

**PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ**

**FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA**



**ESTUDIO DE LA VIABILIDAD TÉCNICA DEL INCREMENTO DEL  
METRAJE DE AVANCE POR DISPARO EN SECCIONES 4x4 EN MINA  
CONDESTABLE**

**Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, que presentan los Bachilleres:**

**Luis Felipe Espinoza Castillo**

**Juan Carlos Vasquez Soto**

**Asesor: Jorge Enrique Soto Yen**

**Lima, Setiembre 2019**

## RESUMEN

En el presente trabajo se realiza el estudio de la viabilidad técnica del incremento en el avance por disparo en secciones de 4 x 4, para la obtención final de avances mayores a 5 metros por disparo, con lo cual se incrementa en un 45 % aproximadamente el rendimiento actual que se viene desempeñando de 3.5 metros.

Se debe enfatizar en la importancia de la optimización del desarrollo y preparación de un proyecto minero, realizando así avances de mayor longitud para preparar los tajos en menor tiempo y cumplir con los objetivos de producción por el cambio de método de minado, manteniendo la productividad y la utilización de los equipos involucrados en todo el ciclo de minado.

Para el estudio se realizaron pruebas de campo durante un periodo de tiempo de 7 meses, periodo en el cual se hizo una recopilación exhaustiva tanto de datos operacionales como económicos y de productividad. La información compilada abarca cinco (5) campos de influencia; en primer lugar la adaptación del equipo de perforación para la obtención de una perforación de 5.7 metros de manera eficiente, en segundo lugar, la perforación, en donde se evalúa el rendimiento alcanzando en metros perforados por hora, la columna de aceros empleada y aspectos operacionales como la desviación de los taladros y la malla de perforación, el tercer campo considerado es la voladura, el cual abarca la elección del explosivo y de los accesorio de la voladura, el equipo con el que se realiza el carguío e indicadores como factor de potencia, eficiencia de disparo y sobrerotura, el cuarto campo considerado es la productividad en donde se busca alcanzar un número de disparos determinados para cumplir con el metraje diario programado, finalmente el dimensionamiento adecuado de la flota para un acarreo y transporte eficiente.

Con las variables y los parámetros a evaluar ya identificados y recopilados se realiza un tratamiento estadístico considerando si la información obtenida en el campo durante un periodo de tiempo es representativa y confiable al 95%, además se realiza también la identificación de valores atípicos que pudieran influenciar en la muestra evaluando si se rechazan dichos datos o serán considerados para el estudio.

A partir de los datos obtenidos a lo largo de las pruebas y validados posteriormente, se evaluará todo el proyecto de optimización desde un punto de vista técnico y operacional.

El resultado es, avances efectivos mayores a 5 metros por disparo, teniendo en consideración factores de importancia como la sobre rotura, el factor de carga, las vibraciones generadas por la voladura, la fragmentación, entre otros, además de la estimación de flota adecuada para la correcta eficiencia y utilización del equipo de perforación en mención.

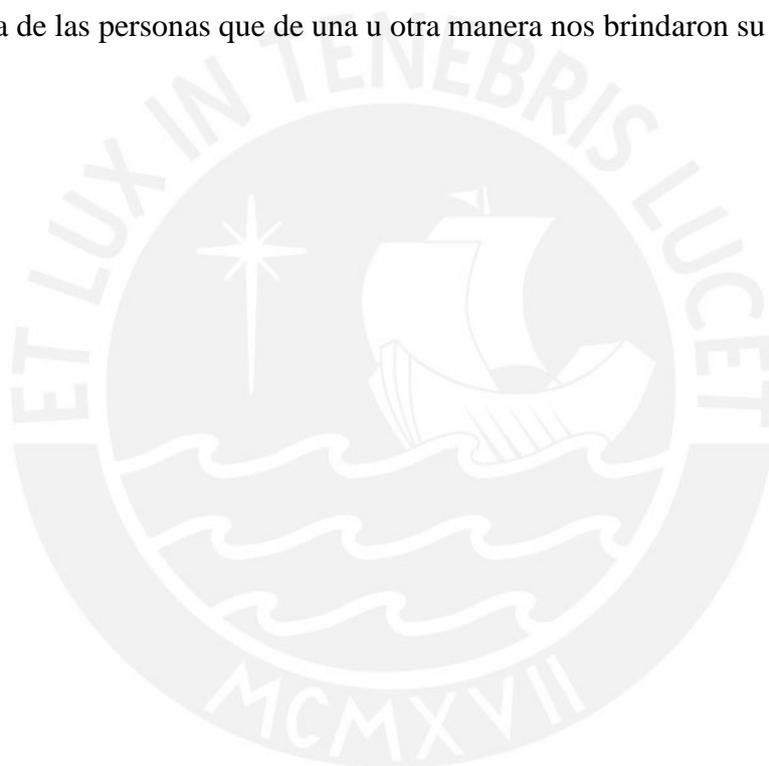
## AGRADECIMIENTOS

A la gerencia de operaciones de la Compañía Minera Condestable S.A por permitir hacer uso de información fundamental para el desarrollo de la presente tesis y el apoyo en la ejecución de esta.

A nuestros padres, quienes con su dedicación, sacrificio, ejemplo y entrega son los principales responsables de nuestros logros.

Al doctor Jorge Soto Yen, quien fue participe del desarrollo del proyecto y con su conocimiento pudo orientarnos y dirigirnos en el cumplimiento de los objetivos.

A cada una de las personas que de una u otra manera nos brindaron su apoyo en lo largo de este proceso.



## TABLA DE CONTENIDOS

<b>1. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>1</b>
1.1 Antecedentes .....	3
1.2 Objetivo General .....	5
1.3 Objetivo específico .....	5
1.4 Plan de trabajo.....	6
1.5 Delimitación del proyecto.....	7
<b>2. MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>9</b>
2.1 Perforación.....	9
2.1.1 Perforación hidráulica.....	10
2.1.2 Jumbos .....	11
2.1.3 Diseño de perforación.....	13
2.1.4 Arranques cilíndricos.....	14
2.2 Voladura.....	19
2.2.1 Explosivos.....	19
2.2.2 CRITERIOS DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS .....	22
2.2.3 Accesorios de voladura .....	25
2.2.4 Sistema de iniciación .....	28
2.2.5 AVANCE POR DISPARO .....	29
2.3 Vibraciones .....	30
2.3.1 Variables no controlables.....	30
2.3.2 Variables controlables.....	31
2.4 Validación estadística .....	33
2.4.1 Tratamiento de la información.....	33
2.4.2 Confiabilidad.....	35
<b>3. ASPECTOS GENERALES DE LA MINA.....</b>	<b>37</b>
3.1 Origen y evolución.....	37
3.2 Ubicación y acceso .....	39
3.3 Topografía y fisiografía .....	39
3.4 Clima.....	40
3.5 Geología.....	41
3.5.1 Geología regional.....	41
3.5.2 Geología local.....	41

3.5.3 Tipo de depósito.....	42
3.5.4 Rasgos estratigráficos. ....	42
3.5.5 Mineralización. ....	44
3.5.6 Geología estructural. ....	45
3.5.7 Geología económica.....	45
3.6 Operaciones mina.....	47
3.7 Métodos de explotación .....	47
3.8 Preparación de labores .....	48
3.8.1 Perforación y voladura de frentes de avance.....	48
3.8.2 Extracción de mineral y evacuación de desmonte. ....	49
3.8.3 Servicios auxiliares. ....	49
<b>4. TRATAMIENTO DE DATOS .....</b>	<b>51</b>
4.1 Escenario 1.....	51
4.1.1 Tratamiento de taladros de producción. ....	51
4.1.2 Tratamiento de taladros rimados.....	52
4.2 Escenario 2.....	53
4.2.1 Tratamiento de taladros de producción.....	53
4.2.2 Tratamiento de taladros rimados.....	54
4.3 Escenario 3.....	55
4.3.1 Tratamiento de taladros de producción.....	55
4.3.2 Tratamiento de taladros rimados.....	56
4.4 Escenario 4.....	57
4.4.1 Tratamiento de taladros de producción.....	57
4.4.2 Tratamiento de taladros rimados.....	58
<b>5. ESCENARIO DE PRUEBA TÉCNICA .....</b>	<b>60</b>
5.1 Escenario 1.....	60
5.2 Escenario 2.....	66
5.4 Escenario 3.....	71
5.4 Escenario 4.....	73
<b>6. ANÁLISIS COMPARATIVO .....</b>	<b>88</b>
<b>7. CONCLUSIONES .....</b>	<b>98</b>
<b>8. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>100</b>
<b>9. BIBLIOGRAFÍA .....</b>	<b>101</b>
<b>10. ANEXOS .....</b>	<b>102</b>

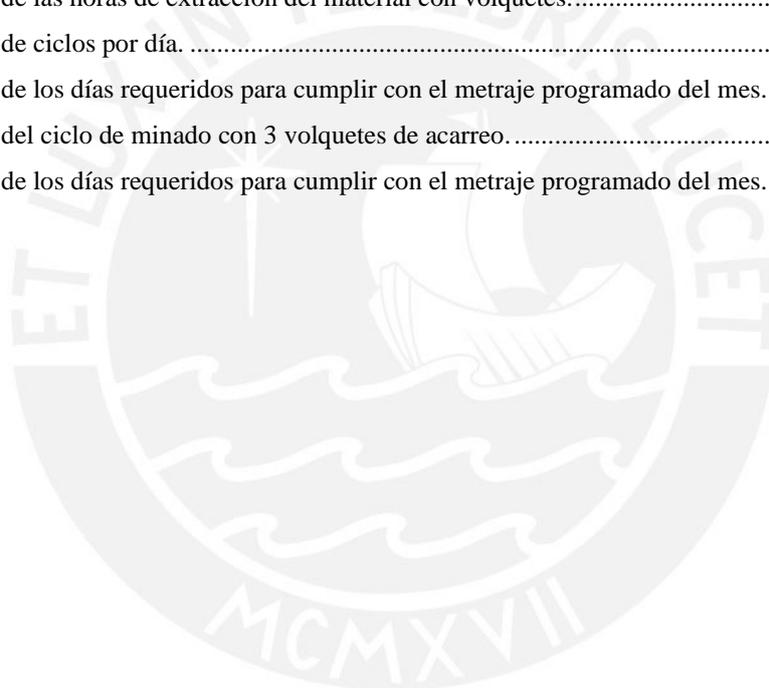
## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Diagrama de Ishikawa, presentación y evaluación de las necesidades existentes para el cumplimiento del objetivo. ....	8
<b>Figura 2.</b> Equipo de perforación electro-hidráulico, Jumbo y sus principales componentes. ....	12
<b>Figura 3.</b> Zonas y denominación de taladros en un frente de avance. ....	14
<b>Figura 4.</b> Área y números de taladros de alivio requeridos ....	16
<b>Figura 5.</b> Relación de los Taladros de alivio: Taladros de producción. ....	17
<b>Figura 6.</b> Distancia de los taladros de alivio a los taladros cargados (Johannessen, O, 1995). ....	18
<b>Figura 7.</b> Variación de la energía termodinámica y velocidad de detonación del ANFO en función de combustible Diesel (López et al, 2003) ....	20
<b>Figura 8.</b> Humos producidos por variación en el porcentaje del Diesel en la mezcla del ANFO (López et al, 2003). ....	21
<b>Figura 9.</b> Variación de la sensibilidad del ANFO a la iniciación producidos por variación en el porcentaje del Diesel (López et al, 2003). ....	21
<b>Figura 10.</b> Influencia del contenido de agua sobre la velocidad de detonación (López et al, 2003). ....	22
<b>Figura 11.</b> Precios comparativos de los explosivos industriales (López et al, 2003). ....	23
<b>Figura 12.</b> Elección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brody y Brown, 1985). ....	24
<b>Figura 13.</b> Esquema de un detonador eléctrico y de un no electrónico (Bernaloa et al. 2013) ....	26
<b>Figura 14.</b> Tiempos de retardo de los Faneles-periodo largo (LP) ....	27
<b>Figura 15.</b> Características técnicas de la variedad de cordones detonantes ....	28
<b>Figura 16.</b> Características técnicas de la variedad de cordones detonantes de la empresa Famesa ....	29
<b>Figura 17.</b> Estadística del tiempo de perforación total de los taladros de avance. ....	34
<b>Figura 18.</b> Histograma del tiempo total de perforación inicial ....	35
<b>Figura 19.</b> Distribución de la frecuencia por intervalos de clase final de los tiempos de perforación. ....	35
<b>Figura 20.</b> Ubicación de la unidad minera condestable ....	39
<b>Figura 21.</b> Columna Estratigráfica. ....	43
<b>Figura 22.</b> Producción minera por método de explotación. ....	47
<b>Figura 23.</b> Histograma inicial de los taladros de avance del escenario 1 ....	51
<b>Figura 24.</b> Histograma final de taladros de producción – Escenario 1 ....	52
<b>Figura 25.</b> Histograma inicial de taladros rimados – Escenario 1 ....	52
<b>Figura 26.</b> Histograma Final de taladros rimados – Escenario 1 ....	53
<b>Figura 27.</b> Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 2 ....	54
<b>Figura 28.</b> Histograma Final de taladros de avance - Escenario 2 ....	54
<b>Figura 29.</b> Histograma inicial de taladros rimados 102mm - Escenario 2 ....	55
<b>Figura 30.</b> Histograma Final de taladros rimados - Escenario 2 ....	55
<b>Figura 31.</b> Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 3 ....	56
<b>Figura 32.</b> Histograma Final de taladros de avance - Escenario 3 ....	56
<b>Figura 33.</b> Histograma inicial de taladros rimados 102mm - Escenario 3 ....	56
<b>Figura 34.</b> Histograma Final de taladros rimados - Escenario 3 ....	57

<b>Figura 35.</b> Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 4 .....	57
<b>Figura 36.</b> Histograma final de taladros de avance - Escenario 4.....	58
<b>Figura 37.</b> Histograma inicial de taladros rimados - Escenario 4 .....	58
<b>Figura 38.</b> Histograma final de taladros rimados - Escenario 4.....	59
<b>Figura 39.</b> Resumen de cambios por escenario.....	59
<b>Figura 40.</b> Ábaco de Johannessen.....	61
<b>Figura 41.</b> Distancia de los taladros de alivio a los taladros cargados (Johannessen, O, 1995).....	62
<b>Figura 42.</b> Malla de perforación Escenario 1.....	63
<b>Figura 43.</b> Acoples de las barras del escenario 1 .....	64
<b>Figura 44.</b> Cambios realizados en la viga durante el Escenario 2.....	66
<b>Figura 45.</b> Cambios realizados en la viga durante el Escenario.....	67
<b>Figura 46.</b> Acople de barras y broca del Escenario 2 .....	67
<b>Figura 47.</b> Malla de perforación del Escenario 2.....	68
<b>Figura 48.</b> Ábaco de Johannessen.....	68
<b>Figura 49.</b> Malla de perforación del Escenario 3.....	72
<b>Figura 50.</b> Ábaco de Johannessen.....	75
<b>Figura 51.</b> Resumen de factor de carga promedio por labor .....	77
<b>Figura 52.</b> Sobrerotura promedio por labor.....	79
<b>Figura 53.</b> Sobrerotura vs Factor de carga.....	80
<b>Figura 54.</b> Sismograma.....	81
<b>Figura 55.</b> Velocidad Pico Partícula (VPP) vs Frecuencia mayores a 40 Hz .....	82
<b>Figura 56.</b> Atenuación de ondas .....	83
<b>Figura 57.</b> Distribución de tiempos perdidos inevitables por semana.....	84
<b>Figura 58.</b> Tiempo promedio por taladro de avance para cada Escenario.....	89
<b>Figura 59.</b> Tiempo promedio por taladro de avance y Rimado.....	90
<b>Figura 60.</b> Tiempo promedio por taladros rimados en cada Escenario.....	91
<b>Figura 61.</b> Tiempo promedio por frente en cada Escenario.....	92

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1:</b> Resumen de tiempos del Escenario 2 .....	69
<b>Tabla 2:</b> Comparativos de aceros de las marcas ROOCKTOOLS Y ATLAS COPCO .....	70
<b>Tabla 3:</b> Resumen de rendimientos y consumo de aceros por frente de perforación. ....	70
<b>Tabla 4:</b> Costos de acero por frente, según proveedor. ....	71
<b>Tabla 5:</b> Resumen de tiempos del Escenario 3. ....	73
<b>Tabla 6:</b> Resumen de tiempos del Escenario 4. ....	76
<b>Tabla 7:</b> Registro de monitoreos de vibraciones .....	82
<b>Tabla 8:</b> Datos de entrada para el dimensionamiento de Flota .....	85
<b>Tabla 9:</b> Cálculo del tonelaje total por disparo. ....	86
<b>Tabla 10:</b> Cálculo del número de viajes por volquete por guardia. ....	87
<b>Tabla 11:</b> Cálculo de volquetes requeridos. ....	88
<b>Tabla 12:</b> Cálculo de las horas de extracción del material con volquetes. ....	93
<b>Tabla 13:</b> Cálculo de ciclos por día. ....	94
<b>Tabla 14:</b> Cálculo de los días requeridos para cumplir con el metraje programado del mes. (80 m) .....	94
<b>Tabla 15:</b> Cálculo del ciclo de minado con 3 volquetes de acarreo. ....	95
<b>Tabla 16:</b> Cálculo de los días requeridos para cumplir con el metraje programado del mes. (80 m) .....	95



## 1. Introducción

La explotación de yacimientos minerales por métodos subterráneos requiere un sistema de estructuras de acceso diseñadas y planeadas, que permitan alcanzar de la manera más eficiente y productiva posible las zonas mineralizadas con valor económico, para iniciar la explotación de manera sistemática bajo un método de explotación determinado, la elaboración y ejecución de estas estructuras es denominada como el proceso de preparación y desarrollo de la mina.

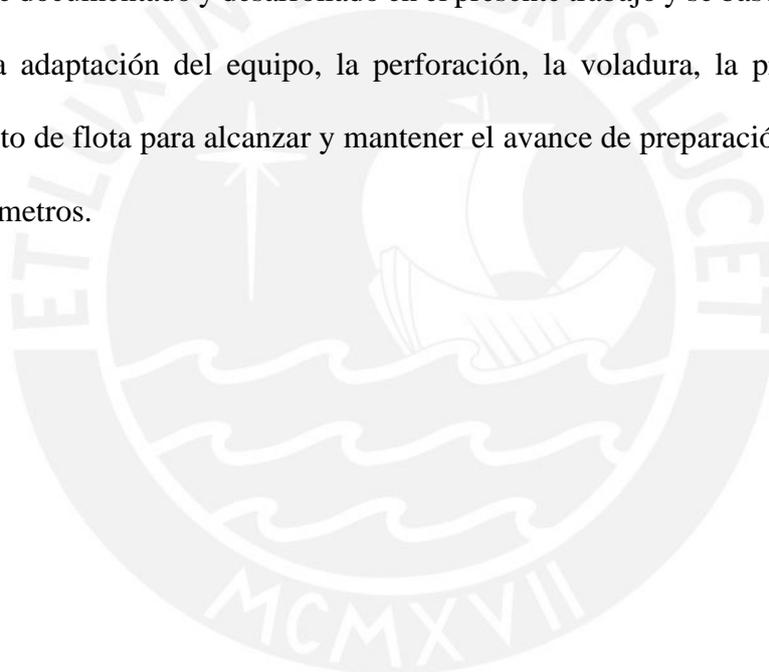
El ciclo de avance de preparación en minería subterránea consta de 6 etapas u operaciones distribuidas de la siguiente manera y siguiendo este orden: perforación, voladura, ventilación, limpieza, transporte y sostenimiento.

La perforación representa el inicio del ciclo de minado para toda labor de preparación y desarrollo. López, García y López (2003) refieren que: “La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza” (p.25). Es por ello, que en la búsqueda de optimizar la etapa de preparación para generar beneficios que justifiquen la inversión, como el incremento del valor presente neto del proyecto al obtener el mineral en menor tiempo, se realizará variantes para mejorar la eficiencia de la perforación y voladura.

En el proceso de perforación de minas subterráneas mecanizadas en el Perú, actualmente se utilizan los equipos de perforación electrohidráulicos, estos cuentan con una barra única de acero de máximo 14 pies siendo esta una restricción al avance, dado que por más que la roca sea muy buena y permita aberturas de mayor tamaño, operativamente no será posible, motivo por el cual las empresas mineras buscan adaptar los equipos a sus realidades, y es por ello que surge la presente investigación.

Compañía Minera Condestable S.A en búsqueda de optimizar y agilizar la preparación de los tajos de explotación debido al aumento de la producción bajo el método de minado

*Sublevel Stopping* adaptó un equipo de perforación para incrementar el metraje de preparación de labores. En el año 2015, la mayor parte de la producción era proveniente de los tajos explotados bajo los métodos de *shrinkage* y *Room and Pilar* con un aporte del 80 %, siendo así solo del 20% el aporte de mineral que generaban los tajos explotados por el método *Sublevel Stopping*. En el año 2018, el porcentaje del mineral explotado por *Sublevel Stopping* varió totalmente, pasando de 20% a un aproximado de 85%, lo cual demandó una mayor preparación de labores; es por ello que se realizaron adaptaciones al jumbo de perforación *Boomer SID*, para que pueda perforar más de los 14 pies que admite su diseño, todo el mencionado proceso de adaptación fue documentado y desarrollado en el presente trabajo y se basó en cinco campos de influencia: la adaptación del equipo, la perforación, la voladura, la productividad y el dimensionamiento de flota para alcanzar y mantener el avance de preparación por disparo por encima de los 5 metros.



## 1.1 Antecedentes

A medida que la minería subterránea se ha ido mecanizando han ido aumentando las alternativas para la optimización de la perforación y voladura, tal es el caso de la mecanización basada en los jumbos electrohidráulicos. Esto ha hecho que la elección de los arranques en las mallas de perforación se incline hacia el grupo de los denominados taladrados paralelos y como consecuencia de esto los avances no estén tan condicionados por el ancho de los túneles o galerías como en el caso de los arranques en ángulo que comúnmente se empleaba décadas atrás. (López et al, 2003).

De manera más específica, dentro de los arranques con taladros en paralelo, los arranques con taladros de alivio de mayor diámetro que los taladros a ser cargados son los que nos ofrecen la posibilidad de tener un avance no limitado por el ancho y el alto de la labor. López et al. (2003) afirman:

“Los cueles con grandes barrenos de expansión presentan frente a los cueles quemados diversas ventajas, son adecuados para perforar con jumbos, es posible usarlos en pegas largas y la longitud de la pega no depende, en principio, de la sección del túnel”. (p.436)

Es por ello que con el objetivo de optimizar los avances se apuesta por avances de mayor longitud, tal es el caso desarrollado en Suecia en la mina de hierro de Kiruna, donde, con el fin de conseguir un avance mayor por disparo se llevó a cabo una investigación basada en arranques con taladros de alivio de gran diámetro; se llegó a perforar taladros de alivio de hasta 300 milímetros de diámetro, para ello se realizaba la perforación en 2 etapas, en la primera se perforaba con un diámetro de 165 milímetros y a continuación se escariaba hasta alcanzar un diámetro de 250 - 300 milímetros, para esta perforación se empleó un martillo de fondo Wassara que utilizaba agua a gran presión, que se genera con dos bombas de 285 l/min de caudal y 19 Mpa de presión movidas por dos motores eléctricos de 110 KW de potencia. En el

resto del frente se perforaban taladros de 64 milímetros de diámetro. El avance medio por disparo que se ejecutaba con esta perforación era de 7.5 metros, consiguiendo una eficiencia de disparo de 97%. (López et al, 2003).



## 1.2 Objetivo General

- El objetivo general del presente trabajo de tesis es incrementar el rendimiento de los avances en labores de preparación, obteniendo un avance mayor a 5 metros, lo que significa una mejora aproximada de un 45 % de incremento en el ratio "metros avanzados por disparo", manteniendo la productividad del equipo, consiguiendo un número de disparos establecidos por día.

## 1.3 Objetivo específico

- Identificar los parámetros que influyen y determinan el avance máximo en una perforación y voladura horizontal en labores de preparación.
- Evaluar la confiabilidad estadística de la data, analizándola y realizando tratamientos estadísticos, con el fin de obtener el rendimiento (m/h) de la perforadora
- Definir los factores operacionales como, la malla de perforación, el diámetro de los taladros, el tipo de explosivo, la cantidad de explosivo, entre otros, que permitan la obtención de un avance máximo dentro del costo y diseño operativo determinado como la tolerancia en la sobrerotura, la granulometría máxima, el factor de carga, etc.
- Obtener avances mayores a 5 metros sin afectar la productividad, alcanzando 3 disparos por día.
- Definir, registrar y describir en cuatro escenarios el proceso de adaptación del equipo para lograr avances mayores a 5 metros.
- Dimensionar la flota necesaria que realizará el trabajo de acarreo posterior a la voladura para no afectar la productividad del equipo debido al mayor tonelaje de carga generado.

## 1.4 Plan de trabajo

- Se identificó la necesidad de mejorar los rendimientos del avance por disparo en la preparación de labores y se procedió a realizar un seguimiento exhaustivo en el campo con el fin de recopilar la mayor cantidad de información y generar una data consistente que sirviera de utilidad para los fines del proyecto.
- Determinación de los canales para obtener la información, en primer lugar, se realizó el seguimiento del equipo en campo, con el cual se obtuvo información de los tiempos de perforación, mediciones post voladura para determinar eficiencia de disparo, sobre rotura, fragmentación, análisis de vibraciones, calidad del macizo rocoso, control de las mallas de perforación y factores que influyeron en el desenvolvimiento de la perforación durante la jornada, además se complementó con información técnica sobre las adaptaciones y consumo de aceros necesarios para llevar a cabo el presente proyecto e información histórica de la mina que permitió la realización de un trade-off con su realidad actual.
- Tratamiento de la información mediante herramientas estadísticas y clasificación de esta en distintos escenarios en los cuales se fue desarrollando el proyecto, para así realizar el análisis de manera independiente y evolutiva en cada una de las fases de mejora del equipo.
- Se desarrolló el marco metodológico del presente proyecto de investigación para lo cual se delimitó la base teórica, se investigó acerca de los antecedentes nacionales e internacionales que preceden a la realización de este proyecto.
- Finalmente se elaboraron los cálculos y análisis de los resultados, así como las conclusiones y recomendaciones.

## 1.5 Delimitación del proyecto

El presente proyecto se llevó a cabo en la mina Raúl de la compañía minera Condestable en un periodo de 7 meses que comprendió de agosto del 2017 a febrero del 2018. El proyecto evalúa la viabilidad técnica y operativa del incremento en el avance por disparo en secciones de 4x4 para la obtención final de avances mayores a 5 metros, considerando como parámetros determinantes los siguientes:

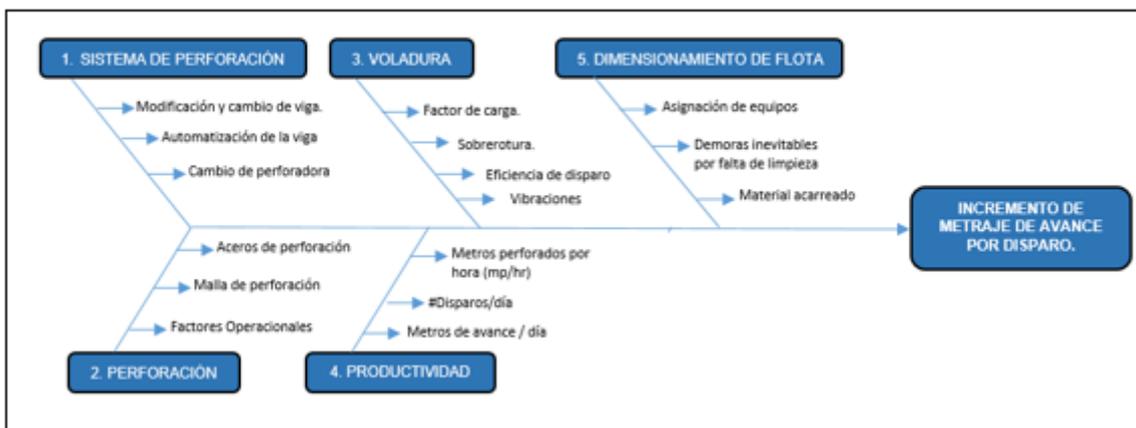
**Adaptación del sistema de perforación:** Se realizó la adaptación del equipo de perforación buscando como objetivo una perforación efectiva de 5.7 metros, esta adaptación comprendió modificaciones y automatización de la viga.

**Perforación:** En este parámetro se busca evaluar el rendimiento alcanzando en metros perforados por hora, la columna de aceros empleada, que comprende diámetros de brocas y rimadores, longitud y diámetro de barras, dimensiones de shank acorde con el varillaje y aspectos operacionales como presión de agua requerida, presión de avance, rotación y percusión, desviación de los taladros y la distribución de la malla de perforación.

**Voladura:** Este parámetro abarca la elección del explosivo y de los accesorios de voladura, el equipo con el que se realiza el carguío (jetanol) e indicadores como factor de potencia, eficiencia de disparo, sobrerotura y estudio de vibraciones.

**Productividad:** Este parámetro evalúa que los escenarios técnicos planteados en el desarrollo del proyecto alcancen los rendimientos objetivos, como los metros perforados por hora, el número de disparos realizados por día y metros avanzados por día.

**Dimensionamiento de flota:** En este parámetro se evalúa la eficiencia del dimensionamiento de la flota de acarreo y transporte para el incremento del tonelaje volado producto del mayor avance por disparo, evitando la falta de frentes limpios para la perforación, reduciendo así las demoras evitables.



**Figura 1.** Diagrama de Ishikawa, presentación y evaluación de las necesidades existentes para el cumplimiento del objetivo.



## 2. Marco teórico

La perforación y la voladura es la técnica más empleada en la minería para la extracción de la roca, a excepción de casos especiales en los cuales la calidad del material a extraer permite realizarlo por medios mecánicos como es el caso de las minas de carbón.

Alrededor del 75% de los yacimientos minerales en el mundo son explotados a través de métodos subterráneos usando el método de perforación y voladura. Bernaola, Castilla y Herrera (2013) refieren que este método se basa en realizar perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos, que mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para fragmentar el macizo rocoso a explotar. Lo que evidencia que existen dos grandes campos en estudio, las técnicas de perforación y las técnicas de diseño y ejecución de voladuras.

A pesar de ser dos operaciones totalmente distintas, existe una relación esencial entre la perforación y la voladura. Bernaola et al. (2013) afirman: “Una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura” (p.5). Por otro lado, la voladura tiene una relación intrínseca con el acarreo y la extracción, ya que una voladura eficaz en la cual se alcance una fragmentación adecuada del material permitirá una extracción óptima.

Es por ello por lo que la eficiencia del ciclo de minado para los avances en minería subterránea está supeditado a una óptima perforación.

### 2.1 Perforación

La perforación dentro del campo de la minería tiene diversos usos, como puede ser la perforación de sondajes diamantinos para la exploración, taladros de drenaje y hasta para el sostenimiento de las labores subterráneas, sin embargo, dentro del campo de las voladuras “La perforación de las rocas (...) tiene como finalidad abrir huecos, con la distribución y la

geometría adecuada dentro de los macizos rocosos donde alojar a las cargas de explosivo” (López et al, 2009, p.25).

La perforación del macizo rocoso ha venido evolucionando a medida que la tecnología se desarrolla, y es por ello que se cuenta con una gama amplia de sistemas de penetración de la roca, como son los mecánicos, térmicos, hidráulicos, sónicos, químicos, eléctricos, sísmicos y nucleares. Sin embargo, la mayoría de estos han ido cayendo en desuso en el sector minero debido a que no resultan eficientes ni económicamente viables o en otros casos por condicionales externos como los medioambientales. Es por ello que, a pesar de la gran variedad de sistemas de penetración de la roca, actualmente la perforación se realiza casi de manera general bajo sistemas mecánicos, comprendido por sistemas de perforación a rotación a percusión y a rotopercusión.

El sistema que se va considerar en el presente trabajo es el sistema rotopercusivo, dentro de este se puede dividir en dos dependiendo de la fuente de energía que se emplee para la percusión. La perforación neumática hace referencia al uso de aire comprimido como fuente de energía y la perforación hidráulica al uso de aceite hidráulico.

El presente trabajo se desarrolla en base a la perforación rotopercusiva hidráulica, por lo que será este el mecanismo que se mencione a detalle.

### 2.1.1 Perforación hidráulica.

Se le denomina perforación hidráulica a la perforación, que a diferencia de la neumática que es accionada por aire comprimido, está regida por el uso de aceite hidráulico a presión como generador del movimiento alternativo del pistón.

Para el funcionamiento del sistema, un motor actúa sobre un grupo de bombas que suministran el aceite en un caudal determinado y una presión adecuada en un rango de 100 a

250 bares para así accionar los componentes de rotación y movimiento alternativo del pistón, esta presión del aceite hidráulico que es sumamente superior a la de del aire comprimido hasta en 35 veces, permite que pueda aplicarse de un 50 a 100 % más potencia de percusión sobre la columna de aceros sin incrementar la fatiga. Bernaola et al, (2013) afirman: “Este aumento de potencia permite perforar más rápidamente o, lo que es más interesante aún, incrementar el diámetro de perforación” (p.20). Es por ello que, con el desarrollo de la perforación hidráulica, las técnicas de perforación también fueron evolucionando, permitiendo así realizar taladros con diversos diámetros de broca lo que a su vez permitió el diseño de nuevos arranques como el que contiene taladros de alivio de mayor diámetro, concepto que ya se mencionó y se desarrollará en los apartados siguientes.

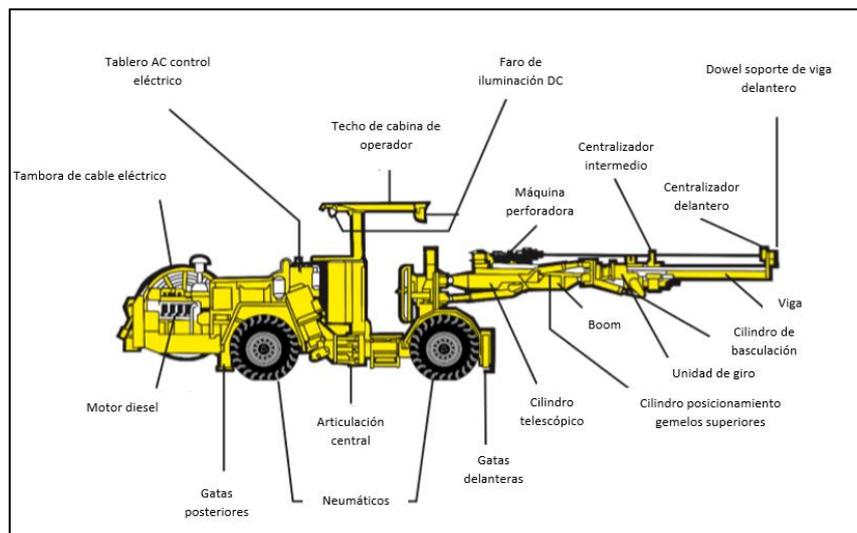
Cabe resaltar que el avance tecnológico ha continuado y que, con los equipos hidráulicos de última generación, cuyo grado de automatización permite un control más a detalle de los parámetros de perforación, como son la presión de avance, de rotación y de percusión, las potencias de percusión pueden aumentar más.

Además de la ventaja, ya presentada, de la perforación hidráulica se tienen otras como el menor consumo de energía, menor costo en aceros de perforación, mejores condiciones ambientales, mayor facilidad para la automatización entre otros.

### 2.1.2 Jumbos

Los jumbos son unidades de perforación, compuestas por martillos perforadores ensamblados sobre brazos articulados accionados hidráulicamente. Estos equipos tienen como función principal la perforación para diferentes labores mineras, como los avances de túneles y galerías, banqueo con taladros horizontales, perforación transversal, explotación por corte y relleno entre otras.

Los componentes básicos de los jumbos son: el mecanismo de traslación, el sistema de accionamiento, los brazos, las deslizaderas y la perforadora, además cuentan con un tren de rodaje para su traslado. El tren de rodaje más común empleado en minería subterránea es sobre neumáticos debido a la gran movilidad que presenta con velocidad de hasta 15 km/h y por la flexibilidad para transitar en curvas debido a que son articulados, sin embargo, también podemos encontrar los que trabajan sobre orugas o carriles.



**Figura 2.** Equipo de perforación electro-hidráulico, Jumbo y sus principales componentes.

Para la operación de perforación los jumbos cuentan con distintos sistemas ejerciendo funciones específicas que en conjunto permiten el óptimo desempeño del equipo, estos sistemas son de posicionamiento, emboquillado, avance, rotación, percusión, atasque, barrido y lubricación.

Para el accionamiento de todos los componentes y sistemas del jumbo se tienen como fuente de energía motores que pueden ser de diferentes tipos entre ellos tenemos los motores a diésel o de combustión interna y los motores eléctricos. Los motores diésel que son empleados para el accionamiento del tren de rodadura, por transmisión mecánica o hidráulica pueden usarse también, en situaciones específicas, para accionar todos los elementos de perforación incluidas las unidades compresoras e hidráulicas sin embargo lo más frecuente es que el motor

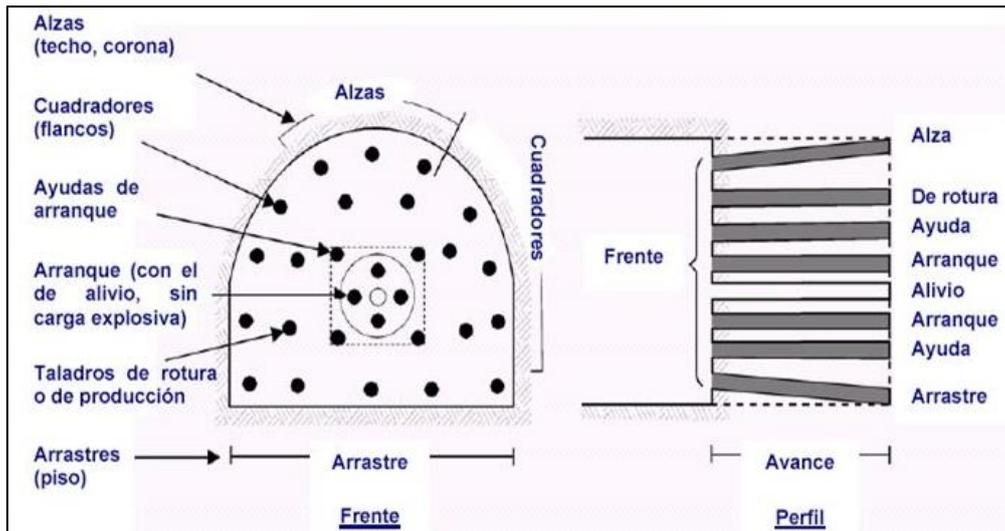
diésel sea empleado para el desplazamiento y se haga uso de un motor eléctrico para el accionamiento de los elementos de perforación.

En los últimos años la perforación en minería subterránea ha venido evolucionando de manera considerable, poniendo énfasis en una mayor potencia de percusión, en la productividad del equipo y en la robotización. Con el fin de aumentar la productividad y el rendimiento del equipo se pueden encontrar jumbos con diferente dimensión y cantidad de brazos dependiendo de factores como el avance requerido, la sección del túnel y el control de la perforación para evitar la sobrerotura, pudiendo encontrar así jumbos que están dotados hasta de cuatro brazos que permiten cubrir secciones transversales de 200 m<sup>2</sup>. Respecto a la robotización, el control informático permite medir todo el parámetro de la perforación y adaptarlos a las necesidades requeridas obteniendo ventajas como, menor tiempo de perforación, menor sobreperforación, control de la operación, mayor avance por disparo seguridad en el trabajo entre otros.

### 2.1.3 Diseño de perforación.

Las voladuras realizadas en labores subterráneas de avance tienen como característica principal el hecho de no tener, en un inicio, ninguna cara libre de salida salvo el propio frente de avance. Es por ello que el principio por el cual se rige una voladura subterránea exitosa es la ejecución de una cara libre por medio de la perforación, lo que hace necesario la elaboración de todo un diseño teórico de perforación, el cual es denominado malla de perforación.

Como se hace referencias líneas arriba la necesidad de crear una cara libre en el frente de avance es de vital importancia para el éxito de la voladura, dentro de las mallas de perforación las zonas que tiene como función crear este vacío son el arranque y la ayuda de arranque.



*Figura 3. Zonas y denominación de taladros en un frente de avance.*

Las mallas de perforación que se ejecutan para el desarrollo de las labores son variadas y estas dependen de diversos factores como, el equipo de perforación empleado, tiempo disponible para la ejecución, tipo de roca, tipo de sostenimiento entre otros, sin embargo, la variación más significativa entre una y otra malla de perforación es el arranque, entre los cuales podemos encontrar los arranques cilíndricos, arranques quemados, arranques en cráter, arranques en ángulo, etc.

Estos diferentes tipos de arranques se pueden agrupar en 2, los arranques de taladros paralelos y los arranques de taladros en ángulo, con el desarrollo de los jumbos electrohidráulicos y la automatización de la perforación la elección de los arranques se ha inclinado hacia el primer grupo el de los taladros paralelos.

En este trabajo se explicará a detalle y se desarrollara el diseño de una malla de perforación con arranques de taladros paralelos cilíndricos, ya que es la malla de perforación con la cual se ejecutó el proyecto a lo largo del periodo de implementación.

#### 2.1.4 Arranques cilíndricos.

Actualmente, es el tipo de arranque que se utiliza con mayor frecuencia en el desarrollo de labores subterráneas, este arranque se encuentra dentro del grupo de los taladros paralelos y

la característica principal de este tipo de arranque es el uso de taladros de alivio de mayor diámetro o denominados también taladros de expansión hacia los que rompen escalonadamente los demás taladros de la malla de perforación que sí son cargados con explosivo. Los taladros de alivio se encuentran en un rango entre 65 y 175 milímetros normalmente, estos se perforan con brocas escariadoras acopladas a la misma columna de aceros con la que se perforan los demás taladros del frente.

Este tipo de arranque con taladros de alivio de mayor diámetro presenta diversas ventajas frente a los demás tipos de arranques, ventajas como la posibilidad de realizar avances de mayor longitud, conseguir una buena fragmentación, que la longitud del avance no dependa en principio de la sección del túnel, entre otras.

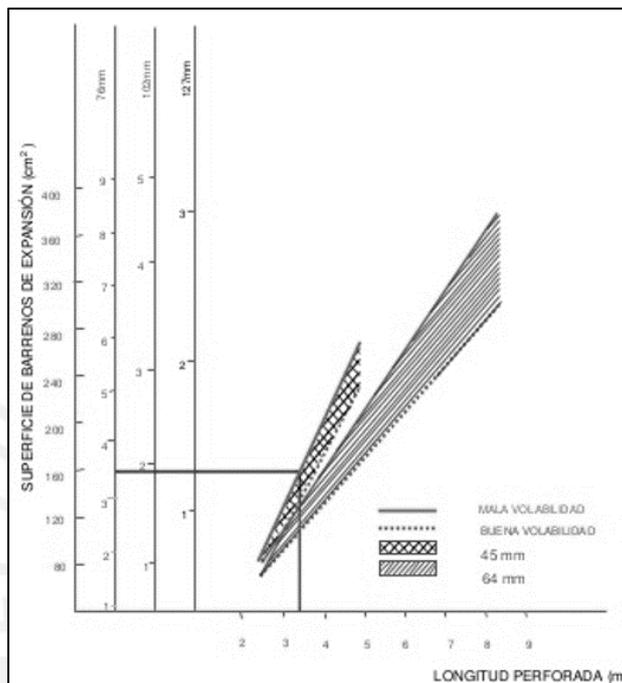
#### 2.1.3.1 Área necesaria y cantidad de taladros de alivio.

Según sea el diámetro de perforación de los taladros del frente y la longitud de estos, se dimensionará la superficie en la cual se ubicarán los taladros de alivio y la cantidad de estos.

Esto se puede estimar de manera práctica mediante el uso de la gráfica mostrada en la figura 4, en donde se presenta en el eje de las ordenadas la superficie en  $\text{cm}^2$  que se empleará para la perforación de los taladros de alivio además de la cantidad de estos dependiendo del diámetro de broca que se use, en la figura 4 se aprecian 3 diámetros, que son los más empleados, 76, 102 y 127 milímetros.

Para poder estimar esto, es necesario, como parámetros de entrada, la longitud perforada en metros, que se encuentra en el eje de las ordenadas y el diámetro de broca con que se perforaran el resto de los taladros que se encuentra delimitando en un área dentro de la gráfica, adicional a esto es necesario conocer las características del macizo rocoso en donde se realizará la perforación ya que la volabilidad también delimita otra área.

En cuanto al diámetro de perforación para los taladros cargados, López et al. (2003) afirman: “En el avance de galerías y túneles se opera en el rango de 32 mm a 64mm” (p.341). Y a lo largo del periodo de pruebas se desarrolló los frentes con diferentes diámetros de perforación situados en este rango, esto se verá a mayor detalle en apartados siguientes.

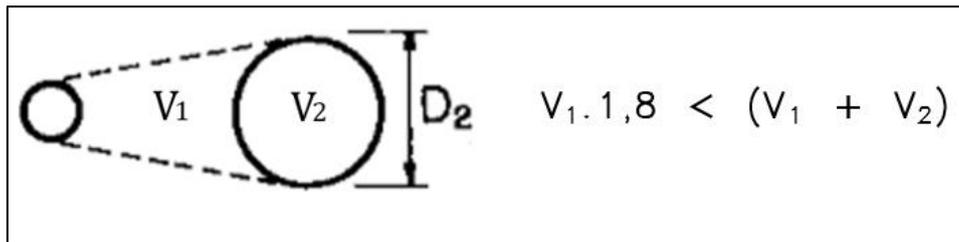


**Figura 4.** Área y números de taladros de alivio requeridos

#### 2.1.3.2 Distancia entre los taladros de alivio y los taladros cargados.

La eficiencia de una malla de perforación se ve influenciada en gran medida por el correcto diseño del arranque, para el arranque que se viene desarrollando, con taladros de alivio, es de suma importancia realizar una correcta estimación de la distancia entre los taladros de alivio y los taladros que van a ser cargados, esta distancia debe ser tal, que permita generar un volumen vacío adecuado para que la carga fragmentada de cada taladro pueda expandirse sin problemas.

Se busca conseguir por lo menos un volumen 80% mayor al de la roca volada, para asegurar así una buena expulsión de fragmentos, el volumen requerido de expansión se puede estimar como se indica en la figura 5.



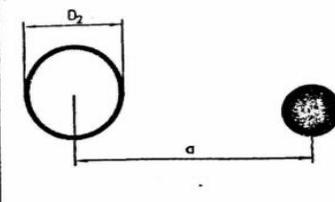
*Figura 5. Relación de los Taladros de alivio: Taladros de producción.*

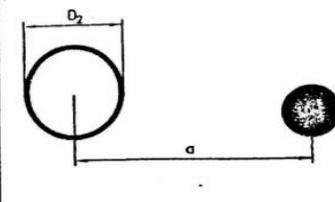
Sin embargo, la distancia no debe exceder de  $1.7 D_2$ , en donde  $D_2$  es el diámetro del taladro de alivio, esto con la finalidad de conseguir una buena fragmentación y una salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963).

Con este rango de valores determinado por las dos condiciones mencionadas líneas arriba se puede estimar la distancia, este rango se puede acotar aún más teniendo en consideración que para distancias mayores a  $2 D_2$  el ángulo de rotura es demasiado pequeño y se puede producir una deformación plástica de la roca y que si la distancia es inferior a  $D_2$ , pero la concentración de carga es muy elevada se produce la sinterización de la roca fragmentada y por ende el fallo del arranque.

En base a esto es que se opta por hacer uso de una distancia equivalente a  $1.5 D_2$ , entre los centros del taladro cargado y el taladro de alivio.

Una vez que se inicia la voladura y la secuencia de salida de los taladros del arranque, los primeros taladros generaran un frente libre efectivo que servirá de salida para los taladros restantes, la distancia entre estos taladros restantes y las caras libre que se van generando a partir de la secuencia de voladura se pueden calcular a través de diversos métodos, como expresiones matemáticas, ábacos o tablas como la que se muestra a continuación en la figura 6.



	DIÁMETRO DEL BARRENO CARGADO (mm)	DIÁMETRO DEL TALADRO DE EXPANSIÓN, D <sub>2</sub> (mm)	DISTANCIA, a
	45	76	1,5-2,0 D <sub>2</sub>
		102	
	64	127	2,0-2,5 D <sub>2</sub>
		76	
	102		
		127	

FUENTE: JOHANNESSEN, O. (1995)

**Figura 6.** Distancia de los taladros de alivio a los taladros cargados (Johannesen, O, 1995)

### 2.1.3.3 Ubicación del arranque en el frente de avance

La ubicación en la cual se ejecute el arranque tiene repercusiones sobre el resultado final de la voladura, influye en la fragmentación del material volado, en el consumo de explosivos, la forma y el esponjamiento del material, es por ello que parte del diseño de la malla de perforación debe considerar la ubicación correcta del arranque, sin embargo esto puede variar dependiendo de la condición en la que se presente el terreno, ya que para lograr un correcto paralelismo, usualmente se busca la superficie más regular para la perforación del arranque.

Si el arranque es ubicado en la parte superior de la sección, aumentará el desplazamiento del material volado, se tendrá una mejor fragmentación, pero el consumo de explosivo aumentará, en cambio si se ejecuta el arranque en la zona inferior dará lugar a una fragmentación pobre, pero se tendrá un menor consumo de explosivo.

Es así que usualmente los arranques se colocan en una posición simétrica en el centro del frente de avance, siempre y cuando el terreno lo permita, como ya se mencionó. Adicional a la limitación que puede generar el terreno la estructura del jumbo también puede generar ciertas limitaciones por lo que se replantea la ubicación del arranque.

## 2.2 Voladura

La voladura es la activación y detonación de los explosivos situados en los taladros realizados en la perforación, durante la detonación de la carga explosiva en el interior de la roca, las condiciones que se presentan están caracterizadas por dos etapas de acción. En primer lugar, se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la energía, durante un corto espacio de tiempo. En segundo lugar, actúan los gases producidos por las reacciones químicas que se generan a alta presión y temperatura

### 2.2.1 Explosivos

Los diferentes explosivos y agentes explosivos cuentan con propiedades particulares que los caracterizan y que son empleados para la selección adecuada de cada uno de estos dependiendo del objetivo y las condiciones que se tengan, pudiendo también predecir en cierta medida cuales será los resultados de la voladura en lo que a fragmentación, desplazamiento y vibraciones respecta.

Las características más relevantes son: potencia y energía desarrollada, velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad, sin embargo, los explosivos cuentan con más características que si bien no son determinantes es necesario tenerlas en cuenta también, estas son: los humos, la resistencia a bajas y altas temperaturas, la desensibilización por acciones externas, etc.

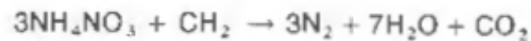
Los explosivos químicos dependiendo de la velocidad de la onda de choque se clasifican en explosivos rápidos y detonantes con velocidades entre 2000 y 7000 m/s y en explosivos lentos y deflagrantes con velocidades menores a 2000 m/s. Los explosivos rápidos y detonantes se clasifican a su vez en primarios y secundarios dependiendo de su aplicación, los primarios por alta energía y sensibilidad se usan como iniciadores y los secundarios son lo que se aplican al arranque de la roca ya que desarrollan mayor trabajo útil, estos últimos cuenta con dos

subgrupos, los agentes explosivos y los explosivos convencionales. Dentro de los agentes explosivos tenemos el ANFO que es el explosivo empleado a lo largo del proyecto, por lo que será el explosivo que se desarrollará a mayor detalle, en apartados posteriores se presentará el criterio de selección de este explosivo.

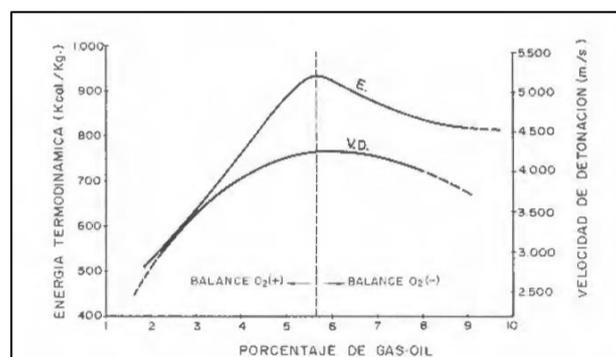
### 2.2.1.1 Anfo

El ANFO es un agente explosivo granular compuesto por nitrato de amonio en prills y un combustible líquido generalmente diésel, de su composición es de donde se obtiene el nombre, acrónimo de Ammonium Nitrate and Fuel Oil.

El contenido de combustible juega un rol muy importante en las propiedades y efectividad del ANFO, es por ello que este contenido está regido por la siguiente fórmula de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno.

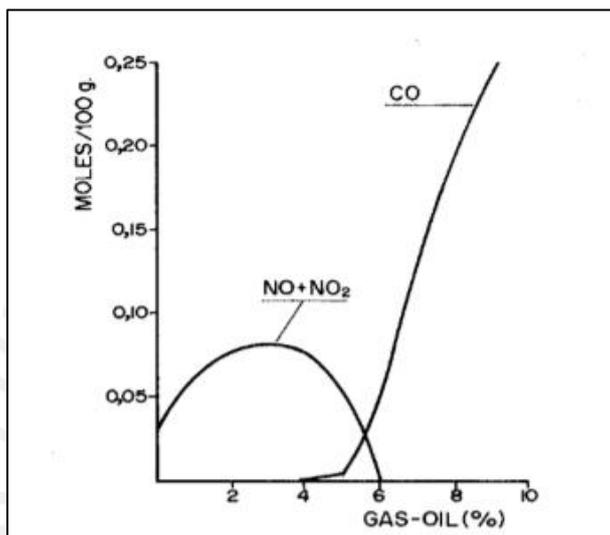


El balance estequiométrico corresponde a un 94.3 % de nitrato de amonio y un 5.7% de combustible, lo que equivale a 3.7 litros de este último por cada 50 kg de nitrato de amonio. En la figura 7 podemos evidenciar que este porcentaje de ambos compuestos es el necesario para obtener el máximo rendimiento del ANFO, con este porcentaje de combustible diésel en la mezcla se alcanza la mayor energía termodinámica y la mayor velocidad de detonación.

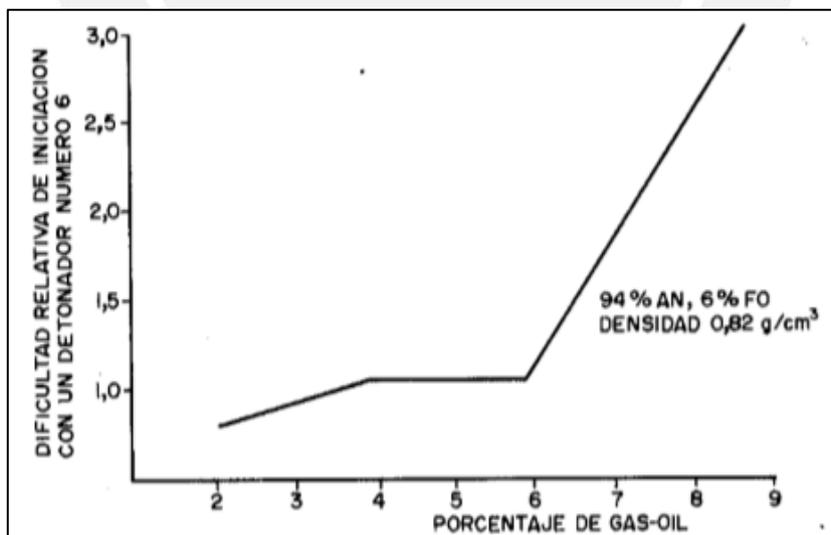


**Figura 7.** Variación de la energía termodinámica y velocidad de detonación del ANFO en función de combustible Diesel (López et al, 2003)

El no cumplimiento de este balance en la mezcla puede generar resultados negativos como el que se muestra en la figura 8 en donde la cantidad y la nocividad de los gases generados por la voladura aumentan considerablemente al emplear concentraciones distintas ya sean mayores o menores 5.7 %. Otra consecuencia negativa que ocasiona la mezcla en porcentajes distintos es la variación de la sensibilidad del explosivo y esto se muestra en la Ilustración 9

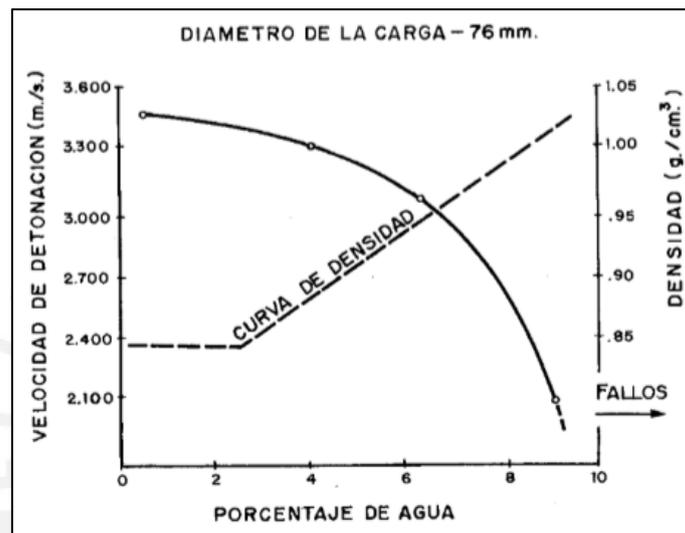


**Figura 8.** Humos producidos por variación en el porcentaje del Diesel en la mezcla del ANFO (López et al, 2003)



**Figura 9.** Variación de la sensibilidad del ANFO a la iniciación producidos por variación en el porcentaje del Diesel (López et al, 2003)

La presencia de agua en los frentes cargados con ANFO es la principal causa de los disparos fallidos, ya que al agua absorbe una gran cantidad de calor para su vaporización y baja significativamente la potencia del explosivo. López et al (2003) afirman: “En cargas de 76 mm de diámetro una humedad superior al 10% produce la insensibilización del agente explosivo” (p200). En la figura 10 se toman taladros de 76 mm como estándar para representar la variación de la influencia del porcentaje de agua en la velocidad de detonación del ANFO.



*Figura 10. Influencia del contenido de agua sobre la velocidad de detonación (López et al, 2003)*

## 2.2.2 CRITERIOS DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS

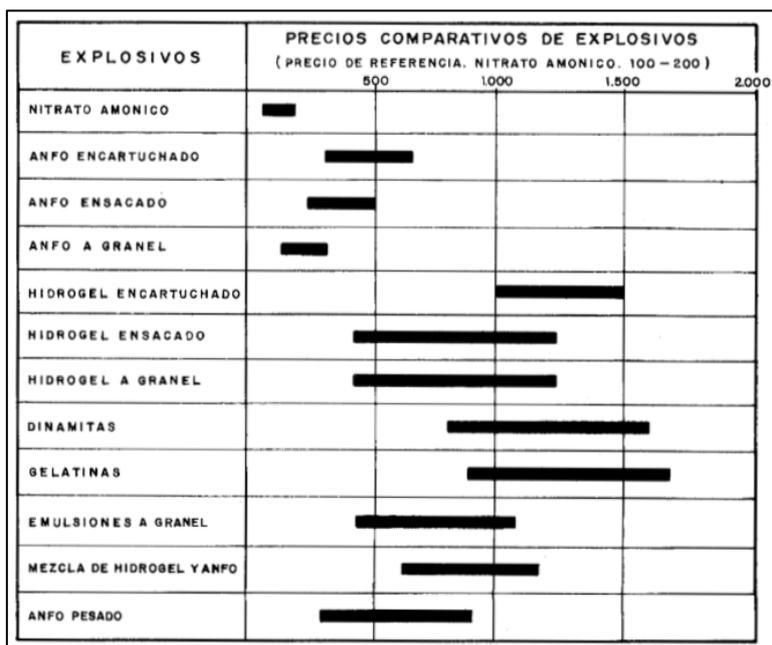
Una de las variables a controlar dentro de las operaciones de perforación y voladura es la elección del explosivo a emplear, la elección de este es parte fundamental del diseño de una voladura. Para la correcta elección del explosivo es necesario tener en consideración diferentes factores como el precio del explosivo, características del macizo rocoso, diámetro de carga, volumen de roca a volar, presencia de agua condiciones de seguridad entre otros.

### 2.2.2.1 Precio del explosivo

Dentro de los criterios de selección el costo, indudablemente, es un criterio de selección muy importante, ya que todo el ámbito minero se encuentra supeditado a los costos, en

principio se busca elegir el explosivo más barato con el que se pueda obtener el objetivo planteado.

Como referencia se muestra la figura 11 donde se presenta los precios comparativos de los explosivos por unidad de peso, tomando como referencia el nitrato de amonio, elaborada por López et al (2003), actualmente los precios mantienen esta tendencia por lo que se considera como modelo.



**Figura 11.** Precios comparativos de los explosivos industriales (López et al, 2003)

Se observa que el ANFO es el explosivo con menor costo, además del bajo costo este explosivo presenta otras ventajas como la facilidad de almacenamiento, el transporte y la manipulación, sin embargo, también presenta ciertas desventajas como la baja densidad y la mala resistencia al agua.

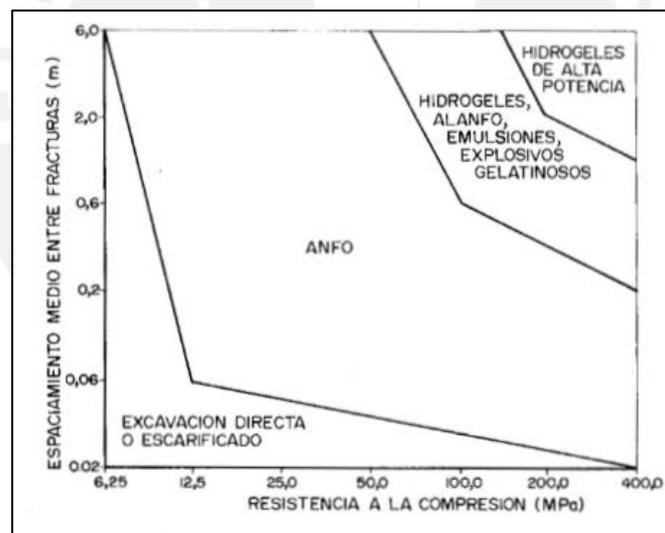
Se debe tener siempre en consideración que el objetivo final del diseño y las operaciones de voladura es realizar el arranque del material con un costo mínimo, por lo que es necesario evaluar todos los factores mencionados anteriormente de manera conjunta y no solo tomar la elección de un explosivo por su bajo costo de manera independiente.

### 2.2.2.2 Características de la roca

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son consideradas los factores más importantes e influyentes en la elección del explosivo a emplear, no solo por como repercuten estos factores en los resultados de la voladura sino también por su relación con otras variables del diseño.

En la figura 12 se muestra un gráfico en el cual se puede identificar de manera práctica cual es el explosivo recomendado para macizos rocosos con ciertas propiedades.

Las propiedades representativas consideradas, son la resistencia a la compresión uniaxial (Mpa), ubicada en el eje de las abscisas y el espaciamiento medio entre fracturas (m) ubicado en el eje de las ordenadas.



**Figura 12.** Elección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brody y Brown, 1985)

Estas dos propiedades son las determinantes debido a las dos etapas de acción que presentan los explosivos, mencionadas anteriormente, la energía de onda de choque y energía de los gases. A medida que el espaciamiento entre fracturas aumenta se requerirá un explosivo que posea una elevada energía de gases, de igual manera al analizar la resistencia a la

compresión, a medida que esta propiedad es mayor en el macizo rocoso a evaluar, será necesario el uso de explosivos con una elevada densidad y velocidad de detonación.

### **2.2.3 Accesorios de voladura**

Los accesorios de voladura o llamados también accesorios de iniciación son, como su propio nombre lo señala, compuesto explosivos encargados de dar inicio a una voladura. El proceso de detonación precisa de una energía de iniciación para que se desarrolle y se mantenga, además con el uso de estos accesorios, que con el desarrollo tecnológico se han ido sofisticando, se busca controlar los tiempos de iniciación de cada taladro, reducir el nivel de vibraciones, onda aérea y proyecciones.

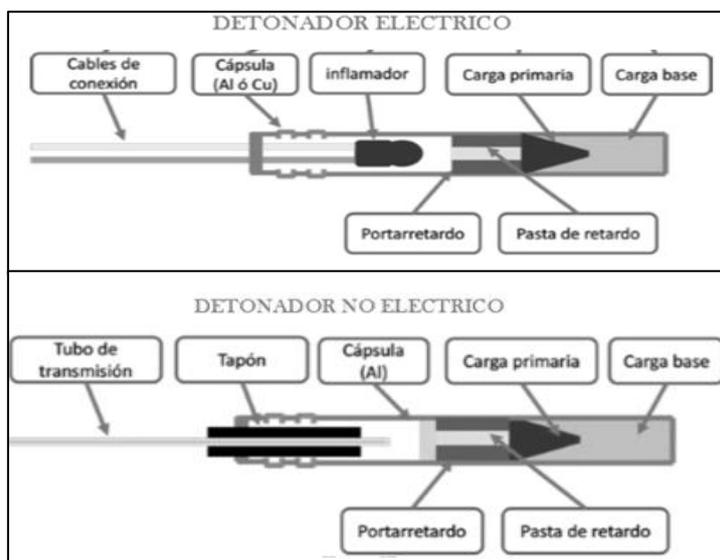
Con el desarrollo de la tecnología en lo que a voladuras respecta, el uso de los sistemas de iniciación haciendo uso de la mecha lenta, ha quedado en desuso y por ende actualmente los sistemas de iniciación pueden dividirse en sistemas eléctricos y sistemas no eléctricos.

En el siguiente apartado se desarrollará el sistema de iniciación no eléctrico por ser el empleado en el presente proyecto.

#### ***2.2.3.1 Detonadores no eléctricos.***

Los detonadores no eléctricos, como su nombre lo indica, tiene como principal característica el hecho de no necesitar ningún tipo de corriente eléctrica en su iniciación. La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, es decir, como se puede apreciar en la figura 13, el detonador cuenta con una cápsula de aluminio que contiene en su interior una carga base de pentrita, una carga primaria de nitruro de plomo, un elemento cilíndrico metálico portador de la pasta de retardo (porta-retardo) y un tapón de goma semiconductor que sirve como elemento de acople al tubo de transmisión. La diferencia radica en el método de

activación del retardo ya que el detonador no eléctrico se activa por medio de una onda de choque de baja energía que viaja a través del tubo de transmisión.



**Figura 13.** Esquema de un detonador eléctrico y de un no electrónico (Bernaloa et al. 2013)

El tubo de transmisión es un tubo de plástico que contiene en su interior una pequeña cantidad de material reactivo, aproximadamente 14 mg por metro lineal, este tubo está empalmado con el detonador sirviendo como canal de transmisión para que la onda de energía se transmita por su interior hasta la carga de retardo.

Durante el periodo de pruebas del proyecto el detonador no eléctrico empleado fue el FANEL, de la marca Famesa. El Fanel cuenta con todos los elementos antes mencionados, sin embargo, presenta una particularidad, el color del tubo de transmisión, este último se presenta en dos colores para diferenciar así el periodo de retardo. Se cuenta con los Faneles de periodo corto, que tienen una presentación de color rojo, los cuales van en serie de milisegundos desde el Fanel número 1 que tiene un retardo de 25 ms hasta el número 20 que tiene un retardo de 1000 ms, se cuenta también con Faneles de periodo largo, que tienen una presentación de color amarillo, los cuales van en serie de segundos desde el Fanel número 1 con un retardo de 0.5 hasta el Fanel número 16 con un retardo de 8.6 segundos.

Todas las unidades incluyen en un extremo un conector plástico tipo “J” diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre el tubo de transmisión y el cordón detonante.

La serie de periodo largo es la empleada para la ejecución de las voladuras de avance, ya que los tiempos de retardo son mucho mayores, teniendo los segundos como escala, permitiendo así generar un tiempo considerable entre la detonación de taladro y taladro para el movimiento de la roca creando una cara libre para la expansión o salida de la roca del taladro siguiente.

Periodo largo		Periodo largo	
N° serie	TDR (s)	N° serie	TDR (s)
1	0,5	9	4,5
2	1,0	10	5,0
3	1,5	11	5,6
4	2,0	12	6,2
5	2,5	13	6,8
6	3,0	14	7,4
7	3,5	15	8,0
8	4,0	16	8,6

*Figura 14. Tiempos de retardo de los Faneles-periodo largo (LP)*

### **2.2.3.2 Cordón detonante.**

El cordón detonante es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un núcleo de pentrita, recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material de plástico, que permite que tenga las características mencionadas. Posee alta velocidad de detonación de aproximadamente 7000 m/s, facilidad de manipuleo y seguridad.

El cordón detonante también se caracteriza por su potencia, que está en relación directa con el contenido de pentrita por metro lineal de cordón y esta potencia es la que determina el tipo de aplicación y uso.

	3P	3 PE	5P	5 PE	8P	8 PE	10 P	10 PE
Peso de carga (g/m)	Min. 4	Min. 4	Min. 5	Min. 6	Min. 8	Min. 8	Min. 10	Min. 10
Resistencia a la tracción (kg)*	Min. 60	Min. 70						
Velocidad de detonación (m/s)	Min. 6800	Min. 6800	Min. 7000					

Fuerza de rotura evaluado en equipo de tracción a una velocidad de 65mm/min.

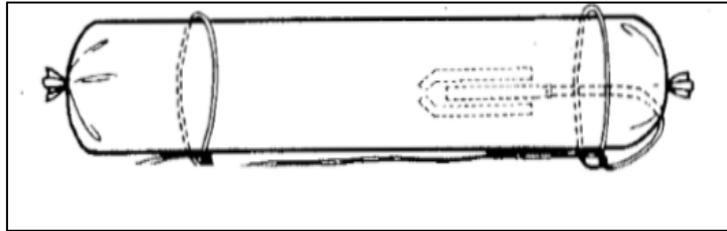
*Figura 15. Características técnicas de la variedad de cordones detonantes*

Durante el desarrollo del proyecto el cordón detonante empleado fue el Pentacord de la empresa FAMESA, empresa que cuenta con diversos tipos de Pentacord para satisfacer los requerimientos del mercado, esta diversidad de tipos de Pentacord radica en la cantidad de pentrita que contenga. En la figura 15 se puede apreciar la variedad de tipos y el contenido de pentrita en g/m que contiene cada uno estos. El Pentacord 3P es el empleado en las voladuras de avance, este por su bajo gramaje está desarrollado para iniciar al Fanel.

#### **2.2.4 Sistema de iniciación**

Para que el proceso de detonación del explosivo para el arranque de la roca sea eficaz, precisa de una energía de iniciación para que se desarrolle y se mantenga en condiciones estables, esto debido a la insensibilidad de los agentes explosivos empleados hoy en día en la minería como el caso del ANFO. Es por ello que es vital la correcta elección del sistema de iniciación para obtener el máximo rendimiento de la energía desarrollada por los explosivos.

López et al(2003) afirman: “ Los hidrogeles y emulsiones que son sensibles al detonador o al cordón detonante pueden emplearse como iniciadores primarios o cartuchos cebo, con la ventaja de que ocupan así toda la sección del barreno y resultan muy eficientes”, bajo este criterio , en el desarrollo del proyecto para la voladura de los frentes se emplea como sistema de iniciación los cartuchos de emulsión y los detonadores no eléctricos insertados en estos ,siguiendo la disposición mostrada en la figura 16, de una manera axial para así aprovechar al máximo el efecto de choque que proporcionan.



*Figura 16. Características técnicas de la variedad de cordones detonantes de la empresa Famesa*

### 2.2.5 AVANCE POR DISPARO

El avance por disparo, es el metraje obtenido luego de la voladura realizada en un frente, esto nos permite obtener indicadores de eficiencia y rendimiento a partir de la relación entre el avance alcanzado y la longitud perforada. Este rendimiento o eficiencia de cada disparo pueden llegar a ser de 95 %, sin embargo, el avance se ve limitado por ciertos parámetros como el diámetro de los taladros de alivio y la desviación de los taladros perforados, mientras la desviación de los taladros se encuentre por debajo del 2% se alcanzarán eficiencias como la mencionada.

Como se mencionó, el avance queda determinado por el diámetro de los taladros de alivio y a partir de este se puede estimar mediante la siguiente expresión:

$$L = 0.15 + 34.1 D_2 - 39.4 D_2^2$$

Donde  $D_2$  representa el diámetro del barrenado de alivio expresado en metros siempre que  $0,05 \leq D_2 \leq 0.25$  m.

Cuando se emplean, arranques con varios taladros de alivio, en lugar de uno solo de mayor diámetro, la expresión presentada líneas arriba sigue siendo válida considerando lo siguiente:

$$D_2 = D_2'' \times \sqrt{NB}$$

Donde NB es la cantidad de taladros y  $D_2''$  el diámetro de estos.

Con estas expresiones, se puede deducir una relación estrecha existente entre los avances de cada disparo con el diámetro de los barrenos de alivio, es así que, a mayores diámetros de estos, se pueden perforar taladros más largos y se pueden conseguir avances mayores (López, et al, 2010).

## **2.3 Vibraciones**

Las alteraciones principales que originan las voladuras realizadas en las operaciones mineras son las vibraciones, las ondas áreas y proyecciones de roca, todas ellas pueden en algunas circunstancias, originar daños en las estructuras próximas, es decir la voladura de un túnel o labor puede afectar labores aledañas como vías principales u otras labores de preparaciones , es por ello que a fin de salvaguardar la infraestructura ya desarrollada es necesario llevar un control constante de los impactos de la voladura.

Debido a la particularidad del avance que se tiene en el presente proyecto, el factor de carga es más elevado que en una voladura normal de 3.5 metros por lo que requiere un mayor control de los efectos causado por las voladuras.

Existen diversas variables ya sean innatas del terreno o externas producto de la voladura, que afectan las características de las vibraciones, y estas variables son en gran medida las mismas que repercuten en el resultado de las voladuras, es por ello que se puede tomar la misma clasificación y dividir las en variables controlables y no controlables.

### **2.3.1 Variables no controlables.**

#### ***2.3.1.1 Geología local y características del macizo rocoso.***

En los macizos rocosos homogéneos y masivos las vibraciones se propagan en todas las direcciones, pero en estructuras geológicas más complejas, la propagación de las ondas puede variar con la dirección y por consiguiente presentar diferentes índices de atenuación o leyes de

amortiguación, es por ello que las características geomecánicas y de la geología del entorno es de gran influencia.

### ***2.3.1.2 Distancia al punto de voladura.***

Al igual que la carga operante, la distancia a la voladura tiene una gran importancia sobre la magnitud de las vibraciones, ya que guardan una relación inversamente proporcional, conforme la distancia aumenta la intensidad de las vibraciones disminuye y esta relación se comporta de acuerdo a la siguiente ley

$$\bar{v} = \frac{1}{D^b}$$

Donde el valor de b, según el U.S Bureau of mines es del orden de 1.6.

## **2.3.2 Variables controlables.**

### ***2.3.2.1 Carga operante.***

La magnitud de las vibraciones varía según la carga de explosivo que es empleada en la voladura. En voladuras donde se emplea más de un número de retardo, la carga operante es la mayor carga por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones y no la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan interferencias constructivas entre las ondas generadas por los distintos números de retardos.

La carga operante generada en la voladura, producto de la distribución del explosivo y la secuencia de voladura, es el factor más influyente en la generación de las vibraciones, López et al (2003) afirman: “La relación que existe entre la intensidad de las vibraciones y la carga operante es de tipo potencial.” (p665).

### ***2.3.2.2 Tipo de explosivo.***

Aquellos explosivos que generan presiones bajas en los taladros provocarán niveles de vibración inferior, los explosivos que generan estas presiones son los denominados de baja densidad y baja velocidad de detonación, el ejemplo más claro de este tipo de explosivos es el ANFO. Según López (2003) si se compara una misma cantidad de ANFO con un hidrogel común, la intensidad de las vibraciones generadas es 2 veces menor, tal afirmación ha sido corroborada por diversos técnicos como Hagan y Kennedy (1981), Matheu (1984), etc.

### ***2.3.2.3 Tiempos de retardo.***

Al expresar intervalo de retardo entre la detonación de un taladro y otro puede, puede hacerse referencia al tiempo de retardo nominal o también al tiempo de retardo efectivo, el comúnmente empleado y al que se hará referencia en este estudio es el nominal, el cual expresa la diferencia entre los tiempos de iniciación, mientras que el retardo efectivo es la diferencia de los tiempos de llegada de los pulsos generados por la detonación de los taladros disparados con periodos consecutivos.

Wiss y Linehan (1978) sugiere un tiempo de retardo nominal entre periodos de retardos sucesivos de 17 ms, para eliminar el efecto sumatorio de las vibraciones.

### ***2.3.2.4 Variables geométricas.***

Las variables geométricas o, mayormente conocidas como el diseño de la malla de perforación, en su gran mayoría tienen una influencia significativa sobre las vibraciones generadas. Dentro de las características principales tenemos.

### ***2.3.2.5 Diámetro de perforación.***

El diámetro empleado para la perforación es sumamente importante y repercute directamente en la generación de vibraciones en la voladura, el aumento de diámetro de

perforación es negativo, pues la cantidad de explosivo por taladro es proporcional al cuadrado del diámetro, resultando cargas operantes elevadas en cada taladro.

#### ***2.3.2.6 Piedra y espaciamento***

Dentro del diseño de la malla de perforación se mencionó la importancia de la estimación de la piedra y el espaciamento para el resultado de una eficiente voladura, sin embargo, también repercute de manera directa en la generación de vibraciones, si la piedra es elevada los gases producidos en la voladura encontrarán resistencia para fragmentar y desplazar la roca y parte de la energía del explosivo se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones y en lo concerniente al espaciamento, su influencia es semejante ya que su dimensionamiento depende en cierta medida de la piedra.

### **2.4 Validación estadística**

La validación estadística permite corroborar que un estudio estadístico y las conclusiones producto del análisis del mismo se encuentren alineados a las leyes estadísticas y científicas, asimismo es importante dado que otorga robustez a las afirmaciones resultantes de un proyecto y principalmente se generan mediante la evaluación de la confiabilidad del instrumento o proceso de medición de datos y con la validación de que el instrumento o procedimiento está midiendo aquello que deseamos medir.

#### **2.4.1 Tratamiento de la información.**

La muestra obtenida durante el trabajo de recolección de data comprende información relacionada entre sí misma que representa una población, sin embargo, podría contener entidades aisladas que por diversos factores durante el trabajo de campo podrían no representar a la población, para ello es importante realizar el tratamiento de la información con la finalidad

de organizar, identificar y tratar o eliminar aquellos valores que desvían los resultados de la muestra al de la población.

El tratamiento de la información del presente proyecto se basa en la generación de histogramas para cada escenario (Diagrama de Frecuencia vs Intervalo) con ello representamos el número de datos medidos que se encuentran dentro de un intervalo de clase, el procedimiento llevado a cabo para generar el histograma fue el siguiente:

- a) De la data recolectada de tiempo total de perforación de taladros de avance se obtuvo el promedio, mínimo, máximo y el rango en el que se encuentran los valores, en el ejemplo de la figura 17 podemos observar que el mínimo valor es 05:21 min. el máximo valor es 11:58 min. Y el rango en el que se encuentran todos los valores del presente ejemplo es de 06:37 min.

Taladros de avance = 184						
Promedio	0:00:31	0:02:12	0:01:00	0:02:24	0:02:06	0:08:12
Min	0:00:09	0:01:20	0:00:24	0:00:04	0:00:02	0:05:21
Max	0:01:22	0:03:52	0:03:45	0:03:53	0:05:09	0:11:58
Rango	0:01:13	0:02:32	0:03:21	0:03:49	0:05:07	0:06:37
Desv.Est.	0:00:14	0:00:23	0:00:30	0:00:27	0:00:45	0:01:23
	POSICIONAMIENTO	BARRA 1	ACOPLE B2	BARRA 2	RETIRO BARRAS	TOTAL

*Figura 17. Estadística del tiempo de perforación total de los taladros de avance*

- b) Luego, es necesario dividir el rango de valores en clases o intervalos para analizar la frecuencia de valores medidos en cada tramo, para cuantificar el número de clases ideal para agrupar nuestra data se utiliza la fórmula de Sturges.

$$Clases = 1 + 3 * \log N$$

N: Número de datos medidos.

- c) Finalmente observamos de forma gráfica la distribución de los datos por intervalos y encontramos los datos distribuidos en su mayoría entre los primeros 4 intervalos (178 Datos) y en los siguientes 5 intervalos (6 Datos), lo cual indica que los valores

demasiado alejados de la mayoría no representan adecuadamente a la muestra, por lo cual son filtrados de la data.

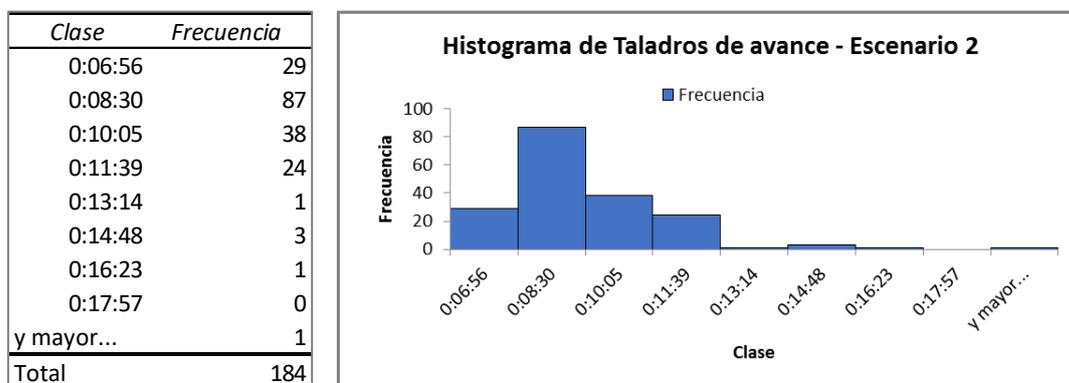


Figura 18. Histograma del tiempo total de perforación inicial

- d) Finalmente, luego del filtro obtenemos una data mejor distribuida y que representa mejor a la población que queremos analizar.

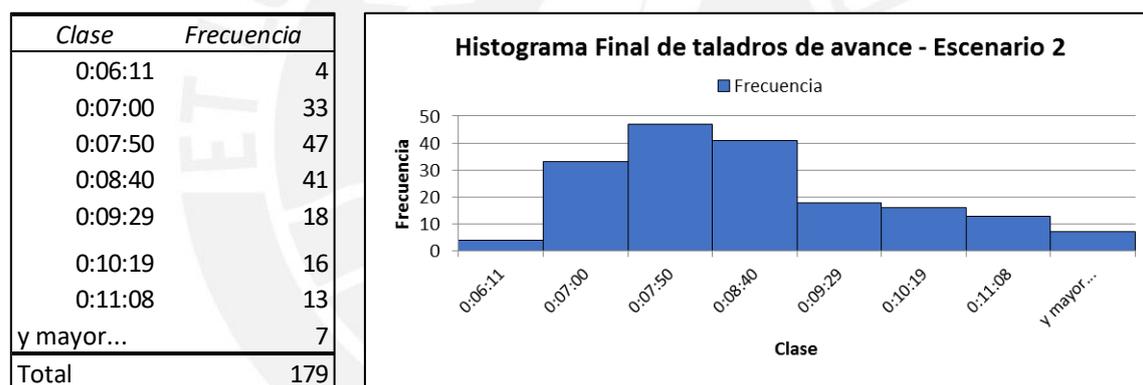


Figura 19. Distribución de la frecuencia por intervalos de clase final de los tiempos de perforación.

#### 2.4.2 Confiabilidad

La confiabilidad se refiere el grado de confianza con que se aceptan los resultados o la información obtenida siguiendo un procedimiento o utilizando alguna instrumentación para la recopilación de la información, por ejemplo, si deseamos medir la presión de un paciente y se realizan tres medidas consecutivas y cuyos resultados son 80, 150 y 115 mmHg, dicho instrumento no es confiable. La verificación de la confiabilidad se puede realizar mediante diversos coeficientes, entre los cuales destacan el Alfa de Cronbach, las dos mitades, el Test Retest y el r de Pearson, y deben ser superiores al 70% o 0.7 para determinar que el instrumento es confiable para su aplicación.

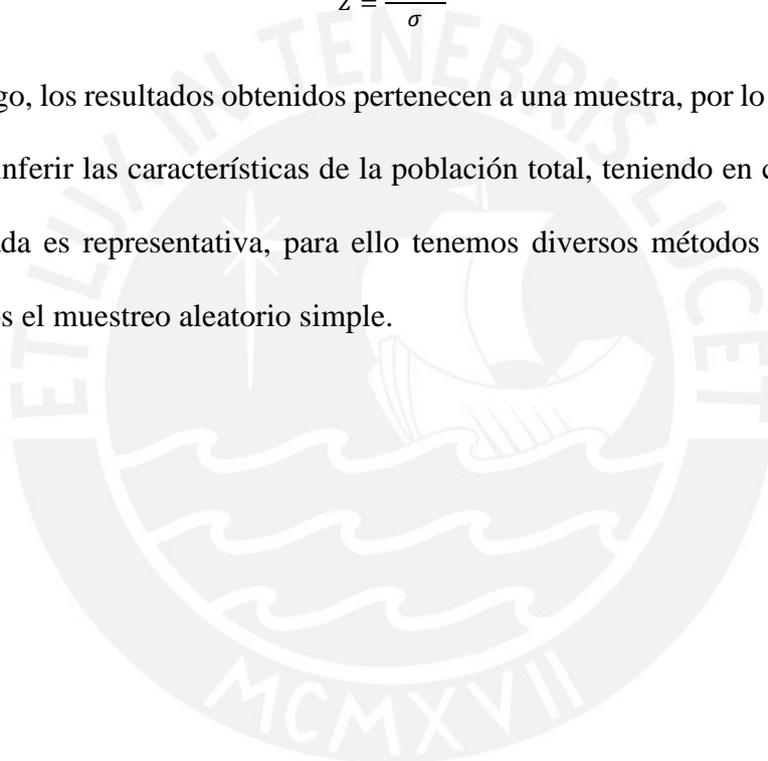
Según la forma en que se distribuyen los datos recopilados, observamos un valor central sobre el cual se ubica la moda y la media, además se observa simetría a los lados, por lo que podemos afirmar que se adecúan a una distribución normal.

Luego tipificamos los valores para poder utilizar la tabla de distribución normal tipificada  $N(0,1)$ .

Intervalo de confianza del 95% es  $\pm 1.96$  tipificado, 90%  $\pm 1.645$ , 80%  $\pm 1.28$

$$Z = \frac{x - \mu}{\sigma}$$

Sin embargo, los resultados obtenidos pertenecen a una muestra, por lo que mediante ella debemos poder inferir las características de la población total, teniendo en consideración que la muestra tomada es representativa, para ello tenemos diversos métodos de muestreo, por ejemplo, tenemos el muestreo aleatorio simple.



### 3. Aspectos generales de la mina

#### 3.1 Origen y evolución

Compañía Minera Condestable S.A., es una empresa dedicada a la extracción de mineral para la producción y comercialización de concentrados de cobre con valores comerciales de oro y plata.

En julio de 1961, la empresa japonesa Nippon Mining Company inició los trabajos de reconocimiento geológico, firmando en ese mismo año en el mes de agosto, un contrato con el estado peruano que le otorgó los permisos de explotación. El 14 de noviembre de 1962, se constituyó la Compañía Minera Condestable S.A y dos años después en julio de 1964 se inició la explotación del yacimiento alcanzando para el mes de agosto un tratamiento de 600 t/día de mineral de cobre con una ley de 2.5 %.

El 29 de enero de 1976, Nippon Mining Company, donó la mina condestable al gobierno peruano, por intermedio del ministerio de Energía y Minas, entidad que se hizo responsable de la operación a través de una empresa minera estatal.

A finales del año 1977 se iniciaron los trabajos de desbroce para el minado del tajo abierto “Resurrección” y se realizó la recuperación y la explotación de las cajas-puentes y pilares de la antigua explotación que se había realizado por el método de cámaras y pilares manteniéndose la explotación minera de manera continua.

El 26 de mayo de 1994, Compañía Minera Condestable S.A fue transferida al sector privado y en 1995 los nuevos propietarios pusieron en marcha el proyecto de expansión de la planta concentradora de 1350 t/día a 1,650 t/día.

En enero de 1997, la compañía Trafigura adquiere el 30.6% de las acciones y ese mismo año, la compañía LG Metals de corea ingresa como accionista adquiriendo un 20 %, mediante

aumento de capital, con la finalidad de financiar un intenso programa de exploración, que culminó sin resultados significativos.

El 31 de enero de 1998, la compañía se ve obligada a paralizar sus operaciones debido a que la caída de los precios del cobre en los mercados mundiales generó un déficit de reservas de mineral con leyes económicamente explotables. Sin embargo, en julio de 1998 se reinició la operación a un 50% de la capacidad instalada de la planta y procesando mineral con una ley de cabeza promedio de 1.31% Cu. En noviembre del mismo año Cia Minera Condestable, a través de un contrato de cesión, adquiere el derecho de explotación minera de la unidad minera Raúl, unidad aledaña, propiedad hasta ese momento de la Compañía Minera Pativilca S.A.

En enero de 1999 se iniciaron las operaciones de la, recién adquirida, unidad Raúl , posteriormente se extiende el contrato de cesión a 15 años y es así como en febrero del 2005 CIA Minera Condestable ejecutó el incremento de la capacidad de la planta a 3000 t/día y en octubre del mismo año se incrementó nuevamente a 3.300 t/día , en enero del 2007 se incrementa a 4000 t/día y en el 2008 se autoriza el funcionamiento de la planta a un capacidad de 6000 t/día.

Por el año 2009 Iberian Minerals Corporation, empresa minera canadiense, oferta por la mina Raúl y en el año 2010 se hace efectiva la venta, es así como los activos y concesiones de la mina Raúl son transferidos a la Compañía Minera Condestable.

Debido a la explotación de Raúl, se requirió aumentar la capacidad de producción en la planta concentradora Condestable por lo que el mismo año obtiene la autorización de funcionamiento a una capacidad de 7000 t/día.

En julio del 2013 la compañía Southern Peaks Mining adquiere el 98.68% de participación y es la propietaria, hasta la actualidad, de la Compañía Minera Condestable y continua con el procesamiento de mineral a una capacidad de 7000 t/día.

### 3.2 Ubicación y acceso

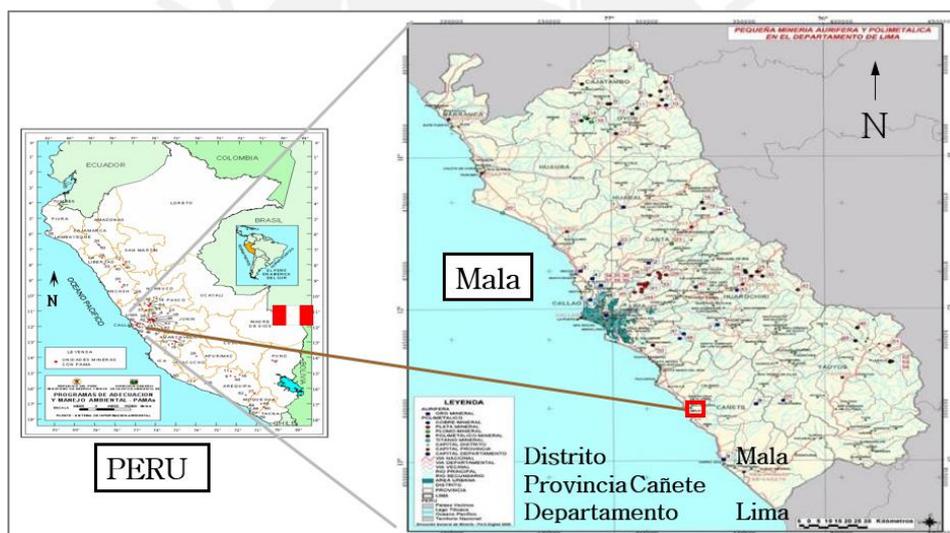
La unidad minera condestable, se ubica en la franja de la costa peruana, en el distrito de mala, provincia de cañete, departamento de lima a una altitud promedio de 250 m.s.n.m.

Sus coordenadas WGS84-18S son: Este 327438 y Norte 8595536.

Su acceso desde la ciudad de lima es a través de la carretera Panamericana Sur, altura del kilómetro 90, tomando un desvío hacia el este por una carretera afirmada.

AUTOPISTA LIMA- BUJAMA 90 KM. 1.2 HORAS

TROCHA AFIRMADA BUJAMA-MINA 0.5 KM 0.1 HORAS



*Figura 20. Ubicación de la unidad minera condestable*

### 3.3 Topografía y fisiografía

Según el estudio de impacto ambiental de la Unidad Minera Condestable, el área de operación se ubica en la franja de la región costera peruana, caracterizado por presentar una cadena de cerros y lomas conformadas principalmente por rocas volcánicas y sedimentarias, cuales presentan elevaciones que varían desde los 60 msnm hasta los 520 msnm y pertenecen a las primeras estribaciones del batolito de la costa.

La topografía no es muy agreste ni accidentada, con presencia de depósitos aluviales y eólicos que demuestran los procesos de degradación de la litología de la zona y el agrietamiento de los suelos debido a la sequedad por variación de humedad estacional. La mayor parte de los cerros y lomas del área del proyecto se encuentran cubiertas de fragmentos de rocas subangulosas y en épocas húmedas se cubren de vegetación en todas sus laderas.

Se observa en la zona aledaña a la unidad, Pampa Calicanto, por donde discurre una quebrada seca llamada Rio Seco, esta pampa es de gran extensión y se compone de materiales aluviales, mostrando una configuración más llana y uniforme con una diversidad de surcos que conforman el cauce de la quebrada seca.

Fisiográficamente el relieve del área de operación abarca desde los 60 a 520 msnm, y está conformado por lomas y cerros poco accidentados con sectores de llanura en las partes bajas que se extienden hasta la línea de costa, también existen zonas que han sido allanadas y cubiertas con material lítico debido a las modificaciones que se han realizado para la rehabilitación de la zona.

### **3.4 Clima**

De acuerdo con la clasificación climática del Centro de Predicción Numérica del Tiempo y el Clima del Instituto Geofísico del Perú, la Unidad Minera Condestable se encuentra en un clima templado donde la temperatura media anual alcanza los 17.9 °C, desértico debido a que la precipitación media anual es de 46.4 mm y, moderado por la amplitud de la temperatura en la zona que es de 18.5 °C.

En verano el clima se presenta húmedo y cálido con temperaturas que oscilan entre 20 y 30°C con una humedad relativa de aproximadamente 75%, mientras que en el invierno la temperatura oscila entre 11 y 18°C con una humedad relativa que puede llegar a 100% que

junto con la llovizna que se presenta en esta época del año favorecen al desarrollo de vegetación.

### **3.5 Geología**

#### **3.5.1 Geología regional.**

En la región de ubicación, se puede identificar, de piso a techo en la columna estratigráfica Volcano-sedimentaria a la formación Asia, al grupo Morro Solar, formaciones Pucusana, Pamplona, Atocongo, Chilca y más hacia el sur se tiene los volcánicos Quilmana.

La edad de esta secuencia va del Jurásico Superior al Cretácico Inferior, además se presenta cortada por intrusivos del Cretácico Medio perteneciente al Batolito de la costa peruana.

#### **3.5.2 Geología local.**

La geología local que presenta el área de emplazamiento del yacimiento se ve caracterizada por una secuencia de rocas vulcano-sedimentarias que se presentan en tres cuartas partes del área de las concesiones y rocas ígneas intrusivas relacionadas al Batolito de la costa peruana que cubren el resto del área.

Localmente esta secuencia ha sido dividida en seis unidades lito estratigráficas que muestran cambios laterales de facies cortadas por un stock de pórfido andesítico-dacítico y diques de diabasa.

Las rocas extrusivas están constituidas por derrames andesíticos, tufos, brechas y cenizas volcánicas. La edad de estas rocas se estima que van desde el Paleozoico hasta el Cuaternario reciente con los depósitos recientes mayormente eólicos.

### **3.5.3 Tipo de depósito.**

El yacimiento mineral de la Unidad Minera Condestable es del tipo de reemplazamiento meta somático a partir de soluciones hidrotermales procedente de magmas intermedios y/o ácidos, localmente el yacimiento pertenece a la sub provincia cuprífera de la vertiente del pacífico. La mineralización se presenta en mantos tubulares emplazados y subcorcondantes con buzamientos entre los 35 y 45 °, en vetas discordantes tabulares que atraviesan los mantos a lo largo desde noreste a noroeste, finas diseminaciones y brechas de forma y dimensión variada.

### **3.5.4 Rasgos estratigráficos.**

La columna lito estratigráfica presenta una variada distribución de unidades, cuyas edades van desde el Paleozoico hasta las unidades del Cuaternario Reciente, dentro de las cuales se identifican las siguientes:

La Unidad Calicantro, constituye la zona más baja de la secuencia, formada por lavas andesíticas de textura porfirítica con estratificación gruesa y atravesada por venillas de cuarzo, albita y actinolita, se presentan también aisladas intercalaciones de aglomerados andesíticos masivos de color verde oscuro y matriz afanítica.

La Unidad Apolo, está compuesta por una secuencia volcanoclástica que se inicia con una intercalación de lavas y tufos finos y presenta un incremento de sedimentos como calizas, margas y areniscas de estratificación delgada hacia el NE del yacimiento, esta unidad se encuentra pigmentada por óxidos de cobre.

La Unidad Actinolita, está formada principalmente por lavas andesíticas con textura porfirítica media a gruesa con intercalaciones lenticulares de brechas, presenta un color gris verdoso y verde oscuro. Posee una alteración pervasiva por actinolita-clorita hematita que le da una textura de brecha.

La Unidad Intermedio, está formada en su mayoría por piroclásticos líticos, lavas andesíticas afaníticas, algunas veces con fenocristales de hornablenda e intercalaciones con lutitas y horizontes calcáreos.

La Unidad polvorín, está formada por fragmentos gruesos de lavas andesíticas de textura afanítica alteradas a clorita y calcita, además presenta intercalaciones de piroclastos, horizontes calcáreos, lutitas y grauvacas, la mayoría de estos afloramientos están cubiertos por material coluvial.

La Unidad Chicharrón, se caracteriza por su predominancia clástica con lutita, limonita, tobas, calizas y areniscas, a lo largo de la unidad se presentan coloraciones marrones y está separada por un sill de 60 metros de potencia de la unidad polvorín.

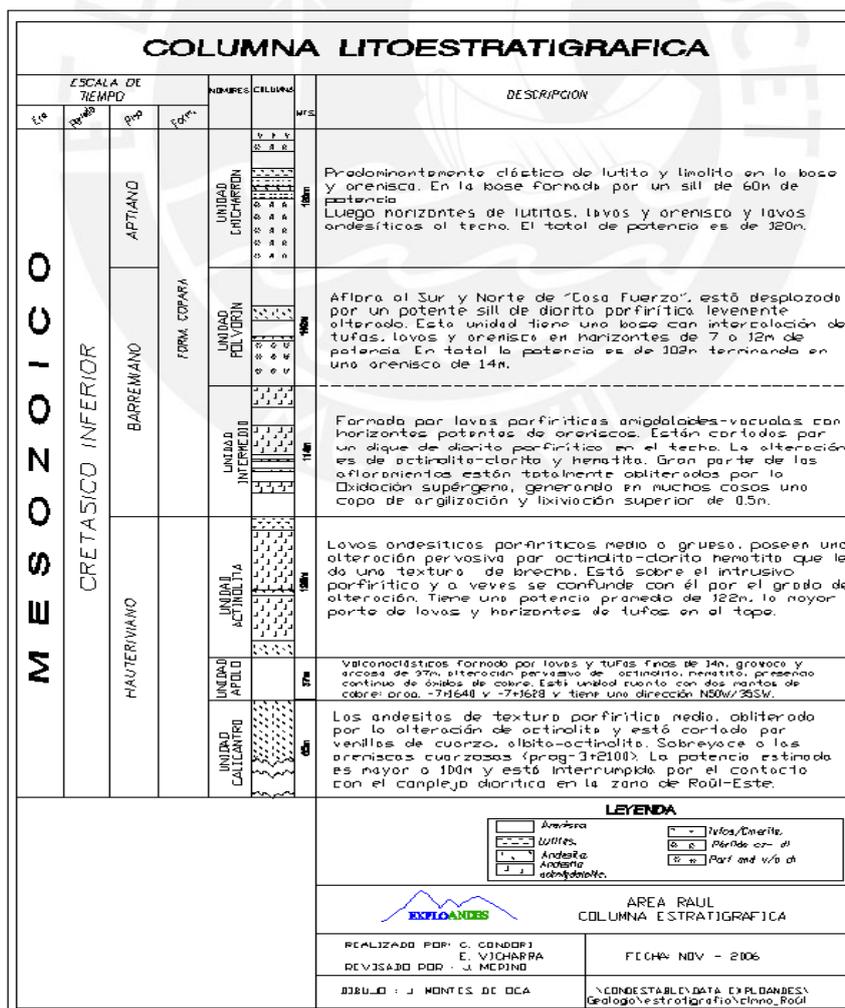


Figura 21. Columna Estratigráfica

### 3.5.5 Mineralización.

Según el informe “Geología del yacimiento” elaborado por el área de geología, la mineralización metálica ocurrió como dos asociaciones, la primera es la asociación hierro-cobre (Fe-Cu) y consiste básicamente de calcopirita, pirita magnetita y contenidos menores de pirrotita, galena, esfalerita, ilmenita, molibdenita, bornita, Valerita, marcasita, electrum y cobalto, siendo el mineral principal la calcopirita y los subproductos el oro y la plata. La segunda asociación es plomo-zinc (Pb-Zn), esta asociación es tardía e insignificante y ocurre como vetas y venillas menores de galena y esfalerita con trazas de pirita, calcopirita, tetraedrita, oro y calcita.

La temperatura máxima de formación es alrededor de 320 a 414°C y los estudios de isótopos (S, H, O) e inclusiones fluidas indican que el azufre y fluidos mineralizantes fueron de origen marino y que no hubo ebullición.

La mineralización económica de cobre en Raúl, está dada principalmente en mantos, aportando un 55% mientras que los diseminados constituyen alrededor de 35% y las vetas un 10%.

En los depósitos IOCG como el yacimiento de unidad minera condestable se observa de manera recurrente la siguiente secuencia paragenética:

Hematita → magnetita → pirita → calcopirita

La mineralización se desarrolla de igual manera que la columna litoestratigráfica dividida en unidades. En la unidad Calicantro se presenta una mineralización predominante de pirita-calcopirita, con un porcentaje mayor de pirita, muy restringida a fracturas y venillas, en la unidad Apolo la mineralización está caracterizada por una concentración fina de calcopirita y pirita, esta última en un menor porcentaje (30%), la unidad actinolita se caracteriza por la alta densidad de venillas y fracturas rellenas por sulfuros-actinolita-magnetita y diseminaciones

de calcopirita y pirita , en esta ocasión con un mayor porcentaje de calcopirita , la unidad Intermedio presenta intercalaciones de arenisca y tufos que alojan mantos y diseminación de sulfuros como la pirita y la calcopirita, en la unidad Chicharrón la mineralización es favorecida por la permeabilidad de las areniscas intercaladas con las limolitas, por lo que la mineralización es del tipo manto con horizontes minerales de sulfuros-magnetita.

### **3.5.6 Geología estructural.**

La Geología estructural de la Unidad Minera Condestable se encuentra formada por cuencas que han soportado eventos geológicos de diversas magnitudes, como consecuencia de movimientos orogénicos ligados en su gran mayoría a la zona de subducción de la placa de nazca. Entre los principales rasgos estructurales definidos en la zona se tiene:

Plegamiento, las unidades litoestratigráficas mencionadas y descritas anteriormente conforman estructuralmente un monoclinal con rumbo promedio N°25W y buzamientos entre 30 y 45° al SW.

Fallamiento, la estructura monoclinal está afectada por tres importantes sistemas de fallas, el sistema de fallas rumbo N 25-45° E buzamiento entre 75 y 90° SE, el sistema de fallas rumbo N 5-10° W y buzamiento de 65° NE y el sistema de fallas WNN-ESE a EW y buzamientos entre 60° y 90° NE

### **3.5.7 Geología económica.**

El yacimiento mineral explotado por la Unidad Minera Condestable se encuentra conformado por vetas, mantos por reemplazamiento de cajas calcáreas, así como diseminaciones y rellenos de porosidad en brechas volcánicas y tufos estratificados, mineralizados con calcopirita, bornita, pirita, pirrotita, magnetita, hematita, escapolitas, calcita, cuarzo, y anfíboles. Existe presencia local de molibdenita, esfalerita y galena. Los minerales

económicos principales son la calcopirita y bornita y los minerales secundarios o considerados subproductos en los concentrados son el oro y la plata.

La presencia de cobre nativo, malaquita, azurita, covelita y calcosina cercanos a la superficie son evidencia de la existencia de un proceso de oxidación y enriquecimiento supergénico, que por fuerte fallamiento se presenta también en profundidad.

En el yacimiento se pueden encontrar las siguientes estructuras mineralizadas:

Mantos, estos se encuentran principalmente como reemplazamiento de calizas y tobas volcánicas en las unidades de Chicharrón y Apolo, la potencia de estos mantos se encuentra en el rango de centímetros a 6 metros. Su continuidad está interrumpida tanto longitudinal como transversalmente por fallas e intrusiones de pórfido andesítico-dacítico y diabasa.

Diseminaciones, que ocurren preferentemente en horizontes de grauvacas y tobas volcánicas en las unidades de Apolo, Polvorín e Intermedio, esta se presenta como finas diseminaciones de calcopirita y pirita, constituyendo algunas veces grandes cuerpos de forma irregular.

Brechas, ocurren preferentemente como reemplazamiento local en niveles de brechas volcánicas de las unidades Actinolita y techo de Intermedio, presentan formas y dimensiones variadas. La mineralización se presenta como finas diseminaciones de calcopirita y pirita.

Vetas, se encuentran comúnmente transversal a los mantos, tienen buzamientos subverticales y han sido reconocidas en sus rumbos entre 100 y 300 metros. El relleno mineral es de tipo rosario.

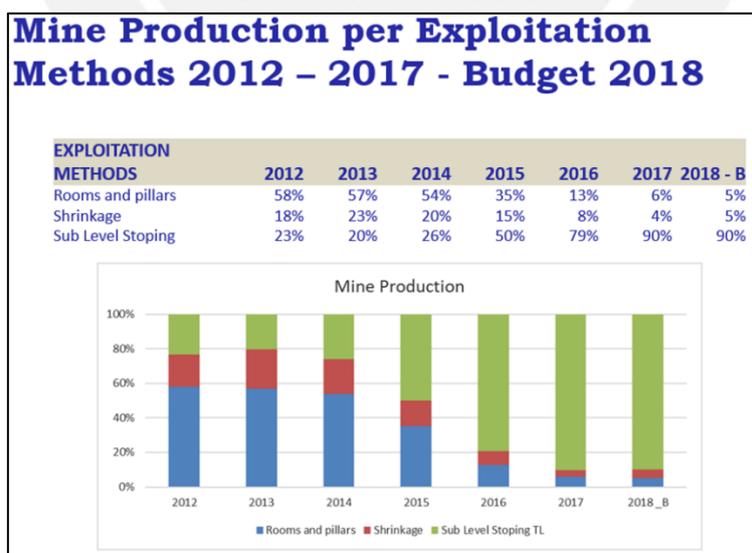
### 3.6 Operaciones mina

La compañía Minera Condestable S.A actualmente explota las minas Raúl y Condestable de manera subterránea a un 100%, empleando diferentes métodos de explotación, el macizo rocoso es sumamente competente por lo que no se precisa de mucho sostenimiento.

### 3.7 Métodos de explotación

Los métodos subterráneos empleados, son aplicados dependiendo de la dureza de la roca encajonante, potencia y buzamiento de las vetas, aunque se está direccionando la gran mayoría de la producción a la explotación por el método Sublevel Stoping, sin embargo, se sigue teniendo, en menor medida, explotación por shirinkage y cámaras y pilares.

La explotación del yacimiento por Sublevel Stoping ha ido aumentando de manera acelerada desde el año 2012, año en el cual solo se contaba solo con un 23% de la explotación total bajo este método, hoy en día el 90% de la producción total de la Compañía Minera Condestable es realizaba bajo el método Sublevel Stoping (figura 23)



*Figura 22. Producción minera por método de explotación.*

El método de minado Sublevel Stoping o tajeos por subniveles, es aplicado, como ya se mencionó, en la mayoría de las estructuras del yacimiento tanto en los mantos como en las

brechas y vetas, sin embargo, se busca cierta geometría del yacimiento para cubicar el mineral a ser explotado por Sublevel Stopping, dentro de las principales características tenemos que los cuerpos mineralizados poseen longitudes de tajeos hasta de 100 metros, potencia de 5 a 20 metros y alturas de 20 a 40 metros.

Dependiendo de cómo se presente la estructura la perforación puede ser en abanico en 360° o paralela vertical hacia arriba o hacia abajo, con taladros de 64 milímetros de diámetro y longitudes de hasta 30 metros. La explotación es totalmente mecanizada empleando equipos de perforación electrohidráulicos y scoops para el acarreo.

El Shirinkage es aplicado en zonas estrechas subverticales de las vetas donde las potencias varían de 1 a 5 metros, la explotación por este método es semimecanizada empleando máquinas perforadoras manuales Jacklegs para la explotación y scoops para la extracción. Actualmente la explotación de este método solo aporta un 5 % de la producción total.

El método de cámaras y pilares es aplicado en mantos y brechas con buzamiento promedio de 40° y potencias de 2 a 15 metros de igual manera que el shirinkage, la explotación por este método es semimecanizada debido a que la perforación se realiza con máquinas manuales. El uso de este método también se ha reducido notablemente con respecto a años anteriores, por el año 2012 la explotación por este método significaba el 60 % de la producción actualmente solo aporta un 5 %.

### **3.8 Preparación de labores**

#### **3.8.1 Perforación y voladura de frentes de avance.**

Para la fase de preparación y desarrollo se cuenta con 2 empresas especializadas, Opermin y Cominco, que se encargan por niveles, del avance de estas labores de manera prioritaria, además el personal de CMC también cuenta con labores de preparación y desarrollo

a su cargo. A nivel de empresa para ejecutar estos trabajos se cuenta con 2 jumbos electrohidráulicos de la marca Atlas Copco, uno de 14 pies y el otro de 20 pies, el explosivo empleado en las zonas donde opera el personal de compañía es el ANFO en la totalidad de sus labores.

Se cuenta con tres mallas de perforación estandarizadas dependiendo de la calidad del macizo rocoso en la que se esté desarrollando la labor, además se cuenta con la asistencia técnica de Famesa y Exsa.

### **3.8.2 Extracción de mineral y evacuación de desmorte.**

La extracción de mineral y la evacuación del desmorte de los frentes se realiza por medio de scoops, actualmente se cuenta con 7 scoops de 6 yardas los cuales son distribuidos de la siguiente manera, 5 para la extracción de mineral y 2 para la limpieza de los frentes de avance, además se cuenta con 2 scoops de 4 yardas que se emplean para trabajos de servicios como es el mantenimiento de las vías, zarandeo en la parrilla, movimiento de ventiladores entre otros.

El transporte es a través de volquetes de 30 TM que son asignados a cada scoop para completar el ciclo de acarreo y transporte, el mineral es transportado a la planta y el desmorte a diversas desmonteras que se tienen en interior mina.

### **3.8.3 Servicios auxiliares.**

Para la ventilación y el abastecimiento de aire fresco para interior mina además de la ventilación natural se cuenta con un sistema de ventilación mecanizado que comprende 5 ventiladores principales, 1 de 300 000 CFM que funciona como extractor en superficie y 4 de 120 000 CFM que funcionan en interior mina como extractores e inyectores, se cuenta también con más de 30 ventiladores auxiliares de 5000 , 15000, 25000 y 30000 CFM que son instalados en las diferentes labores dependiendo de las necesidades, además se cuenta con un conjunto de

chimeneas alimak y raiseboring que permiten el ingreso de aire fresco y la evacuación de aire viciado.

Para el sistema de bombeo se cuenta con 10 pozas principales, en las cuales se tiene instaladas bombas estacionarias hidrostal 65-250 que con una red de tuberías de 4 pulgadas evacuan el agua de los distintos niveles hasta el espesador de relave en superficie, gran porcentaje del agua es recirculada a los tanques de abastecimiento con los que se cuenta en interior mina. Además, se cuenta con bombas sumergibles de, 19,30, 65 y 140 HP que complementan el sistema de bombeo en labores de avance y pozas auxiliares que se tienen en diversas zonas de la mina.

Para el abastecimiento de agua, se cuenta con tanques en diferentes niveles en interior mina y en superficie, actualmente el 100 % del agua empleada en interior mina es recirculada. En las diferentes pozas de bombeo se tienen derivaciones que sirven de alimentación a los tanques además se cuenta con una red de tuberías de HDPE de 2” que abastecen de agua a todas las labores en ejecución.

El abastecimiento de aire comprimido a interior mina es a través de redes de tubería de HDPE de 4 y 2 pulgadas que dirigen el aire desde las compresoras que se tienen en superficie (Casa compresora). Además, actualmente se cuenta con una compresora en interior mina, recientemente instalada el año 2016, que repotencia el abastecimiento de aire para las zonas más profundas de la mina.

#### 4. Tratamiento de datos

La muestra total de datos se tomó para los cuatro escenarios en los que está dividido el proyecto y, estas se basaron en las optimizaciones y mejoras del presente proyecto, el método empleado para el tratamiento de datos fue la eliminación de altos erráticos y bajos no significativos.

El primer paso para la validación de la información recopilada en el estudio de tiempos de perforación realizado para el presente proyecto, consistió en analizar la data de campo con el uso de histogramas (frecuencia de datos vs valor de datos), la mencionada gráfica facilita la labor de identificación de valores altos o bajos que están alejados de la mayor parte de la muestra tomada para la evaluación del presente proyecto.

##### 4.1 Escenario 1.

Se cuenta con una muestra de 255 datos recolectados (205 Taladros de avance y 50 Taladros de Rimado) en el estudio de tiempos de perforación del “escenario 1” que luego del tratamiento con histogramas se redujo a 249 (205 Taladros de avance y 44 Taladros de Rimado), los histogramas resultantes se presentan a continuación:

##### 4.1.1 Tratamiento de taladros de producción.

Se observó en el histograma presentado en la figura 23, 0 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que toda la información fue considerada para la estadística.

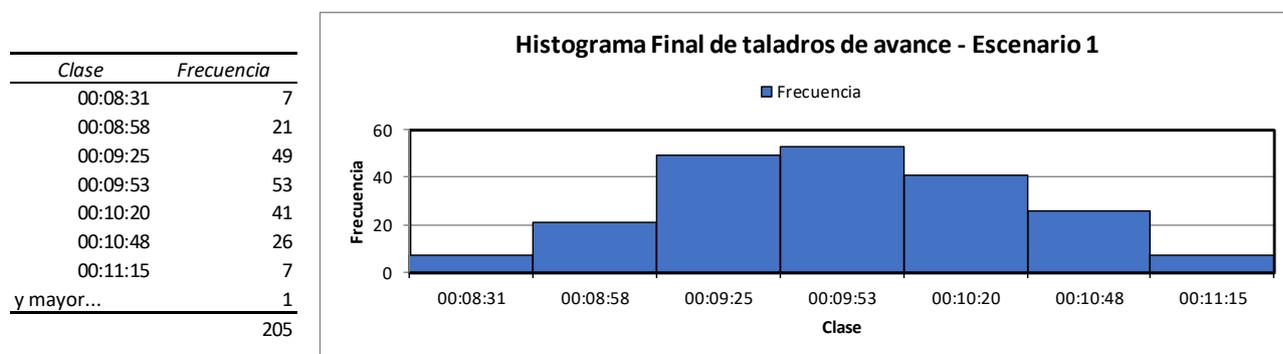
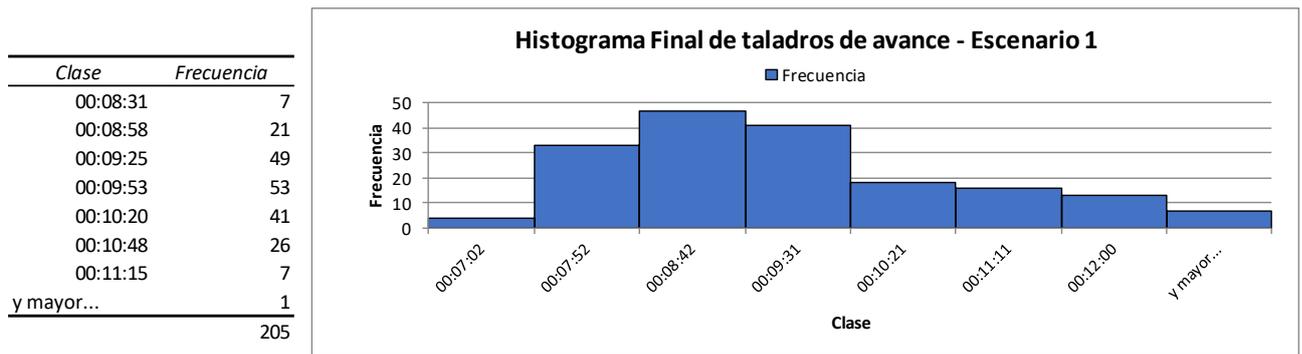


Figura 23. Histograma inicial de los taladros de avance del escenario 1



**Figura 24.** Histograma final de taladros de producción – Escenario 1

La media de la muestra tomada y tratada del “escenario 1” en un intervalo de 95% de confianza se encuentra entre los 09:35 y 09:45 minutos,

Intervalo de confianza – Taladros rimados del Escenario 1

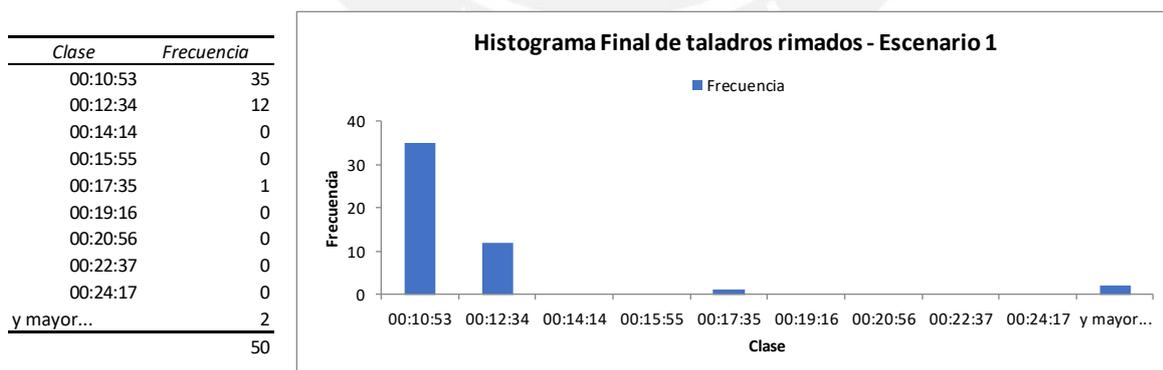
N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
205	0:09:40	0:00:03	(0:09:35; 0:09:45)

$\mu$ : mean of Sample

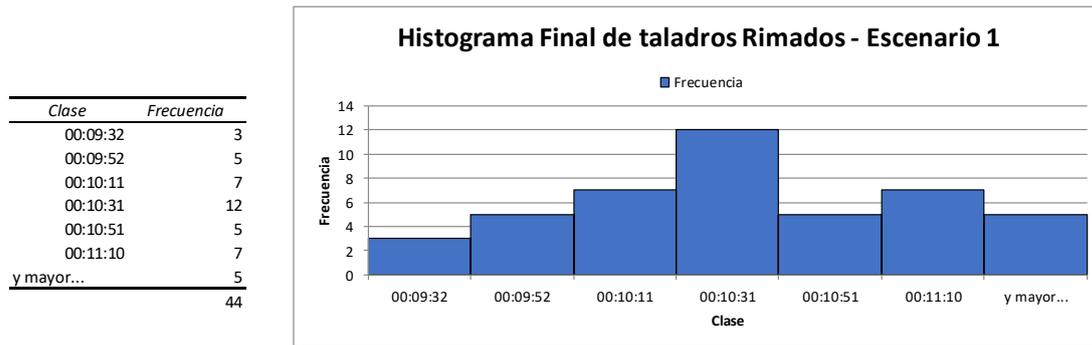
Known standard deviation = 0:00:38

#### 4.1.2 Tratamiento de taladros rimados.

Se observó en el histograma presentado en la figura 25, 6 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fueron consideradas para la estadística.



**Figura 25.** Histograma inicial de taladros rimados – Escenario 1



**Figura 26.** Histograma Final de taladros rimados – Escenario 1

La media de la muestra tomada y tratada del escenario 1 en un intervalo de 95% de confianza se encuentra entre los 11:03 y 11:20 minutos,

Intervalo de confianza – Taladros rimados del Escenario 1

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
44	0:11:12	0:00:04	(0:11:03; 0:11:20)

$\mu$ : mean of Sample

Known standard deviation = 0:00:29

## 4.2 Escenario 2

Se cuenta con una muestra de 207 datos (184 Taladros de avance, 23 taladros de rimado de 102mm) en el estudio de tiempos de perforación del escenario 2 que luego del tratamiento con histogramas se redujo a 193 (179 Taladros de avance y 14 Taladros de rimado de 102mm), los histogramas resultantes se presentan a continuación:

### 4.2.1 Tratamiento de taladros de producción

Se observó en el histograma presentado en la figura 27, 5 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fueron consideradas para la estadística.

Clase	Frecuencia
00:07:47	29
00:09:22	87
00:10:57	38
00:12:31	24
00:14:06	1
00:15:40	3
00:17:15	1
00:18:49	0
y mayor...	1
<b>Total</b>	<b>184</b>

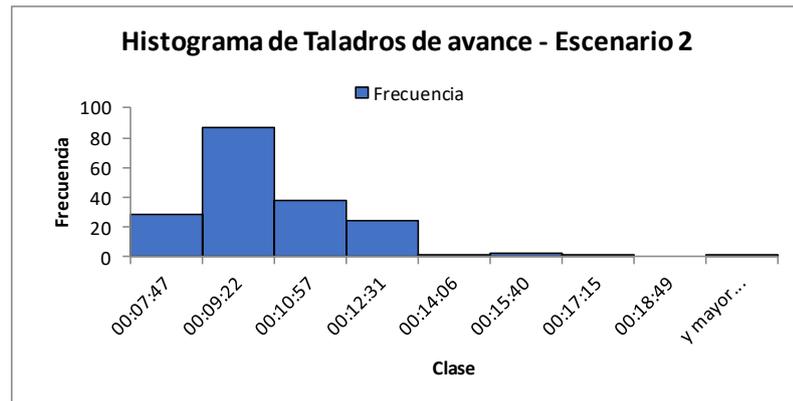


Figura 27. Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 2

Clase	Frecuencia
00:07:02	4
00:07:52	33
00:08:42	47
00:09:31	41
00:10:21	18
00:11:11	16
00:12:00	13
y mayor...	7
<b>Total</b>	<b>179</b>

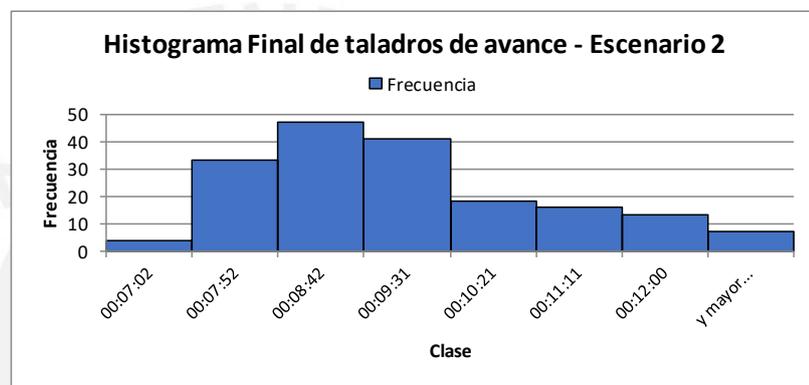


Figura 28. Histograma Final de taladros de avance - Escenario 2

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
179	0:08:12	0:00:06	(0:08:00; 0:08:24)

$\mu$ : mean of Sample

Known standard deviation = 0:01:23

#### 4.2.2 Tratamiento de taladros rimados.

Se observó en el histograma presentado en la figura 29, 9 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fue considerado para la estadística

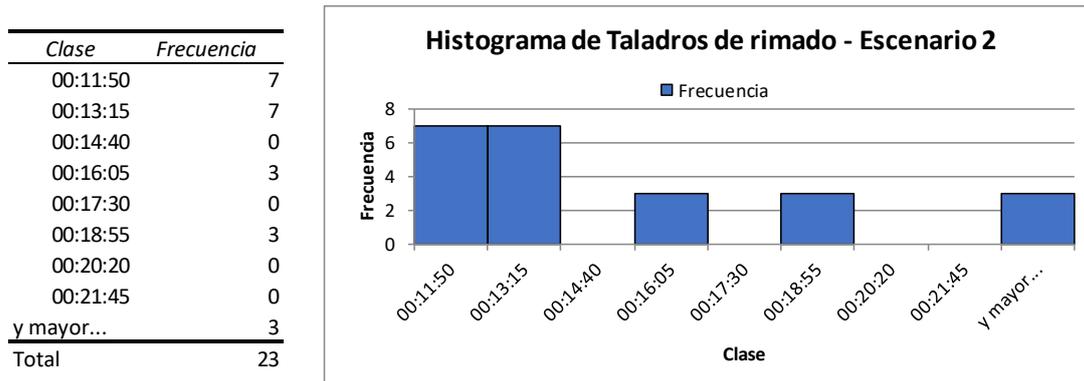


Figura 29. Histograma inicial de taladros rimados 102mm - Escenario 2

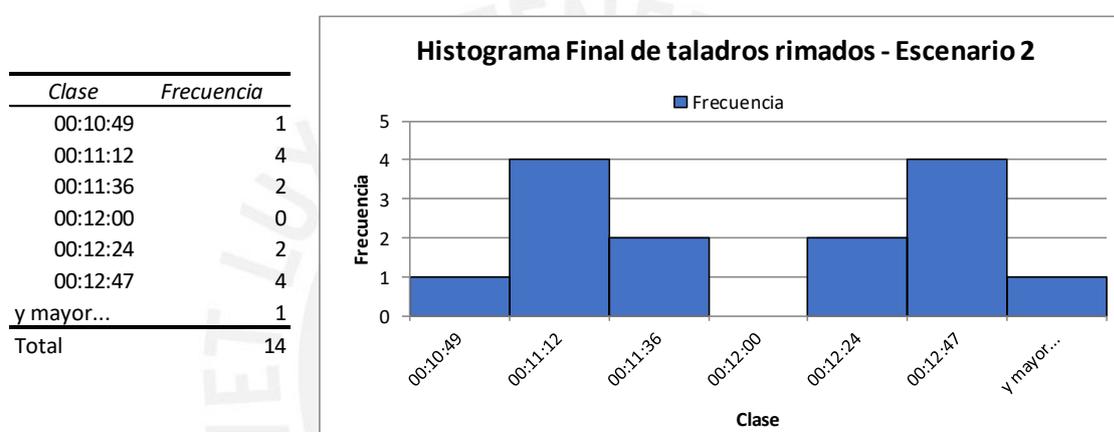


Figura 30. Histograma Final de taladros rimados - Escenario 2

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
14	0:11:44	0:00:13	(0:11:18; 0:12:10)

$\mu$ : mean of Sample  
Known standard deviation = 0:00:50

### 4.3 Escenario 3

Se cuenta con una muestra de 3066 datos (2716 Taladros de avance, 350 taladros de rimado de 102mm) en el estudio de tiempos de perforación del escenario 3 que luego del tratamiento con histogramas se redujo a 3054 (2705 Taladros de avance y 349 Taladros de rimado de 102mm), los histogramas resultantes se presentan a continuación:

#### 4.3.1 Tratamiento de taladros de producción.

Se observó en el histograma presentado en la figura 31, 9 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fueron consideradas para la estadística.

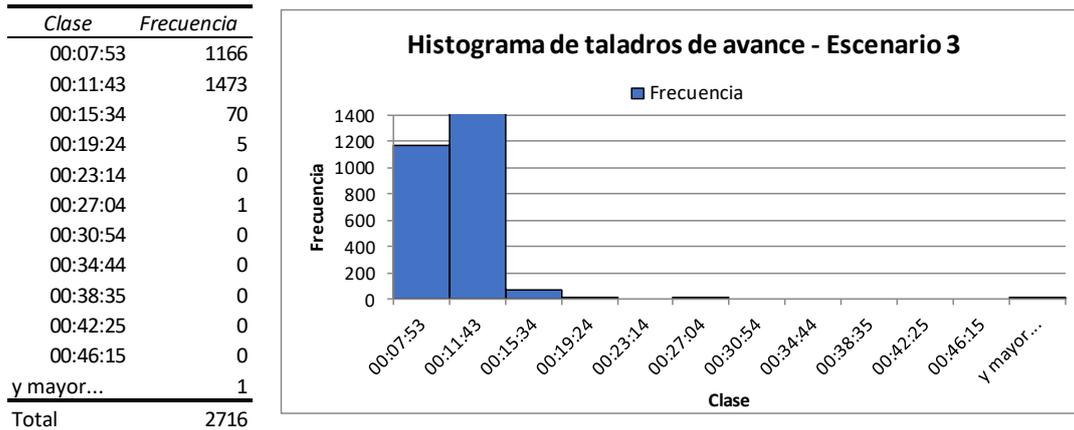


Figura 31. Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 3

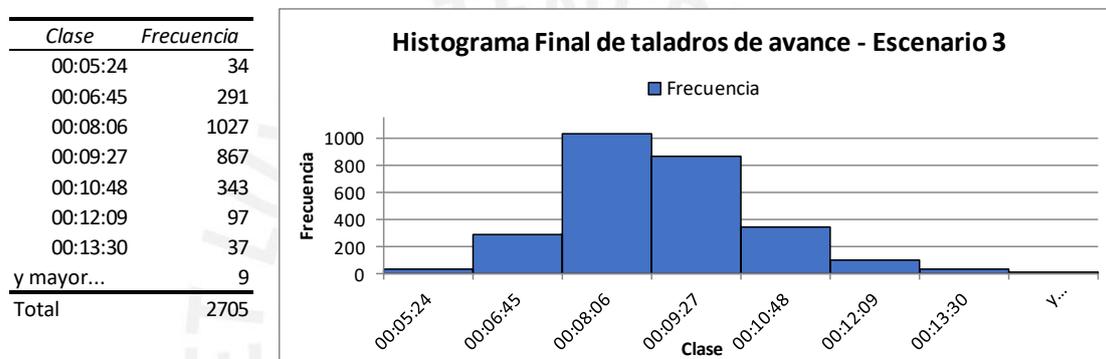


Figura 32. Histograma Final de taladros de avance - Escenario 3

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
2705	0:08:08	0:00:02	(0:08:05; 0:08:11)

$\mu$ : mean of Sample  
Known standard deviation = 0:01:27

### 4.3.2 Tratamiento de taladros rimados.

Se observó en el histograma presentado en la figura 33, 1 elemento de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fue considerado para la estadística.

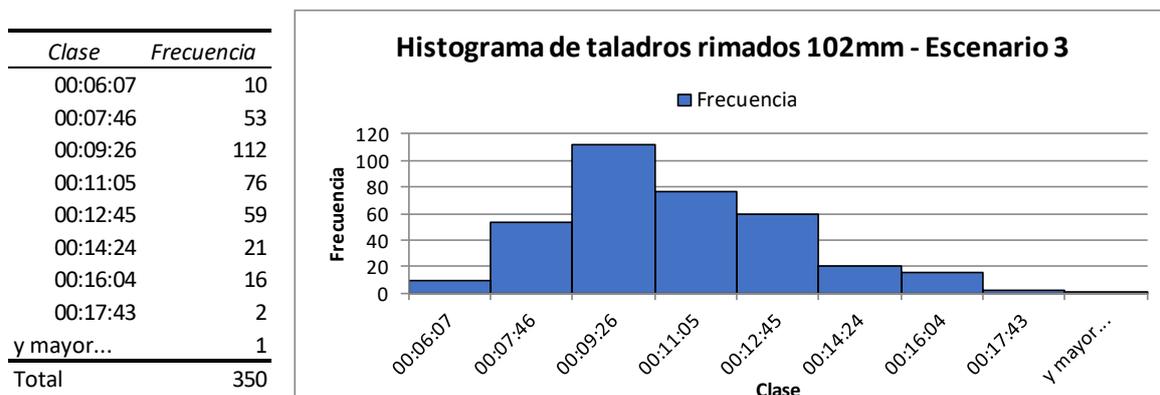


Figura 33. Histograma inicial de taladros rimados 102mm - Escenario 3

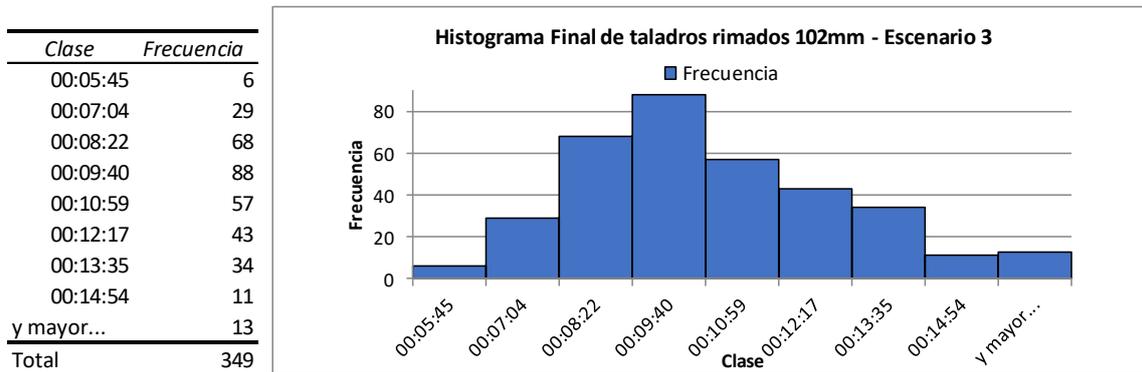


Figura 34. Histograma Final de taladros rimados - Escenario 3

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
349	0:09:49	0:00:08	(0:09:35; 0:10:04)

$\mu$ : mean of Sample  
Known standard deviation = 0:02:20

#### 4.4 Escenario 4.

Se cuenta con una muestra de 918 datos (800 Taladros de avance, 118 taladros de rimado de 102mm) en el estudio de tiempos de perforación del escenario 4 que luego del tratamiento con histogramas se redujo a 898 datos (782 Taladros de avance y 116 Taladros de rimado de 102mm) los histogramas resultantes se presentan a continuación:

##### 4.4.1 Tratamiento de taladros de producción.

Se observó en el histograma presentado en la figura 35, 18 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fueron consideradas para la estadística.

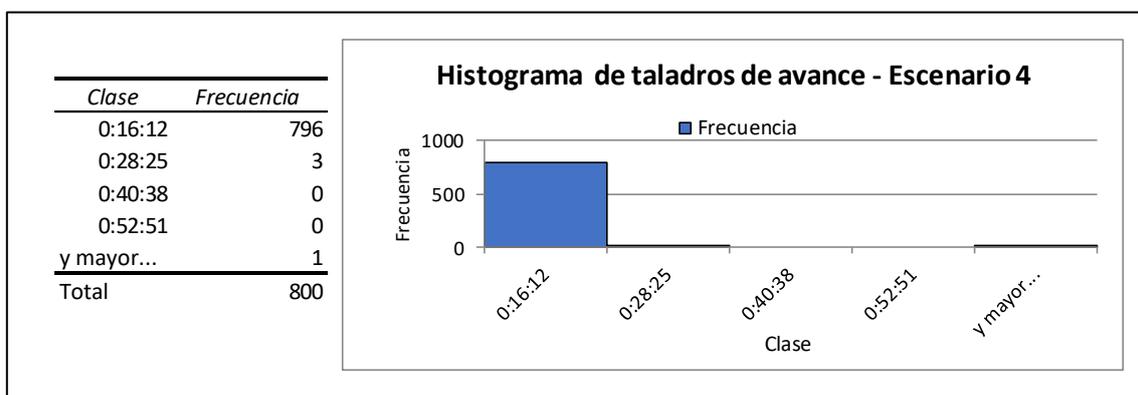
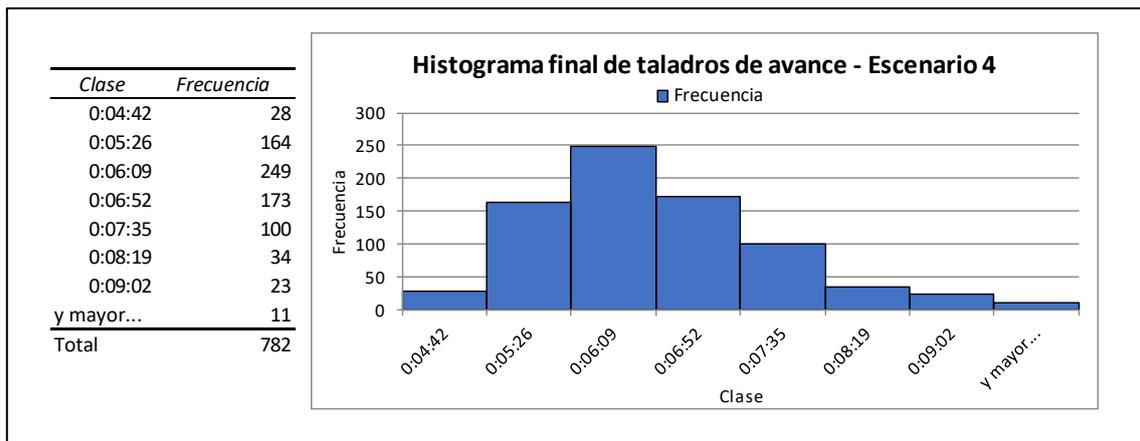


Figura 35. Histograma inicial de taladros de avance - Escenario 4



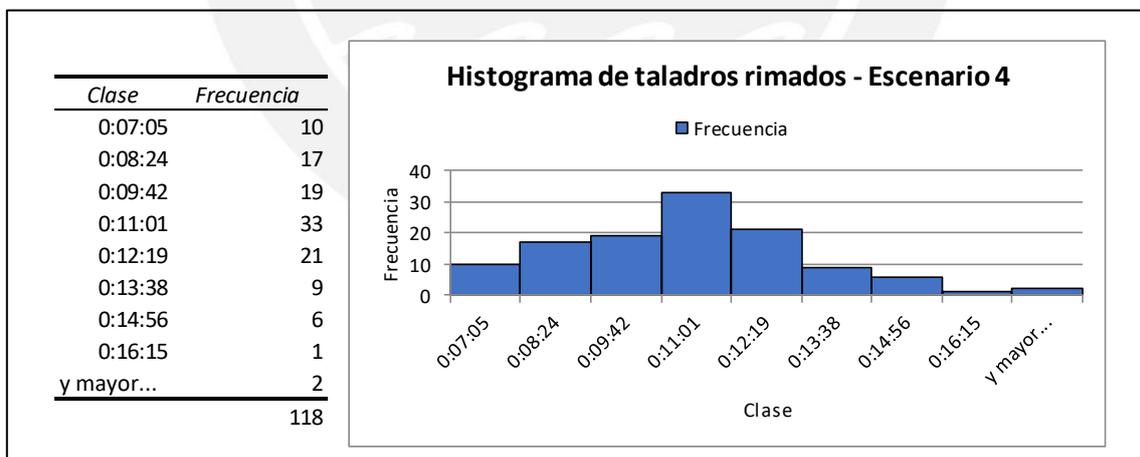
**Figura 36.** Histograma final de taladros de avance - Escenario 4

N	Mean	SE Mean	95% CI for $\mu$
782	0:06:10	0:00:02	(0:06:05; 0:06:14)

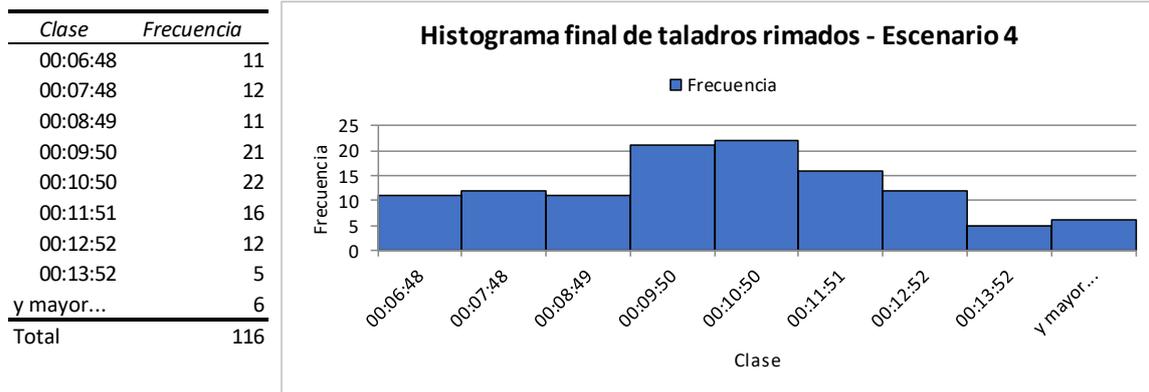
$\mu$ : mean of Sample  
Known standard deviation = 0:01:00

#### 4.4.2 Tratamiento de taladros rimados.

Se observó en el histograma presentado en la figura 38, 2 elementos de la muestra alejados del conjunto, por lo que no fue considerado para la estadística.



**Figura 37.** Histograma inicial de taladros rimados - Escenario 4



**Figura 38.** Histograma final de taladros rimados - Escenario 4

$N$      $\text{Mean}$      $\text{SE Mean}$      $95\% \text{ CI for } \mu$   
 116    0:10:06    0:00:12    (0:09:44; 0:10:29)  
 $\mu$ : mean of Sample  
 Known standard deviation = 0:02:06

Escenario	#Barras	Longitud Barra (Pies)	Marca Aceros	Acople	Marca Perforadora	Barras	Broca	Shank	Rimador	Taladro de Avance	Taladro Rimado
Base	4	5	Atlas Copco	Manual	COP 1838 Atlas copco	14 PIES	49 mm Retr.	COP 1838 T38x525	Domo T38x89	00:04:30	00:06:37
1	4	5	Atlas Copco	Manual	COP 1838 Atlas copco	SP 5 PIES T38	T38x64 mm Retr.	COP 1838 T38x525	Domo T38x102	00:09:40	00:11:12
2	2	10	RockTools	Automático	COP 1838 Atlas copco	MF 10 PIES R32	R32x 51 mm Esf.	COP R32x435	Domo R32x102	00:08:12	00:11:44
3	4	5	Atlas Copco	Automático	COP 1838 Atlas copco	SP 5 PIES T38	T38x64 mm Retr.	COP 1838 T38x525	Domo T38x102	00:08:08	00:09:49
4	2	10	Atlas Copco	Automático	COP 1838 Atlas copco	SP 10 PIES TC35	TC35x54 mm Balist.	COP 1838 TC35x525	Domo TC35x102	00:06:10	00:10:06

**Figura 39.** Resumen de cambios por escenario.

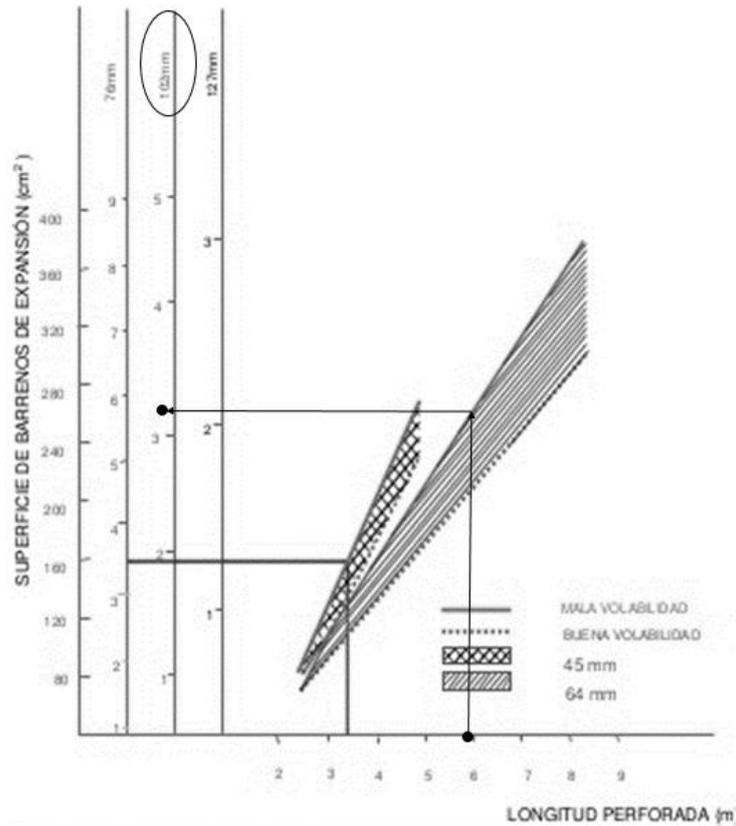
## 5. Escenario de prueba técnica

### 5.1 Escenario 1

El presente proyecto inicia con el objetivo de realizar avances mayores a 5 metros, para ello se planteó una perforación objetivo efectiva de 5.7 metros, así considerando una eficiencia de disparo de aproximadamente 87 % como mínimo, lograr alcanzar el objetivo planteado.

Para el inicio de las pruebas, solo se contaba con las barras estándar usadas en la unidad minera, barras de 14, 5 y 4 pies por lo que se buscó la mejor distribución para la perforación, es así que se optó por el uso de 4 barras de 5 pies, teniendo un varillaje de 20 pies de largo lo que permitía cumplir con la perforación objetivo, sin embargo al optar por las barras de 5 pies se tenía que hacer uso de toda la columna de aceros, es decir, el *shank* y las brocas correspondientes, es así como se obtiene una perforación con taladros de producción 64 milímetros de diámetro y taladros de alivio de 102 milímetros.

La elaboración de la malla de perforación, continuó con el mismo criterio empleado para la perforación de 14 pies, es decir, se continuó empleando el método de taladros paralelos, con taladros de alivio. Se recalculó el número de taladros de alivio para la malla de perforación con los nuevos parámetros geométricos, haciendo uso de la gráfica, área de los barrenos de expansión necesaria y número de estos en cueles de barrenos paralelos, propuesta por Johannessen.



*Figura 40. Ábaco de Johannessen*

A partir de la figura 40 se pudo determinar que se necesitaría un número mayor a 3 taladros de alivio para un correcto diseño, es por ello que el primer diseño de la malla de perforación para el inicio de las pruebas sería con 4 taladros de alivio.

Con estos diámetros ya predeterminados y con el número de taladros de alivio estimado se reevaluó la posibilidad de lograr el objetivo a través de pruebas y de cálculos. Esta vez de manera inversa, con el diámetro y la cantidad de taladros de alivio ya estimados se evaluó el metraje efectivo de avance haciendo uso de la siguiente expresión

$$L = 0.15 + 34.1 D_2 - 39.4 D_2^2$$

En donde  $D_2$  representa el diámetro de los taladros de alivio, sin embargo, para diseños con más de un taladro de alivio, como el presente caso,  $D_2$  se deberá calcular a partir del número de taladros de alivio haciendo uso de la siguiente expresión.

$$D_2 = D_2'' \times \sqrt{NB}$$

$$D_2 = 0.102 \times \sqrt{4}$$

$$D_2 = 0.204$$

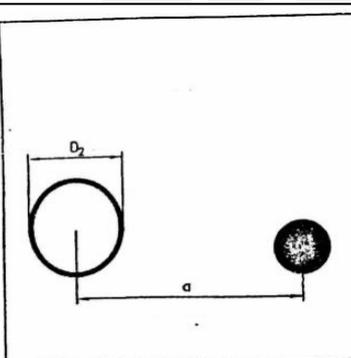
Una vez calculado el diámetro equivalente de los taladros de alivio se puede estimar el avance a conseguir.

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.204 - 39.4 (0.204)^2$$

$$L = 5.5 \text{ metros}$$

A través de fórmulas matemáticas y graficas se pudo validar teóricamente los objetivos propuestos, los cuales serán desarrollados de manera experimental en el siguiente trabajo.

Para finalizar el diseño del arranque, teniendo como punto de partida los 4 taladros de alivio y la malla de perforación previa empleada en la perforación de 14 pies, se estimó la distancia entre los taladros cargados y los de alivio para ello se hizo uso de la relación propuesta por Johannessen, O. (1995).



	DIÁMETRO DEL BARRENO CARGADO (mm)	DIÁMETRO DEL TALADRO DE EXPANSIÓN, D <sub>2</sub> (mm)	DISTANCIA, a
	45	76	1,5-2,0 D <sub>2</sub>
	64	102	2,0-2,5 D <sub>2</sub>

FUENTE: JOHANNESSEN, O. (1995)

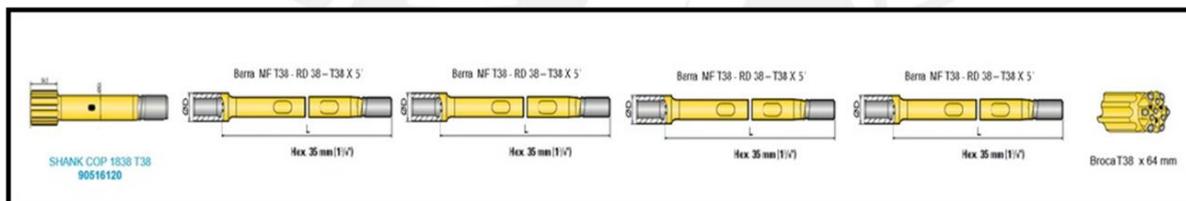
**Figura 41.** Distancia de los taladros de alivio a los taladros cargados (Johannessen, O, 1995)

En donde podemos apreciar que para una malla de perforación con taladros de producción de 64 mm y taladros de alivio de 102 mm la distancia debe ser entre 2 y 2.5 veces el diámetro del taladro de alivio. Por lo que para el diseño de la malla de perforación de las pruebas a realizar se consideró una distancia de 0.25 metros.



de Atlas Copco para poder tener una longitud de perforación efectiva de 5.7 metros. Se realizaron cambios en la viga de avance hidráulico, se retiró el centralizador con el que cuenta esta clase de jumbos y se cambió la mordaza, colocándole una similar a la que usan los equipos de perforación de taladros largos, permitiendo así perforar con barras de 5 pies empleadas normalmente con las simbas H125, haciendo uso de 4 barras de 5 pies se consiguió la longitud de perforación deseada.

La primera prueba de perforación se dio con una columna de aceros Atlas Copco, que comprendía 4 barras SP T38 de 5 pies, 1 shank COP1838 T38 de 525 mm, 6 brocas retractiles T38 de 64 mm y una broca rimadora T38 de 102 mm, la columna de aceros seguía la siguiente distribución (figura 44).



*Figura 43. Acoples de las barras del escenario 1*

El proceso de perforación era similar al de un equipo de perforación de taladros largos, es decir se acoplaban barras una tras otra para ir sumando en la longitud del taladro, para este fin era necesario el apoyo de un ayudante, quien tomaba la barra y la colocaba entre el shank y la copa de la barra que se encontraba dentro del taladro para que el perforista la embone y continúe con la perforación, este proceso se realizaba 3 veces para cada uno de los taladros del frente.

Una vez conseguida la perforación objetivo el segundo parámetro a controlar fue la voladura. En compañía minera condestable, en la zona de acción en donde operará el equipo de perforación en estudio, se emplea en un 100% el ANFO como agente de voladura, esto debido a estudios previos en los cuales se analizó las condiciones de la roca, su resistencia a la compresión uniaxial, sus sistemas de fracturas, entre otras, además de no tener presencia de

agua significativa en la zona, es por ello que no se modificó en gran medida los parámetros de la voladura y se utilizó como agente de voladura SuperfamDos de la empresa Famesa, agente explosivo comúnmente conocido como ANFO, compuesto por nitrato de amonio y combustible líquido, además se hizo uso también de Emulex 5000, emulsión encartuchada de la empresa Exsa. El ANFO es empleado para el carguío de los taladros en toda su longitud el cual se realizaba con un cargador de ANFO manual y tubería antiestática y la emulsión es empleada como cebo para el inicio de los taladros. Para el sistema de iniciación se empleó como accesorios de voladura, detonadores no eléctricos de periodo largo, cordón detonante y mecha lenta todos de la marca Famesa.

La cantidad de explosivo empleado se fue ajustando de acuerdo a los resultados visibles en el campo, en un inicio se cargaba con 12 sacos de ANFO lo que equivale a 300 kilogramos, sin embargo, producto de los análisis de granulometría y sobrerotura esto fue variando a lo largo de las pruebas.

Con los dos parámetros ya mencionados se dio inicio a las pruebas de disparos mayores a 5 metros obteniendo resultados positivos; se logró cumplir con el primer objetivo, se alcanzaron voladuras efectivas con avances mayores a 5 metros, sin embargo, se evidenció ciertas deficiencias que permitieron implementar mejoras en el proyecto.

El tiempo de perforación por frente fue excesivo, alcanzando tiempos de 6 horas por frente, lo que ocasionaba que solo se ejecute la voladura de un frente por guardia, teniendo un avance diario aproximado de 10 metros de 15 programados, generando un déficit de 5 metros de avance diario.

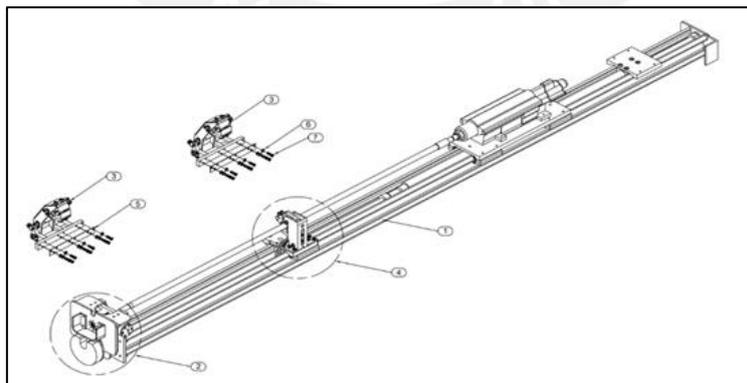
A lo largo de las pruebas con las condiciones descritas se pudo evidenciar que el tiempo excesivo de perforación era generado por 3 factores, el trabajo manual, la cantidad de taladros y el diámetro de la broca. El factor más crítico era el acople manual de las barras, el cual se

complicaba al momento de perforar los taladros de la corona, en segundo lugar se pudo notar por los resultados de la voladura, que la malla de perforación se podía ajustar reduciendo la cantidad de taladros y, por ende el tiempo empleado; finalmente se propuso también como mejora la reducción del diámetro de la broca lo que repercutiría directamente en la velocidad de perforación y el tiempo empleado.

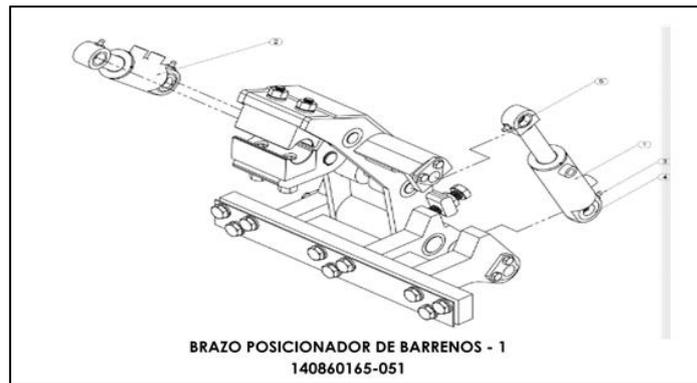
Con las deficiencias y oportunidades de mejora identificadas se dio inicio a la segunda etapa de la implementación del proyecto.

## 5.2 Escenario 2

El objetivo del escenario 2 fue poner en marcha las oportunidades de mejora del escenario 1; es decir se buscó reducir el tiempo de perforación mediante el control de los 3 factores determinantes identificados. Por ello se buscó, en primer lugar, controlar el factor más crítico, el excesivo trabajo manual mediante el cambio total de la viga de avance hidráulico. Esta nueva viga (*figura 44*) contó con un sistema de brazos posicionadores de barrenos (*figura 45*), lo que permitía que el acople de las barras sea de manera mecánica sin que el ayudante intervenga, reduciendo notablemente el trabajo manual.



**Figura 44.** Cambios realizados en la viga durante el Escenario 2



**Figura 45.** Cambios realizados en la viga durante el Escenario

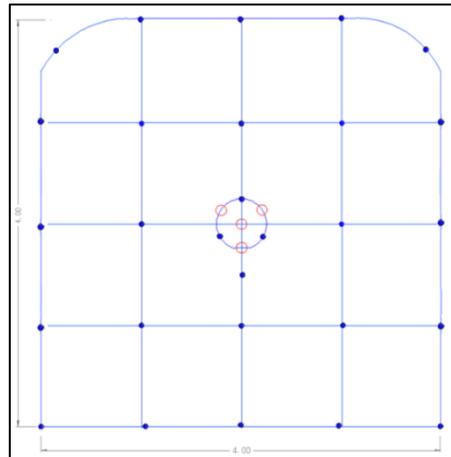
Para el correcto desempeño de la nueva viga de avance hidráulico fue necesario el cambio de toda la columna de aceros, en este escenario se empleó una columna de aceros de la marca RockTools que comprendía 2 barras R32 de 10 pies, 1 shank COP R32 de 435 milímetros, 6 brocas esféricas R32 de 51 milímetros y una broca rimadora R32 de 102 milímetros, la columna de aceros seguía la siguiente distribución (*figura 46*)



**Figura 46.** Acople de barras y broca del Escenario 2

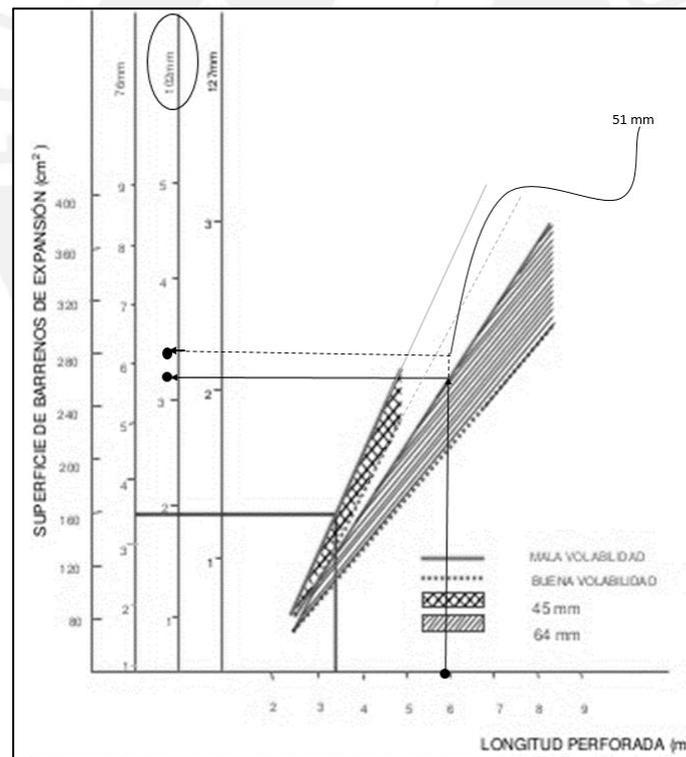
Al contar con esta nueva columna de aceros se pasó de trabajar con 4 barras a trabajar con 2 barras, por lo que se redujo de 3 movimientos de acople a 1 lo que repercutió positivamente en la reducción de tiempo de perforación. Además, al emplear esta nueva columna de aceros se redujo en 13 milímetros el diámetro de la broca mejorando así la velocidad de perforación.

Con los cambios mencionados se controló dos de los tres factores identificados en el escenario 1, adicionalmente, debido a la granulometría que se presentó en las pruebas durante la etapa 1, se decidió reducir la malla de perforación a 32 taladros para su evaluación.



**Figura 47.** Malla de perforación del Escenario 2.

Asimismo, se decidió continuar con los 4 taladros de alivio de 102 mm, esto fue rectificado nuevamente con ayuda de la gráfica, área de los barrenos de expansión necesaria y número de estos en cueles de barrenos paralelos, propuesta por Johannessen.



**Figura 48.** Ábaco de Johannessen

La figura 48 fue acondicionada para poder analizar diámetros entre los estipulados de 45 y 64 mm, con lo cual se puede verificar que manteniendo la longitud de perforación efectiva

de 5.7 metros y haciendo uso de brocas de 51 mm se mantiene en 4 la cantidad de taladros de alivio de 102 mm.

Las demás condiciones, como el tipo de explosivo, el instrumento de carguío entre otras se mantuvieron constante, sin embargo, se optó por reducir la cantidad de explosivo a usar debido a que se redujo el diámetro de los taladros, se pasó de 300 kilos a los 250 kilos de ANFO.

El resultado de este escenario fue positivo, se mejoró el tiempo de perforación por taladro, pasando de 9 minutos con 40 segundos a 8 minutos con 12 segundos, además la malla de perforación siguió siendo efectiva y se obtenían avances mayores a 5 metros por disparo.

Al finalizar este escenario, de todos los taladros registrados en cada uno de los frentes en los que operó el equipo se obtuvo un promedio de 8 minutos con 12 segundos para los taladros de producción con un diámetro de 51 mm, para los taladros rimados de 102 milímetros se registró un promedio de 11 minutos con 44 segundos, con estos resultados se puede estimar que para realizar la perforación de un frente completo con estos rendimientos se requerirá de 5.15 horas.

**Tabla 1:**

*Resumen de tiempos del Escenario 2*

TIEMPO X TALADRO DE AVANCE	TIEMPO X TALADRO RIMADO	NUMERO DE TALADROS	NUMERO DE TALADROS RIMADOS	TIEMPO X FRENTE
8 Min 12 seg	11 Min 44 seg	32	4	5.15

*Nota.* Se elaboró la presente tabla.

Sin embargo, surgió otro factor determinante que generaría la búsqueda de otra alternativa para el desarrollo del proyecto, la mala calidad de los aceros empleados y el costo en el que se incurría como consecuencia de esto.

Se optó por esta nueva marca de aceros debido a que contaba con barras de 10 pies que se adecuaban a los objetivos de este proyecto además del bajo costo de adquisición, sin

embargo, luego de las pruebas se evidenció la mala calidad de los mismos, lo que generaba costos mayores a los presupuestados, esto se determinó luego de realizar un análisis económico de los datos obtenidos del seguimiento a las pruebas.

En la evaluación económica se comparó rendimientos (\$/mp) entre los dos aceros, para ello fue necesario hacer seguimiento al tiempo de duración de los aceros para determinar la vida útil de cada uno de estos, se tomó como muestra el primer lote de aceros de Roocktools que constaba de 30 barras y se pudo determinar una vida útil promedio y junto con los precios unitarios determinar un rendimiento para realizar la evaluación como se muestra en la Tabla 2, para los aceros Atlas Copco se tomaron los datos de un historial de parámetros en el cual se cuenta con vida útil y precios.

**Tabla 2:**

*Comparativos de aceros de las marcas ROOCKTOOLS Y ATLAS COPCO*

	ROOCKTOOLS			vs	ATLAS COPCO		
	COSTO (\$)	VIDA UTIL (mp)	RENDIMIENTO (\$/mp)		COSTO (\$)	VIDA UTIL (mp)	RENDIMIENTO (\$/mp)
<b>BARRAS</b>	275	351.62	0.78		280	599.16	0.47
<b>SHANK</b>	220	476.54	0.46		219	2272.86	0.10
<b>BROCAS</b>	65	445.03	0.15		132	538.96	0.24
<b>RIMADOR</b>	225	209.93	1.07		349	296.1	1.18

Nota. Se elaboró la presente tabla

Con el rendimiento de cada acero (\$/mp) (Tabla 2) se pudo obtener el costo total por frente para cada una de las columnas (tabla 4)

**Tabla 3:**

*Resumen de rendimientos y consumo de aceros por frente de perforación.*

	ROCKTOOLS	ATLAS COPCO	FRENTE	
	RENDIMIENTO (\$/mp)	RENDIMIENTO (\$/mp)	# TALADROS	
<b>BARRAS</b>	0.78	0.47	#RIMADOS	4
<b>SHANK</b>	0.46	0.1	MP/TALADRO	5.7
<b>BROCAS</b>	0.15	0.24	MP/FRENTE	182.4
<b>RIMADOR</b>	1.07	1.18	MRIMADO/FRENTE	22.8

Nota. Se elaboró la presente tabla

Se observa cómo hay un ahorro de 103.3 \$ por frente al emplear la columna de aceros Atlas Copco en comparación con la columna Rocktools. Es por ello que a pesar de esta última tener precios unitarios más bajos los resultados finales reflejan un costo mucho mayor.

**Tabla 4:**

Costos de acero por frente, según proveedor.

	ROCKTOOLS	ATLAS COPCO	
	COSTO( \$/FRENTE)	COSTO( \$/FRENTE)	
BARRAS	142.3	85.7	
SHANK	83.9	18.2	
BROCAS	27.4	43.8	
RIMADOR	24.4	26.9	
<b>COSTO TOTAL POR COLUMNA POR FRENTE</b>	277.9	174.6	<b>DIFERENCIA POR FRENTE</b>
			103.3

Nota. Se elaboró la presente tabla

Se logró el objetivo de reducir el tiempo de perforación por frente sin embargo el costo generado al consumir estos aceros pasaba el costo presupuestado por lo que se continuó con el proceso de optimización.

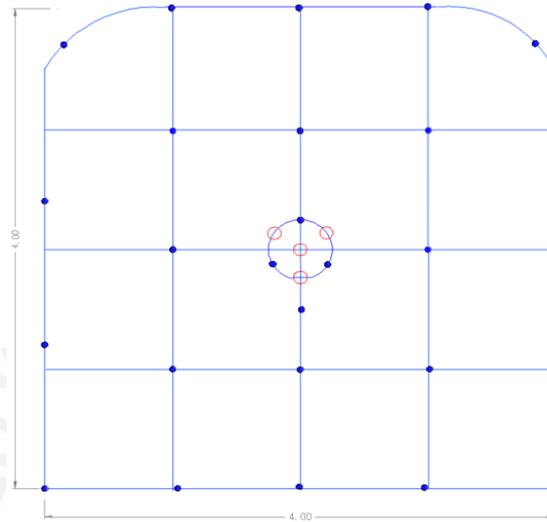
### 5.4 Escenario 3

Si bien en el escenario 2 se cumplieron con los objetivos trazados al utilizar las barras de 10 pies, luego del análisis económico realizado se evidenció la necesidad de optimizar el proceso y reducir los costos generados a raíz de que la calidad de las barras no fue la adecuada y por la poca disponibilidad de estas en el mercado, se optó por buscar otras alternativas y es aquí donde inicia el escenario 3.

Se empleó la columna de aceros usada en el escenario 1, barras de 5 pies y brocas de 64 milímetros, la diferencia fue que ya se contaba con la viga de avance hidráulico automatizado por lo que se buscó adaptar el proceso de perforación para hacer uso de esta, es por ello que se optó por trabajar con las barras de 5 pies en bloques de 2, simulando tener barras de 10 pies pudiendo así hacer uso de los brazos posicionadores de barras, realizando esto se pudo mantener en gran medida las condiciones establecidas en el escenario 2.

Debido a que se retomó el uso de las brocas de 64 milímetros se tomó como alternativa para reducción de tiempo, la variación de la malla de perforación. Con el escenario 2 se evidenció que realizando 32 taladros de 51 mm y 4 de 102 mm de diámetro se obtenía una

voladura eficiente, por lo que si aumentáramos el diámetro se podrían reducir la cantidad de taladros, y esto fue lo que se realizó, se varió la malla de perforación de 36 taladros a 30, teniendo 26 taladros para cargar y 4 taladros de alivio, con esta nueva malla de perforación (figura 49) se siguió teniendo avances efectivos mayores a 5 metros.



**Figura 49.** Malla de perforación del Escenario 3.

Sin embargo, durante el periodo de pruebas se presentaron problemas de disparos anillados y disparos con presencia de tacos, en esta tercera etapa se buscó mejorar en la efectividad de los disparos, para corregir estas deficiencias se realizó un seguimiento más exhaustivo a los parámetros determinantes para una voladura eficiente. En primer lugar se controló el correcto paralelismo entre los taladros para evitar el cruce de taladros que posteriormente podrían generar disparos cortados o anillados, esto se controló con el uso de guidores, con la perforación contralada se pasó a los parámetros de voladura, debido a que no se había variado el tipo de explosivo ni los accesorios de voladura se optó por mejorar la confinación del explosivo, es por ello que se dejó de usar la pistola manual y se adquirió un cargador de ANFO a presión conocido como jetanol, esto permitía que se cargue ANFO a mayor presión por ende con una confinación mayor.

Los tiempos obtenidos en este escenario fueron menores que en el escenario 1 donde se usó la misma columna de aceros, sin embargo, no se generó mayor diferencia respecto a los

tiempos obtenidos en el escenario 2. El problema más recurrente que generaba demoras en la perforación era el desacople de barras, como ya se mencionó se usaban 2 barras de 5 pies en bloque, las cuales no debían desacoplarse en ningún momento sin embargo al hacer el retiro de las barras estas se desacoplaban en repetidas oportunidades lo que hacía que el tiempo de perforación por taladro aumente, esto se fue reduciendo a medida que los operadores adquirían mayor experiencia con el control del brazo colocador de barras.

Al finalizar este escenario, de todos los taladros registrados en cada uno de los frentes en los que operó el equipo se obtuvo un promedio de 8 minutos con 08 segundos para los taladros de producción con un diámetro de 64 mm, para los taladros rimados de 102 milímetros se registró un promedio de 09 minutos con 49 segundos, con estos resultados se puede estimar que para realizar la perforación de un frente completo con estos rendimientos se requerirá de 4.7 horas.

**Tabla 5:**

*Resumen de tiempos del Escenario 3.*

TIEMPO X TALADRO DE AVANCE	TIEMPO X TALADRO RIMADO	NUMERO DE TALADROS	NUMERO DE TALADROS RIMADOS	TIEMPO X FRENTE
8 Min 08 seg	09 Min 49 seg	30	4	4.71

Nota. Se elaboró la presente tabla

Este escenario tuvo una duración aproximada de 3 meses, culminó cuando se logró adquirir barras de 10 pies de un diámetro menor, y con estas barras se dio inicio al cuarto y último escenario.

#### **5.4 Escenario 4**

En el escenario 4 se buscó la optimización total del proceso, se buscó mejorar la eficiencia tanto en la perforación, como en la voladura, haciendo uso de indicadores más detallados como la sobre rotura generada en cada avance, el factor de carga de cada voladura, las vibraciones generadas por cada voladura y además se buscó también optimizar el ciclo de

minado, no solo enfocándonos en perforación y voladura sino también en los tiempo muertos evitables generados por otras fases del ciclo como el sistema de acarreo y transporte.

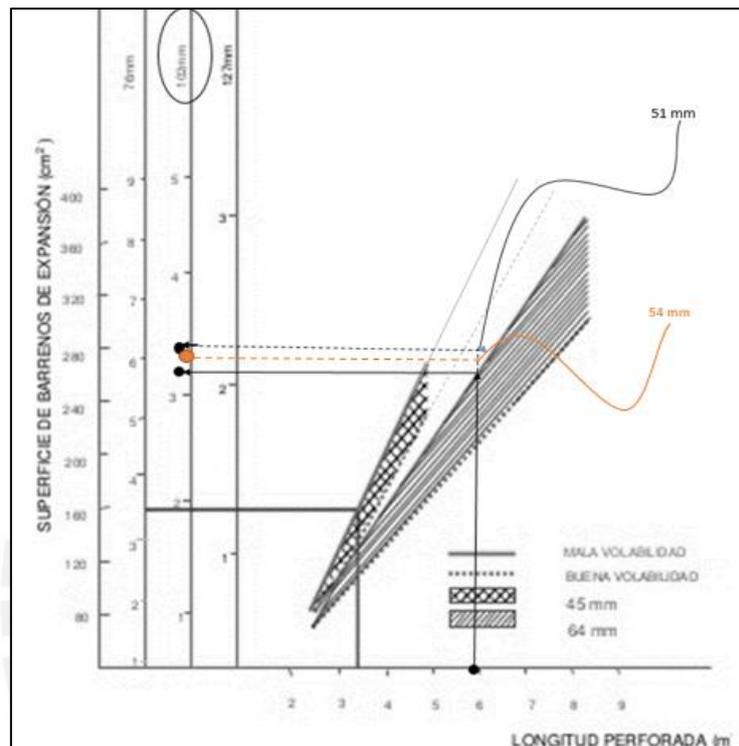
Con los escenarios anteriores se tenían los parámetros a seguir para el correcto desarrollo del proyecto, y es así que se buscó seguir con los lineamientos establecidos durante el desarrollo del presente estudio, dando inicio a este escenario adquiriendo barras de 10 pies de la marca Atlas Copco, como ya se mencionó, al emplear barras de 10 pies de menor diámetro que las barras de 5 pies de los simbas se optimizó el tiempo de perforación permitiendo cumplir con el metraje diario esperado, sin embargo en esa ocasión la calidad de los aceros no fue la adecuada es por ello que se solicitó aceros de la marca Atlas Copco, marca con la que se viene trabajando a lo largo del tiempo de operación de la mina.

La columna de aceros empleada consiste de 2 barras SP TC35 de 10 pies, 1 shank Cop1838 TC35 de 525 milímetros, 6 brocas balísticas TC35 de 54 milímetros y una broca rimadora TC35 de 102 milímetros.

Los parámetros de perforación se mantuvieron constantes, a pesar de la reducción de 10 milímetros en los diámetros de los taladros de producción se continuó con la malla de 26 taladros para cargar y 4 de alivio haciendo un total de 30 taladros. Con el diseño de la malla de perforación ya presentada en el escenario anterior se obtuvieron resultados favorables por lo que se decidió continuar con este, es así que se empleó el mismo arranque con 4 taladros de alivio de 102 milímetros.

Además de realizar la prueba de manera experimental se buscó también corroborar de forma teórica si la cantidad de taladros de alivio de ese diámetro era adecuada para el avance esperado y esto se realizó haciendo uso y acondicionando nuevamente la gráfica, área de los barrenos de expansión necesaria y número de estos en cueles de barrenos paralelos, propuesta por Johannessen.

En esta ocasión, para este escenario, se acondicionó la figura 50 para un diámetro de broca de 54 milímetros, pudiendo verificar así que manteniendo la longitud de perforación efectiva de 5.7 metros y haciendo uso de brocas de 54 mm se mantiene constante el uso de 4 taladros de alivio de 102 mm.



*Figura 50. Ábaco de Johannesssen*

El resultado en cuanto a velocidad de perforación, con el uso de estos nuevos aceros, fue positivo, con esta columna se logró alcanzar el mejor tiempo de perforación durante todo el periodo de pruebas, registrando un tiempo promedio por taladro de 54 milímetros de diámetro de 6 minutos con 10 segundos, lo que permitía obtener un frente completo en 3 horas con 46 minutos. Además, la variación del diámetro de la broca no afectó en la eficiencia del disparo, es decir que, manteniendo el diseño de la malla de perforación anterior y haciendo uso de taladros de 51 milímetros de diámetro se pudo obtener disparos con avances mayores a 5 metros.

**Tabla 6:***Resumen de tiempos del Escenario 4.*

TIEMPO X TALADRO DE AVANCE	TIEMPO X TALADRO RIMADO	NUMERO DE TALADROS	NUMERO DE TALADROS RIMADOS	TIEMPO X FRENTE
6 Min 10 seg	10 Min 06 seg	30	4	3.8

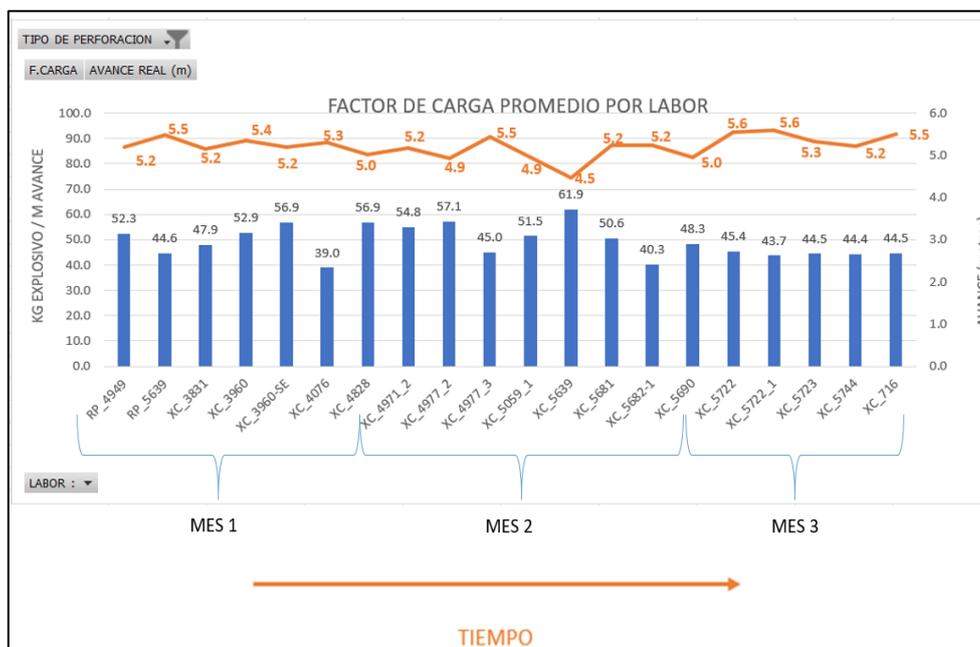
Nota. Se elaboró la presente tabla

Para la voladura, se continuó con los mismos agentes y accesorios, como ya se mencionó, en este escenario se buscó optimizar en lo mayor posible cada uno de los procesos involucrados en el proyecto, es por ello que se buscó también aumentar la eficiencia de disparo, no solo consiguiendo registros de avances mayores a 5 metros si no logrando alcanzar la máxima eficiencia posible, en el terreno se apreciaban en diversas ocasiones tacos de 40 cm de longitud aproximadamente, si bien es cierto se conseguían avances de 5.2 o 5.10 metros, lo que claramente cumplía con el objetivo, en esta etapa se buscó eliminar estos tacos o reducirlos lo máximo posible aumentando así el avance, es por esta razón que se continuó con el uso del jetanol para que la confinación en el fondo de los taladros sea la mejor posible.

A medida que las pruebas se iban desarrollando, se exigían mayores resultados y continua optimización, es por ello que el consumo de explosivo se volvió un parámetro que debía ser controlado a detalle, no solo bastaba con obtener avances mayores a 5 metros si no que se buscaba tener un factor de carga por debajo de 45 kg/m. Este factor está estrechamente ligado a lo mencionado líneas arriba, al hacer uso del cargador de ANFO a presión, incrementó el factor de carga, por lo que la experiencia de los maestros de voladura jugó un rol muy importante en este indicador. Se tenía una línea muy estrecha entre la correcta confinación del ANFO y el exceso de este en los taladros, esta situación mejoró conforme aumentaba la experiencia en los operadores al momento de cargar.

En la figura 51 se muestra el factor de carga promedio por labor registrado en las labores de acción del equipo en estudio, durante esta etapa se realizó mediciones de los avances y del consumo de explosivo en cada una de las voladuras efectuadas generando una base de datos

para la elaboración de la siguiente gráfica. Para el cálculo del total de explosivo empleado se considera el ANFO, que es el agente de voladura y se considera también los cartuchos de emulsión empleados como cebo.



**Figura 51.** Resumen de factor de carga promedio por labor.

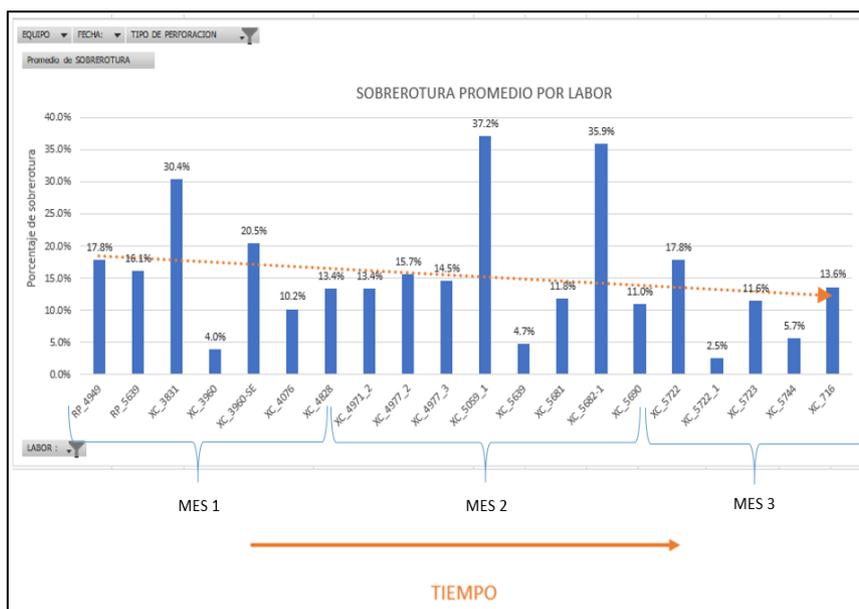
En donde se puede apreciar que para las labores programadas en el primer mes se registran factores de carga promedio de hasta 56.9 kilogramos de explosivo por metro de avance, haciendo un promedio de 50.1 kg/m avance. En el segundo mes se registraron valores hasta de 61.9 Kg/m avance obteniendo un promedio de 51.2 Kg/ m avance, se puede apreciar una diferencia mínima entre el primer y segundo mes, sin embargo en el tercer mes el valor máximo promedio del factor de carga fue de 45.4 Kg/m avance logrando registrar un promedio de 44.5 Kg / m avance es decir se redujo en 5.6 Kg/m el factor de carga en el tercer mes con respecto al primero y en 6.7 Kg/m con respecto al segundo, logrando así cumplir con el objetivo de obtener un factor de carga menor a 45 kg/m avance.

Esta mejora en el factor de carga, radica básicamente en la destreza de los maestros de voladura al hacer uso del jetanol, durante el desarrollo del escenario 4, no se varió ni la malla de perforación, ni el diámetro de los taladros ni ningún aspecto relacionado a la voladura, los

avances se mantenían constante registrando en promedio 5.2 metros en todo el trimestre, la reducción del consumo de ANFO fue lo que repercutió directamente en la disminución del factor de carga y esto como ya se mencionó fue generado por la experiencia que adquirieron los maestro de voladura con el cargador de ANFO.

Otro indicador muy ligado al factor de carga, que también se buscó controlar fue la sobrerotura, al tener un factor de carga elevado, es decir un consumo de ANFO excesivo, en muchas oportunidades este se traducía en sobrerotura, es por ello que se volvió un factor importante para el control, planteándonos como límite máximo 10 %. De igual manera que para el control de otros indicadores se hizo un seguimiento más riguroso a la técnica de carguío de los maestros de voladura, a la secuencia de iniciación de la voladura, a la perforación y otros factores.

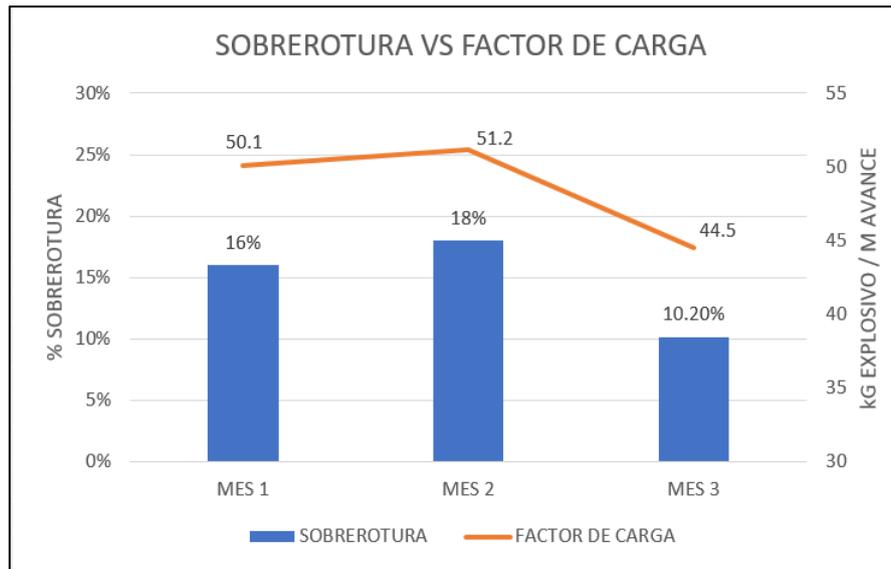
En la figura 52, se muestra la sobrerotura promedio registrada en las labores de acción del equipo en estudio. Durante esta etapa se realizó mediciones de la sección de las labores luego de cada una de las voladuras efectuadas comparándola con la sección estándar de las labores en la unidad minera, para así generar la base de datos necesaria para la elaboración de la gráfica que se presenta a continuación. Las secciones estándar de las labores de desarrollo y preparación en unidad minera condestable son de 4x4, cuatro metros de alto por cuatro metros de ancho a excepción de las rampas principales, las cuales están a cargo de las contratistas por lo que no es campo de acción del presente estudio.



**Figura 52.** Sobrerotura promedio por labor.

Se puede observar que durante el primer mes se registraron porcentajes de sobrerotura de hasta 30.4 %, obteniendo un promedio de 16 % en el primer mes, en el segundo mes se registraron los valores más altos con porcentajes de 37% y 35.9 % dando como resultado un promedio de 18 % , en el tercer mes el porcentaje más alto que se tuvo fue de 17.8 % y se pudo obtener un porcentaje promedio de 10.2 % de sobrerotura, disminuyendo en 6 % respecto al primer mes y en 8% respecto al segundo mes , además de estar dentro del objetivo planteado.

Como ya se mencionó existe una estrecha relación entre la sobrerotura y el factor de carga, de acuerdo con los datos recopilados, se puede observar en la figura 53, que a medida que aumenta el factor de carga, se genera también un aumento en la sobrerotura, esto debido a que la cantidad de explosivo empleada es excesiva generando un exceso de energía que afecta el contorno de la labor produciendo el desprendimiento de un volumen mayor al esperado.



*Figura 53. Sobrerotura vs Factor de carga.*

Es así que la sobrerotura se controló en gran medida como consecuencia del control del factor de carga, sin embargo, también se tomaron ciertas medidas de control en el proceso de perforación, ya que la sobrerotura depende también en gran medida de la perforación. Se buscó obtener el mejor paralelismo posible haciendo uso de guidores para evitar perforar fuera de la sección establecida además se redujo el pintado de la malla de perforación, es decir ya no se pintaba en un área de 4 x 4 si no en 3.8 x 3.8 esto debido a que cuando se perfora sobre los 4 metros requeridos, un pequeño porcentaje de desviación de los taladros ya estaría generando sobrerotura, es por eso que al reducir el pintado de la sección se deja un margen tolerable de desviación consiguiendo así aproximarse lo máximo posible a la sección requerida.

La medición de vibraciones también fue implementada como parte de la mejora continua, luego de analizar el elevado factor de carga que se venía registrando se decidió evaluar el daño generado por las voladuras de 20 pies en las labores aledañas que servían como vías principales, como el caso de rampas y cruceros principales.

Por lo que se realizó trabajos de monitoreo de vibraciones haciendo uso de un sismógrafo marca White, obteniendo las ondas elementales predominantes de cada voladura, con la

finalidad de obtener y registrar la velocidad pico partícula (VPP) resultante y comprobar si está generado daños en el macizo rocoso.

En la figura 54 se puede observar un sismograma obtenido luego de una voladura, de donde se puede obtener parámetros, como las vibraciones radiales, verticales, transversales y la VPP los cuales fueron registrados luego de cada voladura. Los demás sismogramas se pueden encontrar en el Anexo 1.

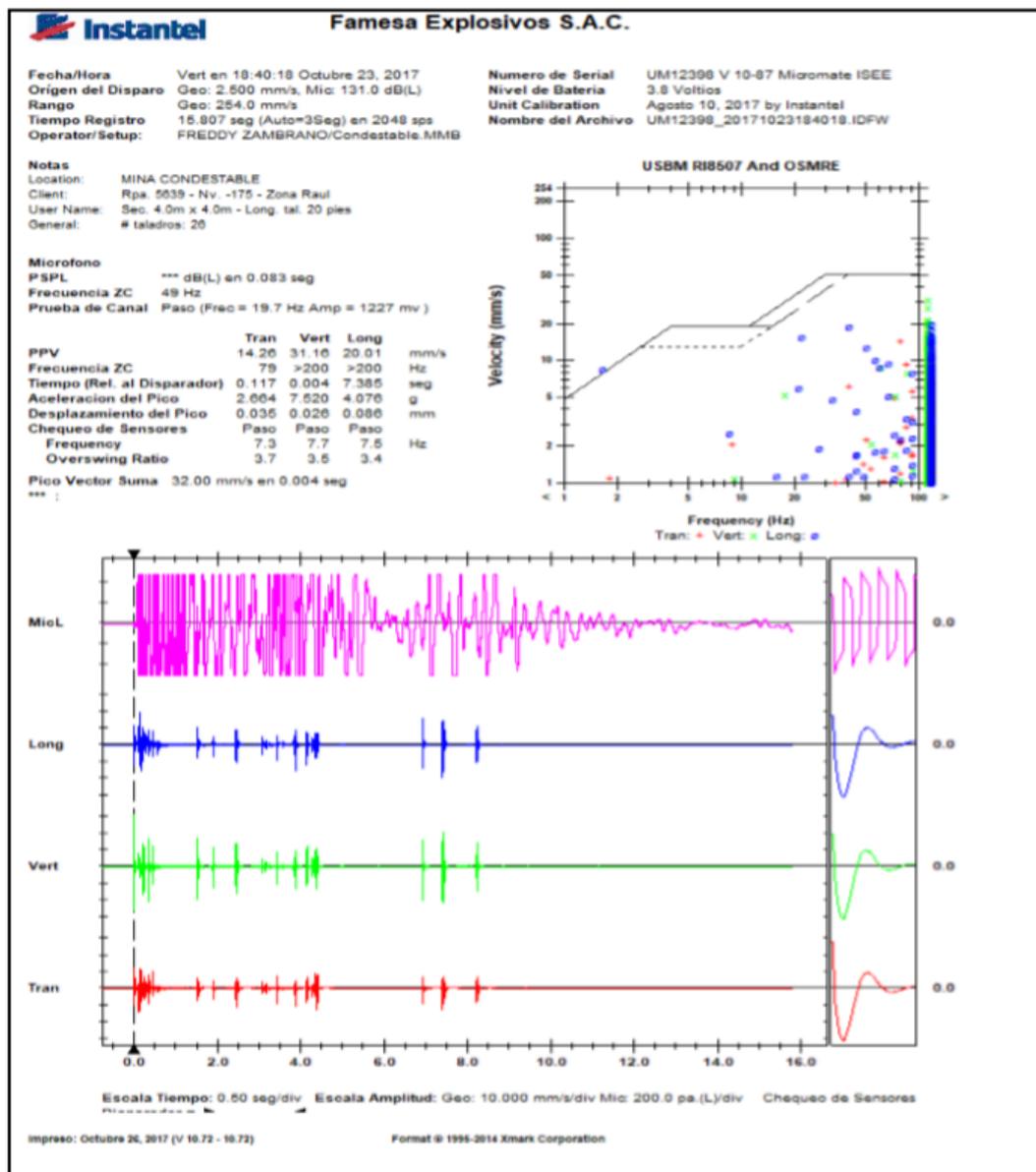


Figura 54. Sismograma

Se realizaron mediciones durante dos meses en distintas labores y se obtuvieron diferentes datos, a continuación, se detalla los datos obtenidos en el primer mes.

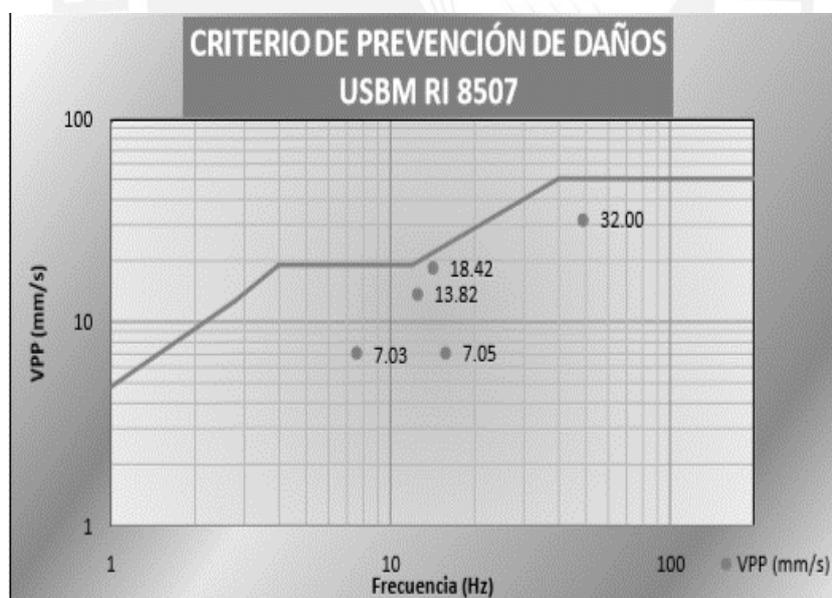
**Tabla 7:**

*Registro de monitoreos de vibraciones*

DATOS DE CAMPO									DATOS DEL SISMÓGRAFO			
N°	Labor	Nivel	Zona	Tipo de Voladura	# Taladros Cargados	Longitud de Taladro	Explosivo Utilizado (Kg)	Carga Operante (Kg)	Radial Longitudinal (mm/s)	Vertical (mm/s)	Transversal (mm/s)	VPP (mm/s)
1	XC_5639	Nv-175	Mecanizado	Frente	26	5.6	282.41	56.41	20.01	31.16	14.26	32
2	XC_716	Nv-95	Mecanizado	Frente	25	5.6	283.1	56	14.34	17.03	12.81	18.42
3	XC_5723	Nv-55	Mecanizado	Frente	26	5.6	244.44	57	11.85	10.07	7.08	13.82
4	XC_5639	Nv-175	Mecanizado	Frente	26	5.6	281.94	56	6.73	2.39	4.06	7.05
5	XC_5723	Nv-55	Mecanizado	Frente	26	5	244.44	57	6.14	3.96	3.48	7.03

Nota. Se elaboró la presente tabla

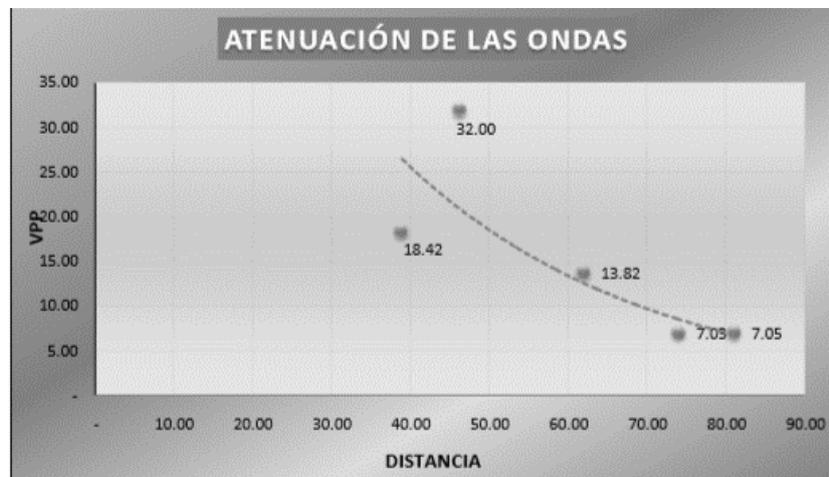
Con los datos registrados se elaboró una gráfica donde se muestra la VPP máxima de la voladura y la frecuencia predominante para la prevención de daños. La figura 55 se elaboró según la USBM and OSMRE, donde se estipula que no se debe sobrepasar de una VPP de 50 mm/s para frecuencias.



**Figura 55.** Velocidad Pico Partícula (VPP) vs Frecuencia mayores a 40 Hz

De acuerdo con la gráfica, en donde se plasman los registros, se puede observar que todos los valores de vibraciones están por debajo del límite máximo permisible que está representado

por una línea en la gráfica, concluyendo así que no se está generando daños en los puntos de monitoreo.



*Figura 56. Atenuación de ondas*

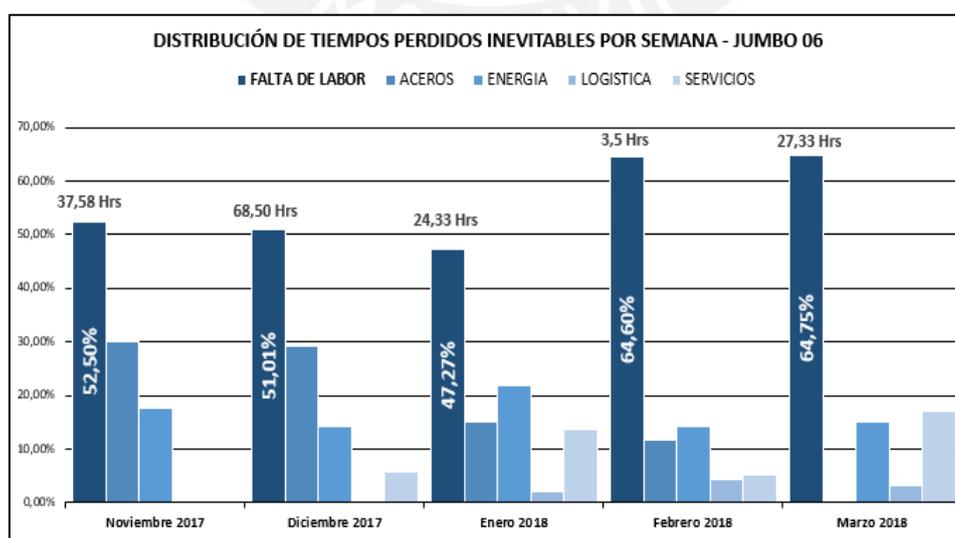
Además, se generó una gráfica para verificar el fenómeno denominado atenuación de ondas, donde se observa que las ondas se extinguen o disminuyen con la distancia.

Parte del proceso de optimización, se basó también en hacer un análisis más global de todo el ciclo de minado, es decir, no solo se centró los esfuerzos en la perforación y la voladura si no que se trabajó en aspectos externos a estos dos campos que sin embargo repercutían de manera directa en la eficacia del proyecto. Este es el caso de la limpieza, el acarreo y el transporte del material generado producto de la voladura en cada frente de avance.

Durante el desarrollo del proyecto se buscó la máxima eficiencia en lo que a perforación y voladura respecta, sin embargo, luego de un seguimiento más detallado se pudo evidenciar que había factores que no permitían que se alcance la máxima eficiencia del equipo de perforación, factores que generaban horas de inoperatividad del equipo haciendo que este disminuya su utilización en gran medida. El siguiente reto a raíz de lo mencionado, fue determinar de manera específica los factores que generaban estas horas de inoperatividad.

Se determinó que las horas de inoperatividad eran generadas por tres tipos de factores, factores evitables, factores inevitables y factores mecánicos. Los factores inevitables son los

que se producen de manera innata por la operación, como el reparto de guardia, las capacitaciones de seguridad, el almuerzo, el traslado del personal a interior mina entre otras, que son actividades que no pueden ser reemplazadas o eliminadas para mejorar el rendimiento, por lo que no son factores a controlar ni a trabajar. Los factores mecánicos si fueron evaluados y registrados, sin embargo, lo que se buscaba aumentar en este apartado era el indicador de utilización del equipo no la disponibilidad mecánica por lo que no se desarrollará. Los factores evitables, fueron los puntos en los cual se enfocó el análisis y el trabajo a realizar, se pudo identificar basado en los registros y haciendo uso de Pareto que existían 5 causas principales que generaban el 80% del total de tiempo de inoperatividad del equipo, en particular existía una causa que generaba aproximadamente el 56 % del total de tiempo de inoperatividad. Los factores existentes son, rotura de aceros, cortes de energía, abastecimiento de aceros por parte de logística, servicios auxiliares como el agua y aire y el más influyente de todos, como ya se mencionó con un 56%, la falta de labor. En la figura 57, podemos observar que, durante el periodo de estudio, la falta de labores para la perforación del equipo fue el factor determinante en la generación de tiempos de inoperatividad, teniendo un total de 161.24 horas.



*Figura 57. Distribución de tiempos perdidos inevitables por semana.*

La falta de labor es generada por la falta de limpieza de estas, por lo que durante el desarrollo de la jornada el equipo de perforación quedaba parado a la espera que se finalice la limpieza. Esto ocurre normalmente por una deficiencia en la distribución de la flota de transporte y acarreo, es por ello por lo que se realizó el dimensionamiento de la flota necesaria para obtener un ciclo de minado continuo y evitar las paradas por falta de limpieza.

El dimensionamiento de flota, fue realizado como una oportunidad de mejora continua, sin embargo, la aplicación de este se puso en evaluación y hasta el momento del desarrollo del presente proyecto no se había ejecutado, por lo que se presentará el dimensionamiento propuesto como sugerencia, mas no los resultados de la ejecución.

Para el dimensionamiento de la flota de scoops se consideró como datos de entrada los presentados en la Tabla 8.

**Tabla 8:**

*Datos de entrada para el dimensionamiento de Flota.*

Toneladas por disparo	237.6
Toneladas a mover por guardia	475.2
Toneladas a mover por día	950.4
Hrs/scoop/día	13.11
Rendimientos scoop (Tm/hrs)	60.5

Nota. Se elaboró la presente tabla

Se consideró 237.6 toneladas de material por disparo basándonos en lo siguiente, las secciones de las labores ejecutadas con el jumbo en estudio son de 4 metros de ancho por 4 metros de alto, además se considera un avance promedio de 5 metros, que es lo mínimo aceptado durante la ejecución del proyecto, el desmonte en el que se realiza la perforación y voladura cuenta con una densidad de 2.7 toneladas por metro cúbico y finalmente se considera un porcentaje de sobrerotura de 10 %.

De esta manera con los siguientes datos obtenemos el tonelaje total generado por disparo en los frentes y se realiza la estimación considerando 4 disparos por día.

**Tabla 9:**

Cálculo del tonelaje total por disparo.

ANCHO	4	METROS
LARGO	4	METROS
AVANCE PROMEDIO	5	METROS
DENSIDAD	2.7	TM / M3
SOBREROTURA	1.1	%
TONELAJE TOTAL POR DISPARO	237.6	TONELADAS
TONELAJE TOTAL POR GUARDIA	475.2	TONELADAS

Nota. Se elaboró la presente tabla

El rendimiento de los scoops y las horas de operación se obtuvo de los informes mensuales de productividad de donde se realizó el promedio de los meses en estudio obteniendo los datos presentados.

$$\#SCOOPS = \frac{TM \text{ extraídas por día}}{TM \text{ extraídas por scoop } \times \text{ día}} \quad \#SCOOPS = \frac{950.4}{60.5 \times 13.11} = 1$$

Con un solo scoop, manteniendo el rendimiento alcanzado durante el tiempo de estudio, de 60 TM/h y 13.11 h/día, se puede cumplir con la limpieza de los 4 frentes por día.

Para el dimensionamiento de la flota de volquetes, se realizó el seguimiento al ciclo de acarreo y transporte de material desde los frentes de avance a las diferentes desmonteras, con ello se pudo determinar el tiempo promedio del ciclo del volquete, que comprende desde el carguío en la labor hasta la descarga en la desmontera y el retorno.

Además, se consideraron datos de tonelaje por viaje, obtenido del informe mensual de productividad, y un factor de seguridad por operatividad de volquetes de 0.2 y así se obtuvo la cantidad de volquetes necesaria para la limpieza de los frentes haciendo uso de la siguiente fórmula

$$\#VOLQUETES = \frac{TM \text{ por guardia}}{TM \times \frac{\text{guardia}}{\text{volquete}}}$$

En primer lugar, se calculó el número de viajes realizado por volquete, esto por medio del tiempo empleado para completar el ciclo registrado en el campo y el dato de las horas efectivas promedio de los volquetes obtenido también del informe mensual de productividad. Para el cálculo del tiempo completo del ciclo de transporte se realizó el promedio de todos los ciclos de diferentes labores a diferentes desmonteras.

$$\# \text{ VIAJES} = \frac{\text{Hrs guardia}}{\text{Hrs por ciclo}} \quad \# \text{ VIAJES} = \frac{6.56}{0.86} = 7.62$$

**Tabla 10:**

*Cálculo del número de viajes por volquete por guardia.*

TIEMPO PROMEDIO POR CICLO	0.86	HRS
HRS/ GUARDIA	6.56	HRS
# VIAJES POR VOLQUETE X GUARDIA	7.00	VIAJES

Nota. Se elaboró la presente tabla

El resultado de la división nos da 7.62 viajes, sin embargo, el número de viajes debe ser entero, por lo que se redondea a la menor cantidad, considerando así 7 viajes por volquete por guardia.

Luego junto con el dato obtenido de toneladas por viaje se calculó las toneladas por guardia por volquete que se pueden evacuar y con ello se calculó el número de volquetes a emplear para cumplir con el tonelaje total a evacuar.

$$TMx \frac{\text{Guardia}}{\text{volquete}} = TMx \text{ viaje } x \text{ numero de viajes por guardia}$$

$$TMx \frac{\text{Guardia}}{\text{Volquete}} = 32.23 x 7 \quad TMx \frac{\text{Guardia}}{\text{Volquete}} = 225.61$$

**Tabla 11:**

*Cálculo de volquetes requeridos.*

TONELAJE A EXTRAER POR GUARDIA	475.2	TONELADAS
TONELADAS X GUARDIA X VOLQUETE	225.61	TONELADAS
# VOLQUETES	2.11	VOLQUETES
FACTOR DE SEGURIDAD	20	%
# VOLQUETES	<b>2.53</b>	

Nota. Se elaboró la presente tabla

Se considera un factor de seguridad de 20% por desperfectos mecánicos e inoperatividad de los volquetes que pudieran ocurrir durante la operación.

Con el sustento presentado se estima una flota necesaria de 1 scoop y 3 volquetes para la evacuación del desmonte producido por la voladura de dos frentes, para así obtener un ciclo de minado continuo sin paradas por falta de limpieza. El programa mensual de avances y desarrollos comprende aproximadamente de 4 a 5 labores, por lo que el ciclo se puede desarrollar sin inconvenientes teniendo como mínimo dos frente para perforación y dos frentes en limpieza.

Actualmente la flota es de 2 volquetes por scoop para las labores de desarrollo y preparación, lo que se puede ver reflejado en la deficiencia en la limpieza de frentes repercutiendo directamente en la utilización del equipo de perforación.

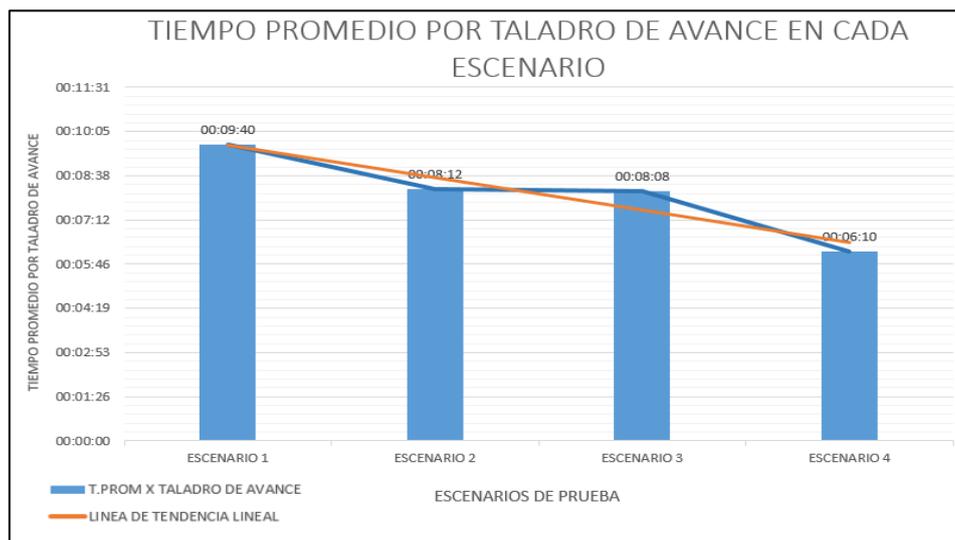
## **6. Análisis comparativo**

Luego del estudio realizado durante el periodo de implementación del equipo de perforación y la determinación de los 4 escenarios presentados, se puede estructurar una comparación entre cada uno de ellos y los resultados obtenidos. Cada escenario significó la búsqueda de la optimización del anterior, por lo que se debe observar una tendencia hacia el mejoramiento de los resultados a analizar.

En primer lugar, se realizará el análisis del tiempo empleado para realizar la perforación en las diferentes condiciones que se presentan en los escenarios, en apartados anteriores se

describió a detalle cada una de las condiciones bajo las que se desarrolló la operación del equipo.

En la figura 58 podemos observar que efectivamente, como se planteó líneas arriba, la tendencia es a mejora, se presenta la evolución en el transcurso del proyecto del tiempo de perforación por taladro evidenciando una mejora de 3 minutos con 30 segundos desde el inicio de las pruebas representado con el escenario 1 con respecto al escenario 4.

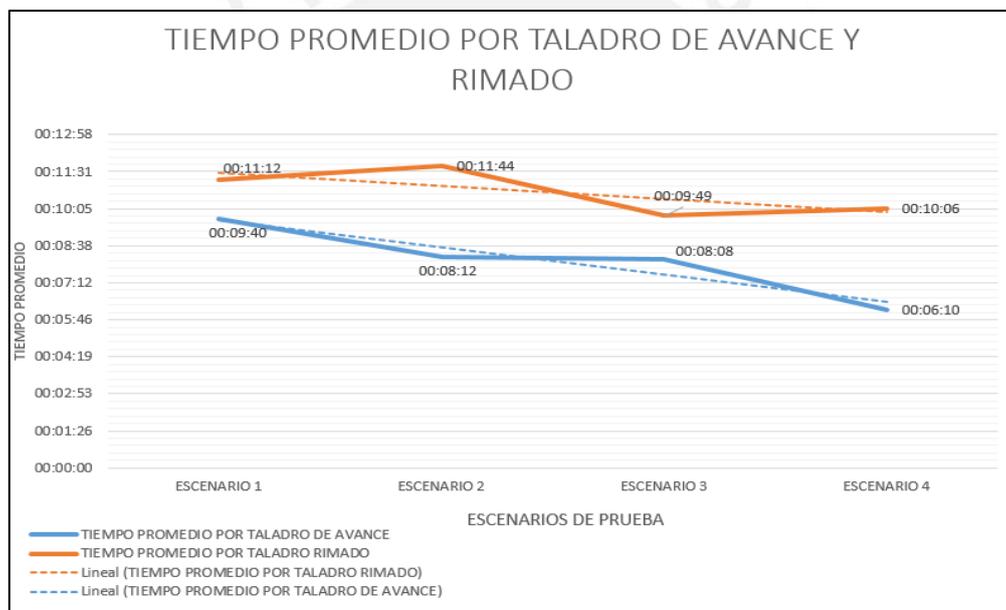


**Figura 58.** Tiempo promedio por taladro de avance para cada Escenario.

Dentro del tiempo empleado para la perforación de un frente es necesario separarlo en dos para un mejor análisis, es así que contamos con perforación de taladros de avance que son los taladros con las brocas normales y los taladros rimados que son los que se perforan con brocas escariadoras, esta división es necesaria debido a que, dependiendo de las condiciones de operación, la tendencia que sigan los tiempos de perforación de taladros rimados no necesariamente va a ser la misma que la del tiempo de perforación en los taladros de avance.

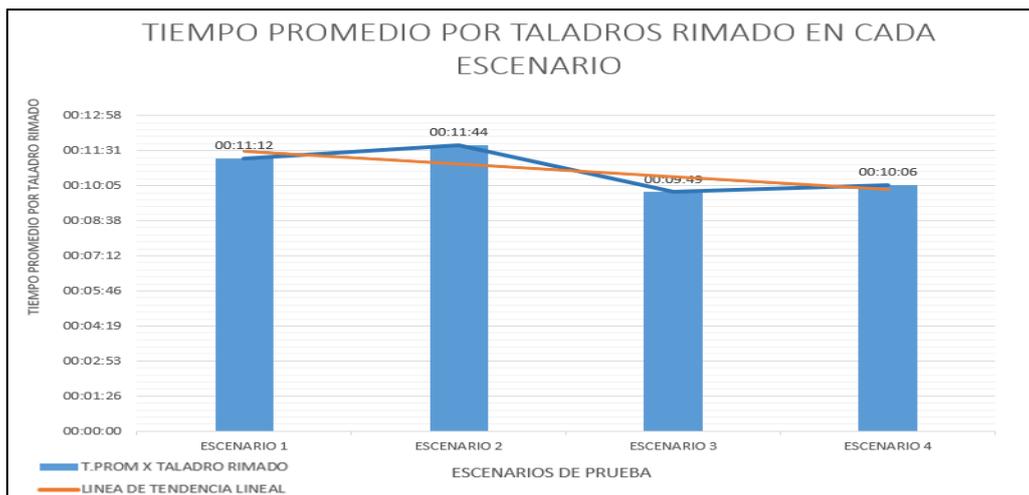
En la figura 59 podemos observar lo descrito anteriormente, si bien es cierto la tendencia lineal tanto de perforación de taladros de avance como la de perforación de taladros rimados está dirigida hacia la reducción de tiempos, podemos ver que el comportamiento de los tiempos es distinto, por ejemplo, en el escenario 2, en donde vemos que el tiempo de perforación de

taladros de avance se reduce respecto al anterior, sin embargo el tiempo de perforación de taladros rimados aumenta, es decir, se presenta una relación inversa. Esto puede ser explicado y sustentado, basándonos en los aceros de perforación empleados, como ya se detalló en los apartados anteriores en el escenario 1, se hizo uso de brocas de 64 milímetros para los taladros de avance y en el escenario 2 se emplearon brocas de 51 milímetros, por lo que la perforación de los taladros de avance, debido a una reducción en el diámetro, se tornó más veloz, sin embargo al escariar los taladros, en ambos casos con escariador de 102 mm, resulta más complicado y por ende demanda un mayor consumo de tiempo escariar un taladro de menor diámetro.



**Figura 59.** Tiempo promedio por taladro de avance y Rimado.

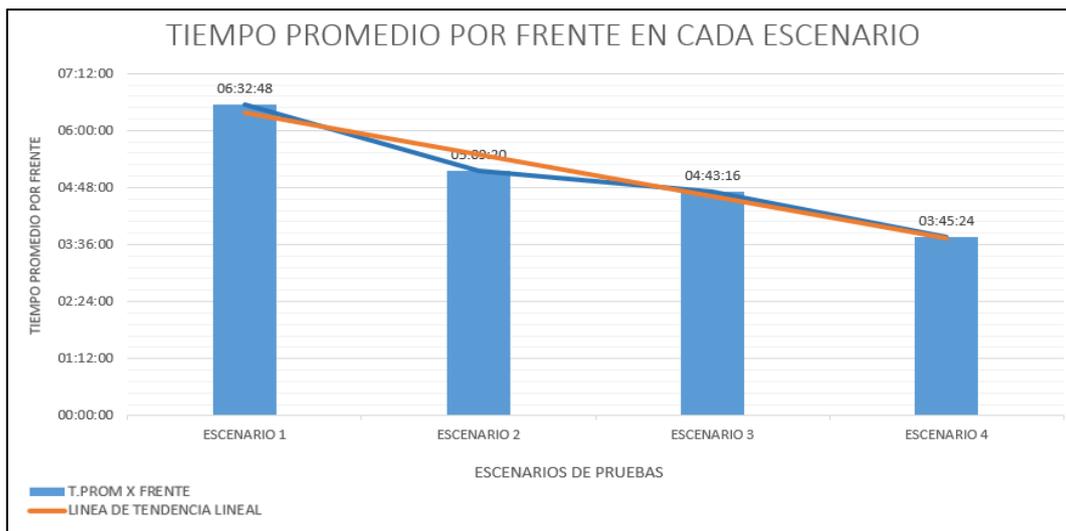
Como ya se mencionó, el comportamiento de los tiempos de perforación por taladro rimado con respecto a los diferentes escenarios, no va de manera descendente si no que tiene variaciones entre picos positivos y negativos, sin embargo, el resultado final es una tendencia a la reducción de los tiempos, interpretada por la línea de tendencia lineal, como se puede apreciar en la figura 60, en donde podemos observar también que como resultado final se tiene una reducción de tiempo de 1 minuto con 6 segundos, pasando de 11 minutos con 12 segundos en el escenario 1 a 10 minutos con 6 en el escenario 4.



**Figura 60.** Tiempo promedio por taladros rimados en cada Escenario.

Ya con la perforación de taladros de avance y taladros rimados analizada por separado para ver el comportamiento de cada uno de estas, se puede realizar un análisis global del tiempo de perforación total por frente, tiempo en el que se incluye cada uno de los movimientos realizados durante la perforación, el posicionamiento de la viga de avance en cada punto a perforar, el acople de una barra tras otras, el retiro de las barras, el tiempo efectivo de perforación entre otras.

De igual manera que en la descripción de los casos anteriores y comprobando la hipótesis planteada al inicio del análisis, la línea de tendencia lineal representa una mejora, disminuyendo el tiempo empleado para la perforación a razón que avanzamos con los escenarios, esto se puede apreciar en la figura 61, en donde se puede observar también que existe una reducción bastante considerable en los tiempos de perforación por frente en cada escenario, la diferencia final de todo el proceso de optimización para la reducción de tiempos se ve resumida en las 2 horas con 47 minutos que se redujo desde el escenario 1 hasta el escenario 4, lo que representa un 43 %, pasando de emplear 6 horas con 32 minutos a 3 horas con 45 minutos.



*Figura 61. Tiempo promedio por frente en cada Escenario.*

El análisis no solo se basó en la comparación entre escenarios, sino que se buscó también ver la repercusión del proyecto en el cumplimiento del planeamiento mensual.

En primer lugar, se realizó el *trade off* entre una labor programada para el jumbo estándar empleado en la unidad, es decir con registro de avances de 3.5 metros en promedio y una labor con el jumbo en estudio con un registro de 5 metros de avance, se consideró el mejor promedio de tiempos registrado, es decir se trabajó con el tiempo registrado en el escenario 4.

Ambas labores eran prioritarias, ya que eran las labores de preparación para tajos de gran tonelaje y ley a ser explotado por el método de *sublevel stoping* y se programaron 80 metros de avance para cada una.

Para la labor desarrollada con el jumbo de 14 pies se considera un avance de 7 metros por día, ya que, con una utilización y disponibilidad mecánica normal, se realiza todo el ciclo por guardia, para el jumbo de 20 pies debido al mayor tiempo que se emplea en la perforación y en el acarreo y transporte debido a la mayor cantidad de carga generada en cada voladura, se realizó el cálculo de ciclos por día.

Como ya se mencionó, para el tiempo de perforación, se consideró el tiempo promedio registrado en el escenario 4 (3 horas con 45 minutos), para el tiempo empleado durante la

limpieza del frente se consideró, de igual manera que para el dimensionamiento de flota un tonelaje a extraer por disparo de 237.6 TM , en segundo lugar, se consideró el tiempo del ciclo de 0.86 horas y con ello se obtuvo un rendimiento de 37.48 TM por hora por volquete.

Se realizó el cálculo del tiempo empleado para la limpieza de un frente con 1, 2 y 3 volquetes, sin embargo, para el cálculo del ciclo se considerará el tiempo empleado haciendo uso de dos volquetes ya que es la flota que se usa comúnmente.

Ya teniendo el tiempo de perforación y el tiempo de la limpieza del frente, el cual se puede ver en la tabla 12, se procedió a registrar el tiempo promedio de las demás actividades desarrolladas durante el ciclo de la operación.

**Tabla 12:**

*Cálculo de las horas de extracción del material con volquetes.*

TONELAJE A EXTRAER POR FRENTE	237.6	TM
TONELAJE EXTRAIDO X HORA X VOLQUETE	37.48	TM
HRS EXTRACCIÓN X VOLQUETE	6.34	Hrs
HRS EXTRACCIÓN 2 VOLQUETES	3.17	Hrs
HRS EXTRACCIÓN 3 VOLQUETES	2.11	Hrs

Nota. Se elaboró la presente tabla

El tiempo promedio empleado para el carguío de un frente de 26 taladros de 20 pies, haciendo uso del jetanol, es aproximadamente 1 hora, el tiempo de habilitación que incluye el desatado de rocas, ventilación, el orden y limpieza de la labor es de 1 hora y 30 minutos, todo esto hace un total de 9.42 horas por ciclo. Si de la guardia descontamos los tiempos perdidos inevitables como el reparto de guardia, el traslado, el almuerzo y entre otros se obtiene aproximadamente 8 horas efectivas por guardia, con esto se puede verificar que no se realiza el ciclo completo en una guardia como sí es el caso de los avances ejecutado con 14 pies.

En la tabla 13 podemos observar un resumen de los tiempos registrados para cada actividad del ciclo de minado y la cantidad de ciclos que se puede obtener por día de 1.7 ciclos.

**Tabla 13:**

Cálculo de ciclos por día.

HORAS EFECTIVAS X GUARDIA	8 hrs 0 min	8	hrs
HORAS X PERF	3 hrs 45 min	3.75	hrs
HORAS X LIMPIEZA	3 hrs 10min	3.17	hrs
HORAS CARGUIO	1 hr 0 min	1	hrs
HORAS HABILITACIÓN	1 hr 30 min	1.5	hrs
TIEMPO TOTAL CICLO		9.42	hrs
TIEMPO EFECTIVO POR DIA		16	hrs
CICLOS POR DIA		1.70	

Nota. Se elaboró la presente tabla

Con los datos obtenidos, se puede realizar el *trade off* establecido en un inicio entre el programa mensual de cada jumbo. En la tabla 14 podemos observar los resultados, con la cantidad de ciclos obtenidos con el jumbo de 20 pies, se tiene un avance de 8.5 metros por día mientras que con el jumbo de 14 pies se obtiene 7 metros, obteniendo así un superávit de 1.5 metros por día. Para un programa de 80 metros podemos observar que con el jumbo de 20 pies se tiene un cumplimiento con 2 días de anticipación con respecto al de 14 pies.

**Tabla 14:**

Cálculo de los días requeridos para cumplir con el metraje programado del mes. (80 m)

	MTS PROG MES	CICLOS X DIA	AVANCE X CICLO	MTS POR DIA	DIAS EJECUTADOS
JUMBO 14 PIES	80	2	3.5	7	11.43
JUMBO 20 PIES	80	1.7	5	8.5	9.41

Nota. Se elaboró la presente tabla

Cabe resaltar que el ciclo de minado del jumbo de 20 pies se puede optimizar si es que se hace uso de una flota de 3 volquetes, como se estimó en el dimensionamiento de flota realizado anteriormente, al contar con 3 volquetes se realiza la limpieza del frente en 2 horas con 11 minutos, haciendo que el tiempo del ciclo se reduzca en 1 hora aproximadamente aumentando así a 1.9 ciclos ejecutados por día tal y como se muestra en la tabla 15.

**Tabla 15:**

*Cálculo del ciclo de minado con 3 volquetes de acarreo.*

HORAS EFECTIVAS X GUARDIA	8 hrs 0 min	8	hrs
HORAS X PERF	3 hrs 45 min	3.75	hrs
HORAS X LIMPIEZA	2 hrs 11min	2.18	hrs
HORAS CARGUIO	1 hr 0 min	1	hrs
HORAS HABILITACIÓN	1 hr 30 min	1.5	hrs
TIEMPO TOTAL CICLO		8.43	Hrs
TIEMPO EFECTIVO POR DIA		16	Hrs
CICLOS POR DIA		1.90	

Nota. Se elaboró la presente tabla

Con esta optimización en el ciclo de minado del jumbo de 20 pies, se puede obtener 9.5 metros de avance por día en la labor programada, aumentando así en 1 metro lo realizado normalmente, este aumento del metraje repercute directamente en el tiempo de ejecución de la labor y como podemos observar en la tabla 16, se reduce en un día la ejecución del programa, aumentando a 3 la diferencia de días de ejecución del programa entre el jumbo de 14 y el de 20 pies.

**Tabla 16:**

*Cálculo de los días requeridos para cumplir con el metraje programado del mes. (80 m)*

	MTS PROG MES	CICLOS X DIA	AVANCE X CICLO	MTS POR DIA	DIAS EJECUTADOS
JUMBO 14 PIES	80	2	3.5	7	11.43
JUMBO 20 PIES	80	1.7	5	8.5	9.41
JUMBO 20 PIES (OPTIMIZADO)	80	1.9	5	9.5	8.42

Nota. Se elaboró la presente tabla

Si bien es cierto en el apartado anterior se indicó que lo que se buscaba era aumentar la utilización, la disponibilidad mecánica es un factor importante a tener en cuenta para el cálculo de las horas efectivas de trabajo en la estimación del ciclo de minado, debido a ello, se analizará la optimización del equipo ante una mejora en este indicador.

En la tabla 17, se observa que las demoras mecánicas representan un 23.79% de las horas totales de trabajo, lo cual representa 2.85 horas por guardia, es decir el equipo cuenta con una disponibilidad mecánica de 76.21%. Si realizamos la comparación con la disponibilidad mecánica promedio registrada el año 2017 que es de 84% obtenido del informe mensual de

productividad de la compañía minera Condestable (Anexo B.), estaríamos evidenciando una reducción de 8 % de disponibilidad lo que equivale a una hora efectiva.

**Tabla 17:**

*Indicadores de productividades del Jumbo 06*

CAPACIDAD	EQUIPO	INDICADORES	Prom. 2016	2017												Prom. 2017	2018		
				Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic		Ene	Feb	Mar
JUMBOS	J06	DM (%)	83%	91%	96%	92%	86%	92%	91%	81%	72%	62%	84%	76%	90%	84%	71%	75%	69%
		UTIL (%)	36%	37%	48%	20%	49%	55%	46%	35%	68%	67%	68%	69%	50%	51%	51%	61%	65%
		REND. (mp. Eq.)	7.837	9.077	6.702	2.014	5.218	7.290	8.329	6.791	7.679	7.635	10.093	11.010	13.048	7.907	8.771	9.499	8.791
	J08	DM (%)	86%	92%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	92%	-	-	-
		UTIL (%)	30%	30%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	30%	-	-	-
		REND. (mp. Eq.)	10.337	10.949	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	10.949	-	-	-
	J09	DM (%)	85%	89%	90%	90%	94%	87%	90%	90%	84%	93%	92%	89%	90%	90%	90%	83%	81%
		UTIL (%)	34%	13%	18%	43%	41%	50%	43%	50%	58%	53%	51%	50%	48%	43%	53%	47%	45%
		REND. (mp. Eq.)	8.126	12.258	9.067	10.700	13.266	14.250	11.562	12.911	11.982	11.672	15.114	13.054	10.170	12.167	16.161	13.064	11.952
TOTAL JUMBOS	DM (%)	85%	91%	94%	91%	90%	90%	91%	86%	78%	78%	88%	82%	90%	87%	81%	79%	75%	
	UTIL (%)	33%	27%	38%	32%	45%	53%	45%	43%	62%	59%	59%	59%	49%	48%	52%	54%	54%	
	REND. (mp. Eq.)	8.988	11.797	7.821	9.030	10.935	11.674	10.160	10.663	10.196	9.866	12.944	12.071	11.726	10.740	13.298	11.282	10.372	

Nota. Tomado del informe mensual de productividad de CIA Minera Condestable.

**Tabla 18:**

*Demoras mecánicas del JUMBO 06*

Demoras Mecánicas (%)	
Semanas de prueba	DEMORA MECANICA
26/11/2017 - 2/12/2017	3.57%
3/12/2017 - 9/12/2017	13.16%
10/12/2017 - 16/12/2017	20.02%
17/12/2017 - 23/12/2017	8.63%
24/12/2017 - 30/12/2017	12.33%
31/12/2017 - 6/01/2018	10.26%
7/01/2018 - 13/01/2018	86.61%
14/01/2018 - 20/01/2018	19.17%
21/01/2018 - 27/01/2018	27.39%
28/01/2018 - 3/02/2018	32.81%
4/02/2018 - 10/02/2018	28.05%
11/02/2018 - 17/02/2018	14.08%
18/02/2018 - 24/02/2018	12.82%
25/02/2018 - 3/03/2018	18.15%
4/03/2018 - 10/03/2018	18.26%
11/03/2018 - 17/03/2018	37.35%
18/03/2018 - 24/03/2018	38.94%
25/03/2018 - 29/03/2018	17.11%
<b>Total general</b>	<b>23.79%</b>

Nota. Se elaboró la presente tabla.

Al optimizar la disponibilidad mecánica del jumbo en estudio y lograr alcanzar lo registrado el año anterior se obtendría un tiempo efectivo de 9 horas por guardia, lo cual permitirá reestimar el número de ciclos por guardia, este aumento de disponibilidad es factible, debido a que con el paso del tiempo los mecánicos tendrán un mayor conocimiento de este equipo nuevo y por ende podrán reducir el tiempo del mantenimiento del equipo.

En la tabla 19 se presentan los tiempos a emplear para un ciclo, luego de las optimizaciones recomendadas, es decir, empleando una flota de 3 volquetes y alcanzando la disponibilidad mecánica de 84% registrada el año pasado. Con ello, se cuenta con 9 horas efectivas por guardia y un total de 8.43 horas por ciclo permitiendo así alcanzar la productividad de un jumbo convencional de 14 pies al realizar 2 ciclos por día.

**Tabla 19:**

*Cálculo del ciclo de minado con 9 horas efectivas*

HORAS EFECTIVAS X GUARDIA	9 hrs 0 min	9	hrs
HORAS X PERF	3 hrs 45 min	3.75	hrs
HORAS X LIMPIEZA	2 hrs 11min	2.18	hrs
HORAS CARGUIO	1 hr 0 min	1	hrs
HORAS HABILITACIÓN	1 hr 30 min	1.5	hrs
TIEMPO TOTAL CICLO		8.43	Hrs
TIEMPO EFECTIVO POR DÍA		18	Hrs
CICLOS POR DIA		2.14	

Nota. Se elaboró la presente tabla.

Con esta optimización en el ciclo de minado del jumbo de 20 pies, se puede obtener 10 metros de avance por día en la labor programada, aumentando así en 0.5 metros lo realizado en el caso anterior, este aumento del metraje repercute directamente en el tiempo de ejecución de la labor y como podemos observar en la tabla 20, se reduce en una guardia la ejecución del programa, aumentando a 3 días y medio la diferencia de días de ejecución del programa entre el jumbo de 14 y el de 20 pies.

**Tabla 20:**

*Cálculo de los días requeridos para cumplir con el metraje programado del mes. (80 m)*

	MTS PROG MES	CICLOS X DIA	AVANCE X CICLO	MTS POR DIA	DIAS EJECUTADOS
JUMBO 14 PIES	80	2	3.5	7	11.43
JUMBO 20 PIES	80	1.7	5	8.5	9.41
JUMBO 20 PIES (OPTIMIZADO)	80	1.9	5	9.5	8.42
JUMBO 20 PIES (OPTIMIZADO) (DM)	80	2	5	10	8

Nota. Se elaboró la presente tabla.

## 7. Conclusiones

- Se alcanzaron avances mayores a 5 metros en labores de sección 4x4, a través de la modificación y adaptación mecánica de la viga de avance del jumbo de perforación Boomer S1D.
- Se logró, con la implementación del proyecto, incrementar el ratio de avance (metros avanzados por disparo) en un 45%, pasando de obtener 3.5 m de avance por disparo a 5 m. por disparo.
- Se concluye que el avance por disparo no está condicionado por el dimensionamiento de la sección de las galerías o cruceros, y es operativamente factible ejecutar avances de mayor longitud que los de la sección, siempre y cuando se haga uso de arranques con taladros paralelos y se dimensione adecuadamente los taladros de alivio.
- Se concluye que en condiciones óptimas de trabajo se logra realizar 3 disparos por día con avances mayores a 5 metros y aplicando las optimizaciones propuestas sería factible alcanzar hasta 4 disparos por día.
- Para cada labor de preparación programada a partir de la implementación y optimización del proyecto se redujo el tiempo de ejecución en 18%, con lo cual podemos afirmar que se reduce en dos (2) días la preparación de labores por cada 80 metros programados.
- De implementar la optimización de flota sugerida, el tiempo de ejecución de cada labor de preparación programada se reduciría en un 28%, con lo cual se reduciría en tres (3) días la ejecución de 80 metros de preparación de labores programadas.
- Se obtuvo una mejora de 15% en el ratio de metros perforados por metro de avance, se redujo de 51.25 metros perforados por metro de avance obtenido con el jumbo de 14 pies a 38.76 metros perforados por metro de avance con el jumbo de 20 pies.

- Al automatizar la viga de avance hidráulico, instalando los brazos posicionadores de barras se tuvo un ahorro de tiempo de 1 hora con 49 minutos por frente perforado (Escenario 1 vs Escenario 3).
- Se optimizó en un 57% el rendimiento alcanzando en perforación de frentes de avances, al inicio del proyecto era 6 horas con 32 minutos y posterior a las mejoras se logró obtener un frente perforado en 3 horas con 45 minutos (Escenario 4).



## 8. Recomendaciones

- Se recomienda realizar las pruebas y cálculos correspondientes para cada unidad minera donde se desee incrementar el ratio de avance por disparo.
- Se recomienda brindar las condiciones óptimas de trabajo tales como una alta disponibilidad mecánica, stock de aceros y servicios auxiliares para lograr realizar, de forma eficiente, mínimo 3 disparos por día.
- Se recomienda emplear, para el carguío, acarreo y transporte, un scoop y una flota de 3 volquetes (1 más de lo que se emplea actualmente), para la evacuación de desmonte generado en el ciclo de minado del jumbo de 20 pies de manera eficiente.
- Se recomienda mantener una capacitación constante de los operadores asignados a las labores programadas de preparación de mina, con la finalidad de mantener y/o mejorar los tiempos de perforación registrados durante el proyecto.
- Se recomienda mejorar el plan de mantenimiento del jumbo, para así lograr alcanzar el indicador de disponibilidad mecánica obtenido con los jumbos convencionales de 14 pies (84%, en vez del 76.21% de disponibilidad alcanzado en la prueba del presente proyecto), asimismo constante capacitación a los mecánicos sobre los nuevos componentes adaptados al equipo en el desarrollo del proyecto, para una correcta reparación.
- Con el presente trabajo de tesis se demuestra la viabilidad técnica y operativa de la implementación del proyecto; sin embargo, se recomienda realizar un análisis económico para completar el análisis.

## 9. Bibliografía

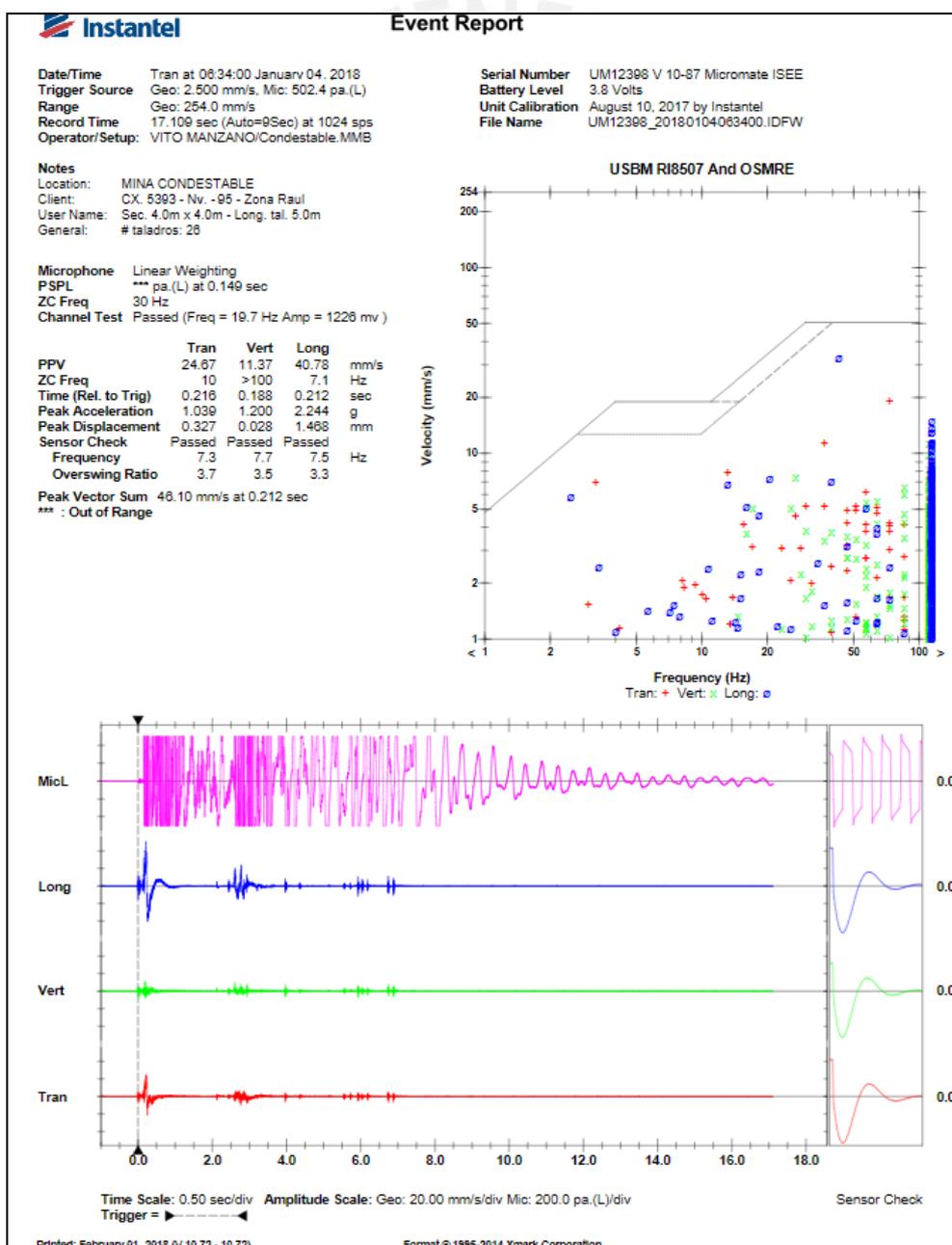
- López, C., López, E., y García, P. (2010). *Manual de voladura de túneles*. Madrid, España: E.T.S.I Minas-Universidad Politécnica de Madrid.
- López, C., López, E., y García, P. (2003). *Manuel de perforación y voladura de rocas*. Madrid, España: E.T.S.I. Minas- U.P.M.
- Huidobro, J., Tornos, J., y Arros pide (Ed.). (1976). *Técnica moderna de voladura de rocas*. Bilbao, España: Urmo, S.A de Ediciones.
- Bernaola, J., Castilla, J., y Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid, España: E.T.S de ingenieros de minas de Madrid, departamento de explotación de recursos minerales y obras subterráneas.
- Konya, C., y Albarrán, E. (1998). *Diseño de voladuras*. México D.F, México: Ediciones CUICATL.
- Calderón, M. (2015). *Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa)* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo.
- Lara, O. (2013). *Diseño de malla de perforación para optimizar la voladura en la Unidad Carahuacra de la Compañía Minera Volcan S.A.A* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo.
- Yauri, H. (2014). *Evaluación técnica y económica del cambio de barras de 12 a 14 pies en la longitud de avances horizontales en secciones de 3.5 M x 3.5 M mina Minsur S.A unidad San Rafael – E.E AESA* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Arequipa.

### 10. Anexos

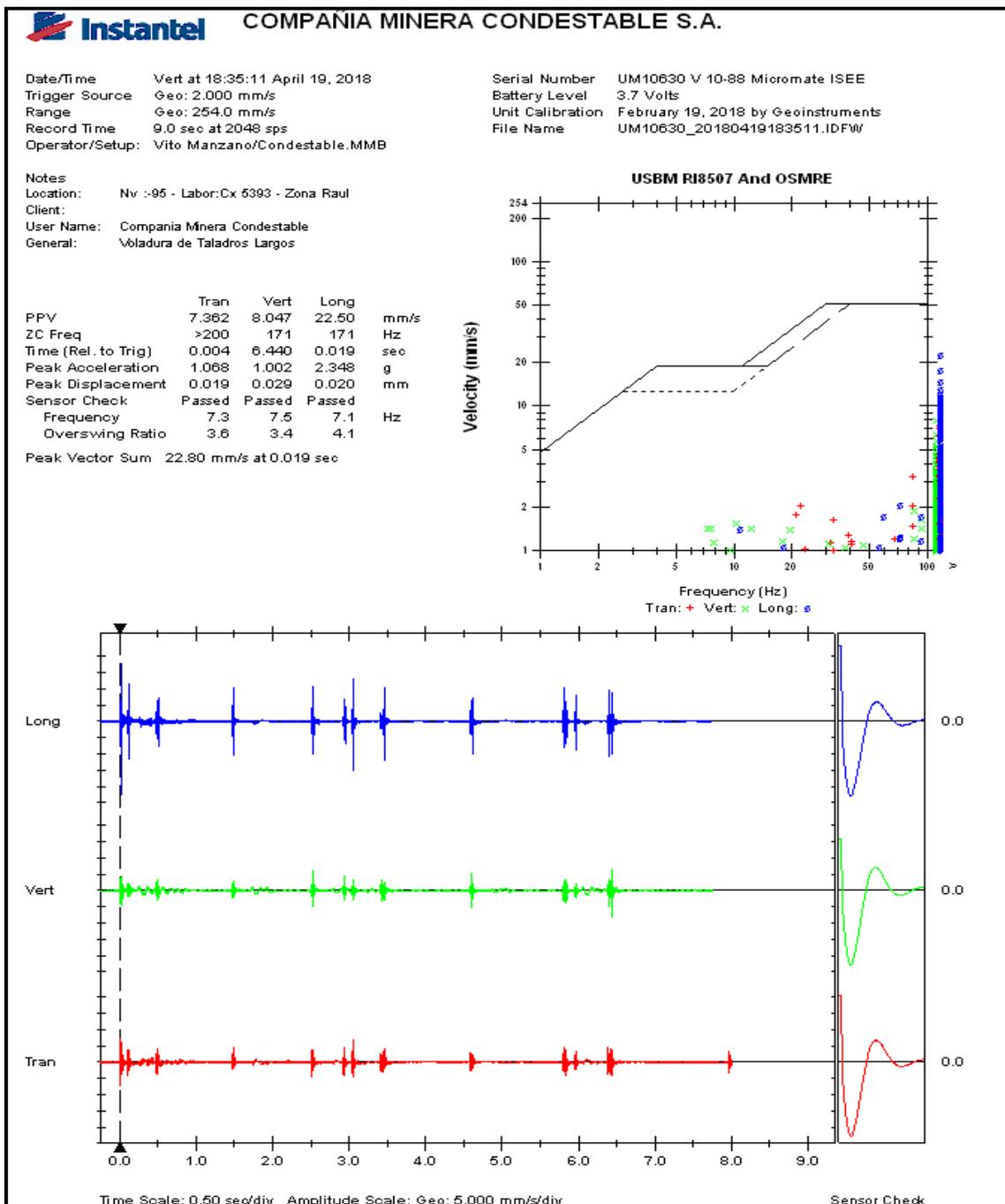
#### ANEXO A

#### Análisis sismográfico de las voladuras para avances de 5 metros

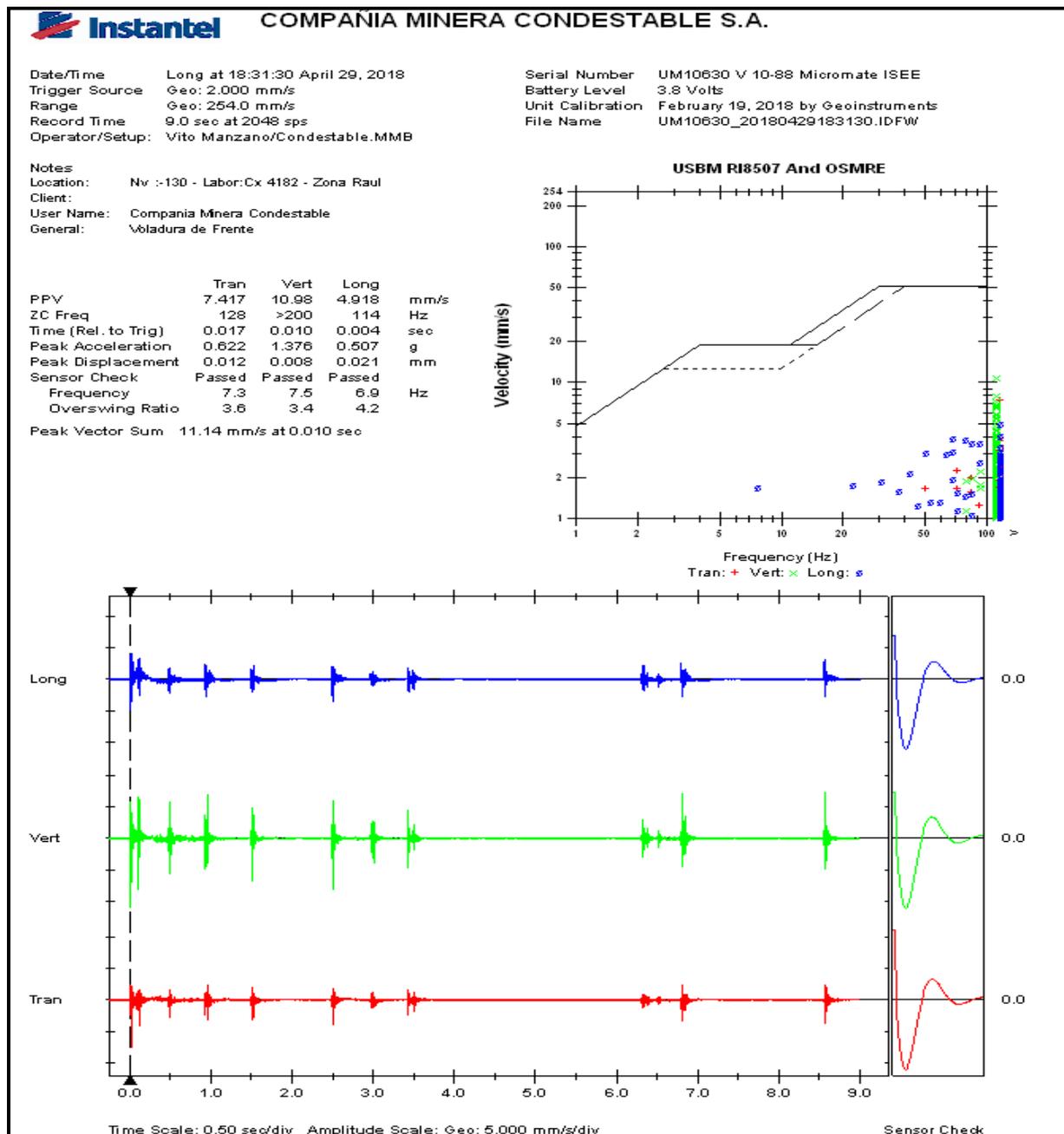
**Ubicación:** Condestable Nivel -95 - CX:5393 **Fecha:** 04/01/2018, sismograma de la voladura realizada con 26 taladros cargados de 64mm de diámetro, donde se utilizó 215Kg. De explosivo SUPERFAM DOS®, 5.50 Kg de Emulex 80 ®, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Radial con 40.78 mm/s. y PPV es de 46.10 mm/s en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a 50m de la voladura.



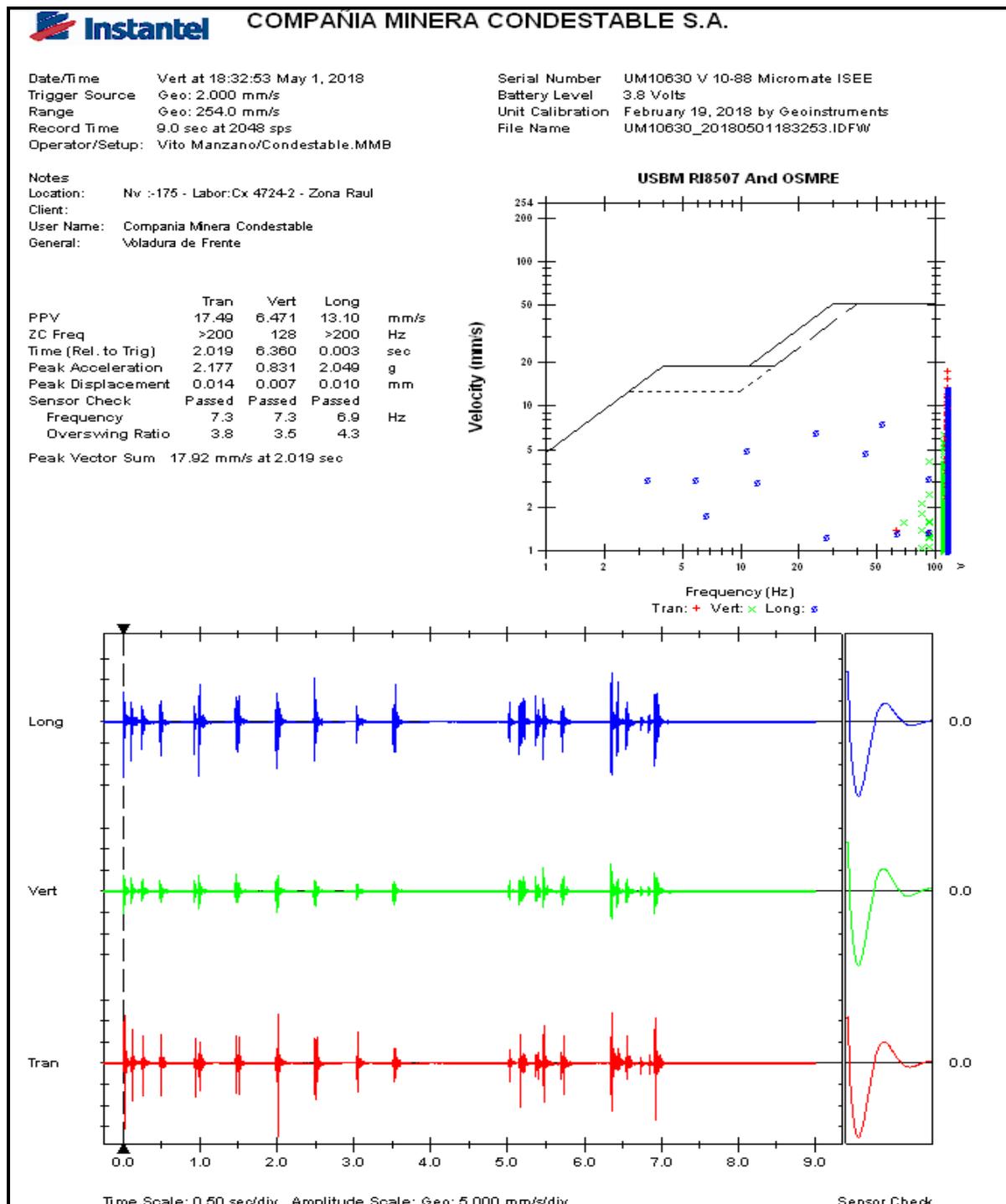
**Ubicación:** Cx 5768-4 - Ubicación Sismógrafo: Cx 5393(Zona de tránsito), **Fecha:** 19/04/2018, sismograma de la voladura realizada con **26** taladros cargados de **54mm** de diámetro, donde se utilizó **231.94Kg.** De explosivo, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Longitudinal con **22.50 mm/s.** y **PPV** es de **22.8 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **60m** de la voladura.



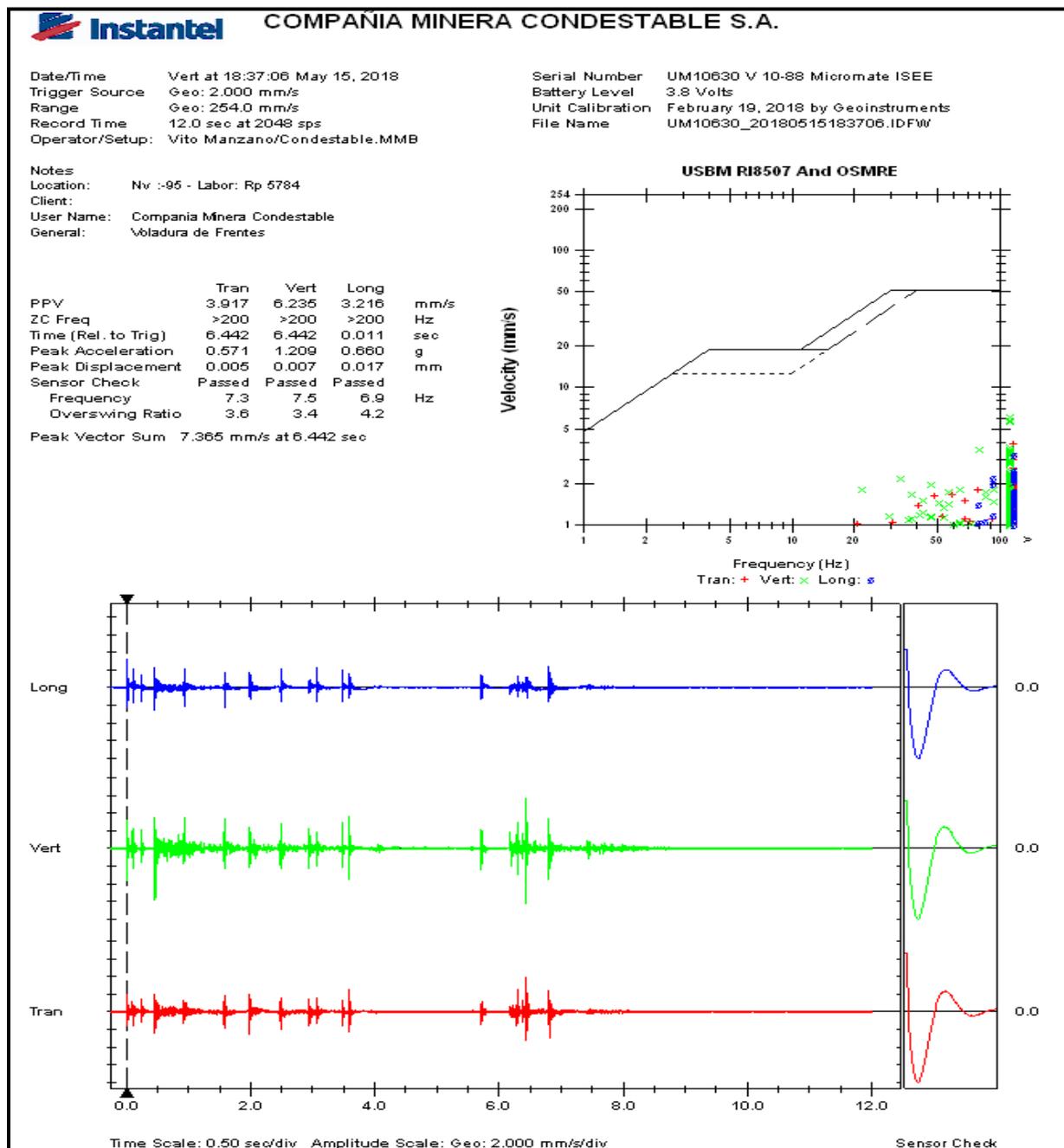
**Ubicación:** Cx 4182 - Ubicación Sismógrafo: Intersección Cx 4182SE y Cx 4629 (Zona de tránsito),  
**Fecha:** 29/04/2018, sismograma de la voladura de Frente realizada con **26** taladros cargados de **54mm** de diámetro, donde se utilizo **206.94Kg.** De explosivo, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Longitudinal con **10.98 mm/s.** y **PPV** es de **11.14 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **65m** de la voladura.



**Ubicación:** Cx 4724-2 - Ubicación Sismógrafo: Zona de tránsito, **Fecha:** 01/05/2018, sismograma de la voladura de Frente realizada con **26** taladros cargados de **54mm** de diámetro, donde se utilizo **231.94Kg.** De explosivo, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Transversal con **17.49 mm/s.** y **PPV** es de **17.92 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **77m** de la voladura.



**Ubicación: Rp 5784, Fecha: 15/05/2018**, sismograma de la voladura de Frente realizada con **26** taladros cargados de **54mm** de diámetro, donde se utilizo **231.94Kg.** De explosivo, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Vertical con **6.235 mm/s.** y **PPV** es de **7.365 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **90m** de la voladura.



**Ubicación:** Zona Raúl Rp 5784, **Fecha:** 22/05/2018, sismograma de la voladura de Frente realizada con **26** taladros cargados de **54mm** de diámetro, donde se utilizó **231.94Kg.** De explosivo, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Vertical con **3.366 mm/s.** y **PPV** es de **3.974 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **120m** de la voladura.



COMPAÑIA MINERA CONDESTABLE S.A.

Date/Time Tran at 18:33:23 May 22, 2018  
 Trigger Source Geo: 2.000 mm/s  
 Range Geo: 254.0 mm/s  
 Record Time 12.0 sec at 2048 sps  
 Operator/Setup: Vito Manzano/Condestable.MMB

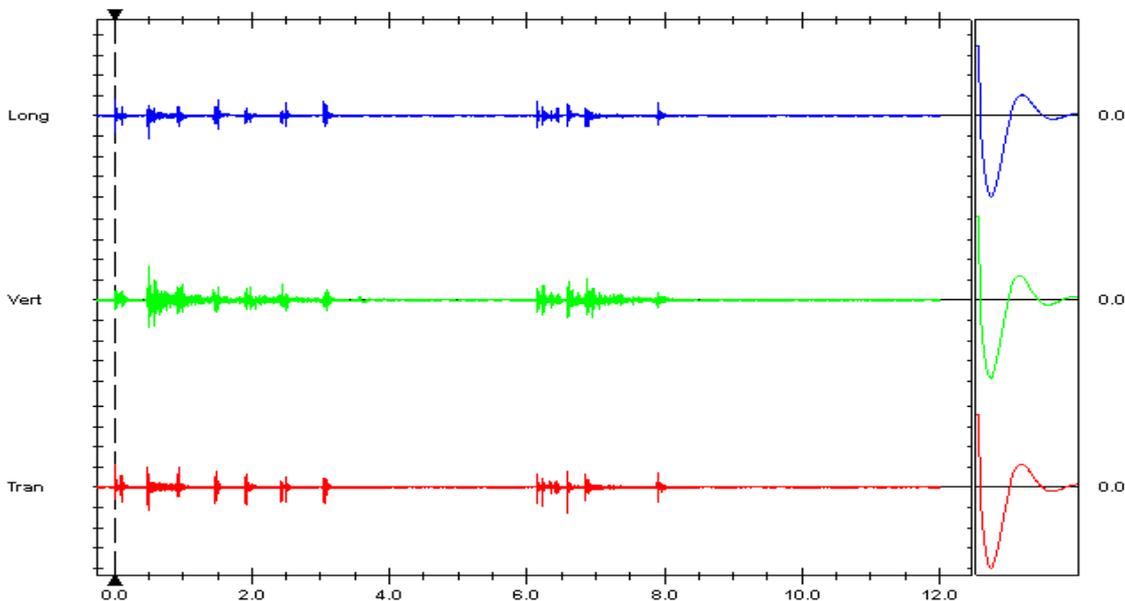
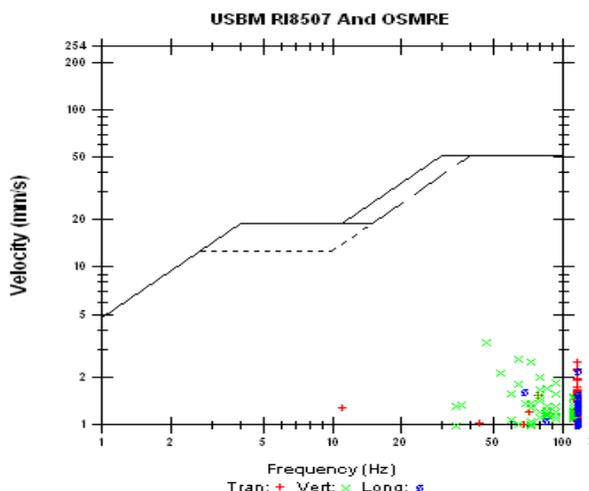
Serial Number UM10630 V 10-88 Micromate ISEE  
 Battery Level 3.8 Volts  
 Unit Calibration February 19, 2018 by Geoinstruments  
 File Name UM10630\_20180522183323.IDFW

Notes

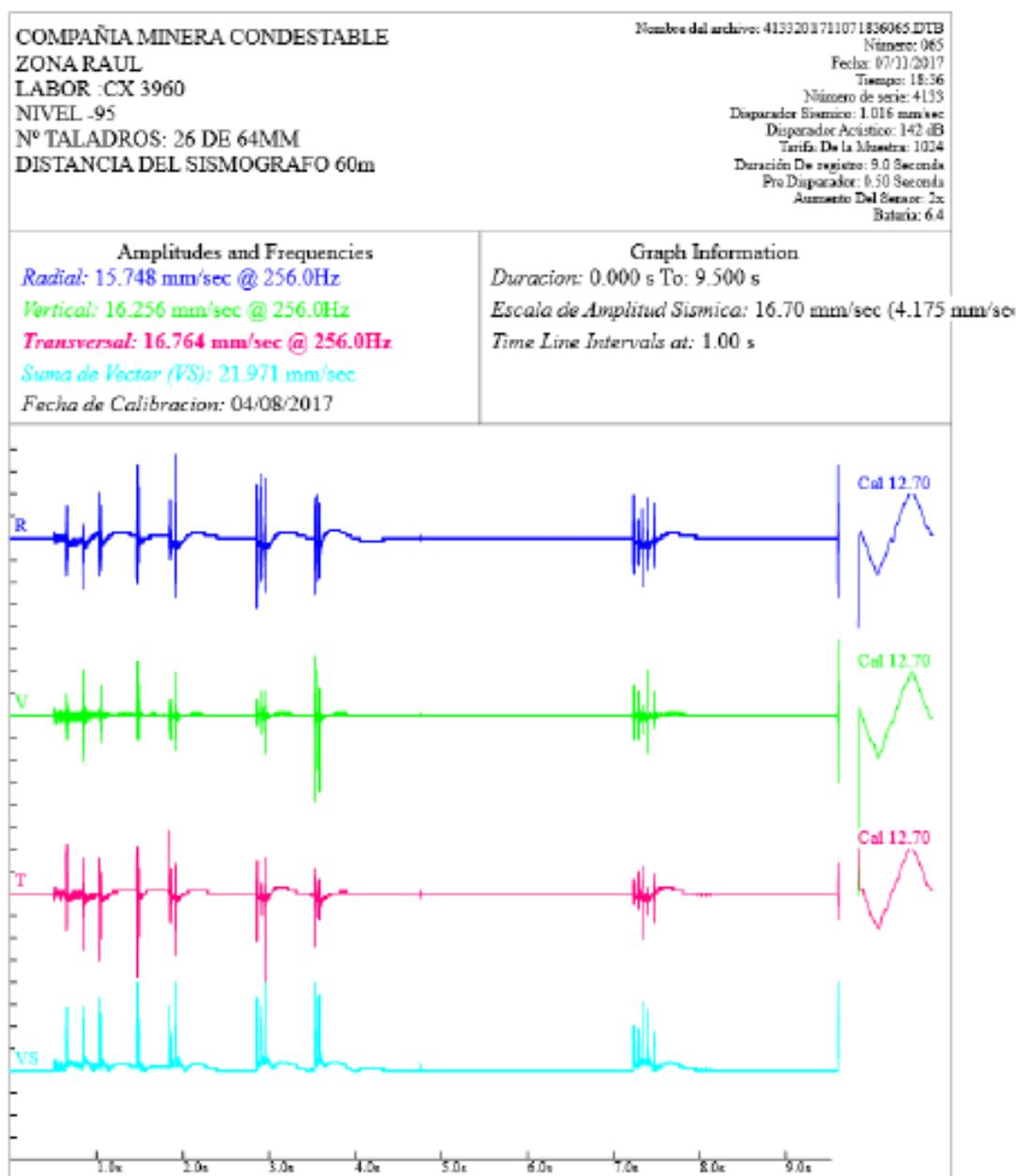
Location: Nv : -95 - Labor: Rp 5784  
 Client:  
 User Name: Compania Minera Condestable  
 General: Voladura de Frentes

	Tran	Vert	Long	
PPV	2.483	3.366	2.199	mm/s
ZC Freq	114	47	114	Hz
Time (Rel. to Trig)	6.582	0.497	0.498	sec
Peak Acceleration	0.556	0.257	0.285	g
Peak Displacement	0.002	0.008	0.005	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.3	7.5	6.9	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.3	4.2	

Peak Vector Sum 3.974 mm/s at 0.498 sec



**Ubicación:** Condestable nivel -55, labor 5744, **Fecha: 01/11/2017**, sismograma de la voladura de Frente realizada con **26** taladros cargados de **64mm** de diámetro, donde se utilizó **238Kg.** De explosivo SUPERFAM DOS 6.9 Kg de Emulex 80, el mayor movimiento se registró en el eje de la Onda Transversal con **16.764 mm/s.** y **PPV** es de **3.974 mm/s** en la Sumatoria de los Vectores; el Sismógrafo es instalado a **60m** de la voladura.



## ANEXO B

## Tabla de indicadores del informe mensual de productividad de CIA minera

## Condestable.

## Indicadores de productividad del Jumbo 06

RATIO		UNIDAD	PROM. 2016	PROM. 2016	ene-17	feb-17	mar-17	abr-17	may-17	jun-17	jul-17	ago-17	sep-17	oct-17	nov-17	dic-17	PROM. 2017	ene-18	feb-18	mar-18	PROM. 2018	OBJETIVO 2018			
<b>PRODUCCIÓN PLANTA SULFUROS</b>																									
<b>TRATAMIENTO</b>																									
Toneladas Métricas Tratadas	TMT	2,448,108	2,433,738	206,332	190,086	199,631	196,334	210,657	201,197	203,460	209,547	205,094	206,058	202,472	201,425	2,402,280	208,268	179,597	198,458	687,201	210,000				
Ley de Cabeza	%	0.888	0.912	0.884	0.878	0.918	0.953	0.932	0.948	0.941	0.950	0.952	0.840	0.926	0.912	0.912	0.914	0.905	0.934	0.901	0.897				
Recuperación	%	80.14	80.10	87.31	89.31	88.56	86.28	90.10	90.82	90.02	89.60	90.51	90.85	92.11	90.77	88.70	90.14	89.56	89.68	89.77	90.00				
<b>PRODUCCIÓN</b>																									
T.M. Cu Fino	TM	1,686	1,888	1,556	1,491	1,623	1,614	1,769	1,732	1,724	1,746	1,674	1,573	1,726	1,668	1,868	1,715	1,455	1,678	1,688	1,601				
Ley Concentrado	%	23.286	23.068	23.414	22.801	23.291	22.607	22.652	23.487	23.014	23.383	23.946	23.300	22.872	23.150	23.183	23.130	23.239	22.868	23.113	23.300				
T.M. Cu Fino Pagable	TM	1,626	1,692	1,485	1,421	1,549	1,538	1,686	1,653	1,644	1,666	1,600	1,501	1,646	1,591	1,685	1,636	1,389	1,608	1,618	1,614				
<b>EXTRACCIÓN DE MINERAL</b>																									
TM																									
2,705,088																									
2,614,488																									
199,387																									
204,289																									
207,370																									
198,637																									
201,242																									
189,899																									
170,369																									
177,404																									
210,626																									
231,910																									
201,128																									
209,779																									
2,402,041																									
228,112																									
198,708																									
224,782																									
661,812																									
220,500																									
<b>MANO DE OBRA</b>																									
CMC																									
N° personal																									
879																									
867																									
965																									
974																									
976																									
994																									
1,000																									
1,001																									
997																									
1,002																									
969																									
968																									
950																									
952																									
978																									
974																									
977																									
976																									
976																									
975																									
CONTRATAS																									
867																									
874																									
679																									
716																									
722																									
814																									
831																									
850																									
854																									
869																									
623																									
627																									
748																									
717																									
764																									
688																									
718																									
747																									
718																									
676																									
PERSONAL TOTAL																									
1,598																									
1,841																									
1,644																									
1,690																									
1,698																									
1,808																									
1,831																									
1,851																									
1,851																									
1,871																									
1,592																									
1,596																									
1,698																									
1,669																									
1,728																									
1,662																									
1,695																									
1,722																									
1,983																									
1,651																									
T.M.HG (mines total)																									
T.M.HG																									
8.78																									
7.34																									
7.12																									
6.46																									
6.65																									
6.70																									
7.09																									
6.63																									
6.81																									
7.00																									
7.67																									
7.34																									
6.93																									
7.14																									
6.83																									
7.68																									
6.66																									
7.18																									
7.17																									
7.70																									
<b>EQUIPO MINA</b>																									
<b>RENDIMIENTOS</b>																									
SCOOP	CMC	Conv. + Avances	TMhr	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	104	104			
		Sub nivel Stoping	(H Hidráulicas)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	121	120	147	129
		FLOTA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	121	120	139	127
		Conv. + Avances	TMhr	70	72	53	47	65	59	65	78	60	55	50	43	51	48	68	65	69	69	63	76		
		Sub nivel Stoping	(Diseño)	86	81	92	102	104	97	99	92	100	106	102	103	102	95	100	94	102	106	100	105		
		FLOTA	78	83	81	85	86	91	95	90	97	101	96	96	97	89	82	88	95	88	83	98			
		OPERMIN	60	67	63	71	70	71	63	63	60	58	56	57	58	57	62	58	58	69	68	79			
		COMINCO	64	76	87	83	85	93	90	86	88	82	83	83	83	75	86	87	91	89	82	90			
		JUMBOS	CMC	m.avance/eq	-	-	-	-	-	162	255	242	211	235	267	319	383	413	278	267	247	280	253		
				m.perf/eq	-	-	-	-	-	5,218	7,290	8,329	6,791	7,679	7,635	10,033	11,010	13,048	8,668	8,771	9,499	8,791	9,020		
m.perf.m.avance	-			-	-	-	-	32	29	34	32	33	29	31	29	32	31	33	32	34	36				
n° disparos	-			-	-	-	-	33	54	50	35	35	36	64	68	68	48	42	48	61	47				
disparos/eq	-			-	-	-	-	1.06	1.80	1.61	1.17	1.13	1.16	2.13	2.19	2.27	1.81	1.35	1.55	1.81	1.60				
m.avance/disparo	-			-	-	-	-	4.64	4.82	4.92	4.78	4.27	4.72	4.84	4.99	4.89	4.78	4.88	5.02	5.08	4.89				
m.avance/eq	-		-	-	-	-	398	434	316	363	331	330	429	414	351	374	422	311	-	387					
m.perf/eq	-		-	-	-	-	13,266	14,290	11,962	12,911	11,982	11,672	15,114	13,054	10,170	12,665	16,161	13,064	-	14,813					
m.perf.m.avance	-		-	-	-	-	33	33	37	36	36	35	35	32	29	34	38	42	-	40					
n° disparos	-		-	-	-	-	120	136	92	108	98	98	129	124	105	112	129	94	-	112					
disparos/eq	-		-	-	-	-	3.86	4.52	2.96	3.60	3.17	3.16	4.31	4.01	3.49	3.83	4.16	3.04	-	3.80					
m.avance/disparo	-		-	-	-	-	3.33	3.20	3.44	3.36	3.37	3.37	3.32	3.33	3.35	3.34	3.27	3.30	-	3.29					
m.avance/eq	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	380					
m.perf/eq	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11,852					
m.perf.m.avance	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	48					
n° disparos	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	84					
disparos/eq	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.27					
m.avance/disparo	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4.08					
OPERMIN	m.avance/eq	250	337	349	290	268	311	322	335	352	350	408	366	430	354	344	369	378	377	376	340				
	m.perf/eq	14,887	11,938	13,341	11,033	10,188	11,810	12,216	12,738	13,376	13,285	15,502	13,904	15,230	13,463	12,899	14,038	14,375	14,230	14,245	13,090				
	m.perf.m.avance	57	29	39	39	39	39	39	39	38	38	38	38	36	38	38	38	38	38	38	38				
	m.avance/eq	289	230	352	274	236	322	351	264	323	318	364	387	320	299	317	311	304	308	397	340				
	m.perf/eq	12,098	11,872	14,762	13,795	11,628	14,226	15,466	12,730	14,323	15,584	16,349	14,542	13,087	13,749	14,194	13,088	15,022	17,423	16,139	14,090				
	m.perf.m.avance	49	41	42	50	49	41	44	49	44	49	45	38	41	46	42	42	49	67	49	42				
SMBAS	J03	m.perf./mas	4,323	6,093	3,492	7,469	4,274	2,992	4,469	4,211	3,917	5,088	4,364	4,231	6,162	4,887	4,800	7,721	4,979	6,003	6,168	5,300			
	J04	6,272	4,409	3,745	4,729	5,803	4,413	3,936	3,271	3,717	5,996	3,440	7,100	6,280	3,465	4,666	5,050	5,148	6,210	6,472	5,500				
	J06	-	-	-	-	5,177	3,410	5,524	3,598	8,194	5,011	7,318	6,096	6,991	4,699	6,602	7,241	8,221	3,848	6,408	5,775				
	S10	8,276	6,103	8,012	8,511	5,877	3,593	-	5,107	6,509	5,040	5,568	7,098	6,830	6,969	6,283	6,276	6,483	6,014	6,928	6,970				
	S11	8,848	8,788	5,885	7,360	3,502	5,625	5,775	6,025	8,262	4,523	6,898	6,127	8,357	7,239	6,293	6,225	4,453	4,014	4,997	6,970				
	Repor	4,409	3,762	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-				
	FLOTA	18,042	21,907	21,132	28,069	24,633	20,033	19,703	22,212	30,600	25,617	27,587	30,652	34,620	27,258	28,010	32,512	29,293	26,199	28,001	30,545				
	MOTONVELADORA	CMC	176	247	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	86	49	118	94	267		
ACONSA		178	232	207	226	269	287	244	339	327	351	328	406	453	508	340	444	481	416	178					
RODILLO	ACONSA	167	217	193	173	193	185	180	235																

## ANEXO C

## Formato de recopilación de información de campo

Muestras	POSICIONAMIENTO	BARRA 1	ACOPLE B	BARRA 2	RETIRO BARRAS	TOTAL	Descripción
1	00:00:20	00:02:29	00:00:48	00:02:44	00:01:53	00:08:14	TAL.AVANCE
2	00:01:15	00:03:08	00:01:17	00:04:29	00:03:26	00:13:35	TAL.AVANCE
3	00:00:45	00:03:36	00:00:48	00:03:58	00:02:34	00:11:41	TAL.AVANCE
4	00:00:52	00:02:35	00:00:58	00:04:00	00:03:21	00:11:46	TAL.AVANCE
5	00:00:20	00:02:56	00:05:15	00:03:36	00:02:16	00:14:23	TAL.AVANCE
6	00:00:39	00:03:09	00:00:45	00:03:36	00:01:55	00:10:04	TAL.AVANCE
7	00:00:39	00:03:25	00:00:47	00:03:57	00:02:10	00:10:58	TAL.AVANCE
8	00:00:22	00:03:38	00:00:39	00:03:31	00:01:47	00:09:57	TAL.AVANCE
9	00:00:24	00:03:30	00:00:46	00:04:06	00:01:50	00:10:36	TAL.AVANCE
10	00:00:22	00:03:51	00:00:35	00:04:02	00:02:32	00:11:22	TAL.AVANCE
11	00:00:44	00:03:41	00:00:58	00:04:01	00:02:27	00:11:51	TAL.AVANCE
12	00:00:36	00:04:00	00:00:45	00:03:57	00:02:32	00:11:50	TAL.AVANCE
13	00:00:22	00:03:10	00:00:55	00:04:04	00:02:10	00:10:41	TAL.AVANCE
14	00:00:44	00:04:50	00:00:45	00:04:26	00:02:03	00:12:48	TAL.AVANCE
15	00:00:23	00:02:15	00:01:01	00:02:39	00:02:49	00:09:07	TAL.AVANCE
16	00:00:20	00:02:13	00:00:48	00:02:22	00:02:12	00:07:55	TAL.AVANCE
17	00:00:27	00:02:08	00:00:57	00:02:20	00:02:14	00:08:06	TAL.AVANCE
18	00:00:12	00:02:05	00:00:45	00:02:17	00:01:37	00:06:56	TAL.AVANCE
19	00:00:13	00:02:31	00:00:53	00:02:29	00:05:46	00:11:52	TAL.AVANCE

Nota. Se elaboró la presente tabla.

