

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto  
en la roca tipo III, en la UM. Inmaculada – Cia. Minera Ares S.A.C.**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Abad Derseo ESTRADA VARGAS**

**Asesor:**

**Ing. Julio César SANTIGO RIVERA**

**Cerro de Pasco – Perú - 2024**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto  
en la roca tipo III, en la UM. Inmaculada – Cia. Minera Ares S.A.C.**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

Mg. Vicente Cesar DAVILA CORDOVA

PRESIDENTE

---

Mg. Silvestre Fabián BENAVIDES CHAGUA

MIEMBRO

---

Mg. Nelson MONTALVO CARHUARICRA

MIEMBRO



Firmado digitalmente por CONDOR  
SURICHAGUI Santa Silvia FAU  
20154605046 soft  
Motivo: Soy el autor del documento  
Fecha: 18.07.2024 13:00:04 -05:00



**Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión**  
**Facultad de Ingeniería de Minas**  
**Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas**



## INFORME DE ORIGINALIDAD N° 032-2024

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bach. ESTRADA VARGAS, Abad Derseo**

Escuela de Formación Profesional  
**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:  
**Tesis**

Título del trabajo  
**“ESQUEMA DE VOLADURA Y CONTROL DE VIBRACIONES PARA REDUCIR EL IMPACTO EN LA ROCA TIPO III, EN LA UM. INMACULADA – CIA. MINERA ARES S.A.C. ”**

Asesor:  
**Ing. Julio César SANTIAGO RIVERA**

Índice de Similitud: **4%**

Calificativo  
**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 18 de julio de 2024.

Sello y Firma del responsable  
de la Unidad de Investigación

## **DEDICATORIA**

Con mucho respeto y gratitud a aquellos cuya guía e influencia han sido pilares fundamentales en mi desarrollo académico. A mis profesores y mentores, cuya sabiduría, dedicación y exigencia me han impulsado a superar mis propios límites, inculcándome no solo conocimientos técnicos, sino también una ética de trabajo profunda y un compromiso inquebrantable con la excelencia.

## **AGRADECIMIENTO**

Un especial agradecimiento a la universidad, por los recursos y el entorno académico el desarrollo de esta investigación. La infraestructura, acceso a bibliografía relevante y soporte administrativo han sido pilares en el desarrollo de este proyecto.

## RESUMEN

En la Mina Inmaculada, las formaciones mineralizadas están predominantemente rodeadas por rocas con una clasificación geomecánica que varía de Media a Mala (con un Rango de Clasificación de Masas de Roca, RMR, entre 21 y 45). Esto ha llevado a que las excavaciones para la extracción minera se diseñen bajo el criterio de “Estabilidad con Apoyo”, implicando la necesidad de implementar medidas de sostenimiento. Asimismo, se establece que el tamaño máximo de las excavaciones mineras (antes de proceder al relleno) no debe exceder los límites de estabilidad del radio hidráulico, que se estiman de alrededor de 3.6 metros.

Las voladuras no controladas que se realizan en la mina son proclives a ocasionar daños en el macizo remanente (ej. sobre excavación y problemas de inestabilidad)

También se requiere mejorar prácticas operativas no adecuadas mediante la supervisión con personal capacitado (ej. durante el carguío de taladros se incurre en distribuciones de carga y factores de potencia susceptibles a ser mejorados).

Se requiere introducir en la malla, taladros perimetrales con menores cargas lineales (el ancho de explotación permite considerar esta medida que ayudará a reducir el impacto de la voladura en las rocas encajonantes).

Existe una recomendación consistente en detonar por partes el tajo (primero el slot y zanja, y después las filas), como esta secuencia resta dinamismo al proceso de explotación. Mina Inmaculada desea levantar (eliminar) las restricciones que impiden la voladura de tajo completo (TC).

Se monitoreo una detonación de TC que cual arrojó alta vibración (equivalente un microsismo de 3 ML de magnitud Richter). Con este nivel de magnitud sísmica, durante el evento, el sostenimiento podría ser poco efectivo

La alta vibración registrada en el monitoreo de la detonación de Tajo Completo, se la puede considerar anómala, (solo se tiene un registro de vibración) sería aconsejable ampliar el monitoreo de vibraciones para complementar este proyecto.

Creemos que la voladura de Tajo Completo es posible, con las siguientes restricciones:

- a) Continuar el monitoreo de vibraciones a fin de determinar: Después de cuantas filas se produce la máxima vibración.
- b) Rediseñar el esquema de voladura para que genere mínima vibración (se tendrá en cuenta la distribución de carga, el factor de potencia, carga lineal).
- c) Seleccionar el periodo de retardo que mejor se adapte a las características de vibración del lugar, además el tiempo de retardo entre taladros deberá ser constante.

**Palabras Claves:** Esquema de Voladura, Control de Vibraciones, Roca Tipo III.

## **ABSTRACT**

At the Inmaculada Mine, the mineralized formations are predominantly surrounded by rocks with a geomechanical classification ranging from Medium to Poor (with a Rock Mass Rating Range, RMR, between 21 and 45). This has led to excavations for mining extraction being designed under the criterion of "Stability with Support", implying the need to implement support measures. Likewise, it is established that the maximum size of mining excavations (before backfilling) must not exceed the stability limits of the hydraulic radius, which are estimated to be around 3.6 meters.

Uncontrolled blasting in the mine is prone to cause damage to the remaining massif (e.g. over-excavation and instability problems).

There is also a need to improve inadequate operating practices through supervision with trained personnel (e.g., during drill loading, load distributions and power factors that could be improved).

It is required to introduce in the mesh, perimeter drills with lower linear loads (the width of exploitation allows considering this measure that will help to reduce the impact of blasting in the encasing rocks).

There is a recommendation to detonate the pit in parts (first the slot and trench, and then the rows), as this sequence reduces the dynamism of the mining process. Mina Inmaculada wishes to lift (remove) the restrictions that prevent full pit blasting (CT).

A CT blast was monitored and resulted in high vibration (equivalent to a 3 ML Richter magnitude microseismic). At this level of seismic magnitude, during the event, shoring could be ineffective.

The high vibration recorded in the monitoring of the Tajo Complete detonation can be considered anomalous, (only one vibration record) it would be advisable to extend the vibration monitoring to complement this project.

- a) Continue vibration monitoring in order to determine: after how many rows the maximum vibration occurs.
- b) Redesign the blasting scheme to generate minimum vibration (load distribution, power factor, linear load).
- c) Select the delay period that best suits the vibration characteristics of the site, also the delay time between holes should be constant.

**Keywords:** Blasting Scheme, Vibration Control, Rock Type III.

## INTRODUCCION

En la Mina Inmaculada se aplica la técnica de Sublevel Stopping para la extracción minera, utilizando pasta de relleno cementado para ocupar los espacios vacíos resultantes de dicha actividad. Para organizar los paneles de extracción, se realizan subniveles con dimensiones de 4.5 m por 4.5 m, distribuidos a intervalos de 25 m en vertical. Dado que las operaciones de perforación se ejecutan en forma paralela y no radial, las dimensiones de estos subniveles se amplían hasta alcanzar el ancho del panel o veta (6 m o más), facilitando así la perforación de taladros en paralelo.

La extracción del mineral se efectúa mediante voladuras controladas utilizando taladros de gran longitud, con  $\varnothing$  de perforación de 76 mm - 64 mm y emulsiones explosivas de alta velocidad de detonación. Se observan fallas abiertas, rugosas y paralelas a la veta en la caja techo cercana, lo cual incrementa el riesgo de desestabilización debido al impacto de las voladuras intensas.

La roca encajonante y el mineral, en su mayor parte, presentan un índice de calidad geomecánica, según Bieniawsky, en el rango de 21 a 45 (RMR), lo que indica la necesidad de un radio hidráulico de estabilidad (RH) de aproximadamente 3.6 m. Considerando la separación vertical de 25 m entre subniveles, la longitud máxima de corte antes del relleno debe limitarse a entre 8 y 10 m para no exceder el límite de estabilidad del RH.

Las detonaciones enérgicas y la secuenciación de la activación de las distintas partes de la configuración de perforación y voladura son factores conocidos que contribuyen a problemas de inestabilidad debido a las vibraciones. Aunque dividir las voladuras en etapas (iniciando con el Slot y luego las filas) puede minimizar este riesgo, también disminuye la eficiencia de la operación. Para evitar estas complicaciones, la

mina actualmente realiza voladuras completa de tajos (incluyendo filas, zanja y Slot), lo que exige ajustes en el procedimiento de voladura.

## ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

ÍNDICE

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ANEXOS

## CAPÍTULO I

### PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la Investigación.....	2
1.2.1. Ubicación.....	2
1.2.2. Accesibilidad. ....	3
1.3. Formulación del Problema .....	4
1.3.1. Problema general .....	4
1.3.2. Problemas Específicos .....	4
1.4. Formulación de Objetivos .....	5
1.4.1. Objetivo general .....	5
1.4.2. Objetivos Específicos .....	5

1.5. Justificación de la investigación .....	5
1.6. Limitaciones de la Investigación.....	6

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

2.1. Antecedentes de estudio .....	7
2.2. Bases Teóricas - Científicas.....	11
2.2.1. Reseña Histórica .....	11
2.2.2. Componentes Físicos .....	12
2.2.3. Vibraciones producidas por la voladura .....	15
2.3. Definición de términos básicos .....	22
2.4. Formulación de Hipótesis .....	24
2.4.1. Hipótesis general .....	24
2.4.2. Hipótesis Específicos.....	25
2.5. Identificación de las Variables .....	25
2.5.1. Variable Independiente:.....	25
2.5.2. Variable Dependiente: .....	25
2.6. Definición Operacional de Variables e Indicador.....	26

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

3.1. Tipo de Investigación.....	27
3.2. Nivel de investigación.....	27

3.3. Métodos de la Investigación. ....	28
3.4. Diseño de la Investigación .....	28
3.5. Población y muestra .....	28
3.5.1. Población .....	28
3.5.2. Muestra .....	29
3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos .....	29
3.6.1. Técnicas .....	29
3.6.2. Instrumentos. ....	30
3.7. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos. ....	30
3.8. Tratamiento estadístico .....	30
3.9. Orientación ética filosófica y epistémica .....	31

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	32
4.1.1. Factor de potencia FP (kg/t) .....	32
4.1.2. Carga lineal (kg/m) .....	33
4.1.3. Burden y Espaciamiento .....	36
4.1.4. Característica del detonador .....	39
4.1.5. Profundidad de la Zona de Rotura en las Rocas Encajonantes.....	42
4.1.6. Desviación de la perforación .....	44
4.1.7. Magnitud sísmica y máxima vibración.....	45

4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados.....	50
4.2.1. Caracterización del Macizo Rocosó para el Diseño de Voladura .....	50
4.2.2. Índice de volabilidad y Factor de Potencia.....	51
4.2.3. Selección y comparación de explosivos .....	53
4.2.4. Diseño (conceptual) de voladura con TL (Bench stoping) Tipo de roca III	54
4.3. Prueba de Hipótesis.....	56
4.4. Discusión de Resultados .....	56
4.4.1. Control de Vibraciones de Voladura .....	56
4.4.2. Estudio de vibraciones.....	57
4.4.3. Ley de atenuación de la velocidad de partícula para el campo lejano.....	57
4.4.4. Ley de atenuación medida en el campo cercano .....	58
4.4.5. Velocidad crítica de vibración de partícula .....	60
4.4.6. Análisis de la firma del taladro.....	61

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

## ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1. Mina Inmaculada	3
Ilustración 2. Localización de la Mina Inmaculada	4
Ilustración 3. Evaluación - rapidez de partículas y tasa de difusión	18
Ilustración 4. Relación entre la evolución del sistema de fracturamiento y la onda reflejada	19
Ilustración 5. Presión en áreas distantes a la explosión (Ondas)	20
Ilustración 6. Comparación de factores de potencia.	33
Ilustración 7. Comparación de cargas lineales	34
Ilustración 8. Sismograma de voladura (filas)	40
Ilustración 9. Estimación de Sobre excavación (ELOS)	41
Ilustración 10. La profundidad de la zona de fractura según el diseño propuesto por GEOMECH.	42
Ilustración 11. La profundidad de la zona afectada por la operación	43
Ilustración 12. Sismograma de detonación de tajo completo.	46
Ilustración 13. Red de taladros y disparos	55
Ilustración 14. Términos usados.	61
Ilustración 15. Sismograma que se debe tener en cuenta para el análisis de la firma del taladro.	62

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operación de las variables.	26
Tabla 2. Factores de Potencia FP	33
Tabla 3. Cargas lineales (kg/m) vs autor.	34
Tabla 4. Comparaciones de E y B.	36
Tabla 5. Recomendación de uso de tubería PVC de 51 mm.	36
Tabla 6. Disposición de taladros en la malla	37
Tabla 7. Dilución por cada panel del tajo	41
Tabla 8. Desvíos de los taladros de perforación	45
Tabla 9. Comparaciones entre la magnitud Richter y la vibración.	46
Tabla 10. Energía dinámica para eventos de 3 ML, (a diversas distancias).	47
Tabla 11. Características del sostenimiento bajo cargas dinámicas.	48
Tabla 12. Incidencia de eventos sísmicos según su magnitud.	50
Tabla 13. Eventos sísmicos totales.	50
Tabla 14. Características geotécnicos- mecánicos roca III.B.	51
Tabla 15. La medida de volatilidad junto con la estimación del coeficiente de potencia	52
Tabla 16. Comparativo de cargas explosivos	53
Tabla 17. Datos de voladura.	54
Tabla 18. Análisis de los valores de K y $\square$ para diferentes tipos de rocas.	59
Tabla 19. Selección del tiempo de retardo	62

## ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1: Esquema de Voladura	70
Anexo 2. Diseño de Voladura (Inmaculada)	75
Anexo 3: Matriz de Consistencia	89

## **CAPÍTULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

Actualmente se emplean infraestructuras de alta eficiencia en las actividades mineras para la explotación de depósitos minerales, tal como ocurre en la Unidad Minera Inmaculada. Aquí se llevan a cabo diversas tareas de desarrollo y producción que implican el uso de técnicas de voladura, empleando una gama de explosivos específicamente seleccionados para adaptarse a los distintos tipos de rocas, variando desde las más densas hasta las de menor densidad, ajustándose así a sus velocidades de detonación y a sus respectivos niveles de energía.

La generación de vibraciones excesivas, identificada como el principal problema, es resultado de una serie de factores interrelacionados, como el tipo de explosivo escogido en función del método de disparo (voladura), las características de la roca, cantidad de carga usada, acoplamiento del explosivo, el confinamiento, la distribución de la carga explosiva, el intervalo de tiempo de retardo, entre otros.

La anomalía en los niveles de vibración observada durante la supervisión de las detonaciones en TC, para lo cual solo se dispone de un conjunto de datos de vibración, sugiere la necesidad de ampliar la vigilancia sobre estas vibraciones.

La heterogeneidad del macizo rocoso se ve influenciada por el modelo de atenuación de vibraciones y la potencia del explosivo, lo que facilita la utilización de análisis de regresión para estimar los niveles de vibración en proximidades a la explosión. De forma similar, la modelización y el análisis de las vibraciones contribuyen a definir un protocolo para evaluar la velocidad de las vibraciones en el entorno rocoso conforme este se distancia del punto de voladura.

## **1.2. Delimitación de la Investigación**

### **1.2.1. Ubicación**

Política y geográficamente la Unidad Minera Inmaculada se encuentra en el distrito de Oyolo, perteneciente a la Provincia Paucar del Sara Sara, Departamento de Ayacucho. Es importante mencionar que los elementos constitutivos en esta unidad se encuentran exactamante en Oyolo, extendiéndose en las superficies de terrenos pertenecientes a los titulares de las tierras baldías del anexo Huancute y Huallhua, cuya propiedad se extiende por dos distritos.

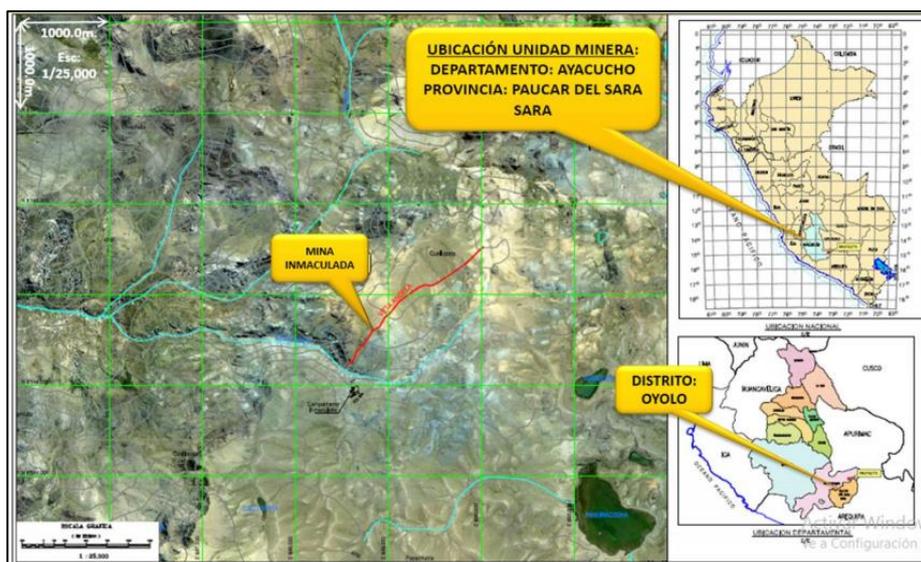
Por su parte, el centro poblado de Huancute está localizado en el distrito de San Francisco de Rivacayco, en la Provincia de Parinacochas, también dentro del Departamento de Ayacucho. Una porción de su extensión excede los límites distritales extendiéndose hacia el distrito de Oyolo.

La citada Unidad Minera se encuentra al sur de la comunidad de Iscahuaca, a una altitud que varía entre los 4 200 y 4 800 m.s.n.m. y está rodeada por varios cerros significativos: Umachata, Machopata y Quello hacia el norte, Huarmopata al noreste, Pacachunta al este, Loma Ruiruruni hacia el sureste,

Huallpi al sur, Huargaicha al suroeste, San Salvador al oeste, y Ccochacocha al noroeste.

- Las coordenadas de esta unidad son 14°57'20" de latitud S y 73°14'35" de longitud O.
- Las coordenadas UTM (WGS-84) son Este 688 958 y Norte 8 345 852.

*Ilustración 1.*  
*Mina Inmaculada*



### 1.2.2. Accesibilidad.

La llegada a la Unidad Minera Inmaculada tiene dos formas, vía avión hacia Cuzco (duración aproximada de 1 hora), seguido de un recorrido por carretera pavimentada desde Cuzco hasta Abancay (195 km), Abancay a Chalhuanca (120 km) y finalmente hasta la comunidad de Iscahuaca (43 km). Desde Iscahuaca, se ingresa a la unidad mediante una carretera de afirmado de 138 km. Alternativamente, se puede llegar a la zona por tierra (carretera) si se va desde Lima, tomando la carretera Panamericana Sur hacia Nazca (460 km), para luego girar hacia el Este en dirección a Cuzco a través de un tramo asfaltado hasta llegar a Puquio (155 km), continuando por una carretera pavimentada hasta

Iscahuaca (142 km). Desde Iscahuaca, se toma una carretera de afirmado de 138 km directo a la Minera Inmaculada.

### ***Ilustración 2.***

#### ***Localización de la Mina Inmaculada***



### **1.3. Formulación del Problema**

#### **1.3.1. Problema general**

¿Cómo desarrollar el esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto en la roca tipo III en la U.M. Inmaculada de la Minera Ares S.A.C.?

#### **1.3.2. Problemas Específicos**

- a. ¿De qué forma determinamos el nivel del efecto de la voladura con el modelamiento de vibraciones en la UM Inmaculada?
- b. ¿De qué manera se minimiza el impacto sobre el macizo rocoso mediante la implementación de estrategias de diseño de voladuras y el uso de modelos predictivos de vibraciones en la Unidad Minera Inmaculada?

## **1.4. Formulación de Objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general**

Desarrollar el esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto en la roca tipo III en la UM. Inmaculada de la Compañía Minera Ares

### **1.4.2. Objetivos Específicos**

- a. Establecer el grado de afectación en los diseños de voladura a través del modelado de vibraciones en la Unidad Minera Inmaculada.
- b. Minimizar el impacto en el macizo rocoso implementando el diseño de voladura y modelamiento predictivo de vibraciones en la UM. Inmaculada.

## **1.5. Justificación de la investigación**

Desde un enfoque teórico, esta investigación aportará avances significativos al entendimiento de cómo modelar y analizar las vibraciones causadas por las voladuras, con el objetivo de minimizar los daños en el macizo rocoso. Se menciona que, en la práctica actual de voladuras realizadas por diversas empresas mineras, no se aplica una metodología de voladura controlada. Los explosivos usados no son los más idóneos para la clase de roca en los taladros usados en contorno y las secuencias de detonación empleadas resultan ineficaces, aumentando la carga operativa. Estos aspectos contribuyen significativamente al incremento en los niveles de vibración.

En el caso específico de la mina Inmaculada, es crítico mitigar la sobreexcavación y controlar la generación de nuevas fracturas para asegurar espacios de trabajo más seguros y estables. Esto no solo ayudará a disminuir los riesgos de eventos no deseados por caída de rocas, así mismo también permitirá reducir

costos asociados al sostenimiento de la mina, así como a la movilización y transporte de materiales generados por la sobre excavación y el daño inducido.

#### **1.6. Limitaciones de la Investigación**

Lo que respecta a las restricciones, no evidencia problemas, dado que la Compañía Minera Ares ofreció el apoyo total y las comodidades necesarias de realización de esta investigación.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1. Antecedentes de estudio**

##### **a) Antecedentes nacionales.**

- **Díaz, K. (2017)**, en su trabajo de investigación titulado “Análisis de la Máxima Carga Operante en las Vibraciones campo lejano generadas por voladura, en Minera Cerro Negro S.A., Cajamarca – 2017”. Esta investigación se enfoca en el desafío significativo que representan las vibraciones derivadas de las voladuras en las operaciones mineras, las cuales pueden provocar daños y molestias en las comunidades y estructuras próximas a estas actividades. El objetivo de su estudio fue hallar el límite máximo de carga explosiva que permita mantener las vibraciones en niveles aceptables en Minera Cerro Negro S.A., fundamentado en el estudio del volumen de explosivo por perforación y el orden de detonación. La metodología incluye el monitoreo de vibraciones y la evaluación de datos bajo el uso del modelo de campo lejano desarrollado por Devine y Duvall.

- Los hallazgos indican que, aplicando una carga máxima de aproximadamente 864 kg, que equivale a la detonación de 3 taladros simultáneamente, la estabilidad de las infraestructuras adyacentes se mantiene intacta, incluso bajo el escenario más adverso en un radio de 1000 metros. A una distancia de 780 metros, se observó una vibración con una intensidad de 2.99 milímetros por segundo, lo cual se encuentra dentro de los márgenes permitidos por las regulaciones vigentes tanto alemanas (DIN 4150) como peruanas, demostrando la viabilidad de mantener las operaciones dentro de parámetros seguros. Es aconsejable mantener una separación adecuada y restringir la cantidad de perforaciones empleadas con el fin de garantizar que las vibraciones no sobrepasen los umbrales permitidos.
- **Zapata, J. (2019)**, de la Universidad del Centro del Perú, realizó una investigación titulada "Análisis de las vibraciones generadas por voladuras para la adecuada selección de explosivos en explotaciones mineras subterráneas en la Compañía de Minas Caudalosa S.A.". Esta investigación aborda la forma como se llevan a cabo las operaciones de voladura, un método preferido por su coste económico y su eficiencia en la producción de material frente a técnicas mecánicas alternativas. Un desafío significativo de esta técnica es la creación de vibraciones y otros problemas ambientales como el ruido, ondas aéreas, polvo y proyecciones. La energía liberada por los explosivos, aunque primordialmente usada para fragmentar rocas, no se aprovecha en su totalidad, liberando excedentes en forma de vibraciones. La investigación se centra en dos objetivos críticos: seleccionar el explosivo

más adecuado para disminuir el daño al macizo rocoso y establecer el volumen máximo de material explosivo permitida con sistema de retardo, utilizando para ello la recolección de datos, modelado y la evaluación de oscilaciones (vibración). A través de la caracterización de estas vibraciones, se recopila información importante como las velocidades pico de partículas en 3 dimensiones (direcciones) lo cual facilita la creación de bases de datos, el modelado, el análisis y la evaluación del impacto que podrían tener las detonaciones. (pág. 85-87).

**b) Antecedentes internacionales**

- **Cospedal J, (2019)**, de la Universidad Politécnica de Cartagena, sustenta su tesis “Utilización de la Medida de Vibraciones en Voladuras para el Conocimiento de los Daños al Macizo de Roca Ornamental”. se aborda la temática de cómo las vibraciones producidas por voladuras pueden ser clave para evaluar los daños en rocas ornamentales. Este tipo de roca, conocida por su densidad y escasas fracturas, resulta ideal para la comercialización solo si mantiene estas características. A pesar del creciente interés en el uso de explosivos para eliminar partes no aprovechables o de baja calidad de estas rocas, la literatura especializada ha prestado poca atención a sus efectos específicos.

El documento se centra en ampliar el entendimiento sobre cómo las explosiones impactan a las rocas ornamentales, enfocándose en la magnitud del daño en las áreas cercanas al punto de explosión. Este daño se diferencia de los efectos en estructuras construidas por el hombre, ya que ocurre a corta distancia de la fuente de explosión. El propósito es determinar hasta qué punto se pueden utilizar voladuras sin comprometer

la integridad de la roca, evitando así el retraso en las operaciones que implica preparar cortes detallados para su preservación.

Se incluye una introducción a esta investigación que destaca la importancia de optimizar el proceso de extracción de mineral y venta de la industria de la piedra, enfatizando la mejora de las técnicas de extracción, entre las cuales las voladuras juegan un papel esencial.

**Diaz, M. (2021)**, En el estudio realizado por Diaz, M. (2021) de la Universidad de Chile, se expone la tesis titulada "Modelo Predictivo de Daño Inducido por Vibraciones Originadas de Tronadura en campo cercano y lejano en Minera los Pelambres". La investigación situada en la Los Pelambres – Unidad Minera, de propiedad de Antofagasta Minerals, y aborda la forma de las vibraciones resultantes de las explosiones de tronadura impactan en el entorno rocoso de las fases 7, 9, 10 y 11, tanto en proximidades inmediatas como en zonas más alejadas, especificando el impacto en las unidades geotécnicas 1, 2, 3, 5, 6 y 9. Basado en revisiones de literatura y referencias citadas, se reconoce que la investigación a detalle de las vibraciones ocasionadas por la voladura es el método más preciso y comúnmente empleado para detectar daños en la industria minera. La metodología aplicada en este trabajo se fundamenta en principios clave, describiendo en detalle el aspecto geológico del sitio, describe los inicios de la operación minera y aspectos generales del proceso de perforación y voladura. Este enfoque busca acercar al lector a la operativa minera, introduciendo conceptos de geotécnicos tales como el masa rocosa y las consecuencias de explotación a escala, seguidamente profundiza en el proceso de

voladura, cómo esta técnica divide la roca en fragmentos, la propagación de ondas y los modelos para prever velocidades de partícula y el consiguiente daño potencial a los taludes. La metodología propuesta se estructura sobre tres pilares fundamentales, estableciendo un marco para el estudio.

- I. Identificar y medir los factores clave en el proceso de voladura que son responsables de los daños al macizo rocoso debido a las vibraciones generadas.
- II. Compilar datos de vibración recolectados por ENAEX durante las voladuras y realizar inspecciones en el sitio de las técnicas y los resultados de los diseños actuales para crear un punto de referencia.
- III. Desarrollar y aplicar modelos que permitan calcular los parámetros relevantes con el fin de estimar posibles daños y comparar estos resultados con el punto de referencia establecido previamente.

Conforme al modelo descrito en el tercer capítulo, en base a los datos de vibraciones recolectados, se dice que, para preservar la integridad de la pared, se requiere un replanteamiento de la distribución de cargas explosivas, así como de la proximidad de las líneas buffer respecto a la misma. Esta conclusión aplica para todas las categorías de UGTs

## **2.2. Bases Teóricas - Científicas.**

### **2.2.1. Reseña Histórica**

Hochschild Mining tiene sus raíces en la Corporación Hochschild, grupo chileno establecido en 1911 por Mauricio Hochschild. En 1922, esta corporación extendió sus operaciones a Bolivia, logrando superar la situación grave económica en 1930 bajo la dirección de Mauricio Hochschild en dicho país.

Desde 1925, el Grupo Hochschild comenzó a trabajar en Perú, y en 1945, Luis Hochschild se unió a sus actividades.

En los años 2001 - 2006, la organización inauguró sus sedes de exploración, descubriendo varios proyectos y lugares de interés minero en Chile, México, Argentina y Perú, además de establecer múltiples asociaciones de joint venture con entidades mineras, destacando las colaboraciones en Inmaculada, Pallancata y San José.

Hochschild Mining anunció en 2015 el inicio de la producción comercial en su unidad minera Inmaculada, que es su operación más grande.

La zona de la mina Inmaculada abarca una superficie de 20,000 hectáreas y tiene una mezcla de plata y oro. La mina está ubicada en el departamento de Ayacucho, al sur de Perú, a 112 Km de la mina Pallancata. Al principio, Minera Suyamarca S.A.C. tenía la concesión y los intereses de Inmaculada, pero desde fines de año del 2013, Hochschild Mining ha asumido la propiedad total y directa de la mina. La mina Inmaculada es una importante mina de oro y plata en el sur peruano, que comenzó a producir en 2015.

## **2.2.2. Componentes Físicos**

### **2.2.2.1. Geomorfología**

Inmaculada operación minera, se ubica en los tramos sur de la Cordillera Occidental, situada a alturas que varían entre los 4,010 y 5,010 m.s.n.m. Esta área se distingue por contar con dos principales formaciones geomorfológicas. La primera corresponde a la planicie altoandina, la cual se destaca por un terreno de forma suavemente ondulado a plano, y la presencia de suaves elevaciones de terreno de contornos redondeados que cubren vastas áreas. La erosión en esta zona es mínima, siendo los vientos

un agente erosivo. Otra formación son los valles altoandinos, notables en su topografía abrupta, con zonas escarpadas y muy dificultosas de acceso, además de contar con elevaciones agudas y zonas elevadas, donde la erosión es significativamente mayor debido a las variaciones en la altura. La veta minera Ángela se encuentra delimitada por 2 formaciones denominadas Patari y Quellopata, de esas formaciones desembocan en los ríos Huanca Huanca y Huamancute respectivamente, confluyendo posteriormente en el río Marán, desembocando en el río Ocoña. Exactamente la veta Ángela se encuentra en la ladera sureste del Quellopata, caracterizada por ser una pendiente muy formada y leves variaciones en morfología y una inclinación que varía entre 2 y 10 grados; en contraste, el flanco suroeste presenta una pendiente más abrupta, con inclinaciones de 20 a 35 grados. La altura máxima del cerro Quellopata es de 4,735 m.s.n.m.

#### **2.2.2.2. Topografía y Fisiografía**

Situada en la parte sur de la cordillera occidental, la Mina Inmaculada tiene altitudes que van desde los 4,010 hasta los 5,010 m.s.n.m. En esta área se distinguen claramente dos formaciones geomorfológicas. La primera corresponde a la meseta altoandina, la cual se distingue por su topografía mayormente plana a ligeramente ondulada, con presencia de colinas suavemente redondeadas que se extienden por amplias zonas. La erosión en esta meseta es despreciable. Por otro lado, los valles altoandinos se caracterizan por su terreno abrupto, con áreas escarpadas y de difícil acceso, crestas acentuadas y picos altos. La erosión es significativamente mayor en estos valles debido a las variaciones en su

altitud. Entre dos barrancos denominados Quellopata y Patari, se encuentra la veta Ángela, la cual desemboca en los ríos Huanca Huanca, y Huamancute que a la vez, en el río Marán, para descargar hacia el río Ocoña. La formación (veta) Ángela se ubica por la ladera sureste del Quellopata, caracterizada por tener pendiente suave con variaciones menores que varía entre 3 y 9 grados. Contrastando la pendiente del flanco suroeste es más abrupta, con inclinaciones que oscilan entre 20 y 35 grados. La cumbre del cerro Quellopata se eleva a 4,735 m.s.n.m.

### **2.2.2.3. Clima y Meteorología**

El ambiente es de tipo Puna, donde predominan condiciones climáticas caracterizadas por jornadas de baja temperatura y noches extremadamente frías. La temperatura media anual oscila entre los 0°C y los 7°C. Durante el periodo comprendido entre septiembre y abril se observan las temperaturas máximas, que pueden alcanzar hasta los 20°C. Por otro lado, las temperaturas mínimas absolutas se presentan de mayo a agosto, variando desde -9°C hasta -25°C. Existe una notable variación térmica diurna y nocturna, así como entre áreas expuestas al sol y aquellas en sombra. El periodo de precipitaciones, incluyendo nieve, se extiende desde octubre, mientras que de mayo a septiembre se experimenta un tiempo considerablemente seco. La cantidad de precipitación anual varía entre 200 a 400 mm y puede llegar hasta 1000 mm.

### **2.2.2.3. Lugares de residencia en la mina**

Las residencias se componen de cuatro unidades prefabricadas (identificadas como A, B, C y D) diseñadas para albergar a 2, 30, 98 y 193 individuos, respectivamente. Los espacios destinados a comedores son

igualmente estructuras prefabricadas, caracterizadas por su sencillez tanto en el montaje como en el desmontaje, y están estratégicamente situados en diversas áreas de la operación.

### **2.2.3. Vibraciones producidas por la voladura**

#### **2.2.3.1. Vibraciones**

Dentro del contexto y revisión literaria de una investigación relacionada a vibraciones, se expone lo siguiente:

El fenómeno de las vibraciones implica la transmisión de energía, manifestándose en la expansión de ondas a través de cualquier sustancia. La activación de un artefacto explosivo en una perforación causa, de forma casi inmediata, la emisión de volúmenes considerables de gases a temperaturas elevadas (aproximadamente 3500 grados Kelvin) y bajo presiones notables (alrededor de 150,000 atmósferas). Esta liberación súbita de presiones extremas contra las paredes del orificio produce un impacto o choque repentino, dando lugar a deformaciones tanto tangenciales como axiales en múltiples direcciones en el contexto de la masa rocosa, lo que resulta en su fractura cercana al punto de detonación. Es importante notar que el explosivo se desempeña con cierta eficacia, señalando que una parte de la energía generada no se emplea exclusivamente en la fragmentación del material, sino que un fragmento se disipa en el entorno, afectando la masa rocosa circundante, las aguas subterráneas y la atmósfera, desplazándose a diversas velocidades. A medida que la onda se distancia del origen de la detonación, su magnitud decrece (Orihuela y Da pello, 2009, p.7).

### **2.2.3.2. Tipos de Ondas**

En relación con las vibraciones originadas por voladuras, se intenta explicar este fenómeno mediante modelos simplificados basados en ecuaciones de onda elástica clásicas. Sin embargo, estos modelos, pese a ser los más apropiados hasta ahora para analizar dichas vibraciones, presentan limitaciones en su fiabilidad debido a complicaciones tales como la atenuación, dispersión, superposición y variaciones en la longitud de onda.

Las ondas elásticas generadas pueden clasificarse en dos categorías principales: ondas internas, que se trasladan a través de las ondas superficiales y la masa rocosa, que se desplazan a lo largo de la superficie del terreno. Las ondas internas incluyen las ondas P (primarias o longitudinales), Esto provoca la oscilación de las partículas en la misma dirección en la que se propaga la onda S (secundarias o transversales), en el contexto de la propagación de ondas, se observa que las partículas oscilan de manera perpendicular a la trayectoria de propagación de la onda. Adicionalmente, se incluyen dentro del espectro de ondas de superficie, las denominadas ondas de Rayleigh, que generan oscilaciones elípticas en el plano de propagación afectando mediante compresión, dilatación y cizallamiento; y las ondas Love, cuyas características son similares a las de las ondas Rayleigh en términos de velocidad y comportamiento.

Cada tipo de onda presenta un frente de onda distinto: las ondas P avanzan a través de compresiones y tracciones sucesivas del medio, y al encontrar discontinuidades, como una superficie libre o un cambio de

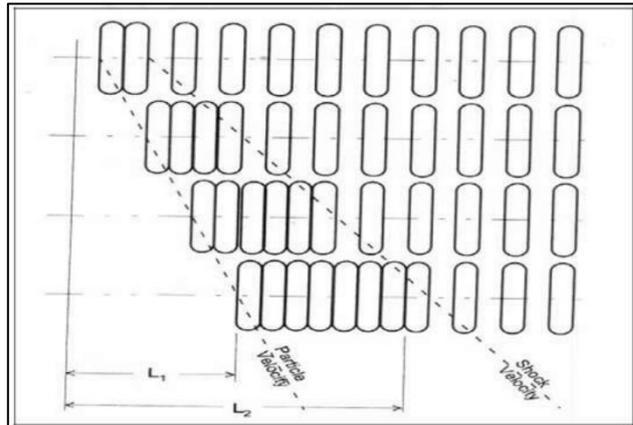
medio, experimentan reflexión y refracción, dando origen a las ondas S. Este cambio de medio es particularmente relevante en la voladura minera, al pasar de un estrato geológico a otro distinto. Las ondas P y S se propagan en múltiples direcciones, identificándose como ondas de cuerpo. Estas, al encontrarse con las interfaces del suelo, originan ondas superficiales que se mueven a lo largo de dichos límites. Un elemento crucial de las ondas superficiales es su tendencia a presentar frecuencias inferiores en comparación con las ondas de cuerpo. Entre estas, la onda de Rayleigh se destaca por ser la más dominante y poseer mayor energía, constituyendo así un peligro considerable para las estructuras adyacentes. (Orihuela y Dapello, 2009, p.8)

### **2.2.3.3 Velocidad de Partícula**

Con respecto a la velocidad de partícula también conocida como velocidad pico de partícula, se debe entender la distinción entre dos conceptos fundamentales: la velocidad de propagación, que se refiere a la rapidez con que se transmite la vibración a través de un medio, y la velocidad de partícula, la cual describe el movimiento oscilatorio que sufre una partícula como resultado de la energía vibratoria que la atraviesa. Esta diferencia entre la velocidad de propagación y la de partícula se puede observar de manera más evidente a través de representaciones gráficas. (Orihuela, S. y Dapello, J., 2009, p.9)

### **Ilustración 3.**

*Evaluación - rapidez de partículas y tasa de difusión*



#### **2.2.3.4. Mecanismos de fracturamiento**

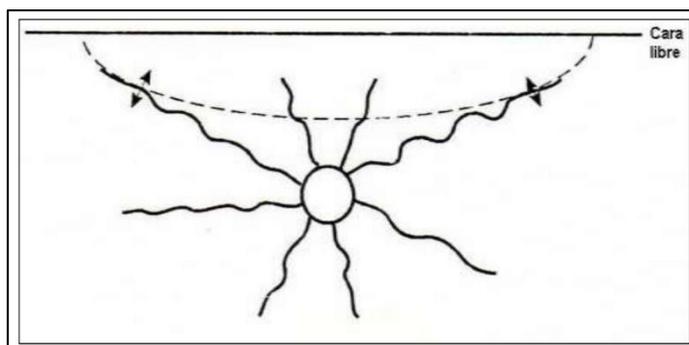
La velocidad a la que se propaga la detonación de un explosivo varía entre 3000 y 6000 m/s, dependiendo de las características específicas del explosivo y del tamaño de la carga. Durante el disparo, la fuerza (presión) en el lado de la onda puede oscilar entre 0.5 a 20 GPa, o entre 5 a 10 GPa para cargas de alto explosivo en perforaciones. La activación de un elemento explosivo en una perforación genera ondas de choque expandiéndose radialmente desde la carga, alcanzando aproximadamente más de la mitad de longitud hacia las partes superiores no confinadas mucho más antes que comiencen a formarse fisuras radiales significativas. Posteriormente, esta misma onda de choque se refleja como una onda de tensión. La deformidad que rodea la perforación inicialmente toma una forma plástica, seguida de la formación de fisuras. La relación dinámica entre el sistema de fracturas en expansión de forma radial y la onda de tensión que se refleja contribuye a acelerar la propagación de las fracturas que se alinean de manera paralela al frente de la onda de tensión.

Es evidente que la existencia de superficies no confinadas altera las fases finales de la expansión de las grietas, siendo la presencia de estas superficies el factor geométrico crítico en el proceso de fragmentación. La expansión del gas resultante de la detonación de un explosivo en una perforación provoca la expansión de la misma, sin embargo, esto no constituye una fragmentación efectiva, y el desplazamiento de la roca es mínimo, salvo en la proximidad inmediata de la perforación. La fragmentación real se logra mediante el desplazamiento a mayor grado de la roca, impulsada hasta las superficies no confinadas.

Además, es importante señalar que en la voladura de roca a gran escala, el diseño de malla de perforación y voladura diseñadas con altas relaciones respecto al espaciamiento a burden (de 4:1 a 8:1) facilitan una fragmentación eficaz. Comúnmente, en el ámbito de la minería nacional se emplean relaciones de burden a espaciamiento de hasta 2:1.

***Ilustración 4.***

*Relación entre la evolución del sistema de fracturamiento y la onda reflejada*



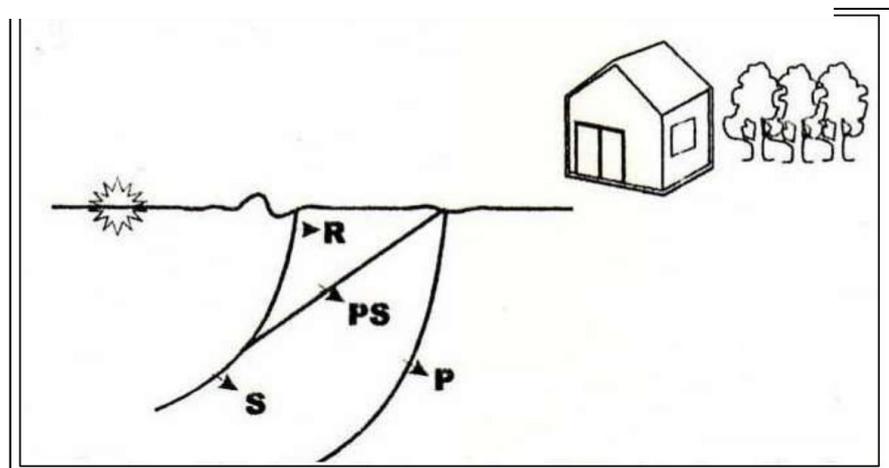
**2.2.3.5. Ondas de esfuerzo en la roca**

Se ha observado que activación de una carga explosiva produce inicialmente una onda de choque intensa y al propagarse, tiende a

transformarse en ondas de esfuerzo dentro de las rocas adyacentes. Esta onda de esfuerzo se extiende radialmente desde el punto de detonación, experimentando una reducción en su amplitud (presión), y se caracteriza por su naturaleza compresiva y elástica, conocida como onda P. La generación de ondas S y Rayleigh (onda R) se debe a la interacción de la onda P con las superficies libres, según lo documentado en la investigación de Pearson y Holmbeg (1989).

*Ilustración 5.*

*Presión en áreas distantes a la explosión (Ondas)*



#### **2.2.3.6. Daño de la vibración**

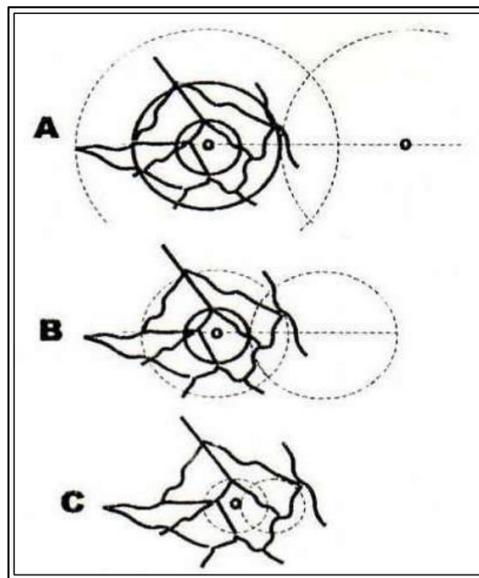
La capacidad de una masa rocosa para resistir la tensión es significativamente menor en las áreas donde se encuentran las juntas, lo que constituye el punto más vulnerable de su resistencia estructural. Las ondas de choque resultantes de una explosión provocan alteraciones temporales en la estructura de la roca, parte de las cuales son deformaciones tensionales que se manifiestan en las juntas. Esto resulta en el rompimiento de las juntas bajo niveles de tensión inferiores a aquellos que el material rocoso adyacente a las juntas puede soportar.

La exposición a esta tensión de corta duración provoca una fractura que se extiende apenas unos pocos micrones, causando un daño permanente que resulta en un incremento de la porosidad de la roca y, por ende, una reducción de su resistencia. Con el incremento en la intensidad de la onda de choque, se observa una mayor porosidad y una disminución aún más significativa de la resistencia del macizo rocoso.

Para cualquier masa rocosa, las juntas presentan diversas resistencias y la magnitud de la carga explosiva afecta tanto el nivel de afectación al macizo rocoso como la disposición de la amplitud de fragmentos resultantes. El daño intensificado en las juntas provoca una fragmentación completa de la roca a lo largo de las superficies de intersección de las juntas. Para las zonas más alejadas, se fragmentarán únicamente las juntas más débiles, y a distancias mayores, solo se dañará la junta más susceptible. Fuera de este rango amplio, la roca permanecerá intacta. Esto nos permite comprender las formas de la configuración de las juntas, el volumen de la carga y la configuración de los taladros de explosión influye en la morfología y las dimensiones de los escombros resultantes de la detonación.

Es evidente que los barrenos con un diámetro más amplio generan mayores daños en comparación con aquellos de menor diámetro. En proximidad a la carga, los niveles de esfuerzo son suficientemente elevados para provocar el fracturamiento y la pulverización de las rocas homogéneo situado en las discontinuidades. No obstante, en la mayoría de los fragmentos rocosos de alta calidad, solo una pequeña porción del volumen total de roca fragmentada se ve afectada por esto. Los esfuerzos

aplicados son modulados por la cercanía de superficies libres, así como por la configuración de las discontinuidades, ya sean fracturas abiertas o discontinuidades llenas de material blando. Adicionalmente, el proceso de fracturamiento tiende a seguir el patrón de las discontinuidades en lugar de las direcciones del máximo esfuerzo cortante, debido a la menor resistencia de las discontinuidades en comparación con la matriz rocosa que las rodea.



### 2.3. Definición de términos básicos

**Contactos litológicos:** Estos usualmente crean las capas superior e inferior que encierran una veta mineral.

**Diaclasas:** Fracturas sin desplazamiento, son rupturas en la roca donde no se ha producido movimiento relativo de los bloques separados.

**Dilución:** Se refiere a disminuir la proporción de una sustancia disuelta en una solución, agregando más solvente sin aumentar la cantidad de soluto.

**Estratificación:** Representa la división entre estratos de la misma o diferente composición rocosa, pudiendo encontrarse también en rocas formadas por el metamorfismo de sedimentos.

**Fallas:** Son rupturas donde los bloques de roca han sido desplazados. Pueden ser menores, afectando solo áreas limitadas, o mayores, extendiéndose a través de toda la estructura minera.

**Masa Rocosa:** El entorno natural que incluye variaciones como fracturas, capas, y otras formaciones estructurales.

**Modelamiento:** Un modelo constituye una representación teórica de la incierta realidad de una o varias unidades geológicas. Este abarca modelos de litología, alteración, mineralogía y estructuras, así como otros eventos geológicos que ocurren dentro del macizo rocoso.

**Perfil geotectónico:** La realización de perfil geotécnico implica el análisis y la fundamentación técnica de cómo el suelo interactúa con una construcción planificada.

**Perfil litológico:** Información que describe la composición, estructura, y características fisicoquímicas de las rocas, así como sus propiedades mineralógicas y distribución.

**Perforación:** La operación de perforación se lleva a cabo con el propósito de crear agujeros en la roca sólida siguiendo un patrón específico y una forma determinada, los cuales servirán de depósito para las cargas explosivas.

**Pliques:** Formaciones donde las capas rocosas se doblan debido a fuerzas tectónicas, presentando a menudo disposiciones verticales.

**Profundidad:** Refiere tanto a la dimensión física de algo como a la complejidad o intensidad, en este caso referido a la perforación.

**Recursos:** Se refiere a cualquier elemento que puede ser usado para obtener una ventaja, pudiendo ser consumido o agotado durante este proceso.

**Roca intacta:** Porción de roca separada por discontinuidades, útil para análisis en laboratorio debido a su condición no modificada.

**Roca meteorizada:** Cambios en la composición rocosa debido a la exposición a la atmósfera, agua, y organismos, modificando su estructura original.

**Vibraciones:** Movimiento ondulatorio que genera cambios temporales en la forma y ubicación de un material, describiendo un ciclo alrededor de un punto de equilibrio.

**Voladura:** Uso de material explosivo para dividir o remover roca, concreto, o metales, con fines específicos, pudiendo ser controlado o no y aplicado en diversos ambientes.

**Zonas de corte:** Franjas donde se ha producido un desplazamiento significativo de la roca, alterando su estructura original.

**Zonificación geomecánica:** Identificación y delimitación de áreas dentro de una masa rocosa que presentan propiedades geotécnicas y comportamientos de igual forma.

## **2.4. Formulación de Hipótesis**

### **2.4.1. Hipótesis general**

Efectuando un diseño para voladura y modelamiento de vibraciones se reducirá el impacto en la voladura en la UM. Inmaculada - Compañía Minera Ares.

### **2.4.2. Hipótesis Específicos**

- a. Se establecerá el grado de daño de los principales diseños de voladura mediante el modelamiento de vibraciones en la UM. Inmaculada.
- b. Se reducirá el impacto en la masa rocosa implementando el diseño de voladura y modelamiento predictivo de vibraciones en la UM. Inmaculada.

## **2.5. Identificación de las Variables**

### **2.5.1. Variable Independiente:**

X: Diseño de voladura y modelamiento de vibraciones en la UM. Inmaculada.

### **2.5.2. Variable Dependiente:**

Y: Impacto en la voladura en la UM. Inmaculada.

## 2.6. Definición Operacional de Variables e Indicador

**Tabla 1.**

*Operación de las variables.*

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES			
VARIABLE INDEPENDIENTE	X: Diseño de voladura y modelamiento de vibraciones en la UM. Inmaculada.	<p>Para el diseño de la voladura se requiere introducir en la malla, taladros perimetrales con menores cargas lineales (el ancho de explotación permite considerar esta medida que ayudará a reducir el impacto de la voladura en las rocas encajonantes).</p> <p>El modelamiento de vibraciones tendrá por finalidad determinar a rapidez de oscilación de la partícula que produce la explosión de la carga explosiva a fin de poder evaluar:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- El rendimiento de la voladura.</li> <li>- Establecer el patron de disminución de la propagación de la vibración para luego realizar simulaciones predictivas para mitigar daños por voladura de la masa rocosa.</li> <li>- Establecer tiempos de retardos que mejor se adapte al lugar de la voladura, etc.</li> </ul>	Eficiencia	Periodo de minado Producción dinámica			
			Modelamiento	Baja dilución			
				Reducción de vibraciones			
				Ciclos efectivos			
			Costos	Adecuación de la Producción			
				Reducción de costos			
			VARIABLE DEPENDIENTE	Y: Impacto en la voladura en la UM. Inmaculada.	<p>La voladura puede generar muchos impactos, por exceso de carga, mala perforación, supervisión inadecuada, Por lo que se requiere mejorar prácticas operativas no adecuadas mediante, la supervisión con personal capacitado (ej. durante el carguío de taladros se incurre en distribuciones de carga y factores de potencia susceptibles a ser mejorados).</p> <p>Se requiere introducir en la malla, taladros perimetrales con menores cargas lineales (el ancho de explotación permite considerar esta medida que ayudará a reducir el impacto de la voladura en las rocas encajonantes).</p> <p>Existe una recomendación consistente en detonar por partes el tajo (primero el slot y zanja, y después las filas), como esta secuencia resta dinamismo al proceso de explotación. Mina Inmaculada desea levantar (eliminar) las restricciones que impiden la voladura de tajo completo (TC), con lo cual se mejorara e incrementar la producción.</p>	Planeamiento	Supervisión Capacitación
							Evaluación de operadores
							Diseños con parámetros Geotécnicos
Organización	Procedimientos escritos de trabajo seguro (PET)						
	Entrenamiento						
	Ejecución de los procedimientos						
Operación	Cumplimiento de los estándares						
	Paralelismo						
	Desarrollo del proceso de voladura						
Control	Reducción de las vibraciones						
	Mejora del rendimiento de producción.						
	Adecuado carguío						

## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Tipo de Investigación**

La forma de investigación aplicada en este análisis corresponde a una investigación Descriptiva, tal como define Sabino, Carlos (1999), la cual se enfoca en la descripción detallada de eventos, fenómenos o colectivos para determinar su estructura o dinámica. Este enfoque de investigación se caracteriza por medir variables de manera independiente sin necesariamente establecer hipótesis previas, aunque estas pueden derivarse de los objetivos planteados en el estudio.

#### **3.2. Nivel de investigación**

Consecuentemente, se adopta el enfoque Descriptivo para el presente estudio, ya que facilita el examen, documentación y delimitación del proceso operacional realizadas durante el desarrollo de este diseño de voladura y la planificación de las vibraciones.

### **3.3. Métodos de la Investigación.**

El enfoque metodológico cualitativo se centra en identificar las razones subyacentes de ciertos fenómenos a través de la exploración de las percepciones y explicaciones proporcionadas por los participantes. Esta aproximación metodológica facilita una comprensión más profunda de dinámicas complejas, relaciones interpersonales o aspectos culturales, al recolectar información directamente de las experiencias, emociones o conductas de las personas, así como de las interpretaciones que estas le otorgan.

### **3.4. Diseño de la Investigación**

El enfoque metodológico basado en la experimentación científica se caracteriza por ofrecer al investigador un nivel óptimo de control, lo cual implica la manipulación directa de variables para examinar sus efectos. Esta aproximación facilita la determinación de interacciones causales entre las variables de la investigación. En el contexto de este diseño, se distinguen dos grupos esenciales: el experimental, al que se le administra un tratamiento específico, y el de control, que no recibe dicho tratamiento. De este modo, el estudio incorpora tanto modelos experimentales como de control para evaluar los efectos del tratamiento aplicado

### **3.5. Población y muestra**

#### **3.5.1. Población**

En la Unidad Minera Inmaculada, la caracterización realizada al Tipo de Roca, mayormente en las diferentes zonas de la mina se tienen roca Tipo III, roca fracturada y que debido a las altas vibraciones que ocasiona la voladura se genera inestabilidad, se efectuaron controles en las diferentes zonas de disparo, obteniéndose mejoras obteniendo de esta manera las labores de mayor

perturbación que denominaríamos la población y zonificación de la roca Tipo III de la UM. Inmaculada Compañía Minera Ares.

### **3.5.2. Muestra**

Las muestras son las zonas evaluadas de mayor perturbación, que nos han permitido tener los antecedentes suficientes para efectuar la presente investigación.

## **3.6. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos**

### **3.6.1. Técnicas**

Detalle de las técnicas utilizadas

- **Recopilación y análisis de data**

La empresa fue requerida para proporcionar detalles sobre sus técnicas de explotación minera, incluyendo toda la información geológica pertinente a la mina, los análisis efectuados para implementar los informes de vibración y los estudios geomecánicas, así como los datos recabados a lo largo de las labores de campo realizadas en toda la extensión de la mina.

- **Toma de datos**

Se realizaron la recolección de datos directos en todo el proceso de vibración de la mina, obteniendo información in-situ, para desarrollar un análisis detallado de toda la mina.

- **Búsqueda de información bibliográfica**

Se tiene a disposición en diferentes páginas de internet información con respecto a geomecánica, que sirven como referencia del trabajo que realizan en las diferentes mineras del país, así como información técnica de sostenimiento, pero cabe detallar que cada empresa minera tiene diferentes condiciones en su proceso de efectuar el sostenimiento.

### **3.6.2. Instrumentos.**

#### **- Materiales**

- ✓ Planos topográficos
- ✓ Informes de voladura
- ✓ Informes geológicos
- ✓ Método de explotación, como base de datos.
- ✓ Plan de Minado anteriores y actuales.
- ✓ Informes diarios de geomecánica.
- ✓ Informes del personal involucrado en nuestro estudio.
- ✓ Brújula, mapeador, flexómetro, picota, etc.

### **3.7. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos.**

La evaluación de la información recabada en el estudio se realizó a través del análisis del reporte de vibraciones, así como del estudio geomecánica del conjunto de rocas, lo que marcó el comienzo de las labores de análisis en gabinete para interpretar los hallazgos recabados.

### **3.8. Tratamiento estadístico**

La estadística se erige como el vínculo esencial en un amplio espectro de investigaciones, caracterizándose por el manejo, análisis, y proyección de datos. Proporciona un conjunto de métodos que abarca desde la evaluación e interpretación de información (mediante la estadística descriptiva), hasta la anticipación y formulación de decisiones (a través de la estadística inferencial). Esto la convierte en un elemento crucial para formular predicciones y decisiones basadas en datos recolectados.

Por lo tanto todos los trabajos realizados en la presente investigación fueron tratados estadísticamente, lo cual con llevo a tener una seleccionada información.

### **3.9. Orientación ética filosófica y epistémica**

La indagación se llevó a cabo siguiendo los lineamientos de la ética profesional, resultado de un exhaustivo esfuerzo en la UM. Inmaculada, asegurando su autenticidad y originalidad, y considerando los valores y principios fundamentales de una investigación.

Minera Ares S.A.C. fomenta el desarrollo profesional y la dedicación de su equipo, asegurando el bienestar de sus trabajadores y consolidando la confianza del sector en su competencia, transparencia y principios éticos. Esta sólida reputación, construida a lo largo del tiempo, se basa en acciones concretas y en una comunicación efectiva.

Su pilar fundamental el respeto por las comunidades en las que realizan sus operaciones.

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Descripción del trabajo de campo

##### 4.1.1. Factor de potencia FP (kg/t)

El Cuadro 3.2 muestra los valores de los factores de potencia FP por sección (slot, zanja y fila) según el diseño de UM. Inmaculada., los resultados obtenidos durante la operación y las recomendaciones de Geomecánica. Según este cuadro, se observa lo siguiente:

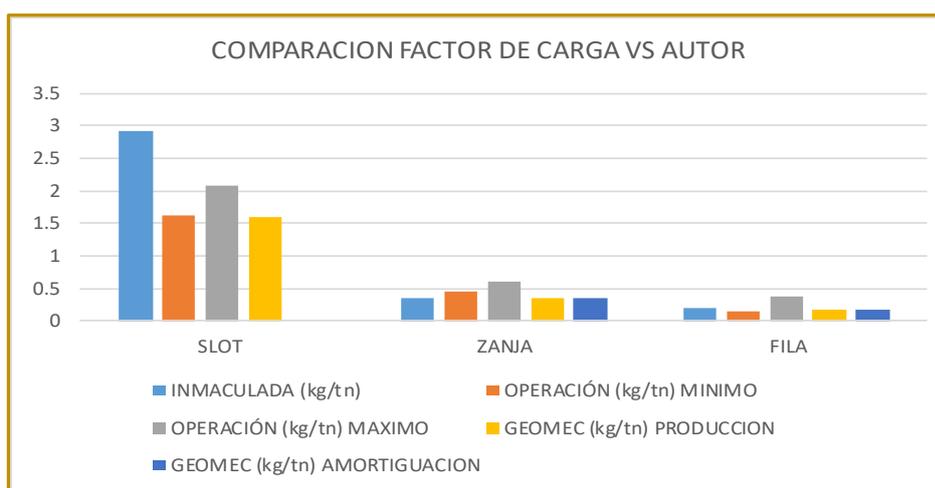
- Para las filas, Inmaculada recomienda un factor de potencia (FP) = 0.2 kg/t, los valores obtenidos en la operación fluctúan entre 0.14 y 0.38 kg/t. Geomecánica sugiere un FP de 0.17 kg/t. Por lo tanto, el número más acertado del FP de las filas se sitúa en el rango de 0.14 a 0.2 kg/t.
- En el caso de la zanja, Inmaculada propone un FP de 0.34 kg/t. Sin embargo, en la práctica, este valor se encuentra entre 0.46 y 0.61 kg/t, mientras que Geomecánica recomienda un FP considerablemente menor de 0.14 kg/t.

**Tabla 2.**  
*Factores de Potencia FP*

SECCION	INMACULADA (kg / tn)	OPERACIÓN (kg / tn)		GEOMEK (kg / tn)	
		MINIMO	MAXIMO	PRODUCCION	AMORTIGUACION
SLOT	2.90	1.62	2.06	1.7	-
ZANJA	0.35	0.47	0.62	0.35	0.14
FILA	0.21	0.15	0.39	0.17	0.17

Los valores bajos del factor de potencia (FP) alcanzados durante las operaciones en zanja y en fila pueden ser evaluados como pertenecientes al intervalo considerado.

**Ilustración 6.**  
*Comparación de factores de potencia.*



#### 4.1.2. Carga lineal (kg/m)

En la explotación minera, las operaciones de Long Hole (taladros largos) se realizan utilizando equipamiento de diámetros de 76 mm (Jumbo Simba) y 64 mm (Jumbo Boomer T1D). A pesar de la variación en el diámetro, las especificaciones para los parámetros de la voladura, tales como la distancia entre bancos, espaciamiento, y la cantidad de perforaciones, se mantienen inalteradas. Esto implica que tanto la densidad de carga por metro (kg / m) como índice de

potencia explosiva (kg/t) para las perforaciones dentro de una zona especificada (ya sea zanja, fila o slot) se conservan sin cambios. Esta práctica es fundamental ya que un incremento en la densidad de carga debido a un aumento en el diámetro del taladro podría provocar desestabilización de las paredes del techo cercanas, dado que el daño a los hastiales está directamente relacionado con la densidad de la carga explosiva.

El Cuadro, detalla la distribución de carga lineal en las distintas secciones del proceso de voladura.

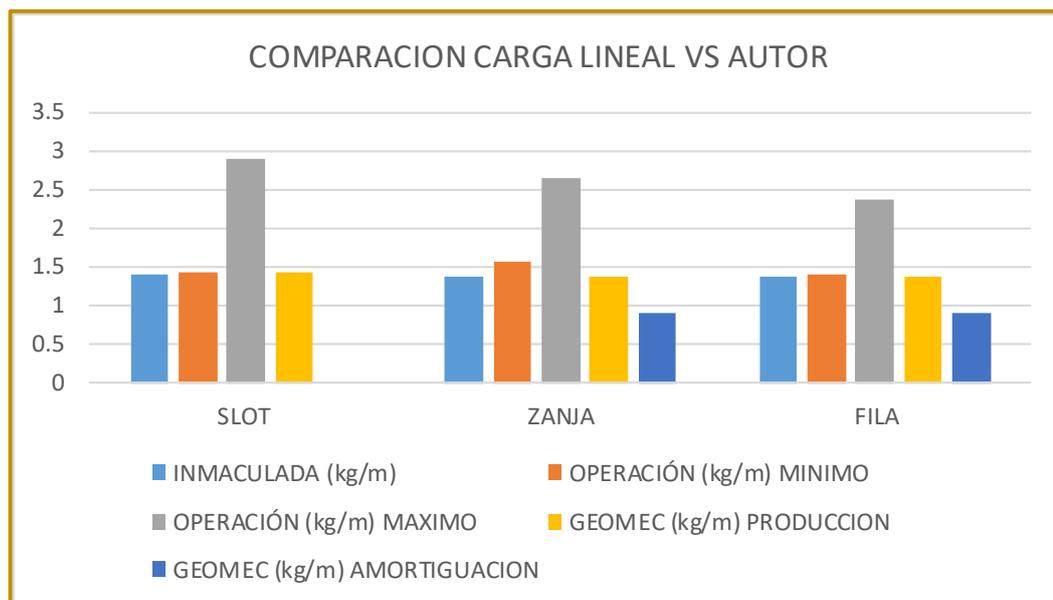
**Tabla 3.**

*Cargas lineales (kg/m) vs autor.*

SECCION	INMACULADA (kg/m)	OPERACIÓN (kg/m)		GEOMECANICA (kg/m)	
		MÍNIMO	MÁXIMO	PRODUCCIÓN	AMORTIGUACIÓN
SLOT	1.40	1.43	2.90	1.44	-
ZANJA	1.39	1.58	2.67	1.39	0.92
FILA	1.39	1.39	2.37	1.57	0.92

**Ilustración 7.**

*Comparación de cargas lineales*



Fuente: (Monitoreo de vibraciones)

El método Slot muestra un aumento en la carga lineal de trabajo de 1.42 a 2.91 cuando el diámetro de perforación se eleva hasta los 76 mm. Sin embargo, se espera que tanto la carga lineal como el Factor de Potencia se mantengan estables al aumentar el diámetro, ya que el Burden y el Espaciamiento se mantienen sin cambios.

**Slot.** - La carga lineal operativa fluctúa entre 1.42 y 2.91 kg/m. En el caso de que se utilice un taladro de 64 mm, Al colocar el explosivo en un tubo de PVC de 58 mm de diámetro, en configuración desacoplada, se alcanza una densidad de carga lineal de 1.43 kilogramos por metro, utilizando cartuchos que han sido ligeramente comprimidos., lo cual resulta ser un valor ligeramente superior al previsto en el diseño, aunque se mantiene dentro del intervalo establecido.

En el caso de utilizar un taladro de 76 mm de diámetro, se recomienda el uso de un tubo de PVC de 68 mm. Dicha dimensión facilita la inserción de hasta dos cartuchos simultáneamente (aunque estos pueden sufrir ligeras alteraciones), resultando en una carga lineal de 2.91 kilogramos por metro. Dicho indicador es considerado elevado y, por tanto, requiere de una evaluación adicional.

Para asegurar una carga lineal de diseño uniforme, es aconsejable utilizar tubería de PVC de 52 mm para todos los tamaños de los taladros, manteniendo así la carga específica dentro del rango de 1.39 a 1.51 kg/m. Es importante evitar cualquier daño a los cartuchos dentro de la tubería de PVC.

**Zanja.** - Para la perforación se utilizan diámetros de 64 mm y 76 mm, correspondiéndoles tubos de PVC de 58 mm y 68 mm, en el respectivo orden. La carga lineal de operación oscila entre 1.57 y 2.66 kg/m, con el valor más alto necesario para ser revisado. Se aconseja que los taladros localizados en los

perímetros de las estructuras de techo y suelo presenten cargas lineales reducidas, funcionando como taladros de absorción de energía.

**Filas.** - El proceso de carguío de taladros comparte las mismas particularidades observadas en situaciones previas, Para taladros de 64 y 76 mm de diámetro, la carga lineal varía entre 1.40 y 2.38 kg/m., respectivamente. Mientras que el dato de 1.40 kg/m se encuentra dentro del intervalo aceptable, el valor de 2.38 kg/m excede este rango y, por tanto, requiere una revisión adicional.

### 4.1.3. Burden y Espaciamiento

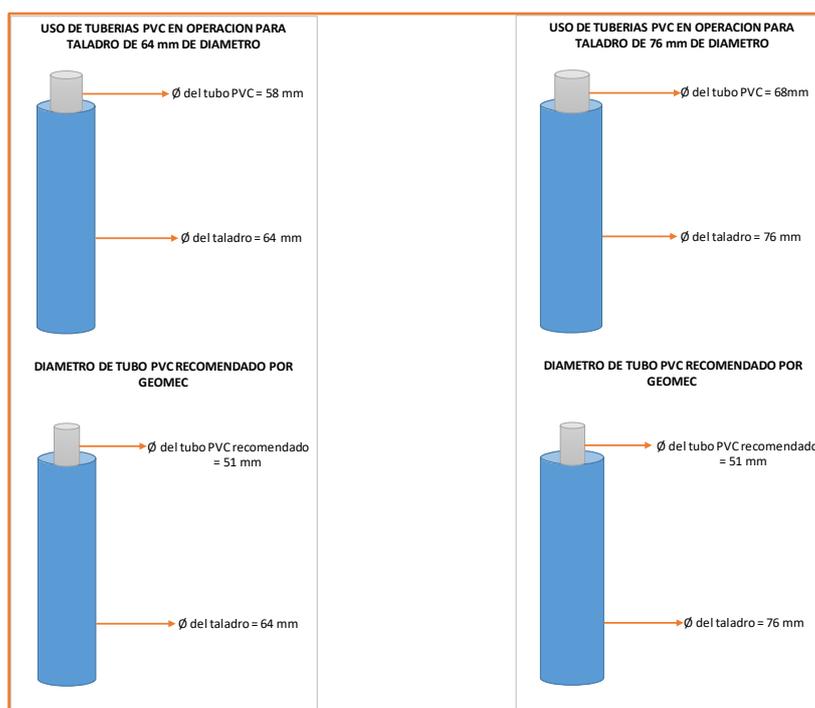
**Tabla 4.**

*Comparaciones de E y B.*

DIAMETRO DE PERFORACION		DISEÑO INMACULADA	OPERACIÓN	GEOMECC
		B x E	B x E	B x E
SLOT	☉ Taladro 64mm	0.30 x 0.65	0.30 x 0.65	0.30 x 0.65
	☉ Taladro 76mm	0.30 x 0.65	0.30 x 0.65	0.30 x 0.65
ZANJA	☉ Taladro 64mm	1.8 x 2	1.8 x 2	1.8 x 2
	☉ Taladro 76mm	1.8 x 2	1.8 x 2	1.8 x 2
FILA	☉ Taladro 64mm	2.1 x 2.5	1.8 x 2	1.8 x 2
	☉ Taladro 76mm	2.1 x 2.5	1.8 x 2	1.8 x 2

**Tabla 5.**

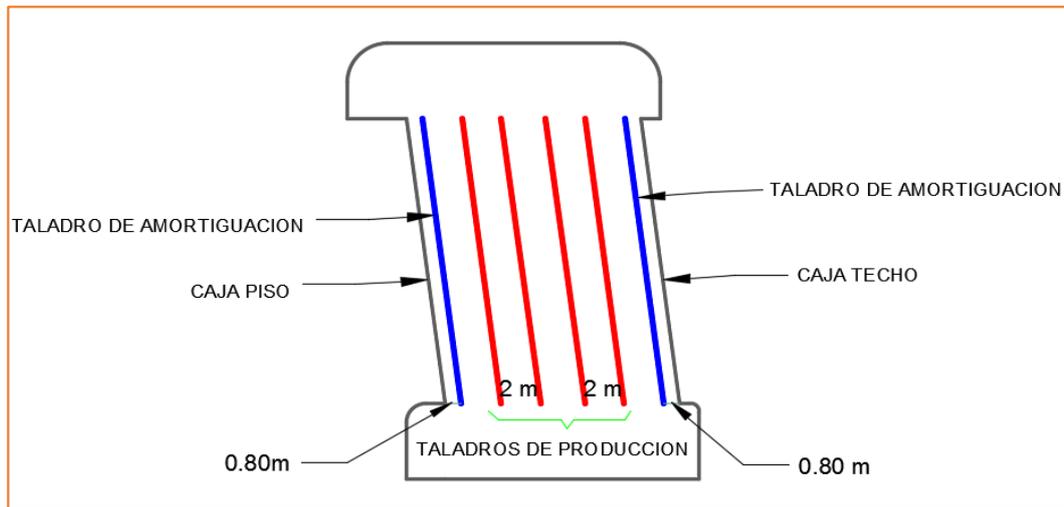
*Recomendación de uso de tubería PVC de 51 mm.*



Se recomienda utilizar tubería de PVC con un diámetro de 51 mm para las perforaciones de 64 mm y 76 mm., con el fin de desacoplar la carga dentro del barreno y gestionar la distribución de la carga de manera efectiva.

**Tabla 6.**

*Disposición de taladros en la malla*



La grafica anterior expone la configuración de los orificios de perforación organizados en hileras, identificados como taladros de absorción de impactos y taladros destinados a la producción:

- Las perforaciones de absorción de impactos se posicionan a 0.90 metros de distancia de la pared techo y a 2 metros de los taladros destinados a la producción.
- Las perforaciones destinadas a la producción se localizan a 1.81 metros de la pared techo y a 1 metro de los taladros de absorción de impactos, con un distancia de 2 metros.

**Observaciones:**

- Durante la operación, se ha observado que los taladros, sin importar su posición en la configuración, exhiben cargas lineales "mínimas" similares,

por ejemplo, en el caso de slot se registra un mínimo de 1.42 y un máximo de 2.91 kg/m, en la zanja los valores oscilan entre un mínimo de 1.57 y un máximo de 2.66 kg/m, y en la fila se observa un mínimo de 1.40 y un máximo de 2.38 kg/m.

- Se ha identificado que las cargas lineales elevadas tienden a registrarse en los taladros con un diámetro de 76 mm.
- Utilizando  $\emptyset$  de taladros de 76 mm y 64 mm, se mantienen constantes los datos de disparo (ej. Espaciamiento, Burden, FP, etc) como estrategia eficaz para minimizar los daños al macizo rocoso residual.
- Cuando las condiciones de amplitud de la excavación lo permiten, se aconseja utilizar los modelos de perforadoras:
  - a) Perforaciones pre-perimetrales para absorción utilizando explosivos con cargas puntuales lineales reducidas y separadas, pudiéndose optar por Emulnor 500 y Emulnor 1000 como material explosivo.
  - b) Perforaciones de producción, caracterizadas por poseer las mayores cargas lineales dentro del plan de voladura, para las cuales se puede utilizar el explosivo Emulnor 3000.
- El Slot debe ser central en la excavación para evitar impactos negativos en las estructuras adyacentes.
- La revisión de la información técnica a la mina Inmaculada, específicamente en lo que respecta al "Diseño de Mallas de Perforación para Taladros" (fuente 3), revela una falta de claridad y precisión en la exposición de los datos, por ejemplo, en lo que concierne a la distribución de carga para taladros de filas, se presenta la siguiente disposición:
  - a) Profundidad del taladro = 17 m.

- b) Explosivo en peso = 28.9 kg de Emulnor 3000.
- c) Carga puntual lineal 1.38 kg/m

En este contexto, se acomoda 28.8 kilogramos de explosivo dentro del taladro, sería necesario que la sección destinada a la carga alcance una extensión mínima de 21 metros, situación que se presenta como inviable dado que la cantidad de explosivo dividida por la densidad de carga ( $28.8 / 1.38$ ) resulta en 21 metros.

Se enumeran algunas desviaciones de construcción evidenciado:

- En algunos casos, los taladros son llenados completamente hasta su apertura superior, sin incluir el espacio vacío de 80 cm habitualmente reservado.
- El extremo del mecha de tubo PVC que se extiende fuera del barreno también se llena (con el fin de eliminar el excedente de material).
- Los procedimientos de voladura experimentan progresos y retrocesos en su mejora, por ejemplo, con una carga de 1.42 kg/m, la voladura se realizó exitosamente sin incidencias negativas (referencia al cuadro 3.3). Sin embargo, en intentos subsiguientes con cargas lineales superiores (por ejemplo, 2.91 kg/m, según se menciona en el cuadro 3.3), no se observaron problemas en la voladura, lo que sugiere que este aumento en la carga pudo ser un paso atrás en la optimización del proceso de voladura.
- Los puntos discutidos anteriormente sugieren la necesidad de que Inmaculada cuente con especialistas en voladura para su supervisión adecuada.

#### **4.1.4. Característica del detonador**

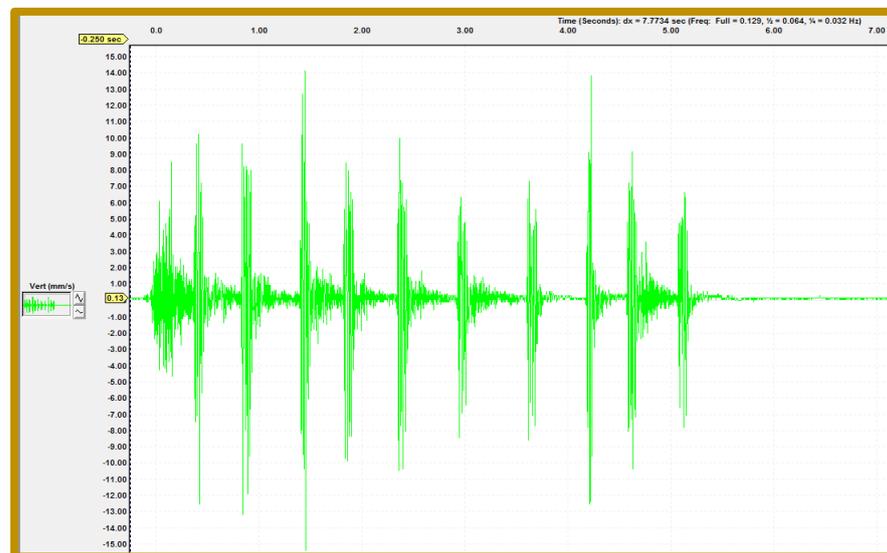
La gráfica 3.3 ilustra las formas y patrones cuando las ondas ocasionadas por la explosión de cargas utilizando retardos con intervalos extensos (LP), donde

el registro sismográfico demuestra que la duración entre detonaciones no juega un papel significativo en la disminución de la vibración.

- Se sugiere optar por un intervalo de retardo que fomente la anulación de las vibraciones mediante interferencia destructiva para así reducirlas.
- Es prudente seleccionar un detonador con el mínimo tiempo de dispersión.
- El detonador actualmente en uso no está alineado con las propiedades vibratorias del suelo, dado que no logra atenuar la vibración.

### *Ilustración 8.*

#### *Sismograma de voladura (filas)*

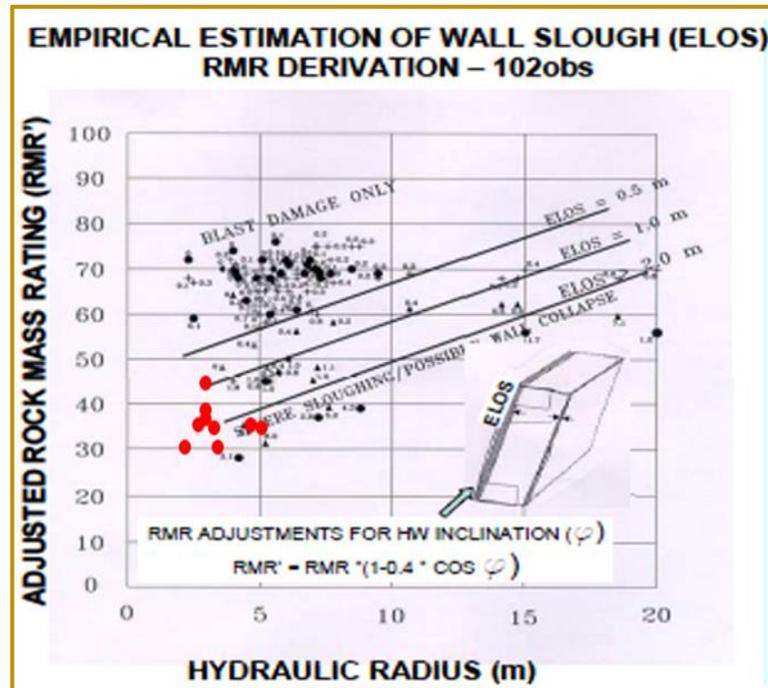


*Fuente. Los picos se deben a la activación de series de explosivos en los taladros, y el intervalo de demora seleccionado no ayuda a disminuir la vibración.*

#### 4.1.4.1. Sobre excavación (ELOS)

*Ilustración 9.*

*Estimación de Sobre excavación (ELOS)*



De acuerdo con el gráfico, en la Mina Inmaculada se podría tener una sobre excavación hasta de 25% en tajo de 8 m de ancho.

#### 4.1.4.2. Sobre excavación por voladura

*Tabla 7.*

*Dilución por cada panel del tajo*

NIVEL	PANEL	RH	RMR	DILUCION %
4375	383491	3.6	43	14
4440	174127	3.8	37.5	47
4400	223541	3.6	47	19
4420	514187	4.7	42	26
4440	114113	5	44	13

*Fuente Planeamiento inmaculada*

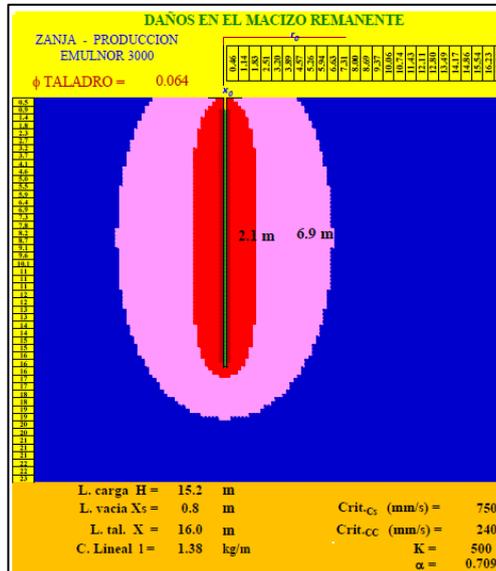
La media obtenida durante el desarrollo de las actividades es:

24%

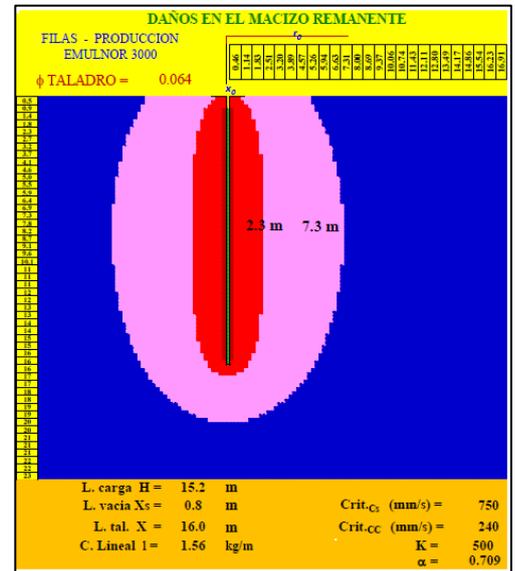
#### 4.1.5. Profundidad de la Zona de Rotura en las Rocas Encajonantes

*Ilustración 10.*

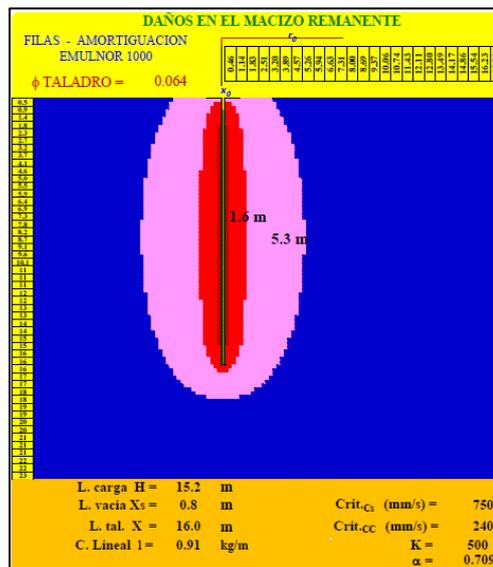
*La profundidad de la zona de fractura según el diseño propuesto por GEOMECC.*



10.a



10.b



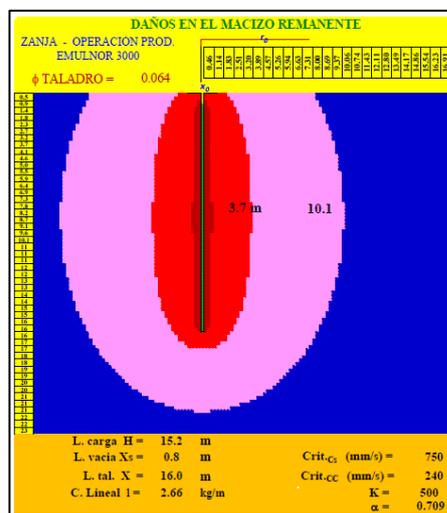
10.c

La figura representa el bulbo de velocidades ISO circundante al taladro. El área de fractura de la masa rocosa se identifica de rojo, mientras que el color rosa señala exclusivamente la dilatación de fracturas ya existentes.

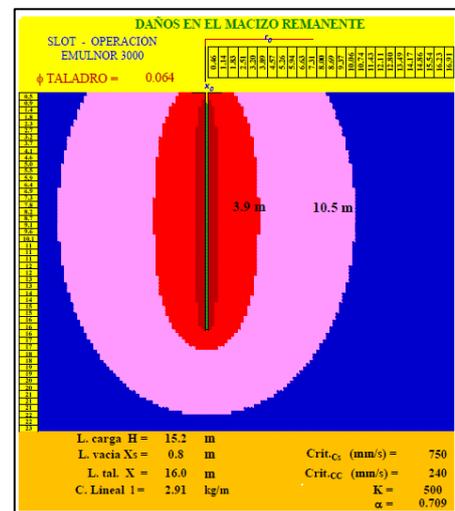
- En la sección identificada como "Zanja", se determinó que el espesor de la zona de rotura alcanza los 2.10 metros.
- En la zona clasificada como "Fila" donde se efectuaron taladros de producción, el espesor medido de la zona de rotura fue de 2.30 metros.
- Finalmente, en otra área denominada "Fila", pero esta vez donde se ubicaron los taladros de amortiguación, se registró un espesor de la zona de rotura de 1.60 metros.

**Ilustración 11.**

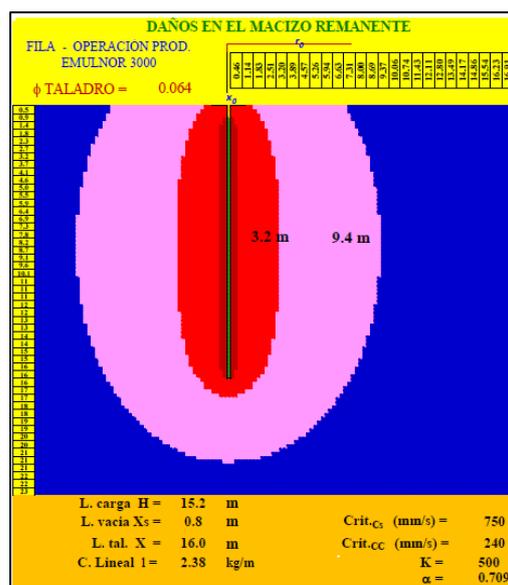
*La profundidad de la zona afectada por la operación*



11.a



11.b



11.c

- Figura 11.a: En el Slot, la profundidad de la zona de rotura alcanza los 3.90 metros.
- Figura 11.b: Para la Zanja, se observa una profundización de la zona de rotura de 3.70 metros.
- Figura 11.c: En el caso de las Filas, la profundidad de la zona de rotura es de 3.20 metros.

#### **4.1.6. Desviación de la perforación**

La divergencia de los taladros se refiere a la discrepancia existente con la trayectoria planificada para el sondaje y dirección seguida. Esta divergencia se origina debido a errores asociados con el inicio del sondaje, el posicionamiento correcto, y la desviación a lo largo trayecto. Los errores de inicio y posicionamiento están vinculados directamente a la habilidad del operario, los cuales pueden ser corregidos mediante una adecuada formación y supervisión. Por otro lado, la desviación de la trayectoria se ve influenciada por factores relacionados con el equipo utilizado, tales como el  $\emptyset$  y la longitud de la perforación.

La tabla 3.6 muestra que, conforme a las expectativas, con  $\emptyset$  de perforación de 76 mm y 64 mm, se observan desviaciones de 52 cm y 32 cm. Esto sugiere que el desvío puede ser disminuida en un 50% mediante la utilización de un diámetro de perforación más grande (por ejemplo, 76 mm).

Es recomendable considerar que el uso de un diámetro de perforación más amplio (76 mm) no implica obligatoriamente un ajuste en los parámetros establecidos para el diseño de la malla de voladura. (ej. Espaciamiento, Burden, FP, etc.).

Así mismo se han detectado fallos con respecto a la ubicación ocasionados por el insuficiente espacio disponible de maniobra de los equipos de perforación.

**Tabla 8.**

*Desvíos de los taladros de perforación*

JUMBO BOOMER T1D			
φ Taladro	Desviación		Inclin.
	mm	m	
64	0.52	4	65°

*Fuente: (8)*

SIMBA			
φ Taladro	Desviación		Inclin.
	mm	m	
76	0.32	3	79°

*Fuente: (8)*

#### 4.1.7. Magnitud sísmica y máxima vibración

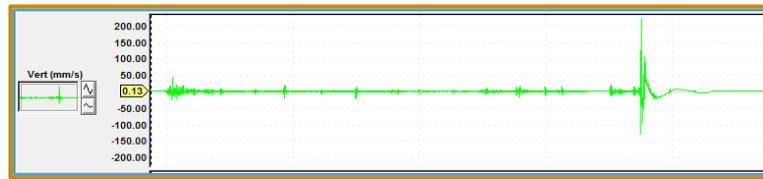
Durante la realización de la visita técnica en la mina Inmaculada, se observó que la vibración más intensa captada durante las operaciones de seguimiento fue provocada por la explosión del banco completo. Esta específicamente alcanzó un valor de 226 mm/s a una distancia de 60 metros, como se detalla en la entrada en la fila 9 del Cuadro 3.5, complementado con la visualización del sismograma correspondiente a la detonación en la Figura 3.1. Mediante la aplicación de la ecuación E. 1 para correlacionar la vibración observada con su equivalente en términos de magnitud sísmica, se concluyó que la vibración registrada tiene el potencial de generar un microsismo con una amplitud de 3 respecto a Richter (ML).

$$E. 1 \quad V = 4000 * \left( \frac{D}{10^{\frac{M}{3}}} \right)^{-1.6}$$

*Fuente (5)*

**Ilustración 12.**

*Sismograma de detonación de tajo completo.*



*Fuente 4, BE 10861 05/08/18 18:28:04*

A una distancia de 60 metros, la vibración resultante de la detonación registró un valor de 227 mm/s, induciendo un microtemblor con una magnitud de 3.0 en la escala Richter. Se observó que la vibración máxima ocurrió en la tercera fila, siendo la detonación de tipo controlado.

**Tabla 9.**

*Comparaciones entre la magnitud Richter y la vibración.*

PPV VS Distancia y carga operante (kg)			PPV VS Distancia y magnitud Richter (ML)		
Distancia m	Carga kg	Vibración mm/s	Distancia m	Magnitud ML	Vibración mm/s
42	28.14	9.0	42	-0.1	9.0
85	28.75	2.9	85	-0.1	2.9
42	28.75	28.1	42	0.8	28.1
40	36.11	4.3	40	-0.8	4.3
39	45.8	22.7	39	0.6	22.7
63	45.8	21.7	63	1.2	21.7
60	11.46	24.0	60	1.2	24.0
27	25.96	71.8	27	1.0	71.8
36	25.96	70.2	36	1.4	70.2
60		226.0	60	3.0	226.0

*Valores medidos en campo*

*Fuente (4)*

*Fuente (5)*

La demanda de energía (kJ) en el hastial afectado que genera la máxima vibración, se muestra en el Cuadro 3.7, para su elaboración se ha considerado que:

- Densidad del mineral es = 2.5 t/m<sup>3</sup>
- Profundidad de la zona afectada en el hastial = 1.0 m
- Peso unitario del volumen afectado = 2.5 t/m<sup>3</sup>

Por lo que la energía cinética por m2 es:

$$E_{m2} = \frac{1}{2} * \rho * PPV^2$$

Donde:

$E_{m2}$  = Energía por m2 de hastial afectado (kN/m<sup>2</sup>)

PPV = Velocidad pico de la partícula (m/s)

Considerando la vibración obtenida en la detonación de TC y relacionándola con la magnitud sísmica (Richter), la demanda de energía, a 10 m. de la voladura podría ser 20 KJ/m<sup>2</sup>. Para sostener labores a la distancia mencionada, se requiere refuerzo adicional (combinaciones de los elementos de soporte que muestra el Cuadro 3.8).

**Tabla 10.**

*Energía dinámica para eventos de 3 ML, (a diversas distancias).*

Dist. evento a labores m	Magnitud Richter	PPV		Peso del bloque T	Demanda de energía kJ/m <sup>2</sup>
	ML	mm/s	m/s		
5.0	3.00	12126	12.13	2.50	183.79
10.0	3.00	4000	4.00	2.50	20.00
15.0	3.00	2091	2.09	2.50	5.46
20.0	3.00	1320	1.32	2.50	2.18
30.0	3.00	690	0.69	2.50	0.59

Con magnitud de 3 ML se tiene que:

A 5 m de distancia la DE es 183.79 kJ/m<sup>2</sup>. No se deberá diseñar sostenimientos para niveles de energía igual o mayor a 50 kN/m<sup>2</sup>, (sostenimiento inmanejable, muy caro).

A 10 m es 20 kJ/m<sup>2</sup> la DE será 20.0 kN/m<sup>2</sup>, (sostenimiento caro)

A 15 m de distancia la DE es 5.46 kJ/m<sup>2</sup>, (costo de sostenimiento accesible)

Magnitud Richter = Magnitud Nuttil ± 0.3

**Tabla 11.**

*Características del sostenimiento bajo cargas dinámicas.*

Tipo de soporte	Capacidad de carga kN	Dimens. mm (1)	Resistencia del soporte kN/m <sup>2</sup> (2)	PPV m/s (3)	Absorción de energía kJ/m <sup>2</sup> (2)
Mechanical bolts	120	20	83	0.46 (4)	0.6 (4)
Yielding n bolts (5)	65	200	45	2.6	9
Rebar , regular	150	25	14	1	1.3
Rebar , smoot	130	75	70	1.6	3.4
Cable bolts	230	15	160	0.9	1.2
splits sets	50	100	35	1.6	3.5
Swellex , annealed (6)	100	50	70	1.6	3.5
Welded wire mesh (7 )	30	200	20	1.2	2.1
Chain link mesh (7)	35	270	25	1.5	3.3
Steel cable , lacing	90	30	62/cable	0.8	0.9/cable

(1) 2m long. supports; (2) Support at 1.2 m (4 ft ) centres

(3) From Ecuations 7.15 or 7.16 using a slab thickness of 1 m

(4) Bolts installed with 60 kN tension and 10 mm stretch

(5) Ortlepp. 1969; (6) Herron, 1988; (7) Pakalnis and Ames 1983.

Ej. Capacidad de absorción de energía en kJ/m<sup>2</sup> del sostenimiento en tajos de Inmaculada consistente en: Perno hidrabolt + concreto lanzado + cable bolting:

Capacidad dinámica del sostenimiento:  $3.5 + 2.4 + 1.2 = 7.1$  kJ/m<sup>2</sup>

Los factores de seguridad del sostenimiento (para condiciones dinámicas)

a: 5, 10 y 15 m de distancia, durante el microsismo de 3 ML serán:

- A 5 m de distancia,  $FS = 7.1/183 = 0.038$
- A 10 m de distancia,  $FS = 7.1/20 = 0.36$
- A 15 m de distancia  $FS = 7.1/5.46 = 1.30$

Para soporte dinámico el factor de seguridad estará entre: 1.5 a 2

Con altas vibraciones, el sostenimiento podría ser inefectivo, (probabilidad de que se presenta una falla mayor).

No es conveniente diseñar soporte dinámico para oponerse a demandas de energía mayor a 50 kJ/m<sup>2</sup>.

Al parecer, una de las causas de la alta vibración detonando el TC, sería el gran confinamiento que produce el material roto sobre los taladros por salir (poco espacio para la expansión del material roto), algunos taladros podrían soplar.

La vibración alta producirá sobre excavación y desestabilizará la roca encajonante en el tajo y labores aledañas y se requerirá refuerzo adicional (que encarecerá el soporte).

En minas con historial de sismicidad inducida, más del 98 % de los microsismos tienen magnitud menor a 2.0 ML y solo el 1% entre 2 a 2.5 ML

De acuerdo con los resultados se proponen las siguientes recomendaciones referentes a la detonación de TC. Esta voladura podría realizarse a condición de que:

- El esquema de voladura deberá ser diseñado para menor vibración Ej.  
Cargas lineales bajas, taladros desacoplados, explosivos menos enérgicos etc.
- Tiempo de retardo entre taladros que reduzca, en forma efectiva, la disminución de la vibración
- Se debe minimizar las cargas operativas, procurando activar un taladro por cada intervalo de retardo.
- Ver la posibilidad de realizar la Ch con el sistema RB. En su defecto, revisar el método de explotación (se recomienda el método Avoca en tajos angostos

**Tabla 12.**

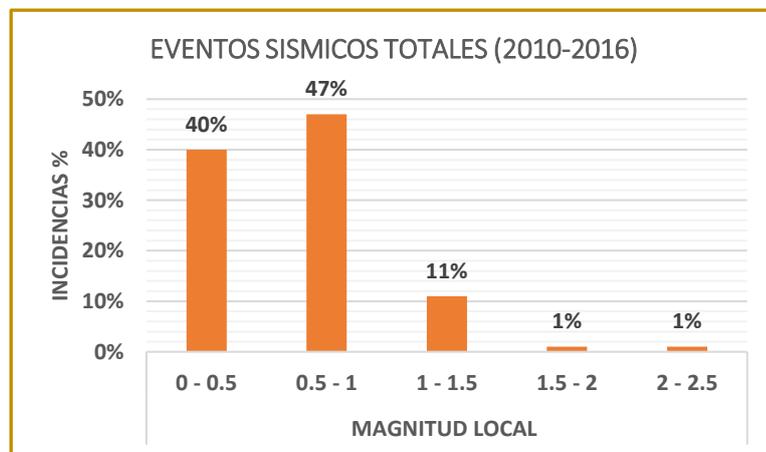
*Incidencia de eventos sísmicos según su magnitud.*

	MAGNITUD LOCAL				
	0 - 0.5	0.5 - 1	1 - 1.5	1.5 - 2	2 - 2.5
INCIDENCIAS (%)	40%	47%	11%	1%	1%

*Eventos sísmicos en mina proclive a la micro-sismicidad inducida (Fuente no divulgada)  
A 10 m de un evento sísmico de 2 ML es manejable con pernos cementados y concreto lanzado Fuente (8)*

**Tabla 13.**

*Eventos sísmicos totales.*



*Eventos sísmicos en mina proclive a la micro-sismicidad inducida (Fuente no divulgada) Fuente (8)*

## **4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados**

### **4.2.1. Caracterización del Macizo Rocoso para el Diseño de Voladura**

#### **4.2.1.1. Evaluación geomecánica**

El cuadro presenta las propiedades geomecánicas características de la roca clasificada como tipo III.B.

**Tabla 14.**

*Características geotécnicas- mecánicas roca III.B.*

LUGAR	ROCA	RMR	Q'	RQD	$\sigma_c$ MPa
AC 383491 Nv. 4360 - 4375 / VE 05 SW	ANDESITA III B	43	1.56	50	80
AC 174127 Nv. 4420 - 4400	DEBRIS FLOW III B	37.5	0.5	30	60
AC 174127 Nv. 4420 - 4400	DEBRIS FLOW III B	37.5	0.5	30	60
AC 614209 Nv. 4440 - 4460 / VE 11 NE	ANDESITA III B	48	1.41	45	80
AC 223541A Nv. 4375 - 4395 / VE 03 SW	ANDESITA III B	47	1.56	50	90
AC 223641A Nv. 4395 - 4400 / VE 02 1/2 SW	ANDESITA III B	47	1.56	50	90
AC 514187 Nv. 4420 - 4400 VE 10 NE	DEBRIS FLOW III B	42	1.67	45	64
AC 1141113 Nv. 4420 - 4440 VE 0 NE	DEBRIS FLOW III B	44	1.38	55	80

#### 4.2.2. Índice de volabilidad y Factor de Potencia

*Índice de volabilidad.* Se refiere a la cuantificación de la resistencia que presenta una roca frente a la acción de ser fragmentada mediante el uso de explosivos, hacia una dimensión específica. Lilly, en el año 1992, introdujo un indicador denominado índice de volabilidad (BI, por sus siglas en inglés), el cual resulta cuando la agregación de 5 parámetros geotécnicos - mecánicos significativos.

$$E. 3 \quad BI = 0.5 * (RSI + JPO + RMD + JPS + + SGI)$$

En esta investigación se utilizará el grado BI de volabilidad ("Blastability Index", Lilly, 1987) como referencia. La figura correspondiente detalla los pesos asignados a cada componente para el Tipo IIIB de roca de UM. Inmaculada.

**Tabla 15.**

*La medida de volatilidad junto con la estimación del coeficiente de potencia*

INDICE DE VOLABILIDAD Y PREDICCIÓN DEL FACTOR DE POTENCIA (LILLY 1992)			
DESCRIPCIÓN			
1	DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO	RMD	VALOR
1.1	Fiable , poco consolidado	10	20
1.2	Diaclasado en bloques	20	
1.3	Totalmente masivo	50	
2	ESPACIAMIENTO ENTRE PLANOS DE JUNTAS	JPS	
2.1	Pequeño < 0.1 m	10	35
2.2	Intermedio 0.1 a 1 m	20	
2.3	Grande > 1 m	50	
3	ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS DE JUNTAS	JPO	
3.1	Horizontal	10	35
3.2	Discontinuidad normal al frente	20	
3.3	Dirección con el frente	30	
3.4	Buzamiento coincidente con el frente	40	
4	INFLUENCIA DEL PESO ESPECÍFICO : SGI = 25 SG - 50	SGI	12.5
C	RADIO DE INFLUENCIA DE LA RESISTENCIA : RSI = 0.05 Rc	RSI	3.8
			$\Sigma =$ <b>106.3</b>
INDICE DE VOLABILIDAD :		BI = 0.5 ((RMD + JPS) + JPO + SGI + RSI) = 53.2	
SG =	Es el peso específico	SG = 2.5	T/m <sup>3</sup>
Rc =	Resistencia a compresión simple	Rc = 76	MPa
Factor de Potencia Kg (de Anfo)/Tm		FP = 0.004 BI	Kg/T
Factor de energía		FE = 0.015 BI	MJ/T
Factor de roca A ( de Cunningham)		A = 6.25	
El factor A del modelo de Kuz Ram , tambien puede obtenerse con :		A = 0.12 BI	6.378
		Con la Tabla de Cunningham : A =	6.25
FACTOR DE POTENCIA			
Con respecto a :	ANFO	0.21 Kg/T	0.532 Kg/m <sup>3</sup>
Con respecto a :	EMULNOR 3000	0.16 Kg/T	0.41 Kg/m <sup>3</sup>

*Para la roca Tipo IIIB de Inmaculada, el uso del FP con Emulnor 3000 se estima en aproximadamente 0.16 kg por tonelada, lo que equivale a 0.41 kg por metro cúbico.*

**Factor de potencia FP.** El factor de potencia (FP) sirve como un indicador indirecto del nivel de energía explosiva transferida a un volumen de masa rocosa por cada unidad volumétrica (kg/m<sup>3</sup>) o por cada kilogramo de roca que se va a fragmentar (kg/t). Esta métrica se determina dividiendo la cantidad de explosivos utilizada por el volumen o la masa estimada del material a fracturar.

Según Lilly el FP, en kg de Anfo por TN ( $\text{kg}_{\text{Anfo}}/\text{t}$ ) podrá ser determinado a partir de su índice de volabilidad, como sigue debajo:

$$E.4 \quad \quad \quad \text{FP} = \text{BI} * 0.004$$

### 4.2.3. Selección y comparación de explosivos

En la Tabla 4.2, mostramos la comparación de la potencia por peso relativa de los explosivos utilizados en la mina, respecto al Anfo. (considerado como el explosivo de referencia). Para su determinación, se ha tomado en cuenta la verdadera definición de potencia del explosivo, es decir, cómo varía la energía con el tiempo. Los explosivos empleados en la operación minera poseen una elevada potencia, facilitando su aplicación sostenida siempre que se lleve a cabo un seguimiento riguroso tanto de la cantidad de explosivo por longitud de carga como del coeficiente de fuerza explosiva (factor de potencia FP)

**Tabla 16.**  
*Comparativo de cargas explosivos*

	EXPLOSIVO	Q MJ/Kg	V m <sup>3</sup> /Kg	VOD* m/s	$\rho$ Kg/m <sup>3</sup>	S <sub>Anfo</sub>		
						Sin FS	FS	Con FS
1	EMULNOR 5000	4.23	0.87	5000	1160	2.1	1.49	1.40
2	EMULNOR 3000	3.85	0.88	5000	1140	1.9	1.49	1.30
3	EMULNOR 1000	3.28	0.92	5000	1130	1.6	1.36	1.20
4	EMULNOR 500	2.63	0.95	4400	900	1.1	1.00	1.05
5	EXSADIT 45	3.000	0.95	3600	1020	1.1	1,1	1.00
6	ANFO LIVIANO	3.92	0.97	3500	800	0.75	1.00	0.75
7	ANFO	3.84	0.97	3200	800	1.0	1.00	1.00

Se debe verificar la velocidad de detonación asumiendo su valor y confirmarlo mediante mediciones de VOD realizadas en el sitio.

Donde: Q representa el calor específico de detonación (MJ/kg), V indica el volumen específico de detonación (m<sup>3</sup>/kg), VOD se refiere a la velocidad de detonación,  $\rho$  denota la densidad (kg/m<sup>3</sup>), FS es el factor de seguridad, y S<sub>Anfo</sub> muestra la potencia relativa, en términos de peso, en comparación con el Anfo.

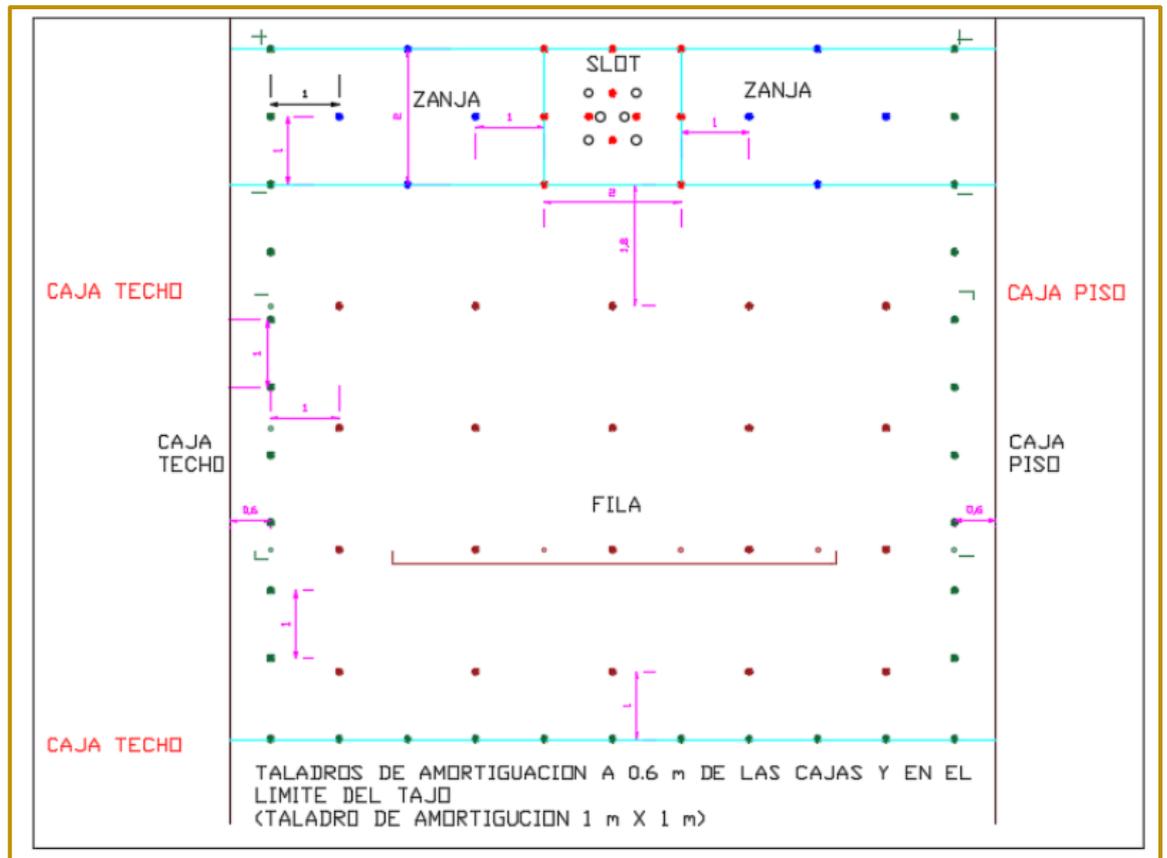
Como investigador, se puede reexpresar la información de la siguiente manera: "Por ejemplo, la información presentada en la primera fila muestra que el Emulnor 5000 posee una  $S_{Anfo}$  de 2.1, lo que representa una potencia superior en un 110% en comparación con Anfo. Al aplicar un factor de seguridad (FS) de 1.49, se deduce que el Emulnor 5000 supera en un 40% la potencia de Anfo, alcanzando un  $S_{Anfo}$  de 1.4. Este dato será utilizado en las fórmulas de cálculo para las voladuras descritas en este documento."

#### 4.2.4. Diseño (conceptual) de voladura con TL (Bench stoping) Tipo de roca III

*Tabla 17.*  
*Datos de voladura.*

PARAMETROS		OPERACIÓN MINA			OPERACIÓN GEOMEC			
		SLOT	ZANJA	FILA	SLOT	ZANJA	FILA	AMORTIGUACION
$\phi$ talad	mm	64 - 76	64 - 76	64 - 76	64 - 76	64 - 76	64 - 76	64 - 76
Long. talad.	m	16	16	16	16	16	16	16
Burden	m	0.35	1.8	1.8	0.35	1.8	1.8	1.3
Espaciamiento	m	0.65	2	2	0.65	2	2	1.3
Taco inerte	m	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
Carga columna	kg	21 - 30	25	27	29	20.2	22.7	13.3
Carga fondo	kg	1.2	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
EXPLOSIVO	EMULNOR	5000	3000	3000	3000	3000	3000	1000
FP	kg/t	1.6 - 2	0.15 - 0.46	0.38	0.41	0.13	0.16	0.21
Carga lineal	kg/m	1.51 - 3.25	1.59 - 2.97	1.56 - 2.36	1.3	0.33	1.56	0.91
Tuvo PVC	mm	58 - 68	58 - 68	58 - 68	58 - 68	58 - 68	58 - 68	58 - 68
Densidad	t/m <sup>3</sup>	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5
Vol. /talad.	m <sup>3</sup>	3.64	57.6	57.6	3.64	57.6	57.6	27
T/talad		9.1	144	144	9.1	144	144	67.6
Pef. Especifica	m/t	1.76	0.11	0.11	1.76	0.11	0.11	0.24

**Ilustración 13.**  
*Red de taladros y disparos*



Las medidas del Espaciamiento y Burden en la configuración de perforación y voladura se establecen de la siguiente manera:

- En el caso del slot, las dimensiones son de 0.35 metros de ancho (B) y 0.65 metros de profundidad (E).
- Para las zanjas, se establece un ancho (B) de 2 metros y una profundidad (E) también de 2 metros.
- Respecto a las filas, se determina un ancho (B) de 1.80 metros y una profundidad (E) de 2 metros.

Es observable que las medidas del Espaciamiento y Burden dentro del slot permanecen constantes, respetando el diseño inicial de UM. Inmaculada.

### **4.3. Prueba de Hipótesis**

Para llevar a cabo la comprobación de la hipótesis, se procederá según lo estipulado por las variables independiente y dependientes presentadas en el proyecto de investigación, a través de este método se validará la hipótesis:

Si efectuamos un diseño para voladura y modelamiento de vibraciones se reducirá el impacto en la voladura en la UM. Inmaculada - Compañía Minera Ares.

- ✓ H0: Si efectuamos un diseño para voladura y modelamiento de vibraciones se reducirá el impacto en la voladura en la UM. Inmaculada - Compañía Minera Ares.
- ✓ H1: Si efectuamos un diseño para voladura y modelamiento de vibraciones NO se reducirá el impacto en la voladura en la UM. Inmaculada - Compañía Minera Ares.

### **4.4. Discusión de Resultados**

#### **4.4.1. Control de Vibraciones de Voladura**

La detonación de explosivos produce vibraciones que generan pulsos sísmicos. Estos pulsos, cerca de la fuente de detonación, presentan altas frecuencias y amplitudes, con la capacidad de modificar (fracturar) la estructura del macizo rocoso en distintos niveles. En el proceso de propagación, las ondas imparten a las partículas de los materiales por los que se desplazan ciertas magnitudes de velocidad, desplazamiento y aceleración. Cuando el desplazamiento máximo sobrepasa el umbral definido por la ley de Hooke, se produce una ruptura del material debido a tracción dinámica. Los factores clave para evaluar el efecto sobre el macizo rocoso son la velocidad de vibración de las

partículas, la masa de los explosivos utilizados y/o la cantidad de carga por unidad de longitud (kg/m).

#### 4.4.2. Estudio de vibraciones

Tendrá por finalidad determinar la velocidad de vibración de la partícula que provoca la detonación de una carga explosiva para evaluar:

- El rendimiento de la voladura.
- Establecer la modelo de disminución de la propagación de la vibración a fin de realizar simulaciones predictivas para mitigar daños por voladura en la masa rocosa
- Establecer tiempos de retardo que mejor se adapte al lugar de la voladura, etc.

#### 4.4.3. Ley de atenuación de la velocidad de partícula para el campo lejano

La propagacion de la velocidad de vibracion de partícula esta influenciada por las características estructurales del macizo rocoso, la inestabilidad en la masa, es producida por desplazamiento a travez de las superfivies de juntas (Calder y Larocque 1976), su expresion es:

$$E. 5 \quad V = K * \left( \frac{D}{Q^{(1/2)}} \right)^{\beta}$$

Donde:

V representa la máxima velocidad a la que vibra una partícula, medida en milímetros por segundo (mm/s).

Q se refiere a la masa del explosivo empleada, en kilogramos (kg).

D indica la separación entre el lugar de la explosión y el sitio donde se realiza la medición, en metros (m).

K y  $\beta$  son coeficientes que deben ser calculados a través de un análisis de regresión.

$D/(Q^{1/a}) = DS =$  Distancia escalada (raíz cuadrada para cargas cilíndricas (m/kg<sup>1/2</sup>), raíz cúbica, para carga esférica. (m/kg<sup>1/3</sup>))

Con el monitoreo de vibraciones se determinó las constantes experimentales :  $K = 500.2$  y  $\alpha = 1.417$  , quedando la ecuacion E 5 como:

$$E. 6 \quad V = 500.2 * \left( \frac{D}{Q^{(1/2)}} \right)^{-1.417}$$

El nivel de confianza de la E.6 es: 80%

#### 4.4.4. Ley de atenuación medida en el campo cercano

En la zona adyacente a la perforación, la dinámica de la vibración se ve afectada por la configuración geométrica de la carga extendida. La fórmula expresada en E.7 detalla el principio de disminución de la velocidad de vibración de partículas registrada en el área próxima (en las inmediaciones de una carga extendida).

$$E.7 \quad V = K \left( \frac{l}{r_0} \right)^\alpha \left[ \text{atan} \left( \frac{H+x_s-x_0}{r_0} \right) + \text{atan} \left( \frac{x_0-x_s}{r_0} \right) \right]^\alpha$$

En el contexto de la investigación, se establece que:

"l" representa la carga lineal expresada en kilogramos por metro (kg/m).

"H" se define como la longitud de la carga en el taladro, medida en metros (m), "Xs" indica la longitud de la sección sin carga, también en metros (m).

"X0" se refiere a la profundidad a la cual se encuentra el geófono, en metros (m),

"r0" denota la distancia horizontal desde el geófono, medida en la misma unidad.

Adicionalmente, se identifican las constantes "K" y "α" como variables experimentales, cuyos valores se determinan a través de un análisis de regresión basado en el monitoreo de vibraciones. A partir de este monitoreo, se obtuvieron los valores de las constantes experimentales, siendo "K" igual a 500.2 y "α" igual a 0.7085.

Quedando la ecuación E.7 como:

$$E. 8 \quad V = 500.2 \left(\frac{l}{r_0}\right)^{0.7085} \left[ \operatorname{atan}\left(\frac{H+x_s-x_0}{r_0}\right) + \operatorname{atan}\left(\frac{x_0-x_s}{r_0}\right) \right]^{0.7085}$$

El nivel de confianza de la E.8 es: 80%

Los valores obtenidos de K y α, son consistentes con los proporcionados por la literatura especializada, tal como se muestra en el Cuadro 5.1

**Tabla 18.**

*Análisis de los valores de K y α para diferentes tipos de rocas.*

TIPO DE ROCA	K	α
Granito masivo de Suecia	700	0.7
Granito masivo de Madrid	575	0.66
Granito diaclasado	190	0.86
Andesita	200	0.9
Arenisca resistente	400	0.78
Pizarra resistente	175	1.25
<b>Mina Inmaculada</b>	<b>500.2</b>	<b>0.7085</b>

*Fuente.*

La ley de atenuación en campo cercano, será empleada como dato de ingreso para determinar los daños por vibraciones de voladura en las rocas encajonantes, así como para elaborar los bulbos de iso-velocidades.

#### 4.4.5. Velocidad crítica de vibración de partícula

Es la mínima velocidad que produce la rotura de la roca por tracción dinámica y/o la propagación de las fracturas preexistentes en el macizo rocoso.

**Criterio de sueco de rotura o de rotura por tracción:** Se produce la rotura y generación de nuevas grietas en el macizo rocoso ( Calder y Larocque 1976) , su expresión es:

$$E.9 \quad V_{C. Sueco} = 0.08 \frac{\sigma_C}{V_P * \rho_r} * 10^6$$

*Fuente 6*

Reemplazando valores en E.9 se tiene:

$$E. 10 \quad V_{C. Sueco} = 0.08 * \frac{76}{3400 * 2.5} * 10^6 = 750 \text{ mm/s}$$

La velocidad crítica (rotura del macizo) es :  $V_{C.sueco} = 750 \text{ mm/s}$

Donde :

C. = Resistencia compresion simple de la roca (Mega pascales)

r = Densidad de la roca (kg/m<sup>3</sup>)

VP = Velocidad de la onda P (m/s)

Vc.sueco: V crítica de oscilación (vibracion) según norma sueca de rotura (mm/s)

VC.CANMET: V crítica de vibracion , norma de extension de fractura (mm/s)

**Criterio de extension del CANMET:** Según las evaluaciones y directrices establecidas por el Centro Canadiense para la Tecnología Mineral y Energética (CANMET)" se produce solo la estensión (abertura) de las fracturas preexistentes en el macizo rocoso (Calder y Larocque 1977), la expresion es:

$$E.11 \quad V_{C. CANMET} = 0.021 \frac{\sigma_C}{V_P * \rho_r} * 10^6$$

Reemplazando valores en la ecuación E.11 se tiene:

$$E.12 \quad V_{C.CANMET} = 0.021 \frac{76}{3400 \cdot 2.5} = 240 \text{ mm/s}$$

La velocidad crítica para la rotura del macizo es : VC. CANMET =240 mm/s

Las velocidades críticas de vibracion de partícula son datos de ingreso para evaluar los daños en las rocas encajonantes , así como para elaborar los bulbos de iso-velocidades.

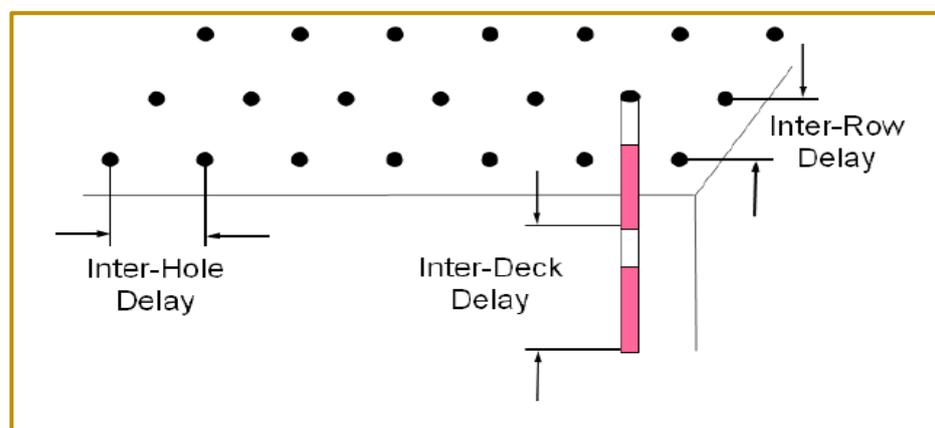
#### 4.4.6. Análisis de la firma del taladro

La evaluación de la firma de perforación, metodología empleada para examinar la vibración en teoría, utilizando información de entrada de una explosión y su registro sísmico correspondiente.

1. Este método actúa como un recurso de simulación y no tiene la capacidad de reemplazar los procedimientos convencionales de voladura ni el conocimiento adquirido por el equipo de trabajo.
2. La evaluación de la firma de perforación se introduce como una herramienta adicional destinada a mejorar la eficacia de las operaciones de voladura.

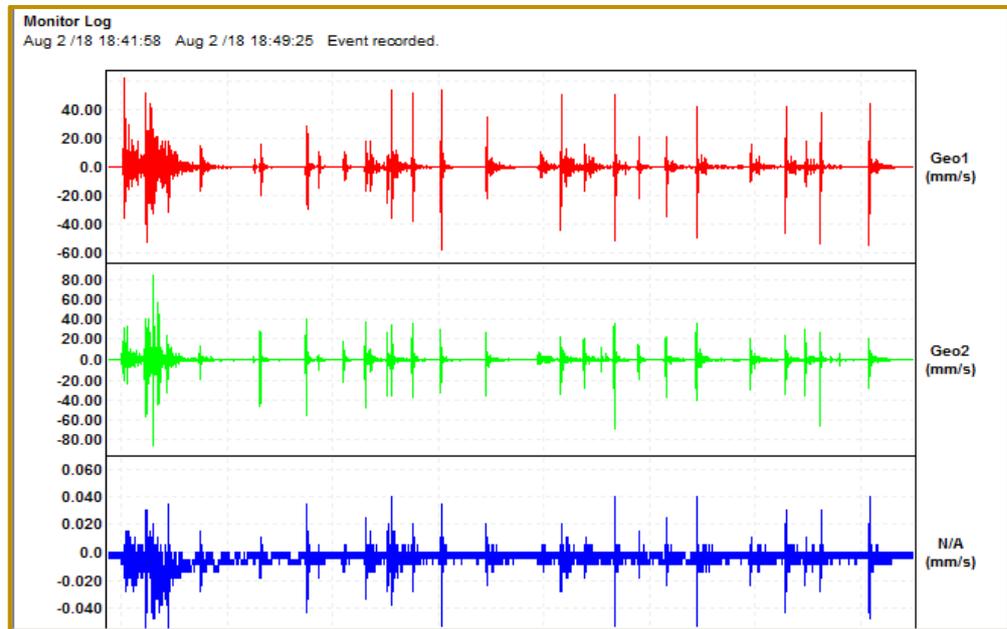
#### *Ilustración 14.*

*Términos usados.*



**Ilustración 15.**

Sismograma que se debe tener en cuenta para el análisis de la firma del taladro.



**Tabla 19.**

Selección del tiempo de retardo

Signature Hole Analysis Table									
File (Double Click to view)	Blast Timing			Peak Particle Velocity				PVS	
	Deck Delay (msec)	Hole Delay (msec)	Row Delay (msec)	Trans (mm/s)	Vert (mm/s)	Long (mm/s)	Peak (mm/s)	Peak Vector Sum	
	8R1D0H10R0.BWP	0	10	0	98.22	95.20	54.36	98.22	104.60
8R1D0H15R0.BWP	0	15	0	83.45	77.26	56.88	83.45	94.30	
8R1D0H20R0.BWP	0	20	0	112.80	100.00	68.49	112.80	129.00	
8R1D0H25R0.BWP	0	25	0	80.61	82.37	66.81	82.37	99.17	
8R1D0H30R0.BWP	0	30	0	69.63	65.86	65.98	69.63	78.88	
8R1D0H35R0.BWP	0	35	0	87.43	76.07	46.05	87.43	113.80	
8R1D0H40R0.BWP	0	40	0	77.58	76.73	45.23	77.58	103.00	
8R1D0H45R0.BWP	0	45	0	72.78	68.06	42.78	72.78	80.36	
8R1D0H50R0.BWP	0	50	0	70.95	72.51	41.43	72.51	81.66	
8R1D0H55R0.BWP	0	55	0	70.26	68.35	38.64	70.26	78.93	
48R1D0H5R0.BWP	0	5	0	107.40	87.30	44.23	107.40	107.70	
8R1D0H60R0.BWP	0	60	0	72.09	64.67	40.78	72.09	80.01	
8R1D0H65R0.BWP	0	65	0	71.96	66.63	42.64	71.96	87.48	
8R1D0H70R0.BWP	0	70	0	70.70	66.93	41.50	70.70	78.91	
8R1D0H75R0.BWP	0	75	0	81.24	79.58	52.12	81.24	105.80	

Para el intervalo de retardo óptimo para minimizar las vibraciones (dadas las condiciones geodinámicas del macizo rocoso estudiado) se identifica como:  $\Delta T = 50$  ms, y este  $\Delta T$  debe mantenerse uniforme a lo largo de toda la operación de voladura. Se aconseja detonar, como mínimo, un agujero de perforación por cada etapa de retardo. Adicionalmente sugerimos comprobar la eficacia del factor tiempo elegido a través de toma de datos de las vibraciones.

## CONCLUSIONES

- Las medidas promedio de los tajos son: una altura de 25 metros, una longitud de 10 metros, y tienen un radio hidráulico (RH) de estabilidad de 3.6, adecuado para un RMR menor a 45.
- El método de explotación podría ser más eficaz al disminuir la distancia entre los subniveles y alargar el corte, sin cambiar el radio hidráulico de estabilidad.
- Reducir la altura entre subniveles podría acortar el período de curación del relleno de cemento.
- Disminuir la altura entre los subniveles también ayudaría a disminuir la desviación durante la perforación, que actualmente es de 0.3 metros y 0.6 metros para brocas de 76 mm y 64 mm, respectivamente.
- Los ajustes sugeridos facilitarían un mayor espacio para la expansión del mineral fragmentado, posibilitando la detonación de más taladros por cada voladura y minimizando la vibración provocada por estas, necesiéndose establecer el número óptimo de las perforaciones a disparar para disminuir excesivas vibraciones.
- En zonas de minado con una anchura de menos de 6 metros, se puede aplicar el Método de minado Avoca, que implica un proceso de excavación y relleno simultáneo.
- Se hacen uso de dos tamaños de brocas para las perforaciones, de 64 mm y 76 mm.
- El daño a las rocas circundantes está influenciado por la carga lineal, la cual debe ser gestionada de acuerdo con el diseño.
- El microsismo causado por la voladura de Tajo Completo puede reducir la efectividad del soporte, incrementando el riesgo de inestabilidad.

## RECOMENDACIONES

- Se sugiere expandir la supervisión de las vibraciones para confirmar o verificar si la detonación de TC tiende a provocar vibraciones intensas.
- Con el incremento en el  $\varnothing$  de los taladros, se recomienda procurar y estabilizar los criterios de voladura.
- Es preciso incorporar taladros perimetrales (o de amortiguamiento) en el diseño de voladura, utilizando cargas más ligeras y explosivos de menor potencia (por ejemplo, Emulnor 500 o 1000).
- Se busca minimizar la carga operativa detonando solo un taladro por cada período de retardo, siempre que sea posible.
- El intervalo de retardo más adecuado para las labores de disparo en la mina Inmaculada sería 50 ms.
- Se plantea la posibilidad de disminuir la distancia (ancho) del nivel superior de taladros de 8 m a 4.5 m, lo que podría resultar en una reducción de los costos de sostenimiento y una mayor estabilidad estructural, aunque esto requeriría una perforación en abanico.
- Se propone considerar el uso de una mini RB para la excavación de los slots.

## BIBLIOGRAFÍA

- Ames, V. (2008). Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas. (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- ASP BLASTRONICS. Instrumentación, monitoreo e interpretación de vibraciones. Curso de Voladura EXSA. Octubre del 2006, Lima, Perú.
- Bath, C., y S. Duda. 1968. Secular Seismic Energy release in the circum pacific belt.
- Bernal, I. 2001. Características y evaluación de la energía sísmica liberada. Univ. Nac. San Agustín. 170p.
- Bernal, I., y H. Tavera. 2005. Evaluación de la sismicidad y distribución de la energía sísmica en Perú. IGP Boletín de la Sec. Geológica del Perú V 92 p 67-78
- Bieniawski Z.T. "Engineering Rock Mass Clasification" Wiley – Interscience Publication – 1989.
- Brady B.H.G. & Brown E.T. "Rock Mechanics for Underground Mining" George Allen & Unwin – London – 1985.
- Brown E.T. "Rock Characterization Testing and Monitoring" ISRM Suggested Methods – Commission on Testing Methods, International Society for Rock Mechanics – 1981.
- Carmona, J., y J. Castano. 1970. Distribución temporal de la energía liberada al sur de los 20° en el intervalo 1920-1970. Inst. de Inv. Antisísmica de Argentina. 25p.
- Carrasco, S. (2007). Metodología de investigación científica. Lima, Perú: Editorial San Marcos
- Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos de Enaex (2005). Manual de Monitoreo de Vibraciones generadas por Voladuras, Análisis y Modelamiento. Chile.

- Compañía Minera Kolpa S.A. (2016). Plan de Minado Unidad Huachocolpa Uno, Huancavelica, Perú.
- Compañía Minera Kolpa S.A. (2017). Estudio Geomecánico Unidad Huchocolpa Uno. Departamento de Geomecánica, Huancavelica, Perú.
- Contreras, W. (2009). Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones. (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, Perú.
- Cruzado, F., Díaz, K. (2017). Análisis de la máxima carga operante en las vibraciones a campo lejano generado por voladura, en Minera Cerro Negro S.A., Cajamarca 2017. (tesis de pregrado). Universidad Privada del Norte. Lima, Perú.
- DCR Ingenieros S.R.Ltda. “Evaluación Geomecánica para el minado subterráneo – Proyecto Huevos Verdes - Argentina” Informe Técnico – Diciembre 2001.
- Egaña, M. (2008). Geoestadística aplicada a parámetros Geotécnicos. (tesis de pregrado). Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.
- Escalante, Christian. 2000. Evaluación del Peligro Sísmico en el Sur del Perú (13°- 18.5° S). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. 53p
- Famesa Explosivos S.A.C. (2015). Informe de Pruebas de Factibilidad Técnica de explosivos en la unidad operativa Huachocolapa Uno. Huancavelica, Perú.
- Giraldo, F. (2010). Control de vibraciones para casas de tierra en Perú. (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú
- Hoek E. “Practical rock engineering” Rocscience, 2002.
- Hoek E., Kaiser P., Bawden W. “Support of Underground Excavations in Hard Rock” A.A. Balkema 1995.
- Hudson J.A. Ed. “Comprehensive Rock Engineering – Principles, Practice & Projects”. Volúmenes 3 y 4, Pergamon Press 1993.

Krzyszton, Danuta. 2007. Susceptibility of rocks bumps. Fundacja Nauta I traducie Górnice. 102p

Minaya, Armando. 1986. Actividad Sísmica en el Sur del Perú y su Probabilidad de Ocurrencia. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. 89p

Vásquez, N. (2013). Predicción de la Ley de Atenuación, Frecuencia Dominante y espectro de respuesta en vibraciones producidas por voladuras a Cielo Abierto. (tesis de pregrado). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. España.

## **ANEXOS**

**Anexo I:**

*Esquema de Voladura*

Filas, esquema de voladura. Taladro de producción

VOLADURA DE FILAS: TALADRO DE PRODUCCION										
Tipo Roca :	IIIa	Media a Buena	$\phi_T = 0.064$ m							
PRODUCCION				$\phi_{Cart.}$ m	Long. m	$\rho$ kg/m <sup>3</sup>	Peso kg	$\ell$ kg/m	$S_{ANFO}$	
Columna :	EMULNOR 3000	1	1 / 2 x	12	0.038	0.30	1160	0.403	1.323	1.30
Fondo :	EMULNOR 5000	1	1 / 2 x	12	0.038	0.30	1140	0.396	1.30	1.40
$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\gamma_e * PRP}{c' * f * (E/B)}}$				$B_{max} = 2.1$	$B_{Practico} =$		$1.80$ m			
$B = B_{max} - 2\phi - 0.02 * L$				$E_{max} = 2.3$	$E_{Practico} =$		$2.0$ m			
Carga lineal : $\ell =$		3,73 k/m Acoplada								
		1.56 k/m Desacoplada ( 0.041 m ) ( 1.6 Pulg. $\phi$ del tubo PVC )								
Colocar :	23.53	kg de :	EMULNOR 3000		( 58 Cartuchos )					
Colocar :		2 cartuchos en el fondo y 58 como carga de columna						-0.05		
N° de cart. a colocar en el fondo :		2								
Factor de potencia		Calculado :		0.41 kg/m <sup>3</sup>		( 0.16 kg / T )				
		Predicción de Lilly :		0.41 kg/m <sup>3</sup>		( 0.16 kg / T )				
CARGA TALADRO DE PRODUCCION $\phi = 0.064$ m										
Columna :	56	EMULNOR 3000	( 1 1/2" x 12" )		Burden	1.8 m				
Fondo :	2	EMULNOR 5000	( 1 1/2" x 12" )		Espaciamiento	2.0 m				
Carga fondo	0.8	kg			L. Taladro	HT	16.0 m			
Carga columna	22.7	kg			L. fondo	BCL	0.610 m			
Carga total	23.5	kg			L. columna	CCL	14.59 m			
Volumen por taladro	57.6	m <sup>3</sup>			L. de la carga	15.20 m				
Factor potencia final	0.41	kg/m <sup>3</sup>			Altura del banco	16.0 m				
Perforación específica	0.3	m/m <sup>3</sup>			L. sin carga	0.800 m				
T. aire TA	0.0	m			T. inerte TI	0.800 m				
Granulometría	0.32	m ( P 80% )								

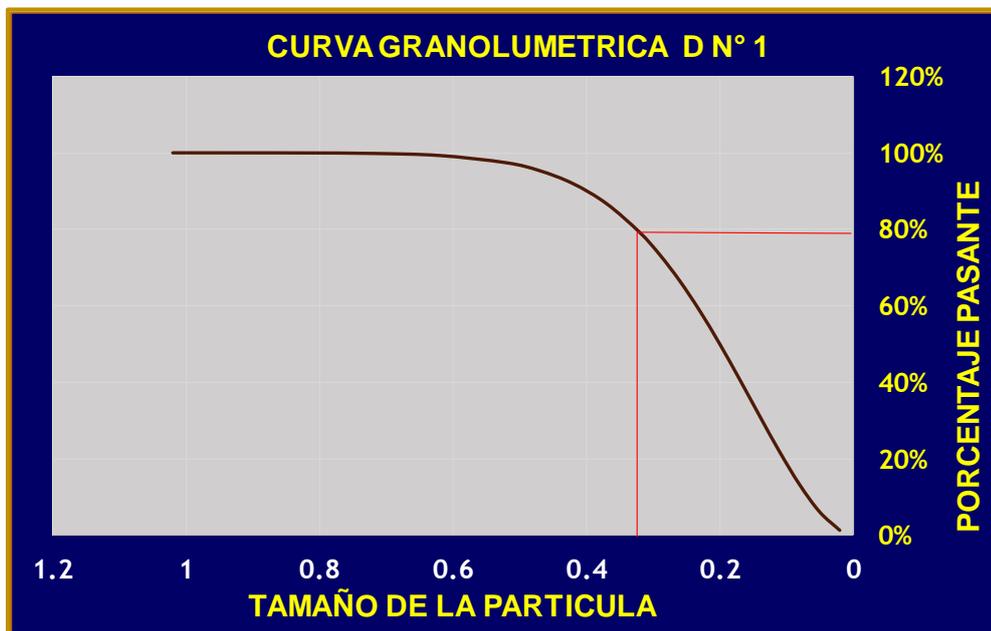
**Detalle de distribución de carga**

D 1.1 PRODUCCION CARGA DESACOPLADA $\ell = 1.56$ kg/m		FP = 0.41 kg/m <sup>3</sup>
TI	CCL	BCL
0.80	14.59	0.61
Diámetro taladro	0.064 m	( P 80% ) = 0.32 m
Diámetro de carga	0.041 m	Peso exp = 24 kg
C Fondo :	2 ( 1 1/2" x 12" )	EMULNOR 5000 +
C. columna	56 ( 1 1/2" x 12" )	EMULNOR 3000

### Con carga desacoplada

D° 1.2 PRODUCCION CARGA ACOPLADA		$\rho = 3,73 \text{ kg/m}$	FP = 0.41 kg/m <sup>3</sup>
0.36			
0.71			
1.42			
1.78			
2.13			
2.49			
2.84			
3.20			
3.56			
3.91			
4.27			
4.62			
4.98			
5.33			
5.69			
6.04			
6.40			
6.76			
7.11			
7.47			
7.82			
8.18			
8.53			
8.89			
9.24			
9.60			
9.96			
10.31			
10.67			
11.02			
11.38			
11.73			
12.09			
12.44			
12.80			
13.16			
13.5			
13.9			
14.2			
14.6			
14.9			
15.3			
15.6			
16.0			
TI	TA	CCL	BCL
0.80	9.01	6.2	0.61
Diámetro taladro	0.064 m		
Diámetro de carga	0.064 m Sin tubo desacoplador	Peso exp =	24 kg
C Fondo :	2 (1 1/2" x 12") EMULNOR 5000 +		
C. columna	56 (1 1/2" x 12") EMULNOR 3000		

### Con carga acoplada



Granulometría esperada)

## Filas, esquema de voladura. Taladro de Amortiguación

VOLADURA DE FILAS: TALADRO DE AMORTIGUACION														
Tipo Roca :	Illa	Media a Buena	$\phi_T = 0.064$ m											
AMORTIGUACION				$\phi_{Cart.}$ m	Long. m	$\rho$ kg/m <sup>3</sup>	Peso kg	$\ell$ kg/m	$S_{ANFO}$					
Columna :	EMULNOR 1000	1	1 / 4x	12	0.032	0.30	1130	0.273	0.89	1.20				
Fondo :	EMULNOR 5000	1	1 / 2x	12	0.038	0.30	1140	0.396	1.30	1.40				
$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\gamma_e * PRP}{c' * f * (E/B)}}$				$B_{max} = 1.6$		$B_{Practico} = 1.30$ m								
$B = B_{max} - 2\phi - 0.02 * L$				$E_{max} = 1.6$		$E_{Practico} = 1.3$ m								
Carga lineal : $\ell =$		<table style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 50%;">3.73 k/m Acoplada</td> <td style="width: 50%;"></td> </tr> <tr> <td>0.91 k/m Desacoplada ( 0.032 m ) ( 1.3 Pulg. <math>\phi</math> del tubo PVC )</td> <td></td> </tr> </table>									3.73 k/m Acoplada		0.91 k/m Desacoplada ( 0.032 m ) ( 1.3 Pulg. $\phi$ del tubo PVC )	
3.73 k/m Acoplada														
0.91 k/m Desacoplada ( 0.032 m ) ( 1.3 Pulg. $\phi$ del tubo PVC )														
Colocar :	14.07	kg de:	EMULNOR 1000		( 52 Cartuchos )									
Colocar : 2 cartuchos en el fondo y 50 como carga de columna										-0.01				
Nº de cart. a colocar en el fondo : 2														
Factor de potencia		<table style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 50%;">Calculado :</td> <td style="width: 50%;">0.52 kg/m<sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )</td> </tr> <tr> <td>Predicción de Lilly :</td> <td>0.52 kg/m<sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )</td> </tr> </table>									Calculado :	0.52 kg/m <sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )	Predicción de Lilly :	0.52 kg/m <sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )
Calculado :	0.52 kg/m <sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )													
Predicción de Lilly :	0.52 kg/m <sup>3</sup> ( 0.21 kg / T )													

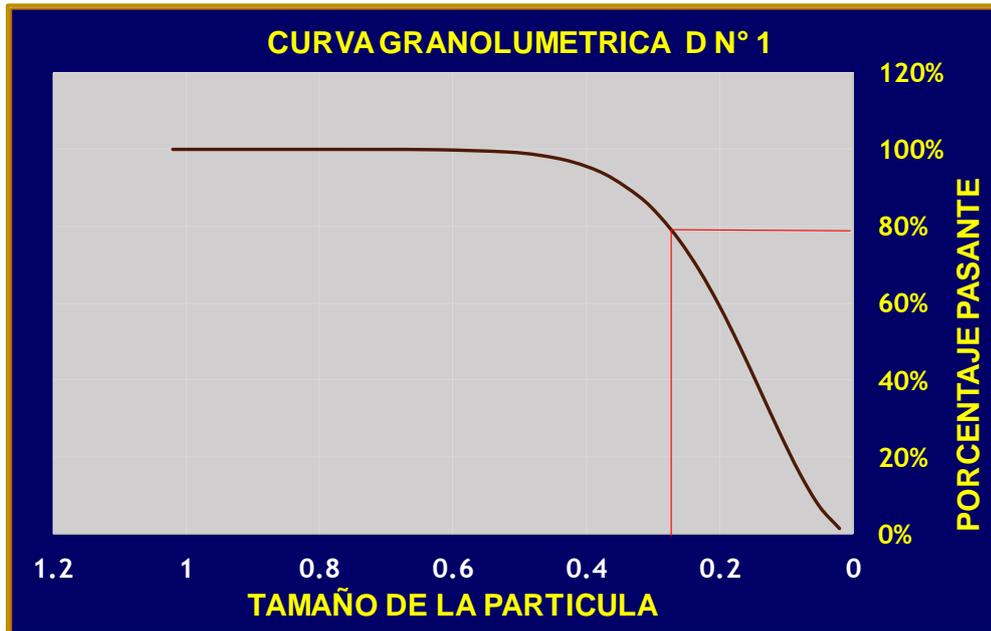
### Detalle de distribución de carga

D 2.1 AMORTIGUACION CARGA DESACOPLADA $\ell = 0.91$ kg/m FP = 0.52 kg/m <sup>3</sup>																																												
0.4	0.7	1.1	1.4	1.8	2.1	2.5	2.8	3.2	3.6	3.9	4.3	4.6	5.0	5.3	5.7	6.0	6.4	6.8	7.1	7.5	7.8	8.2	8.5	8.9	9.2	9.6	10.0	10.3	10.7	11.0	11.4	11.7	12.1	12.4	12.8	13.2	13.5	13.9	14.2	14.6	14.9	15.3	15.6	16.0
TI	CCL																																						BCL					
0.80	14.59																																						0.61					
Diámetro taladro	0.064		m		( P 80% ) =		0.26		m		Peso exp =		14		kg																													
Diámetro de carga	0.032		m																																									
C Fondo :	2		( 1 1/2" x 12" )		EMULNOR 5000		+																																					
C. columna	50		( 1 1/4" x 12" )		EMULNOR 1000																																							

### Con carga desacoplada

D 2.2 AMORTIGUACION CARGA ACOPLADA $\ell = 3.73$ kg/m FP = 0.52 kg/m <sup>3</sup>																																												
0.36	0.71	1.07	1.42	1.78	2.13	2.49	2.84	3.20	3.56	3.91	4.27	4.62	4.98	5.33	5.69	6.04	6.40	6.76	7.11	7.47	7.82	8.18	8.53	8.89	9.24	9.60	9.96	10.31	10.67	11.02	11.38	11.73	12.09	12.44	12.80	13.16	13.5	13.9	14.2	14.6	14.9	15.3	15.6	16.0
TI	TA																																						CCL	BCL				
0.80	11.49																																						3.7	0.61				
Diámetro taladro	0.064		m		Peso exp =		14		kg																																			
Diámetro de carga	0.064		m		Sin tubo desacoplador																																							
C Fondo :	2		( 1 1/2" x 12" )		EMULNOR 5000		+																																					
C. columna	50		( 1 1/4" x 12" )		EMULNOR 1000																																							

Con carga acoplada



(Granulometría esperada)

ZANJA, esquema de voladura. ZANJA Taladro de producción

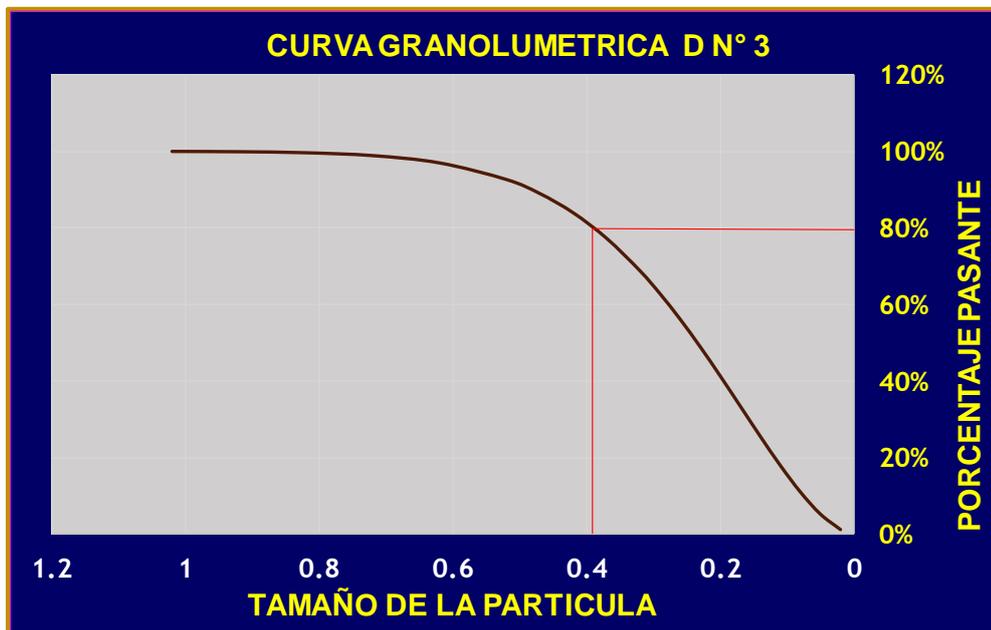
VOLADURA DE ZANJA : TALADRO DE PRODUCCION										
Tipo Roca :	Illa Media a Buena				$\phi_T = 0.064$ m					
PRODUCCION					$\phi_{Cart.}$	Long.	$\rho$	Peso	$\ell$	$S_{ANFO}$
Columna :	EMULNOR 3000	1	1 / 2 x	12	0.038	0.30	1160	0.403	1.323	1.30
Fondo :	EMULNOR 5000	1	1 / 2 x	12	0.038	0.30	1140	0.396	1.30	1.40
$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{\gamma_e * PRP}{c * f * (E/B)}}$					$B_{max} = 2.4$	$B_{Práctico} = 2.0$	$m$			
$B = B_{max} - 2\phi - 0.02 * L$					$E_{max} = 2.4$	$E_{Práctico} = 2.0$	$m$			
Carga lineal : $\ell =$		3,73 k/m Acoplada								
		1.38 k/m Desacoplada ( 0.039 m ) ( 1.5 Pulg. $\phi$ del tubo PVC )								
Colocar:	20.95	kg de:	EMULNOR 3000			( 52 Cartuchos )				
Colocar : 2 cartuchos en el fondo y 50 como carga de columna										
N° de cart. a colocar en el fondo : 2										
Factor de potencia		Calculado :		0.33 kg/m <sup>3</sup>		( 0.13 kg / T )				
		Predicción de Lilly :		0.33 kg/m <sup>3</sup>		( 0.13 kg / T )				
CARGA DEL TALADRO DEPRODUCCION $\phi = 0.064$ m										
Columna :	50	EMULNOR 3000	$S_{ANFO} = 1.30$		Burden		2.0 m			
Fondo :	2	EMULNOR 5000	$S_{ANFO} = 1.40$		Espaciamiento		2.0 m			
						L. Taladro	HT	16.0 m		
Carga fondo		0.8	kg		L. fondo		BCL	0.610 m		
Carga columna		20.2	kg		L. columna		CCL	14.59 m		
Carga total		20.9	kg		L. de la carga		15.20 m			
Volumen por taladro		64.0	m <sup>3</sup>		Altura del banco HB		16.0 m			
Factor potencia final		0.33	kg/m <sup>3</sup>		L. sin carga		0.799 m			
Perforación específica		0.3	m/m <sup>3</sup>		T. inerte		TI	0.800 m		
T. aire TA		0.0	m							
Granulometría		0.39	m ( P 80% )		Sobreperforación					

### Detalle de distribución de carga

D 3.1 PRODUCCION CARGA DESACOPLADA		$\rho = 1.38 \text{ kg/m}$	FP = 0.33 kg/m <sup>3</sup>																																									
0.4	0.7	1.1	1.4	1.8	2.1	2.5	2.8	3.2	3.6	3.9	4.3	4.6	5.0	5.3	5.7	6.0	6.4	6.8	7.1	7.5	7.8	8.2	8.5	8.9	9.2	9.6	10.0	10.3	10.7	11.0	11.4	11.7	12.1	12.4	12.8	13.2	13.5	13.9	14.2	14.6	14.9	15.3	15.6	16.0
TI	CCL																												BCL															
0.80	14.59																												0.61															
Diámetro taladro	0.064 m																												( P 80% ) = 0.39 m															
Diámetro de carga	0.039 m																												Peso exp = 21 kg															
C Fondo :	2 (1 1/2" x 12") EMULNOR 5000 +																																											
C. columna	50 (1 1/2" x 12") EMULNOR 3000																																											

D 3.2 PRODUCCION CARGA ACOPLADA		$\rho = 3.73 \text{ kg/m}$	FP = 0.33 kg/m <sup>3</sup>																																									
0.36	0.71	1.07	1.42	1.78	2.13	2.49	2.84	3.20	3.56	3.91	4.27	4.62	4.98	5.33	5.69	6.04	6.40	6.76	7.11	7.47	7.82	8.18	8.53	8.89	9.24	9.60	9.96	10.31	10.67	11.02	11.38	11.73	12.09	12.44	12.80	13.16	13.5	13.9	14.2	14.6	14.9	15.3	15.6	16.0
TI	TA																CCL										BCL																	
0.80	9.71																5.5										0.61																	
Diámetro taladro	0.064 m																																											
Diámetro de carga	0.064 m Sin tubo desacoplador																												Peso exp = 21 kg															
C Fondo :	2 (1 1/2" x 12") EMULNOR 5000 +																																											
C. columna	50 (1 1/2" x 12") EMULNOR 3000																																											

Con carga acoplada



(Granulometría esperada)

**Anexo 2.**  
*Diseño de Voladura (Inmaculada)*



**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**  
**U.M. INMACULADA**



**INDICE GENERAL**

I.	OBJETIVO .....	2
II.	CALCULO TEORICO DE BURDEN .....	2
A.	SEGÚN PEARSE .....	2
B.	Formula Empírica .....	2
C.	Según Lilly.....	3
D.	Según Langerford .....	3
E.	Según Rustan.....	3
III.	DISEÑO DE BURDEN – RANGO DE DIAMETRO DE TALADRO.....	3
IV.	LONGITUD DE TALADROS SUGERIDOS .....	4
V.	CÁLCULO DE LONGITUD MÁXIMA DE PERFORACIÓN .....	4
VI.	CALCULO TEÓRICO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO .....	6
VII.	DISEÑO DE PERFORACION DE SLOT .....	6
VIII.	MALLA DE PERFORACIÓN SUGERIDA SEGÚN PEARSE – RUSTAN.....	7
IX.	SECUENCIA DE MINADO TL_LONGITUDINAL (CON SLOT).....	8
X.	SECUENCIA DE MINADO TL_LONGITUDINAL (CON SLOT RAISE).....	8
XI.	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE DETONACIÓN .....	8
XII.	DISTRIBUCIÓN DE COLUMNA DE CARGA TIPICA (TALADROS DE PRODUCCIÓN).....	10
XIII.	DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE SLOT 2 m x 2 m Y SECUENCIA DE DETONACIÓN.....	11
XIV.	DISTRIBUCIÓN DE COLUMNA DE CARGA TIPICA (TALADRO DE SLOT).....	12
XV.	SENSIBILIDAD (FACTOR DE POTENCIA - % DILUCIÓN).....	14
XVI.	CONCLUSIONES .....	14

Mediante la presente le informo a Ud. sobre la perforación y voladura de taladros largos, realizado en la Mina Inmaculada.

## I. OBJETIVO

- ✓ Determinar el Burden y espaciamiento de la malla de perforación en los tajos pilotos de producción mediante el método de explotación de taladros longitudinales.
- ✓ Determinar los parámetros de perforación y voladura para las pruebas piloto.

## II. CALCULO TEORICO DE BURDEN

### A. SEGÚN PEARSE

$$B = \left( K * \frac{D}{1000} \right) * \sqrt{\left( \frac{P}{Std} \right)}$$

#### Consideraciones:

- ✓ Diámetro Tal. 64 mm / 2.5"
- ✓ Densidad Emulsión 1.16 gcc
- ✓ Long. Tal 16 m

#### Donde:

- B : Burden
- K : Constante que depende de la carga explosiva y de la roca. Varía entre (0.7 – 0.10).
- D : Diámetro de taladro (mm)
- P : Presión de detonación de la carga explosiva (Kg/cm<sup>2</sup>)
- Std : Resistencia dinámica de la roca (Kg/cm<sup>2</sup>)

#### Según la relación

$$K = 1.96 - 0.27 \ln(RQD)$$

### B. Formula Empírica

- 1) Volumen Material = H x B x E
- 2) Altura de Carga = 0.7 H
- 3) Factor de Potencia = 0.40 Kg/ Ton

### C. Según Lilly

- 1) Burden = 35 D
- 2) Espaciamiento = 1.15 B
- 3) Distancia Entre Cajas = B/3
- 4) Retacado = 32 D

### D. Según Langerford

$$B1_{\text{máx}} = (D/33) \times \sqrt{(P \times S) / (c \times f \times (E/B))}$$

$$B2_{\text{máx}} = 0.046 \times D$$

Bmáx.	Burden Máximo
D	Diametro del taladro (mm)
C	Constante de la roca
f	Factor de fijación
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden
dc	Densidad de carga (g/cm <sup>3</sup> )
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo

### E. Según Rustan

- 1) Burden = 11.8 D<sup>0.63</sup>
- 2) Espaciamiento = 1.15 B

Donde  
D = Diametro

Inicialmente para el cálculo del Burden, se consideraron distintos autores de referencia.

## III. DISEÑO DE BURDEN – RANGO DE DIAMETRO DE TALADRO

TABLE 6.4

Design Burden Data for a Range of Diameter Holes

Hole Diameter, d (mm)	Explosive Density, $\rho$ (g/cm <sup>3</sup> )	Charging Density, q (kg/m)	Velocity of Detonation (km/s)	Design Burden, V (m)	Maximum Burden, V <sub>max</sub> (m)
57	0.90	2.31	3.2	2.10	2.60
64	0.90	2.86	3.3	2.25	2.90
70	0.90	3.45	3.3	2.40	3.20
115	0.80	8.21	3.5	3.20	5.20
140	0.80	12.26	3.7	3.70	6.30
165	0.80	17.13	3.8	4.10	7.50

#### IV. LONGITUD DE TALADROS SUGERIDOS

TABLE 6.3

Suggested Drillhole Lengths for Downholes in Sublevel Open Stopping

Hole Diameter (mm)	Burden (m)	Stand-Off Distance (m)	Drilling Technology	Hole Depth (m)
51	1.0-1.5	0.4	Rods	10-15
64	1.3-1.8	0.6	Rods	10-15
73	2.0-2.5	0.8	Rods + stabilizers	12-20
76	2.0-2.5	1.0	Rods + tubes	20-25
89	2.5-2.8	1.1	tubes-top hammer	25-35
102	3.0	1.2	Tubes-top hammer	25-40
115	3.0-3.5	1.3	In-the-hole hammer	40-50
140	3.5-4.0	1.5	In-the-hole hammer	40-60

#### V. CÁLCULO DE LONGITUD MÁXIMA DE PERFORACIÓN

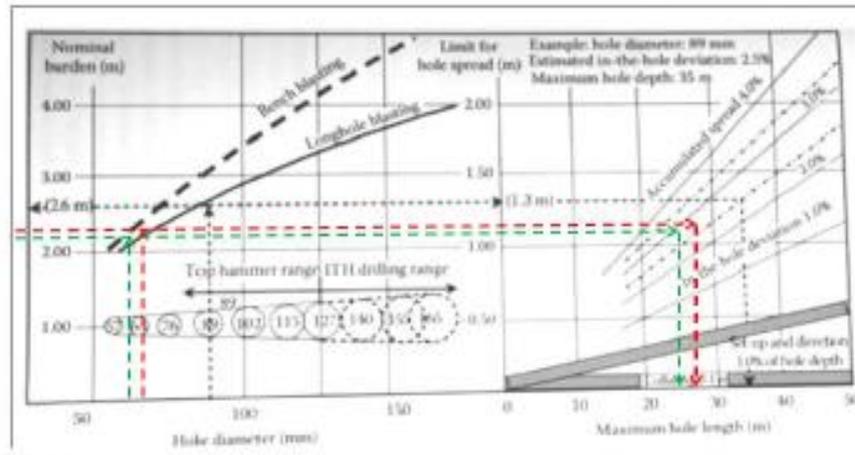
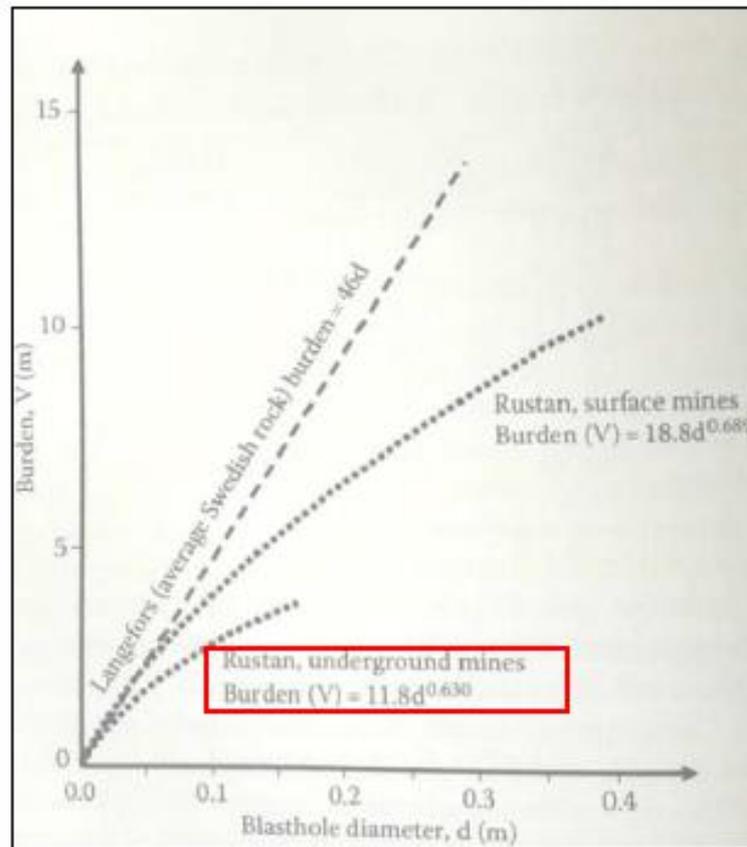


FIGURE 6.9  
 Maximum hole length using precision drilling. (After Hansen, H., Precision drilling extends the range of longhole blasting, in G. Almgren, J. Kinnar and N. Vagenas, eds., *Proceedings of the 2nd International Symposium on Mine Mechanization & Automation*, Luleå, Sweden, June 7-10, 1993, pp. 143-151, Balkema, Rotterdam, the Netherlands.)

Diámetro Tal. 64 mm  
 Diámetro Tal. 76 mm

## VI. CALCULO TEÓRICO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO



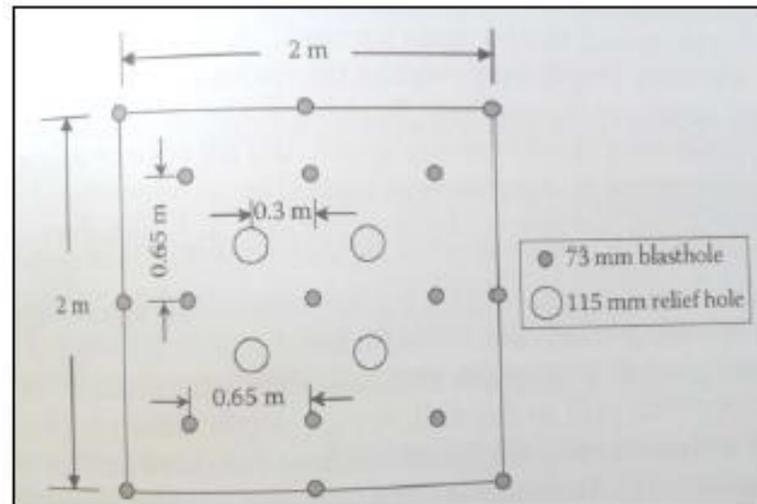
### RESULTADOS:

EMULSION		
Autor	Burden B	Espaciamiento E = 1.2 B
Rustan	2.1	2.5

$$1.15 V \leq E \leq 2.0 V$$

Factor de Carga: 0.2 – 0.5 Kg/ton

## VII. DISEÑO DE PERFORACION DE SLOT



21 Taladros (17 Cargados + 4 de Alivio)  
Factor de Carga Slot: 1.4 – 1.8 Kg/ton

VIII. MALLA DE PERFORACIÓN SUGERIDA SEGÚN PEARSE – RUSTAN

**RESULTADOS:**

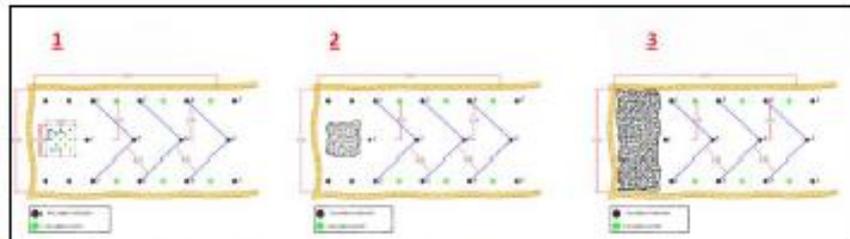


EMULSION		
Autor	Burden	Espaciamiento
	B	E = 1.2 B
Pearse	2.1	2.5
Empirica <i>fc</i>	2.4	2.9
Lilly	2.2	2.6
Rustan	2.1	2.5
Langerfors	1.8	2.2

- ✓ De acuerdo a los resultados obtenidos para la emulsión y un diámetro de 64mm.
- ✓ Se considerará la malla propuesta por Pearse, (2.10 x 2.5) en las pruebas piloto de taladros largos.

- ✓ La malla de Pearse fue elegida por considerar mayor cantidad de parámetros en su cálculo como son: el tipo de roca y las características del explosivo.

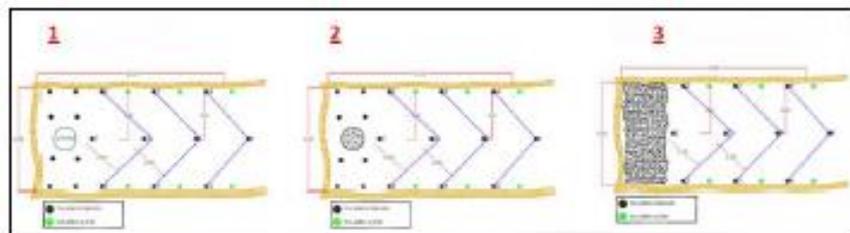
#### IX. SECUENCIA DE MINADO TL\_LONGITUDINAL (CON SLOT)



1. Malla perforada (Slot y taladros de producción).
2. Chimenea slot disparada.
3. Cara libre completa disparada.

Obs: Con la cara libre completa se puede iniciar los taladros de producción.

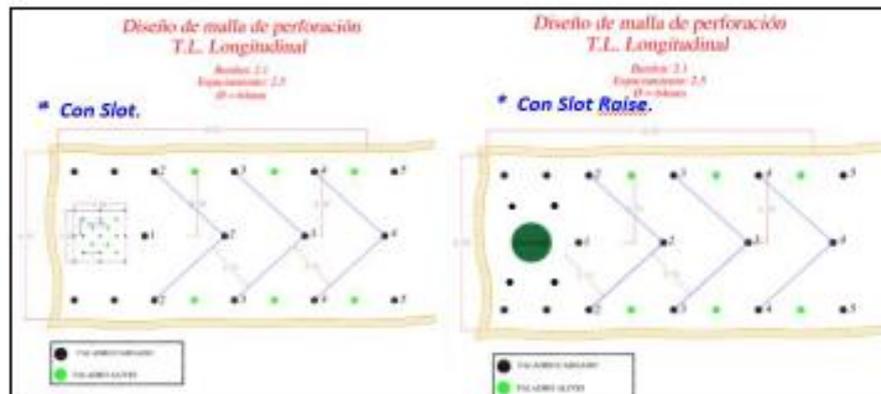
#### X. SECUENCIA DE MINADO TL\_LONGITUDINAL (CON SLOT RAISE)



1. Malla perforada (Slot y taladros de producción).
2. Chimenea slot disparada.
3. Cara libre completa disparada.

Obs: Con la cara libre completa se puede iniciar los taladros de producción.

#### XI. DISTRIBUCIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE DETONACIÓN



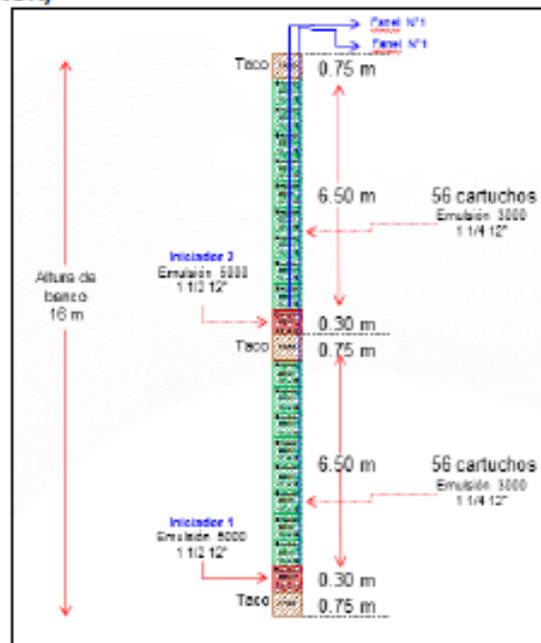
- Factor de potencia slot : 2.91 kg/ton
- Factor de potencia producción : 0.20 kg/ton
- Factor de potencia general : 0.34 kg/ton
- Densidad de carga : 1.39 kg/m
- Tonelada por metro : 7.36 ton/m
- Perforación específica. : 2.24 m/ton

La secuencia de detonación se ejecuta de acuerdo a los números de retardos, como se muestra en la figura, en "V"

**Numero de Retardos (Periodo Largo)**

N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0
1	0.2
2	0.4
3	0.6
4	1
5	1.4
6	1.8

## XII. DISTRIBUCIÓN DE COLUMNA DE CARGA TÍPICA (TALADROS DE PRODUCCIÓN)



Los iniciadores en la columna del taladro tienen la misma numeración (se inician al mismo tiempo)

### Ratios de la columna

Densidad de carga	1.38 kg/m
Factor de potencia Total	0.20 kg/m
Toneladas por metro	0.88 tn/m
Metros Perfil/m	0.148 m/m

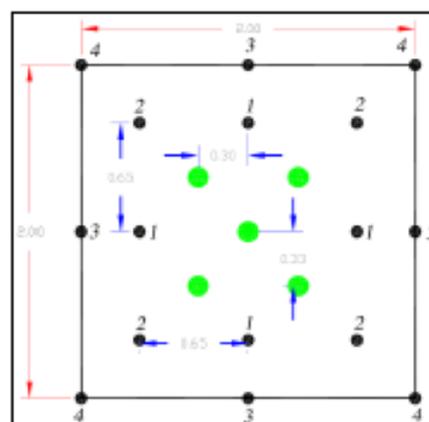
Cantidad de explosivo y accesorios requeridos por banco

	Unid prod.
Anfo	0 kg
EMULNOR 1000-1 12x12	0.0 kg
EMULNOR 3000 1 14 X 12	582.4 kg
EMULNOR 5000 1 10 X 12	15.3 kg
Fanal x 4.2 m	0 pza
Fanal x 10 m	19 pza
Fanal x 20 m	19 pza
Carmex	38 pza
Mecha Rápida	19 pza
Pentacord	24 m
Tubo 2"x3M PVC	1 unid

### Numero de Retardos (Periodo Largo)

N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
0	0
1	0.2
2	0.4
3	0.6
4	1
5	1.4
6	1.8

### XIII. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE SLOT 2 m x 2 m Y SECUENCIA DE DETONACIÓN



#### ESTANDARES DE PERFORACIÓN:

- Ø taladros : 64 mm
- Ø taladros de alivio : 57
- N° taladros : 21
- N° taladros cargados : 16
- N° taladros alivio : 4

#### ESTANDARES DE VOLADURA:

- Emulnor 3000 1 14 X 12 = 1647 Unid. = 447.5kg
- Emulnor 5000 1 12 X 12 = 48 Unid. = 15.4kg

#### DISTRIBUCIÓN DE TALADROS:

- Taladros de Alivio : 5 tal.
- Arranques : 4 tal.
- Ayuda de Arranques : 4 tal.
- Taladros de Contorno : 8 tal.

#### RATOS

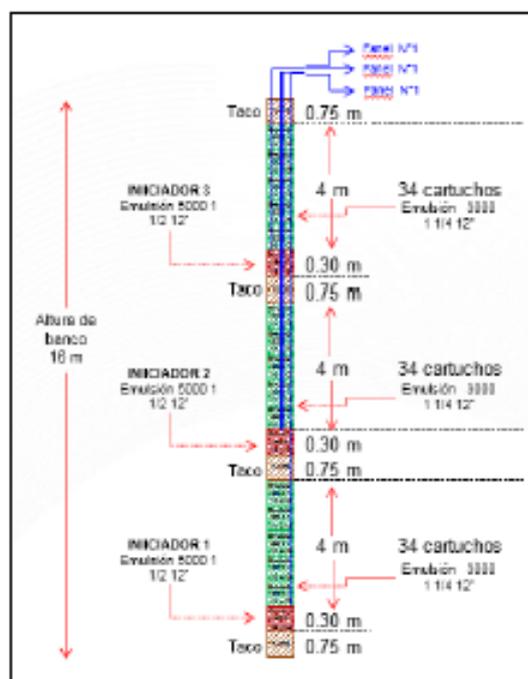
- Factor de potencia Total : 2.91 kg/m
- Trenzados por metro : 0.48 mm
- Metros Perf / m : 2.092 m/m

La secuencia de detonación de acuerdo a los números de retardos; comienza con los arranques (N° 1), luego con las ayudas de los arranques (N° 2) y finalmente con los contornos (N°3 – N°4)

### Numero de Retardos (Periodo Corto)

Nº de corte	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100

#### XIV. DISTRIBUCIÓN DE COLUMNA DE CARGA TÍPICA (TALADRO DE SLOT)



Los iniciadores en la columna del taladro tienen la misma numeración (se inician al mismo tiempo)

#### Ratios de la columna

Densidad de carga	1.39 kg/m
Factor de potencia Total	2.91 kg/tm
Toneladas por metro	0.48 tn/m
Metros Perf / tn	2.092 m/tn

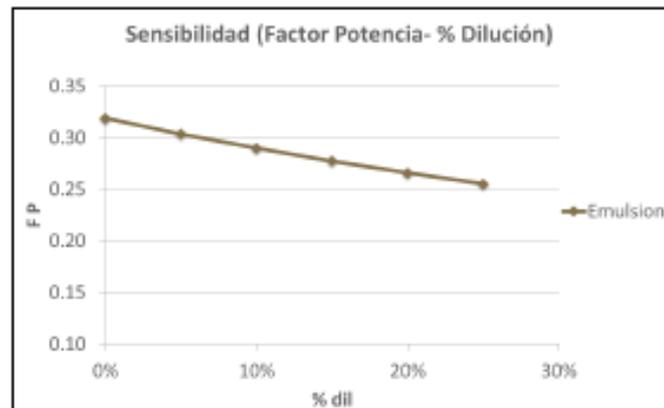
### Cantidad de explosivo y accesorios requeridos por slot

Tipo	Unid slot
Anfo	0 kg
EMULNOR 1000- 1 12x 12	0.0.kg
EMULNOR 3000 _ 14 X 12	447.5 kg
EMULNOR 5000 _ 12 X 12	19.4 kg
Fanel x 4.2 m	16 pza
Fanel x 10 m	16 pza
Fanel x 20 m	16 pza
Carmex	32 pza
Mecha Rápida	16 pza
Pentacord	24 m
Tubo 2"x3M PVC	16 unid

### Numero de Retardos (Periodo Corto)

Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100

#### XV. SENSIBILIDAD (FACTOR DE POTENCIA - % DILUCIÓN)



El efecto de la dilución en un determinado tonelaje con una cantidad de explosivo constante, hace que el factor de potencia disminuya al aumentar el Tonelaje (cociente) por efecto de la dilución.

#### XVI. CONCLUSIONES

- ✓ De acuerdo a Pearse - Rustan, se recomienda usar una malla de perforación de 2.1 x 2.5 m (cálculo teórico).
- ✓ Los factores de potencia calculados teóricamente, serán ajustados de acuerdo a las pruebas pilotos.



CONSEJO MONTE  
CARRANZA S.A.S.  
CARRANZA S.A.S.

**Anexo 3:**  
**Matriz de Consistencia**

<b>TÍTULO: ANÁLISIS GEOMECÁNICO PARA EFECTUAR EL SONTENIMIENTO POR ETAPAS EN LA MINA ANDAYCHAGUA – CÍA. MINERA VOLCAN</b>						
<b>Tesista: Bach. Abad ESTRADA</b>						
<b>PROBLEMA</b>	<b>OBJETIVOS</b>	<b>HIPÓTESIS</b>	<b>VARIABLES</b>	<b>DIMENSIONES</b>	<b>INDICADORES</b>	<b>TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN</b>
<p><b>GENERAL:</b></p> <p>¿Cómo desarrollar el esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto en la roca tipo III en la UM. Inmaculada – Compañía Minera Ares?</p> <p><b>Problemas específicos</b></p> <p>a) ¿De qué forma determinamos el nivel del efecto de la voladura con el modelamiento de vibraciones en la UM Inmaculada?</p> <p>b) ¿De qué manera se minimiza el impacto sobre el macizo rocoso mediante la implementación de estrategias de diseño de voladuras y el uso de modelos predictivos de vibraciones en la Unidad Minera Inmaculada?</p>	<p><b>GENERAL:</b></p> <p>Desarrollar el esquema de voladura y control de vibraciones para reducir el impacto en la roca tipo III en la UM. Inmaculada – Compañía Minera Ares.</p> <p><b>Objetivos específicos</b></p> <p>a) Establecer el grado de afectación en los diseños de voladura a través del modelado de vibraciones en la Unidad Minera Inmaculada..</p> <p>b) Minimizar el impacto en el macizo rocoso implementando el diseño de voladura y modelamiento predictivo de vibraciones en la UM. Inmaculada..</p>	<p><b>GENERAL</b></p> <p>Efectuando un diseño para voladura y modelamiento de vibraciones se reducirá el impacto en la voladura en la UM. Inmaculada - Compañía Minera Ares.</p> <p><b>Hipótesis específicas</b></p> <p>a) Se establecerá el grado de daño de los principales diseños de voladura mediante el modelamiento de vibraciones en la UM. Inmaculada..</p> <p>b) Se reducirá el impacto en el masa rocosa implementando el diseño de voladura y modelamiento predictivo de vibraciones en la UM. Inmaculada</p>	<p><b>INDEPENDIENTE:</b></p> <p>X.: Diseño de voladura y modelamiento de vibraciones.</p> <p><b>DEPENDIENTES</b></p> <p>Y: Impacto en la voladura</p>	<p>- Planeamiento Minero</p> <p>- Métodos de explotación</p> <p>- Parámetros Geotecnicos</p>	<p>Gestión Minera</p> <p>Proceso de producción</p> <p>Geomecanica y Geotecnia</p> <p>Seguridad Minera.</p> <p>Sistema y evaluación de relleno.</p> <p>Tipos de sostenimiento.</p>	<p><b>TIPO:</b></p> <p>Aplicativo – Cuantitativo.</p> <p><b>NIVEL:</b></p> <p>Evaluativa.</p>