráficamente en la figura 20.

**Tabla 24:**

*Diferencia de porcentaje para filtro precorte con las constantes K y  $\alpha$*

ITEM	K	$\alpha$
Detrás del Precorte	163.34	1.113
Delante de Precorte	320.77	0.786
Detrás del precorte ajustado	164.71	0.786
Filtro Precorte	49%	29%

*Nota.* La tabla corresponde al factor de la constante geológica “k” y “ $\alpha$ ” que deriva del modelo predictivo de Holmberg & Pearson

Al realizar el análisis comparativo entre las ecuaciones H&P ente los puntos delante y detrás del precorte ajustado se define una variación porcentual del filtro precorte obtenido de la diferencia para el valor de K en 49%, es decir la presión de detonación como un valor de esfuerzo (onda de choque) se reduce en la parte detrás del precorte respecto a la parte delante del precorte, generando esto menor fracturamiento.

Considerando este efecto, el explosivo por sus características intrínsecas en este tipo de macizo rocoso genera un 29% más de energía en sus fases tanto de detonación como de explosión detrás del precorte respecto adelante por lo cual

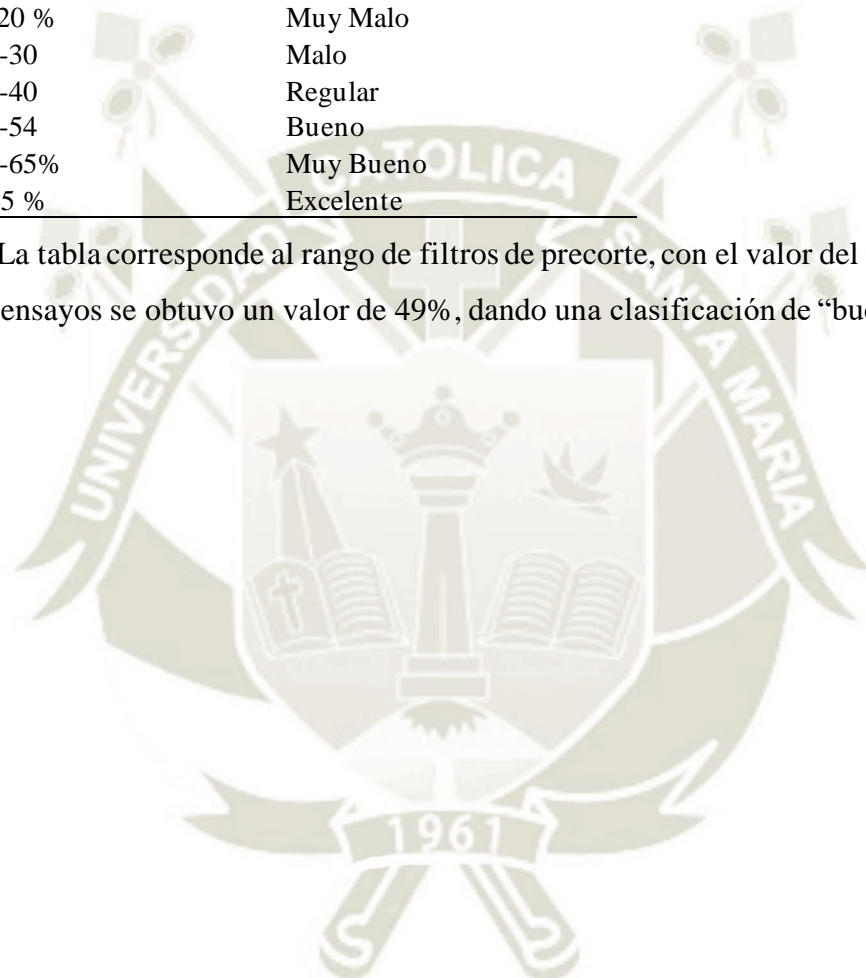
es importante dimensionar adecuadamente el diseño a fin de obtener un adecuado resultado en las paredes del pit.

**Tabla 25:**

*Rango de filtros de precorte*

Rango	Clasificación
<-20 %	Muy Malo
21-30	Malo
31-40	Regular
41-54	Bueno
55-65%	Muy Bueno
>65 %	Excelente

*Nota.* La tabla corresponde al rango de filtros de precorte, con el valor del filtro de precorte, en los ensayos se obtuvo un valor de 49%, dando una clasificación de “bueno”



## CAPÍTULO IV

### 4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

Las pruebas realizadas en campo cercano en una mina de pórfido de cobre en roca Andesita intrusiva (IA-SIL), permitió definir el efecto del desarrollo energético del QUANTEX®73, en la incidencia de daño generado hacia el macizo rocoso en las zonas adyacentes a los taludes, lo cual se evidencia en la capacidad del explosivo en generar una degradación geotécnica en un rango del 30% en la parte media del talud respecto al fondo, es decir los diseños en el área de influencia de taladros buffer los cuales detonan en una secuencia establecida no deberían generar un fracturamiento que supere este valor, logrando así mantener las propiedades en la matriz rocosa (módulo de Young, módulo de Poisson) siendo la variabilidad de la velocidad de onda P (en porcentaje de disminución respecto a la matriz) el mejor indicador in situ del impacto en función del fracturamiento intenso, el cual trae como consecuencia el desarrollo de los gases de manera elevada hacia el macizo rocoso observándose resultados en las paredes del pit en las cuales no se aproximan al cumplimiento de la conciliación, es decir generando daño.

#### 4.1. Análisis del criterio de daño y del ábaco

Una vez obtenida la ecuación de comportamiento de la onda en el macizo rocoso analizado, se construyen curvas que relacionan las vibraciones en función de las cargas explosivas por retardo y las distancias. Estas predicen los niveles de vibraciones a distintas configuraciones las cuales se pueden comparar con los umbrales o PPVc según el tipo de daño calculado tomando en consideración el análisis realizado en análisis de la Onda P, de esta manera se determina sus efectos dimensionados en velocidad de partícula constituyéndose en una herramienta útil para el diseño de voladura y su control en el uso eficiente de la energía del explosivo.

**Tabla 26**

*Umbrales máximos de vibraciones en matriz detrás del precorte*

Tipo de daño	Nivel de vibración	PPV (mm/s)
Intenso fracturamiento	4 PPVc	3007.1
Se crean nuevas fracturas	PPVc	751.8
Extensión fracturas pre - existentes	1/4 PPVc	187.9

*Nota.* La figura corresponde los umbrales máximos de matriz respecto a la Velocidad Pico Partícula y al tipo de daño respecto al geófono ubicado detrás del precorte

**Tabla 27:**

*Umbrales máximo de vibraciones en matriz delante del precorte*

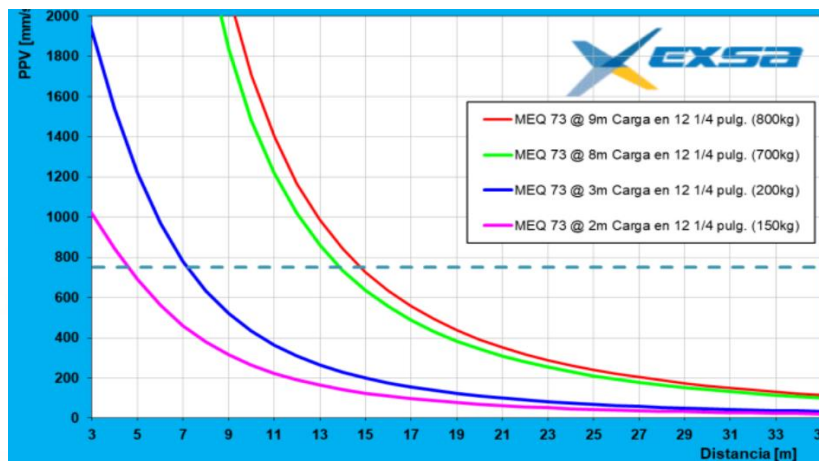
Tipo de daño	Nivel de vibración	PPV (mm/s)
Intenso fracturamiento	4 PPVc	2108.2
Se crean nuevas fracturas	PPVc	527.1
Extensión fracturas pre - existentes	1/4 PPVc	131.8

*Nota.* La tabla corresponde los umbrales máximos de matriz respecto a la velocidad pico partícula y al tipo de daño respecto al geófono ubicado delante del precorte

A continuación, se muestra el comportamiento de las vibraciones para un taladro con 150Kg, 300Kg, 700Kg, y 800Kg de carga con el uso de QUANTEX® 73. Considerando 87 kg de explosivo/m, orientado hacia el geófono detrás del precorte (G3) con una confiabilidad del 90%.

**Figura 23:**

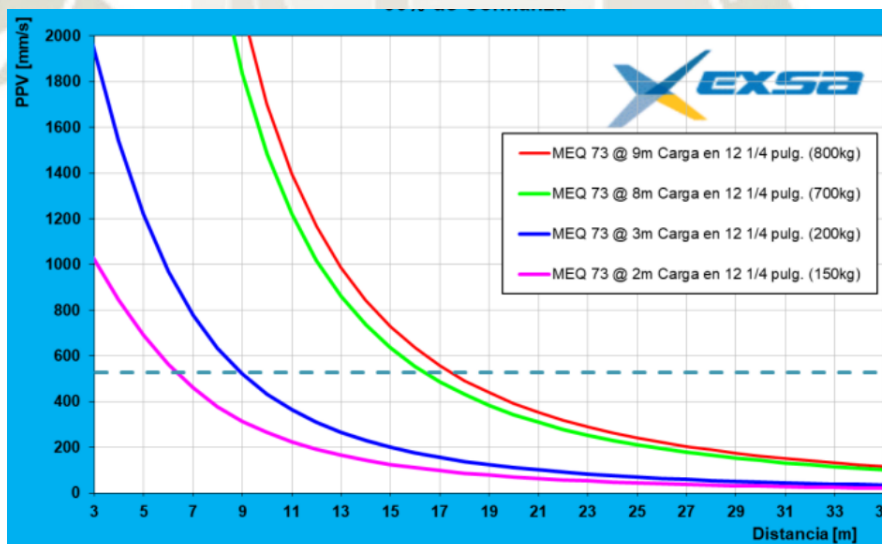
*Ábaco distancia vs cargas de roca matriz*



*Nota.* La figura corresponde al comparativo entre la carga de la roca matriz y el ábaco con la distancia de la carga explosiva del taladro

**Figura 24:**

*Ábaco distancia vs cargas de macizo rocoso*



*Nota.* La figura corresponde al comparativo entre la carga de la roca matriz y el ábaco con la distancia de la carga explosiva del taladro

Interceptando la línea punteada definida por el PPVc (751.8 mm/s), con cualquiera de las curvas mostradas, se puede estimar la distancia mínima hasta la cual se puede utilizar dicha carga explosiva, respecto de un punto o lugar que se desea cautelar. Así, por ejemplo, es posible detonar una carga de 150 kilogramos de QUANTEX®

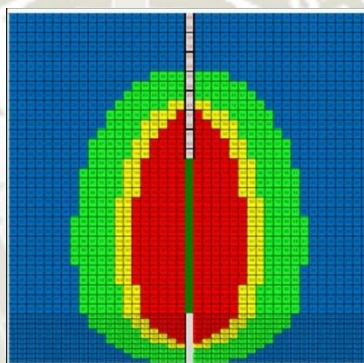
73 entre aproximadamente 4 metros a 5 metros del pie del talud, a fin de evitar sobrepasar el nivel de umbral de daño en la cual se generan nuevas fracturas (751.8mm/s), generando disminución en las propiedades física de la roca. En el caso de taladros de producción se considera la distancia con respecto a la cresta de talud.

#### 4.2. Distribución energética detrás del pre-corte (Geófono G3)

La distribución dinámica de velocidades para una carga de QUANTEX® 73 con 800 Kg en una longitud de carga de 8.7 m en IA-SIL mineral en una mina de pórfido de cobre.

**Figura 25:**

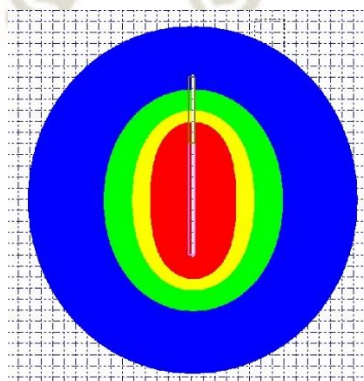
*Distribución de isovelocidades de IA-SIL*



*Nota.* La figura corresponde a la distribución de las isovelocidades de la roca andesita intrusiva sílica.

**Figura 26:**

*Distribución de energía de IA-SIL*



*Nota.* La figura corresponde a la distribución energética de la roca andesita intrusiva sílica.

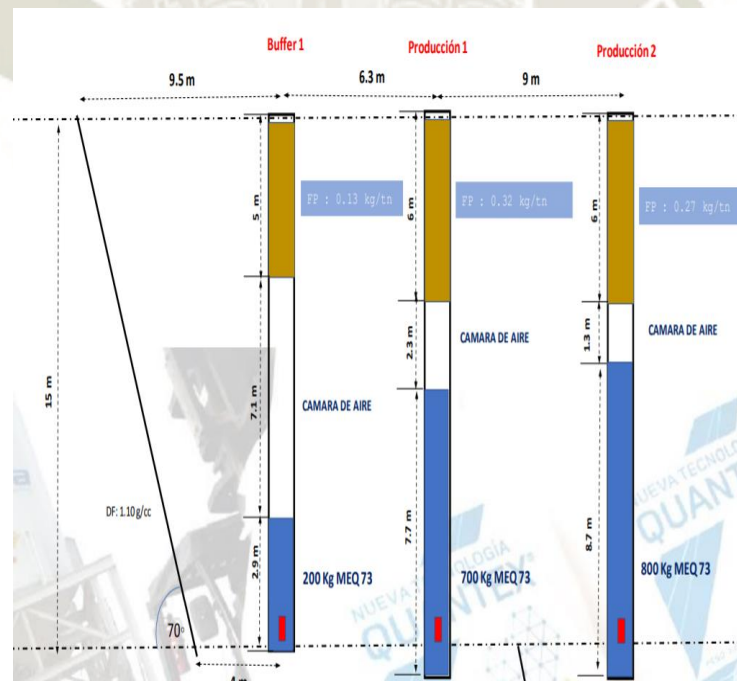
El análisis de isovelocidades nos permite definir los factores de energía en los cuales se desarrollan los indicadores de pulverización (halo rojo), trituración (halo amarillo), intenso fracturamiento (halo verde), creación de fracturas (halo azul), y dilatación de fracturamiento pre existente (halo plomo), en los cuales se distribuye la energía del explosivo aportando al proceso de fragmentación y como energía residual aquella que no participa de este proceso desarrolla la generación de impacto u posterior daño.

### 4.3. Distribución energética detrás del diseño actual

El diseño actual con la línea buffer cargado con 150Kg de QUANTEX®73, ubicada a 4.0 m respecto al toe del banco se determina que el impacto es menor, y en un catch bench de 14.25m se determina que la distancia del primer taladro de producción hacia la nueva cresta sea de 4.0 m con una profundidad de 16 m, produciendo en este punto un impacto que representa el aumento del 100% de la velocidad pico partícula de un pulso captado a 10m.

**Figura 27:**

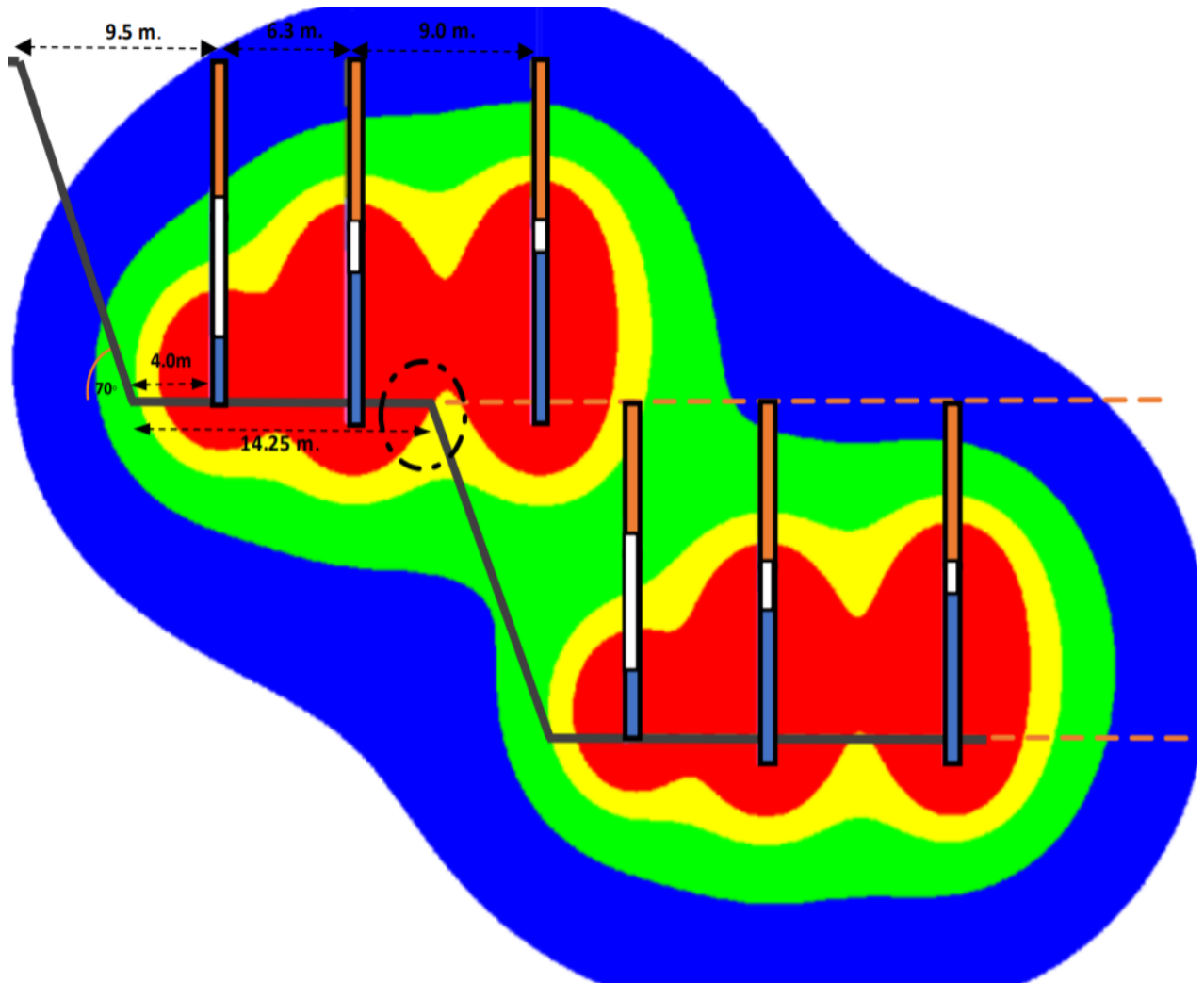
*Diseño de carga actual – Mina de pórfido de cobre*



**Nota.** La figura corresponde al diseño de las cargas de la malla de perforación en la línea de buffer, de producción 1 y de producción 2

**Figura 28:**

*Análisis de distribución de energía actual de la fase 6B2 (fondo de mina)*



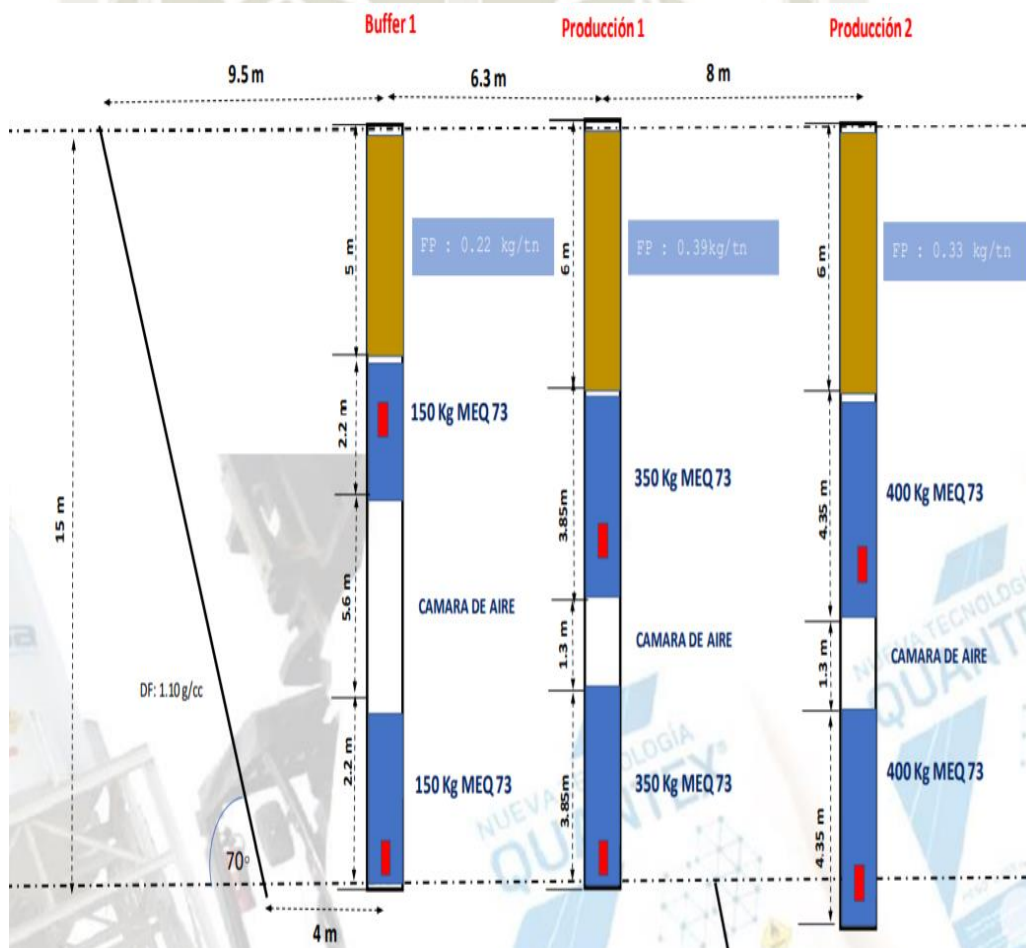
**Nota.** La figura corresponde al análisis de la distribución de energía en la fase 6B2 de la roca andesita intrusiva sílica, así como la distancia entre las líneas de buffer y de producción.

#### 4.4. Distribución energética del diseño propuesto (8M)

Al ajustar el diseño de la voladura de contorno, se considera redistribuir la carga de explosivo en la línea buffer, 150 kilogramos en fondo y en la parte superior 150 kilogramos separados 5.6 metros por una cámara de aire; en la primera línea de producción se elimina la sobreperforación, disminuyendo el impacto a la nueva cresta y respecto al diseño de carguío actual se aprecia una reducción del 90% de impacto de la velocidad pico partícula. Así mismo se reduce el espaciamiento entre taladros de producción a 8m y se redistribuye la carga con cámaras de aire de 1.3m.

**Figura 29:**

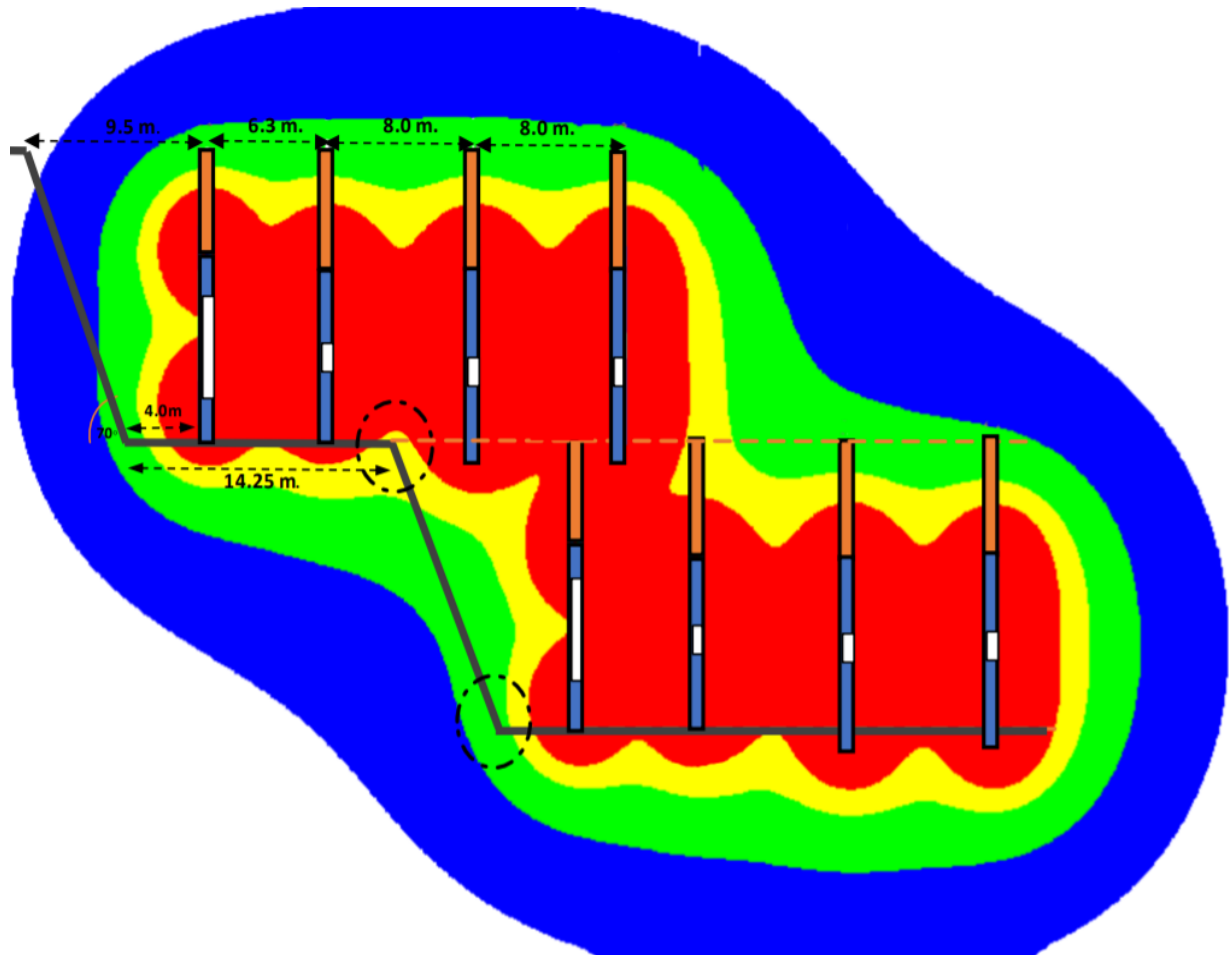
*Diseño de carga propuesto (8.0 m) – Mina de pórfido de cobre*



**Nota.** La figura corresponde al diseño de las cargas de la malla de perforación en la línea de buffer, de producción 1 y de producción 2, teniendo en cuenta que la distancia entre las dos líneas de producción es de 8 metros.

**Figura 30:**

*Distribución de energía propuesta (8m) en fase 6B2 (fondo de mina)*



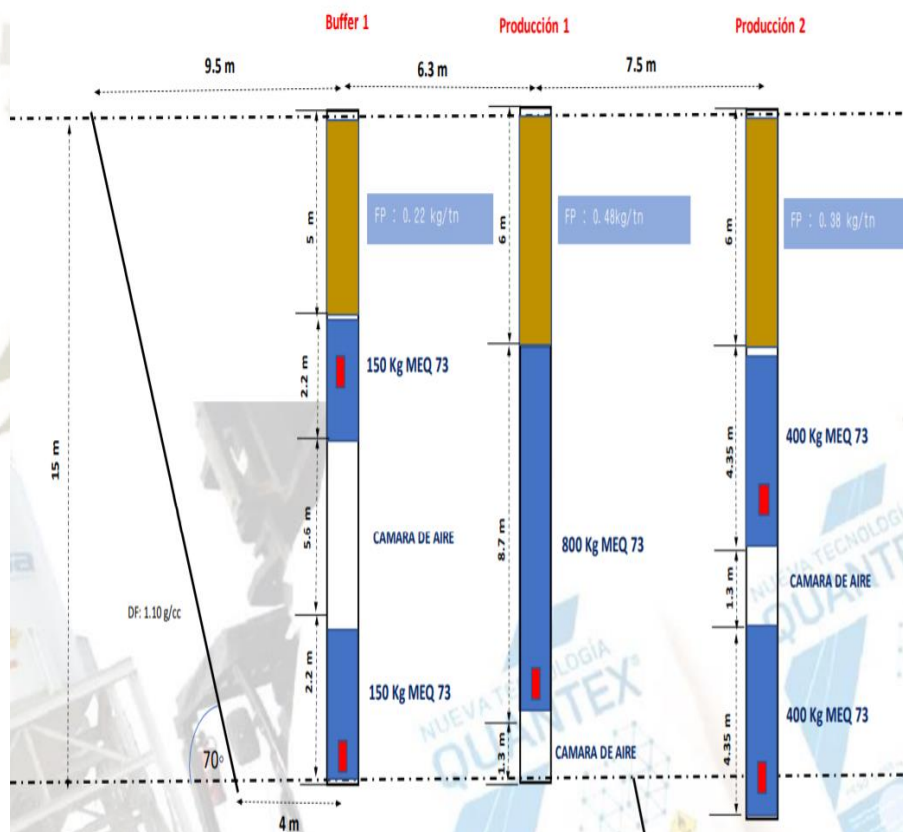
*Nota.* La figura corresponde al análisis de la distribución de energía en la fase 6B2 de la roca andesita intrusiva sílica, así como la distancia entre las líneas de buffer y de producción, considerando la distancia entre las líneas de producción de 8 metros.

#### 4.5. Distribución energética del diseño propuesto (7.5 M)

Al realizar un nuevo ajuste, se propone en la primera línea de producción distribuir la carga de 700kg con una cámara de aire en fondo de 1.3 m, se obtiene una reducción del 100% de impacto respecto al diseño original, con lo cual se disminuye el confinamiento y por ende el potencial daño por gas hacia la nueva cresta, además se reduce el espaciamiento a 7.5m y se redistribuye la carga en 400 kg en fondo del taladro y 400kg a 1.3m separados por una cámara de aire de 1.3m.

**Figura 31:**

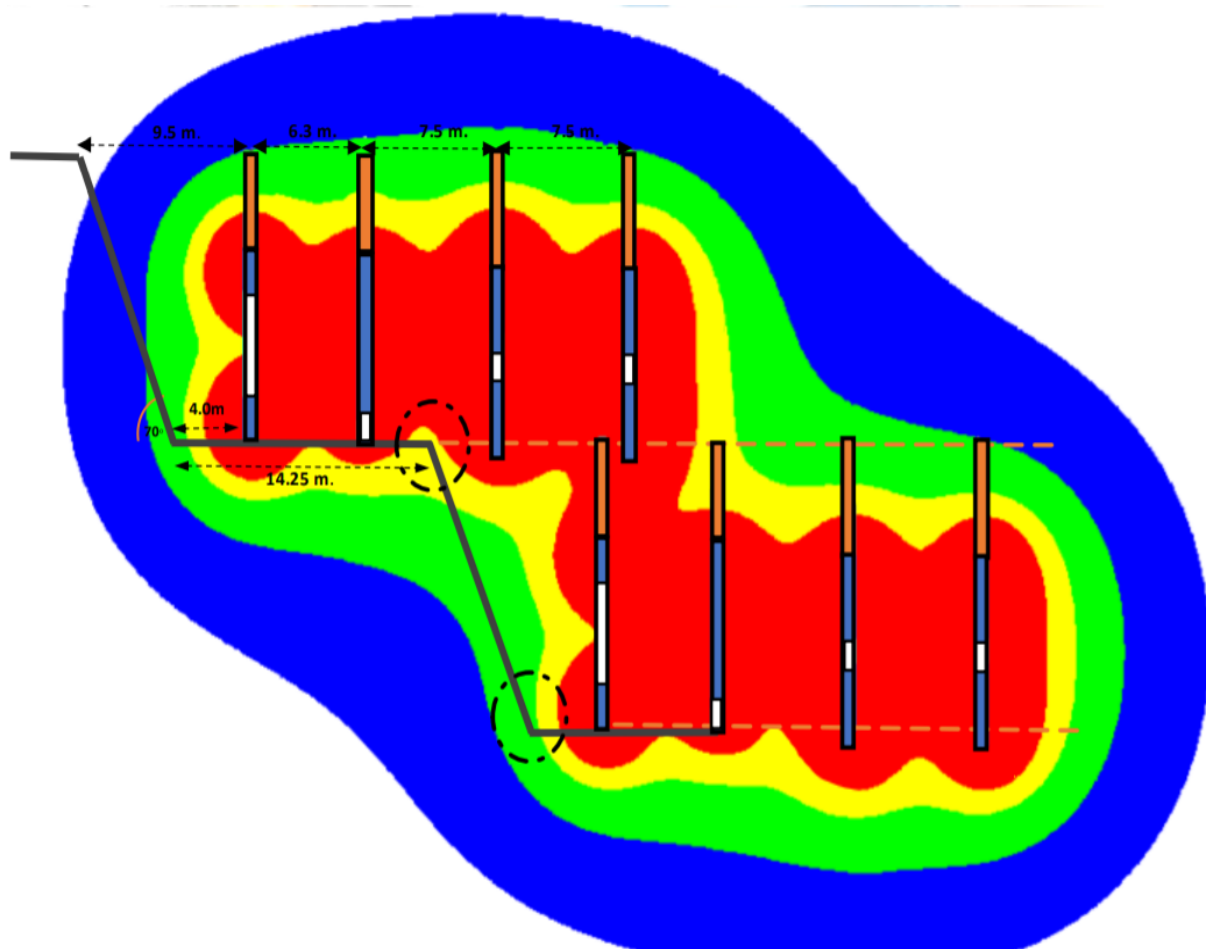
*Diseño de carga propuesto (7.5 m) – Mina de pórfido de cobre*



**Nota.** La figura corresponde al diseño de las cargas de la malla de perforación en la línea de buffer, de producción 1 y de producción 2, teniendo en cuenta que la distancia entre las dos líneas de producción es de 7.5 metros.

**Figura 32:**

*Distribución de energía propuesto (7.5m) de fase 6B2 (fondo de mina)*



*Nota.* La figura corresponde al análisis de la distribución de energía en la fase 6B2 de la roca andesita intrusiva sílica, así como la distancia entre las líneas de buffer y de producción, considerando la distancia entre las líneas de producción de 7.5 metros.

#### 4.6. Comparación entre diseño de distribución energética

El diseño actual con la línea buffer cargado con 150Kg de QUANTEX®73, ubicada a 4.0 m respecto al toe del banco se determina que el impacto es menor, y en un catch bench de 14.25m se determina que la distancia del primer taladro de producción hacia la nueva cresta sea de 4.0 m con una profundidad de 16 m, produciendo en este punto un impacto que representa el aumento del 100% de la velocidad pico partícula de un pulso captado a 10m.

Al ajustar el diseño de la voladura de contorno (diseños alternativos propuestos), se considera redistribuir la carga de explosivo en la línea buffer, 150 kg en fondo y 150kg a 5.6m en la parte superior separados por una cámara de aire; en la primera línea de producción se elimina la sobreperforación, disminuyendo el impacto a la nueva cresta y respecto al diseño de carguío actual se aprecia una reducción del 90% de impacto de la velocidad pico partícula. Así mismo se reduce el espaciamiento entre taladros de producción a 8m y se redistribuye la carga con cámaras de aire de 1.3m.

Al realizar un nuevo ajuste, se propone en la primera línea de producción distribuir la carga de 700kg con una cámara de aire en fondo de 1.3 m, se obtiene una reducción del 100% de impacto respecto al diseño original, con lo cual se disminuye el confinamiento y por ende el potencial daño por gas hacia la nueva cresta, además se reduce el espaciamiento a 7.5m y se redistribuye la carga en 400 kg en fondo del taladro y 400kg a 1.3m separados por una cámara de aire de 1.3m.

En los diseños propuesto, se recomienda el uso de las cámaras de aire porque el uso de las cámaras cumple dos funciones, siendo la principal, la de lograr un área de acumulación de gases que genere microfracturas y mantenga la energía en la zona central del taladro para lograr una buena fragmentación, sin tener una columna completa de explosivo con el consiguiente ahorro del costo. Como parte de este planteamiento, se debe considerar que la cámara de aire debe de ser de una longitud tal que no diluya demasiado la presión de los gases del explosivo dentro del taladro. (Vergara Pangué, 2016)

#### 4.7. Análisis de las ondas de Cross Hole

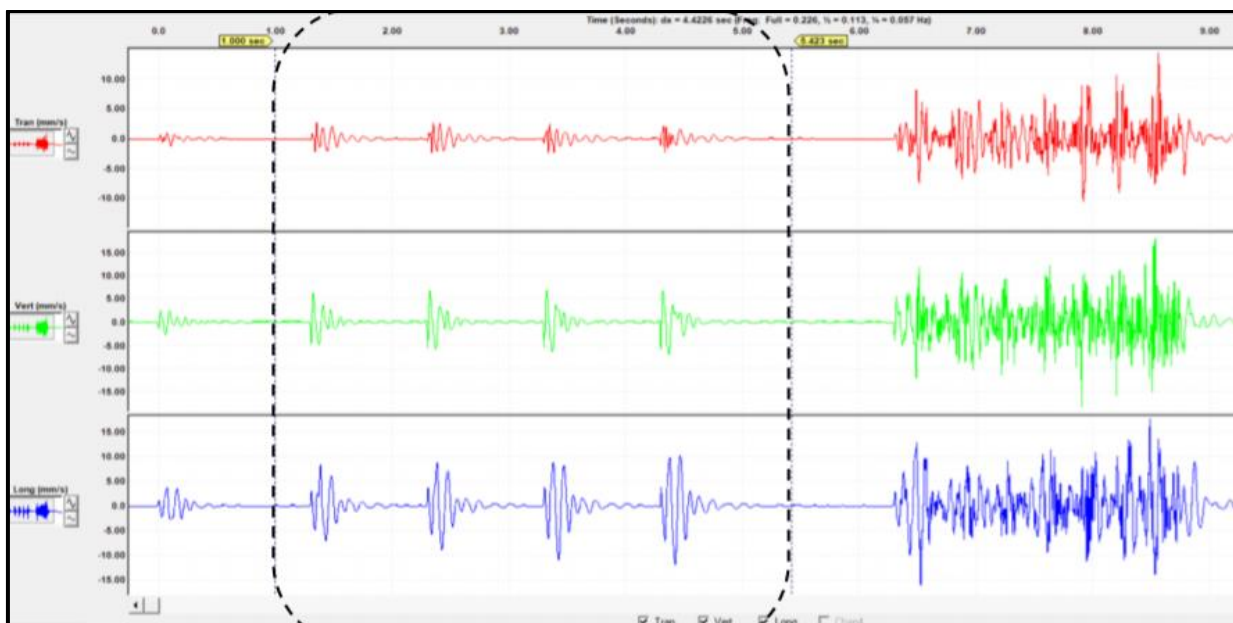
Del análisis de las ondas de vibración producto de la detonación de cada carga explosiva en una mina de pórfido de cobre, fue posible obtener además la forma de la señal que se denomina para el análisis siguiente: “onda de carga elemental en campo lejano”, para los cuatro taladros (#3577, #3578, #3579, #3580) de la Prueba Especial en el proyecto 3100 - 634.

El modelo o análisis siguiente usa una simple suma algebraica de las formas de ondas originada por cada carga explosiva dentro de una voladura, ajustando sus tiempos de llegada al punto de interés según el retardo y tiempo de viaje, para crear así la señal de vibración completa producto de la voladura o grupos de taladros en una fila. La validez de este enfoque descansa en el principio de superposición, en el cual efectos complejos de perturbación pueden ser representados con la suma de eventos simples e independientes. Este principio es valedero sólo si las ecuaciones que lo describen son lineales, de hecho, se utiliza una ecuación lineal para describir la propagación de las ondas a través de la roca. En el proceso de cálculo, se utilizan las ondas elementales que representan la señal de vibración generada por la detonación de cargas individuales, las que son combinadas de acuerdo a la secuencia de detonación, disposición geométrica, cantidad de explosivo, etc. conformando así la onda total producida por la detonación de cada fila de la voladura. (Vergara Pangué, 2016)

Con cada una de estas ondas elementales, fue posible simular la condición de 10, 20 y 30 taladros detonando, generando cada uno una señal individual equivalente en una línea de isotiempo para una secuencia de salida específica. El análisis incluyó el rango completo de valores desde 0ms hasta 100ms, cada 1ms, como resultado se obtuvo la amplificación resultante final de los taladros por fila, dada la combinación de las ondas y el eventual efecto constructivo o destructivo de estas, al producirse la mezcla de las ondas elementales, convirtiéndose en una sola onda compilada.

**Figura 33:**

*Cuatro pulsos de ondas elemento de la malla de perforación*

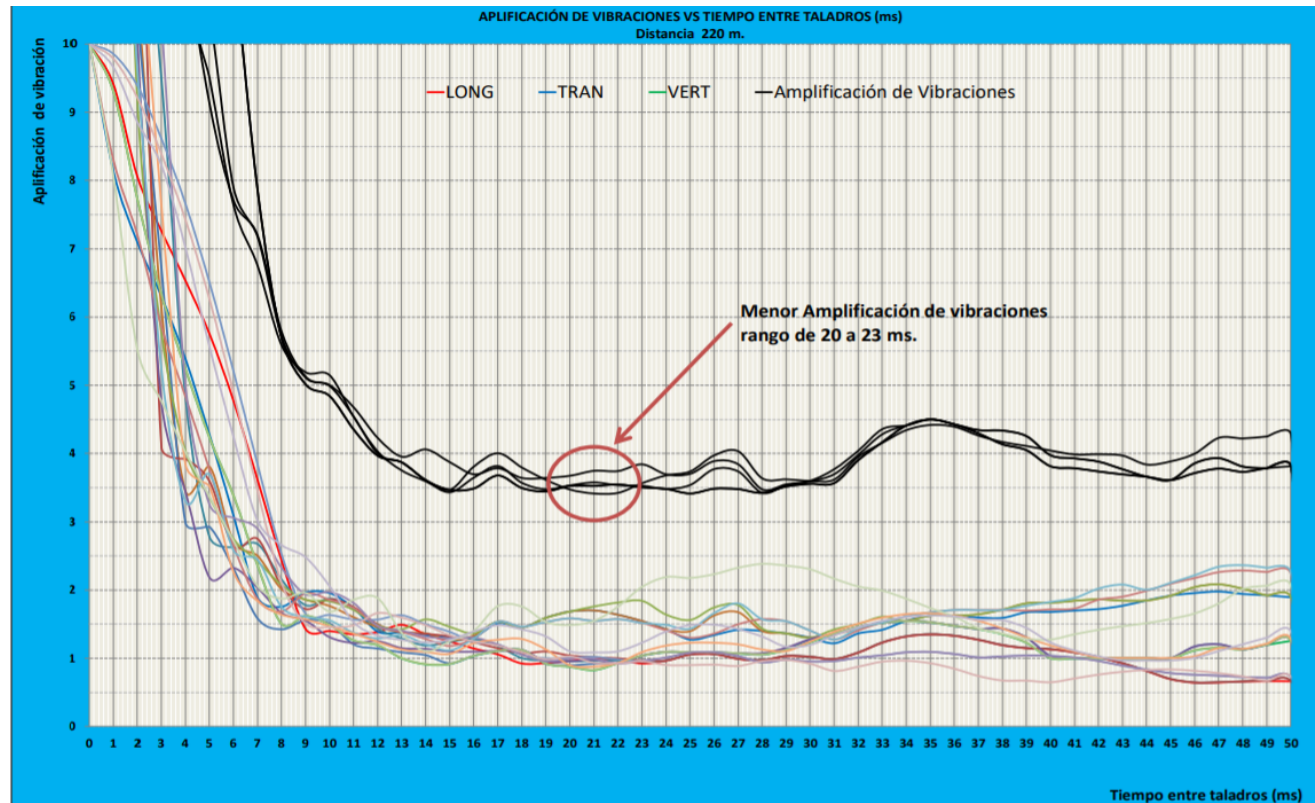


**Nota.** La figura corresponde a los cuatro pulsos registrados por el geófono de los taladros de las pruebas de Cross Hole



**Figura 34:**

*Amplificación de la vibración a una distancia de 220 metros para la fase 6B2 (fondo de mina) de una mina de pórfido de cobre*



**Nota.** La figura corresponde a la amplificación del registro de vibraciones de los geófonos tomando en cuenta una distancia de 220 metros

#### 4.8. Análisis de retardos y secuencias de iniciación

- Para el cálculo del tiempo de retardo óptimo en una secuencia determinada, la cual en característica considera la manera como se ha realizado la captura de los pulsos de onda elemental en campo lejano, la velocidad de propagación de la onda en el macizo rocoso, la forma de la onda de vibración producto de la detonación y la razón de impedancias acústicas, son parámetros decisivos en la estimación de los retardos óptimos.
- En relación a los tiempos de retardo entre taladros de una misma fila en las voladuras próximas al área de influencia en los taludes, la idea es minimizar la interacción de ondas de esfuerzo a fin que la energía dinámica asociada a los primeros instantes del proceso de detonación se interfiera generando la disminución en la generación de fracturas, manteniendo así en las zonas más débiles geotécnicamente un adecuado proceso de control en la disminución de las propiedades físicas del macizo rocoso. El desarrollo e incremento del trabajo respecto al explosivo para el proceso de fragmentación es realizado por el micro fracturamiento y la energía de gas.
- Igualmente al disminuir el grado de fracturamiento asociado al proceso de detonación (en el área de influencia respecto a los taladros en las primeras líneas de perforación hacia el talud), no permite un desarrollo abrupto del gas que se reacondiciona a generar daño cuando el fracturamiento post energía de choque es intenso, este efecto se logra dada la velocidad de propagación y la forma de las ondas razón por la cual el tiempo de retardo debe escogerse apropiadamente para aprovechar el efecto de superposición destructiva de las ondas de tensión (esfuerzo).
- Dado los análisis expuestos anteriormente, respecto a la interferencia de las ondas según el tiempo de retardo y las velocidades de propagación de ondas medidas en mina de pórfido de cobre, a opinión personal., existe una oportunidad de minimizar el efecto de la interacción de ondas y el posterior desarrollo abrupto en las mismas de los gases experimentando en forma práctica algunos cambios en los tiempos entre taladros en función a la "línea iso-tiempo" de la secuencia de salida detallada:

- Se podría evaluar ampliar el tiempo de retardo entre los taladros de la fila anterior a la fila buffer y las dos primeras filas de producción a tiempos entre 20ms, 21ms, 22ms, 23ms.
- Se recomienda aumentar el tiempo entre las dos últimas filas a 200 ms (evaluar ampliar también el tiempo entre las dos filas de producción enfrente de la fila buffer a 140 ms).
- Mantener secuencias y estrategias de iniciación según objetivos superiores del diseño (fragmentación, desplazamiento, dilución, etc.).

#### 4.9. Análisis de la eyección del taco

Para la eyección del taco se usó la fórmula de Consiste en utilizar el procedimiento establecido conjuntamente por Alan Bauer y Frank Chiappetta y se obtuvo los siguientes resultados a partir de la ecuación (11)

$$SD = \frac{D}{W^{1/3}} \quad (21)$$

**Tabla 27**

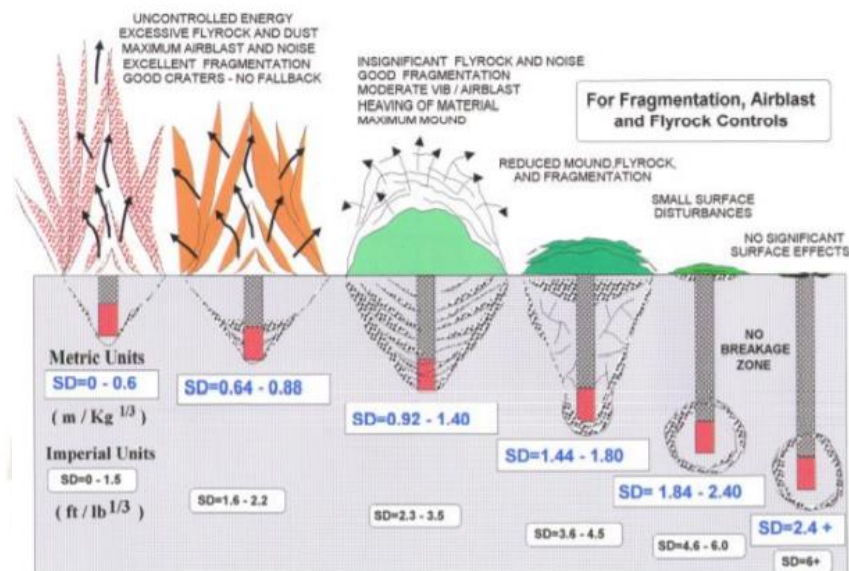
*Valores para el cálculo del SD*

Ítem	Valor	Unidad
Factor “D”	7.6	metros
Factor “W”	6.8	metros
SD	1.11	-

*Nota.* La tabla corresponde a los resultados de los valores para determinar la eyección del taco en las pruebas de Cross Hole

**Figura 35:**

*Gráfica con valores de SD*



*Nota.* La figura corresponde a los valores de SD , utilizando la fórmula de Chaprieta para el cálculo del taco del taladro. Extraído de Vergara Pangue, (2016)

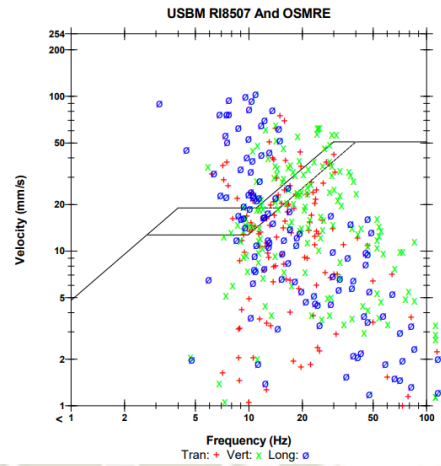
Se calcula según la ecuación (ec. 11) el valor de SD de 1.11 para los diseños de carga propuestos, y con ayuda de la figura 33 se determina que está entre los valores de 0.92 a 1.40, de modo que cada taladro rompa el mayor tonelaje, con un buen control de energía, sin proyección aérea de roca, buen esponjamiento, vibraciones y onda aérea aceptables. (Vergara Pangue, 2016)

#### 4.10. Análisis de los geófonos luego de cambiar el retardo y la carga

Como podemos apreciar en las figuras de abajo, el vector del PPV ha bajado considerablemente luego de cambiar los retardos entre filas y la carga en las columnas de carga.

**Figura 36:**

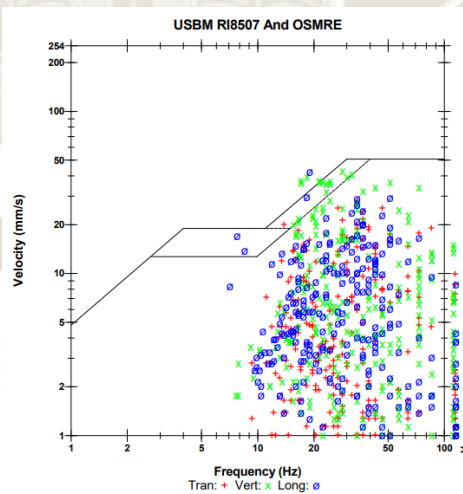
*Valor del “peak vector sum” antes de aplicar el modelo predictivo de Holmber & Pearson*



*Nota.* La figura corresponde a los valores del “peak vector sum” antes de las pruebas de Cross Hole y de obtener el modelo predictivo de Holmberg & Pearson.

**Figura 37:**

*Valor del “peak vector sum” luego de aplicar el modelo predictivo de Holmberg Pearson & Pearson*



*Nota.* La figura corresponde a los valores del “peak vector sum” después de las pruebas de Cross Hole y de obtener el modelo predictivo de Holmberg & Pearson

#### 4.11. Correlación entre base de estudio inicial y resultados finales del estudio

Como podemos apreciar en la tabla 28 y la figura 37. Tenemos nuestra gráfica de correlación lineal entre los resultados iniciales (muestra) y los resultados finales muestra, obteniendo la ecuación  $y=1.145*x$ , como podemos observar en la figura 37 de correlación lineal, tenemos un coeficiente de correlación de 0.993, esto quiere decir que hay una relación muy alta entre todos los resultados obtenidos, teniendo un incremento del 29%, por lo tanto entre la muestra y el resultado final, se puede concluir que los datos han sido bien calculados y por eso tenemos esa correlación del 0.993

Como podemos apreciar en la figura 39, tenemos nuestra línea base que son provenientes del ensayo de Cross Hole, estas son las ecuaciones de color azul y de color rojo, y luego tenemos nuestro modelo predictivo de Holmberg & Pearson que es nuestra ecuación final, que es la ecuación de color verde, nuestro modelo predictivo de H&P modificado.

Como observamos en nuestro resultado final, nuestra PPVc en nuestro modelo ajustado es de 751.8, que representa un 29% menos que la PPVc base. Al igual que nuestra velocidad de onda P, que era la línea base 3,508.23 y nuestra velocidad de onda P final que es 2,459 mm/s, que representa un 29% menos.

Por lo tanto, luego de obtener nuestro modelo predictivo, tanto nuestro PPVc como nuestra velocidad de onda P han disminuido un 29% en comparación a los datos antes del estudio.

**Tabla 28:**

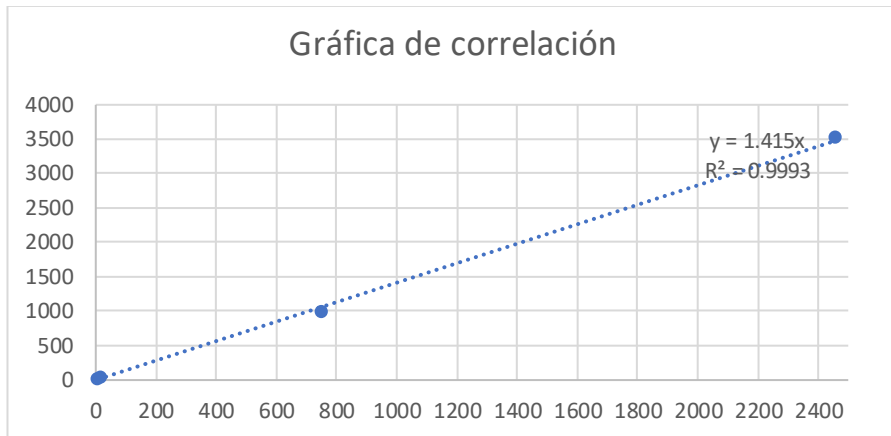
*Valores entre la muestra y los resultados finales*

ITEM	Muestra	Resultado final
Velocidad de Onda P	751.8	969.8
PPVc (ms)	2,459	3,508.2
Tiempo de retardo entre filas (ms)	20	23
Distancia a la primera línea de producción	7.5	9

*Nota.* La tabla corresponde a los datos entre los resultados de la muestra inicial y el resultado final

**Figura 38:**

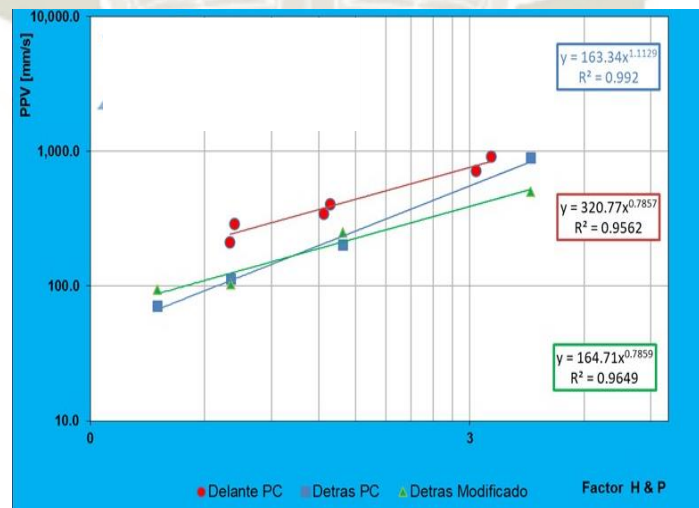
*Gráfica de correlación entre los datos iniciales y los resultados finales*



*Nota.* La figura corresponde a los datos entre los resultados de la muestra inicial y el resultado final

**Figura 39:**

*Ecuaciones de nuestro base de estudio, con nuestros modelos bases de delante y detrás del precorte y nuestro modelo predictivo final de Holmberg & Pearson*



*Nota.* La figura corresponde a los valores antes del estudio que son las ecuaciones detrás y delante del precorte (azul y rojo) y nuestro modelo predictivo que es nuestra ecuación de color verde

#### 4.12. Relación costo – beneficio

Para la relación costo – beneficio, se analizó el payload que es la carga efectiva sobre los volquetes y el digrate que son las toneladas por hora efectivas y luego esto se traduce en el procesamiento de chancado primario.

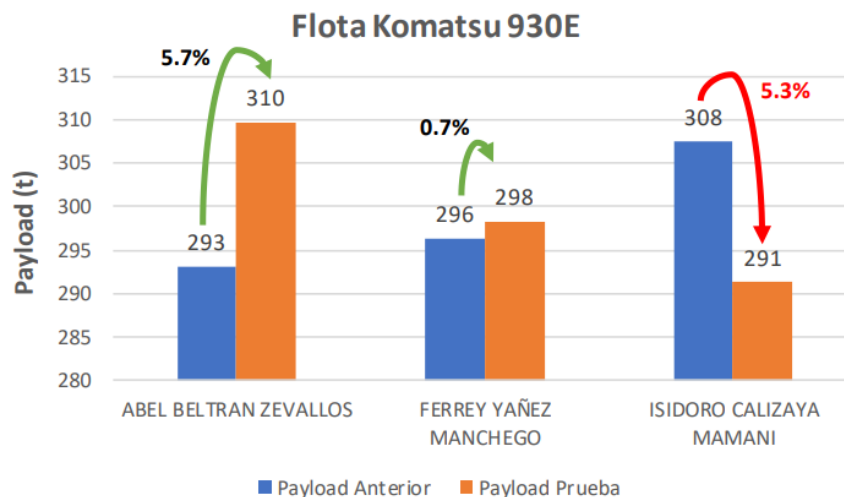
Si bien se muestra un descenso en el payload, para el caso del Sr. Isidoro, esta muestra un incremento en el digrate el cual se ve reflejado en la cantidad de unidades producidas por hora, como observamos en la figura 39 y 40.

Esto es:

- Con 308t de carga y un digrate de 9,448 t/h efectivas, la Pala 05 carga 30 volquetes.
- Con 291t de carga y un digrate de 9,737 t/h efectivas, la Pala 05 carga 33 volquetes, produciendo 3 unidades más por hora de carguío eficiente.

**Figura 40:**

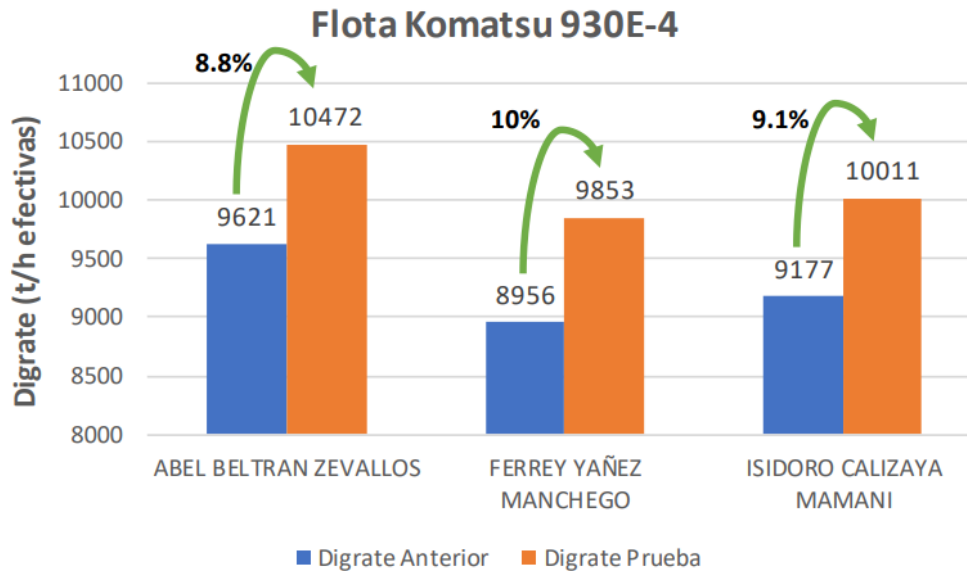
*Flota de camiones KOMATSU que minaron en la fase 6B2 luego que se realizó los cambios en el diseño de carguío para la roca andesita intrusiva sílica*



**Nota.** La figura corresponde a los valores de payload, que es la carga efectiva, de las tres personas que estuvieron minando la fase 6B2 en la unidad geológica andesita intrusiva sílica luego de cambiar la columna de carguío

**Figura 41:**

*Flota de camiones KOMATSU que minaron en la fase 6B2 luego que se realizó los cambios en el diseño de carguío para la roca andesita intrusiva sílica*



**Nota.** La figura corresponde a los valores de digrate, que son las toneladas por hora efectiva, de las tres personas que estuvieron minando la fase 6B2 en la unidad geológica andesita intrusiva sílica luego de cambiar la columna de carguío

Una producción de 03 unidades más por hora de carguío eficientes nos da un total de 60 unidades más por hora de carguío eficientes, dando un total de 5,780 toneladas más en las 20 horas efectivas de trabajo, por los 5 días de minado son 28.900 toneladas

En la mina de pórfido de cobre, el costo de US\$/tonelada es de 1.576 US\$/ton, esto basándonos las minas de pórfido de cobre a gran minería en Moquegua, por lo tanto, multiplicando las 28,900 toneladas por 1.576 US\$/ton nos da un total de US\$ 45,546.4.

El presupuesto del proyecto según el anexo 07 es de US\$ 23,277, y obtenemos un ahorro de US\$ 22,269.4 en este proyecto volado. Es recomendable hacer un estudio para el futuro ahorro de minado para los siguientes proyectos que se realicen en la misma unidad geológica, andesita intrusiva sílica

## CONCLUSIONES

El modelo final de Holmberg & Pearson (H&P) es el siguiente:  $y = 164.71 * x^{0.786}$ , donde se obtuvo el valor de  $k = 164.71$  y de  $\alpha$  de  $0.786$ , con este valor nuestro modelo predictivo de Holmberg & Pearson alcanza una confiabilidad del 90%, donde  $K$  es nuestro factor de amplitud con un valor de  $164.71$  y  $\alpha$  nuestra constante geológica con un valor de  $0.786$ . Además, al realizar el análisis comparativo entre las ecuaciones H&P ante los puntos delante y detrás del precorte ajustado se define una variación porcentual del filtro precorte obtenido de la diferencia para el valor de  $K$  en 49%, es decir la presión de detonación como un valor de esfuerzo (onda de choque) se reduce en la parte detrás del precorte respecto a la parte delante del precorte, generando esto menor fracturamiento.

Se evidencio a partir de las ecuaciones de Holmberg & Persson (H&P), se modelaron las vibraciones, con los valores de  $(K)$  y  $(\alpha)$  que son constantes que describen el comportamiento del explosivo en el medio rocoso (interacción roca y el explosivo), definiendo para el caso del QUANTEX®73 para la zona de medición detrás del precorte un valor de  $(K)$  igual a  $163.34$ , y un valor de  $(\alpha)$  igual a  $1.113$ , de igual manera para la zona delante del precorte el valor de  $(K)$  se define en  $320.77$ , y un valor de  $(\alpha)$  igual a  $0.7857$ , para los valores que describen la interacción roca & explosivo, definidos para el explosivo QUANTEX®73, se concluye que el valor de  $(K)$  con un valor entre  $163.34$  y  $320.77$ , por lo tanto, se afirma la hipótesis que a mayor impacto sobre el talud, aumentó la velocidad pico partícula y se obtuvo un modelo de predicción de Holmberg & Pearson usando el método de Cross Hole.

El valor obtenido de  $V_p$  en macizo rocoso es de  $2,459.61$  m/s y el valor de  $V_p$  de matriz rocosa se obtiene con datos obtenidos en laboratorio que nos brinda el área de geotecnia, teniendo un valor de  $V_p$  de  $3508.23$  m/s, donde el porcentaje de degradación geotécnica es de 30%, por lo tanto, la  $V_p$ .

De los ábacos de diseño producto de relacionar las velocidades pico partícula vs la distancia, considerando la velocidad crítica a nivel de matriz en  $751.8$  mm/s se llega a la conclusión que con el uso del QUANTEX®73 al detonar entre  $200$  kg, la distancia no debería de ser menor en promedio de  $7$  m de distancia, de esta manera no se sobrepasara la velocidad crítica en la cual se vence la resistencia tensional dinámica de la roca, de igual manera considerando el valor de la velocidad crítica de macizo rocoso disturbado calculada en  $527.1$  mm/s, el cual se diferencia de la matriz por el efecto de degradación u

fracturamiento pre existente producto de los esfuerzos post voladura, se debería considerar para el mismo patrón de cargas una distancia de 9 m , a fin de no generar un impacto sobredimensionado en las paredes del pit.

Los tiempos de retardo entre taladros de la fila anterior a la fila buffer y las dos primeras filas de producción a utilizar serán 20ms, 21ms, 22ms, 23ms para distancias menores a 220 m, es importante monitorear en campo cercano evidenciando las velocidades pico alcanzadas mediante lo sugerido. Por lo tanto, a mayor velocidad pico partícula, mayor será el daño sobre el talud y el tiempo de retardos entre filas y taladros.



## RECOMENDACIONES

Se recomienda el uso de la propuesta que propone en la primera línea de producción distribuir la carga de 700kg con una cámara de aire en fondo de 1.3 m, se obtiene una reducción del 100% de impacto respecto al diseño original, con lo cual se disminuye el confinamiento y por ende el potencial daño por gas hacia la nueva cresta, además se reduce el espaciamiento a 7.5m y se redistribuye la carga en 400 kg en fondo del taladro y 400kg separados por una cámara de aire de 1.3m. Esta propuesta ayuda al cuidado del talud, minimizando el impacto en la nueva cresta y toe del nivel inmediato inferior, además la distribución de cargas por cámaras de aire mejora la fragmentación como se puede apreciar en la simulación por halos de energía.

Para el filtro precorte se debe reducir el factor de potencia, para aumentar la  $\Delta\%$  de (K) al 60% que es el indicativo del filtro precorte Muy bueno.

Se sugiere utilizar diámetros de taladros para precorte de 5" con inclinación igual al ángulo de cara del banco, en este caso, el plan de minado tiene un ángulo de cara del banco de 70°, por lo tanto, es recomendable, realizar la perforación con ángulos de 70°, esto permite un buen desacople y presión de barreno óptimo según resistencia de la roca. Para determinar el espaciamiento entre taladros de precorte se sugiere realizar simulaciones a través de halos de energía, y un estudio considerando las características geotécnicas de cada UGB y sus orientaciones estructurales.

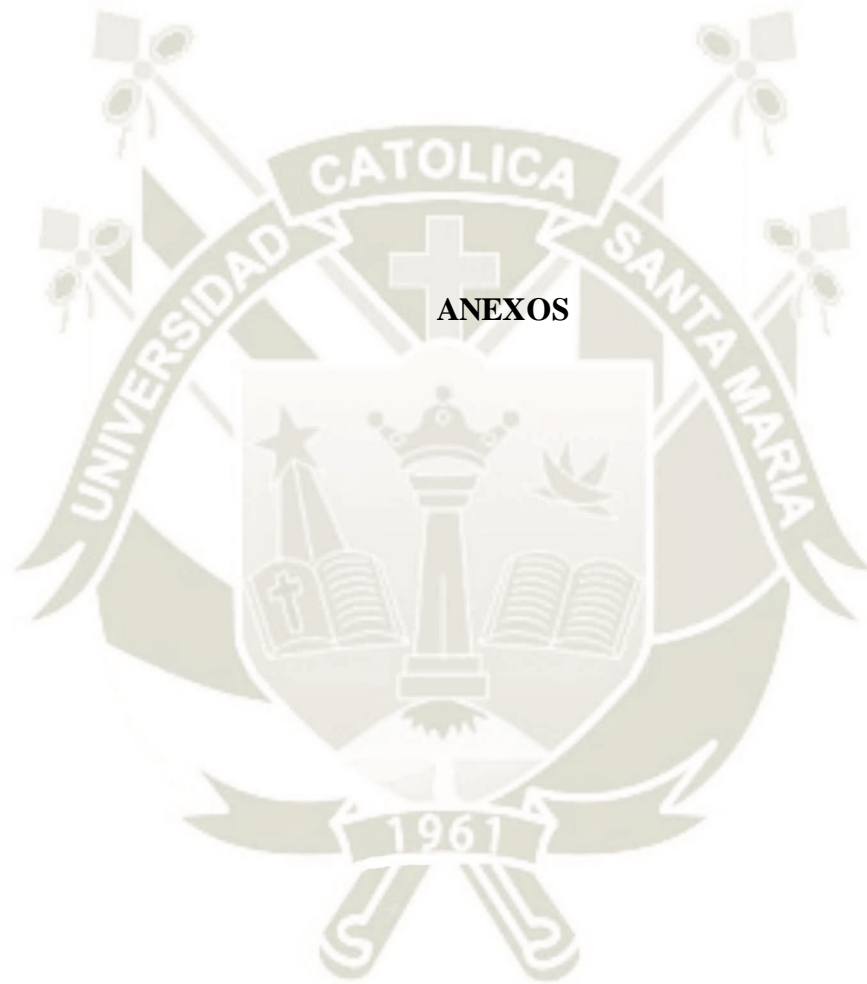
Se recomienda aumentar el tiempo entre las dos últimas filas cercanas al talud en 140 ms

Se recomienda la implementación de una herramienta de Wall control para verificar la aplicación de las alternativas de los diseños en función al factor de condición, igualmente apoyarnos en la conciliación de taludes a fin de verificar el porcentaje de cumplimiento en los diseños establecidos inicialmente en la línea de programa , catch bench, IRA, BFA, en función a los diseños establecidos en el presente estudio.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS


- Acca, W. (2017). *Modelamiento del parámetro velocidad pico partícula, a partir del monitoreo de vibraciones por voladura para la reducción del daño al macizo rocoso, usando registros sísmicos - mina Untuca*. Arequipa: Repositorio de tesis de la UNSA.
- Arce, V., & Bringas, C. (2020). *Incidencia de la tecnología plasma en la variación de los efectos de las vibraciones producidas por operaciones de voladura en minería superficial*. Cajamarca: Repositorio de tesis de la Universidad Nacional de Cajamarca.
- Asociación Chilena de Ingenieros Explosivistas A.G. (2018). *Fragmentación & explosivo de alta VOD & minería sustentable*. Chile: ASIEX.
- Bobadilla, Y. (Marzo de 2016). Modelamiento predictivo de vibraciones en campo lejano para el control de daño en chancadora primaria y poza pop up en la unidad minera Lagunas Norte. Trujillo, Trujillo.
- Contreras, W. (2014). Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones. Lima: Repositorio Universidad Nacional de Ingeniería (UNI).
- Delgado, A. (2014). *Estrategias en el diseño de perforación y voladura para estructuras aledañas controlando vibraciones y rocas al aire en minas a tajo abierto*. Arequipa: Repositorio de tesis de la UNSA.
- Halatchev, R. A., & Knights, P. F. (2007). Spatial variability of shovel dig performance. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 21(4), 244-261.
- International Society of Explosives Engineers: ISEE. (2016). *The Blasters' Handbook 18th Edition*.
- Mamani, M. (2019). Caracterización geomecánica. Puno, Perú: Universidad Nacional del Altiplano.
- OG Capacity. (26 de Julio de 2020). Capítulo I: Teoría de las Vibraciones (Vibraciones de un pozo y tronaduras completas). Santiago de Chile, Chile: OG Capacity.

- Pampacata, L. (2015). *Análisis de vibraciones inducidos por la voladura de rocas en cantera Atocongo en zonas cercanas a poblaciones*. Lima: Repositorio de tesis de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI).
- Quiroz, C. (Noviembre de 2014). *Monitoreo de vibraciones causadas por voladuras en taludes*. Trujillo, Trujillo, Perú: Universidad Privada del Norte.
- Randall, P. (2015). *Empleo de detonadores electrónicos para optimizar la fragmentación en sector yeso anhidrita en mina modelo a tajo abierto - Toquepala*. Arequipa: Repositorio de tesis de la UNSA.
- Segarra. (2014). *Análisis experimental de la fragmentación, vibraciones y movimiento de la roca en voladuras a cielo abierto*. Madrid: Repositorio de tesis de la Universidad Politécnica de Madrid.
- Segarra, P., Sanchidrián, J., & Castillo, D. (2019). *Efecto del acoplamiento sensor-roca en la medida de vibraciones por voladura*. Madrid: Revista de minería de la universidad Politécnica de Madrid.
- Vergara Pangué. (2016). *Manual de Voladura de Enaex*. Obtenido de <https://es.slideshare.net/AlfredoPangué/manual-de-tronadura-enaex>



**Anexo 1:**

**Desarrollo del carguío de la malla de producción 3100 – 634 y los taladros de pruebas para los ensayos de Cross Hole**

		<b>REPORTE DIARIO DE CARGUIO Y DISPARO</b>													<b>CUA-F-076</b>		
															<b>EDICION 01</b>		
<b>Proyecto:</b>		<b>3100 - 634</b>			<b>SUPERVISOR:</b>		<b>M. Gonzalez</b>			<b>Firma</b>							
<b>Perforadora:</b>		<b>13</b>			<b>RESIDENTE:</b>		<b>J. Franco</b>			<b>Firma</b>							
<b>ITEM</b>	<b>FECHA</b>	<b>Produccion</b>			<b>CAMIONES</b>						<b>Tapador</b>	<b>Booster</b>	<b>Fanel</b>	<b>IKON</b>	<b>Back UP</b>	<b>DÍA DISPARO</b>	<b>OBSERVACIONES</b>
		<b>Taladros Proyectados</b>	<b>Taladros Cargados</b>	<b>Taladros por cargar</b>	<b>Q34</b>	<b>Q33</b>	<b>ANFO</b>	<b>Titan</b>	<b>Famesa</b>	<b>Total Taladros Cargados</b>							
<b>1</b>	10/10/2019	134	60	74	21	18	21	0		60	A. Paredes	60	15	60			
<b>2</b>	11/10/2019	134	134	0	23	20	0	31		74	E. Toledo	74	4	74			
<b>3</b>	17/10/2019	134	134	0	0	0	0	0		0		2	0	5		X	Se usaron 2 booster y 5 Ikon para las pruebas. 10 Famecortes para los taladros de precorte para la prueba.
<b>TOTAL CONSUMIDO PROYECTO</b>					<b>44</b>	<b>38</b>	<b>21</b>	<b>31</b>	<b>0</b>	<b>134</b>	<b>0</b>	<b>136</b>	<b>19</b>	<b>139</b>	<b>0</b>		

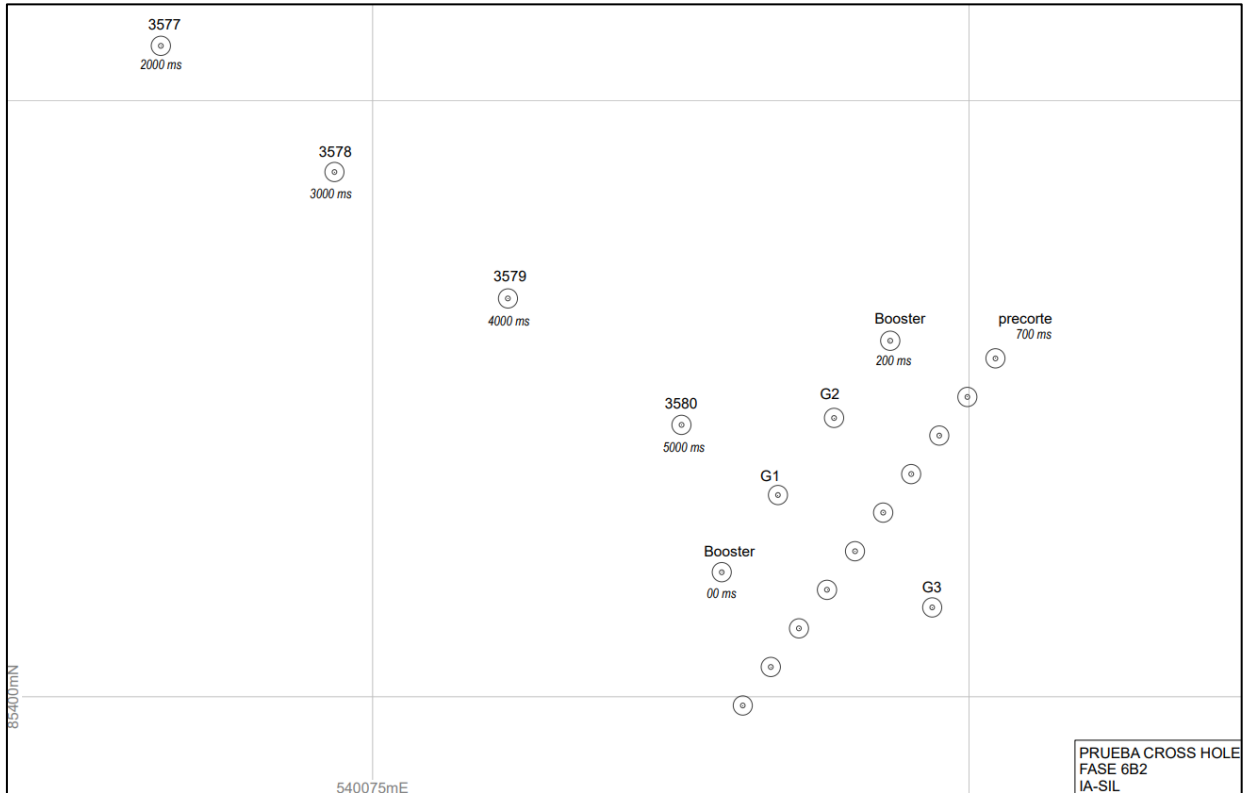
Fuente: Asistencia Técnica de Exsa





**Anexo 4:**

**Ubicación de los taladros de Cross Hole en la malla del proyecto 3100-634**



**Anexo 5:**

**Análisis en cámara rápida del disparo de la malla de perforación del proyecto 3100-634 y los taladros de pruebas de Cross Hole**



.Fuente: Asistencia Técnica de Exsa



**Anexo 6:**

**Cronograma de actividades para el proyecto de los ensayos de Cross Hole en una mina de pórfido de cobre**

Etapas del proyecto	MES 01				MES 02				MES 03			
	Sema na 01	Sema na 02	Sema na 03	Sema na 04	Sema na 01	Sema na 02	Sema na 03	Sema na 04	Sema na 01	Sema na 02	Sema na 03	Sema na 04
1. Elaboración del proyecto												
a. Elaboración del presupuesto para las pruebas de campo cercano	X	X										
b. Presentación del proyecto a gerencia mina		X										
c. Coordinación con gerencia mina para determinar la zona de estudio		X	X									
d. Envío de materiales para las pruebas de campo cercano				X								
2. Trabajos de campo y gabinete												
a. Voladura de prueba para campo cercano					X							
b. Captura de ondas elementales en campo cercano.						X						
c. Análisis de registros							X					
3. Evaluación de taludes												
a. Conciliación con el área de perforación y disparos sobre los nuevos diseños propuestos								X	X			
4. Evaluación de informe final												
a. Entrega del informe a la unidad minera									X	X		

**Anexo 7:**  
**Presupuesto para el proyecto de los ensayos de Croo Hole en una mina de pórfido de cobre**

1.1 Depreciación de los equipos	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)	Meses	Días utilizados	Costo de la prueba (US\$)
Cajas enlace geófono - Sismógrafo	2	3,200	6,400	6	8	281
Cable trigger	2	1,600	3,200	6	8	140
Software Blastware	1	3,038	3,038	12	10	83
Software JK Simblast	1	17,400	17,400	12	10	477
Instantel para medición de vibraciones Pro-6	2	21,900	43,800	12	8	960
Laptop	1	1,500	1,500	12	15	62
<b>Total</b>						<b>2,002</b>
1.2 Mantenimiento de equipos y materiales	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)	Meses	Días utilizados	Costo de la prueba (US\$)
Cajas enlace geófono - Sismógrafo	2	15%	960	12	8	21
Instantel para medición de vibraciones Pro-6	2	15%	6,570	12	8	144
Laptop	1	15%	225	12	8	5
<b>Total</b>						<b>170</b>
1.3 Consumibles	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)			Costo de la prueba (US\$)
Cable multifilar	1	500	500			500
Geófonos campo cercano	3	2,500	7,500			7,500
Tubería de PVC de 1/4" de diámetro x 5 m de largo	6	50	300			300
Cemento/pegamento para PVC	2	10	20			20
Cemento de alta resistencia (42.5 kg)	6	50	300			300
Cinta ploma "Duck Tape"	1	2	2			2
Cinta aislante	5	2	10			10

1.3 Consumibles	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)			Costo de la prueba (US\$)
Acelerante de fraguado (Sika)	3	40	120			120
Sierra (con su arco) adecuada para cortar PVC	1	20	20			20
Transporte de materiales a mina	1	100	100			100
<b>Total</b>						<b>8,872</b>
1.4 Costos del personal	Unid.	(US\$)	Total Planilla (US\$)		Días	Costo de la prueba (US\$)
Ingeniero Asistencia Técnica - Especialista	1	9,500	9,500		15	4,750
Ingeniero Asistencia Técnica - Campo	1	9,500	9,500		15	4,750
<b>Total</b>						<b>9,500</b>
1.5 Otros gastos	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)	Meses	Días	Costo de la prueba (US\$)
Equipos de seguridad EPP	2	800	1,600	12	8	35
Pasajes externos para el personal - incluye pasaje aéreo	2	300	600			600
Gastos por trámites, ingreso a mina del personal	2	50	100			100
Alimentación externa	2	25	50		15	750
Alojamiento externo	2	40	80		15	1,200
<b>Total</b>						<b>2,685</b>
1.6 Seguro de los equipos	Unid.	Costo Unitario (US\$)	Costo total (US\$)	Meses		Costo de la prueba (US\$)
Equipos	1	82,340	0.70%	12		48
<b>Total</b>						<b>48</b>
Costos del proyecto sin IGV (US\$)						<b>23,277</b>

**Anexo 8:**

**Instalación del geófono en fase 6B2 para los ensayos de Cross Hole**

