

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Optimización de voladura en frentes de avance con el uso de
faneles ms en la mina Catalina Huanca**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Oscar Oswaldo BALDEON CAJAHUANCA

Asesor: Mg. Nieves Oswaldo GORA TUFINO

Cerro de Pasco – Perú – 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Optimización de voladura en frentes de avance con el uso de
faneles ms en la mina Catalina Huanca**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

PRESIDENTE

Ing. Rosas FLORES MEJORADA

MIEMBRO

Ing. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ

MIEMBRO

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a mis padres por su apoyo incondicional.

RECONOCIMIENTO

A Al Ing. Oswaldo Gora Tufino, por sus enseñanzas.

Al Ing. Juan Carlos Caro Zevallos, por sus sugerencias.

A mis compañeros y amigos por su apoyo incondicional.

RESUMEN

La presente tesis “OPTIMIZACIÓN DE VOLADURA EN FRENTES DE AVANCE CON EL USO DE FANELES MS EN LA MINA CATALINA HUANCA” involucra criterios técnicos y de diseño orientados a reducir la granulometría en los tajeos en breasting y la optimización de los avances en los frentes como una alternativa de solución al planteamiento del problema ¿Cómo optimizar la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca?, donde el objetivo general es Diseñar de forma óptima la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.

Bajo este contexto hemos dividido el presente trabajo en cuatro capítulos: I Planteamiento del problema, II Marco teórico, III Metodología y IV Resultados y discusión.

El análisis estadístico ha sido desarrollado con el uso del software SPSS el cual nos facilita la presentación e interpretación de los resultados, pudiendo de esta manera aceptar la hipótesis alterna y rechazar la hipótesis nula.

Esta tesis servirá como referencia para ser aplicadas en todas las labores de la mina Catalina Huanca para reducir la granulometría en los tajeos en breasting y optimizar los avances en los frentes lineales.

Palabras clave: Optimización de avances, granulometría, perforación.

ABSTRACT

The present thesis "OPTIMIZATION OF VOLADURA IN ADVANCE FRONTS WITH THE USE OF MS FANELES IN THE CATALINA HUANCA MINE" involves technical and design criteria aimed at reducing the granulometry in breasting and optimization of advances on fronts as a Alternative solution to the problem statement How to optimize blasting on advance fronts with the use of MS faneles in the Catalina Huanca mine ?, where the general objective is to optimally design the blasting on advance fronts with the use of MS fanel in the Catalina Huanca mine.

Under this context we have divided this work into four chapters: I Problem statement, II Theoretical framework, III Methodology and IV Results and discussion.

The statistical analysis has been developed with the use of the SPSS software which facilitates the presentation and interpretation of the results, thus being able to accept the alternative hypothesis and reject the null hypothesis.

This thesis will serve as a reference to be applied in all the works of the Catalina Huanca mine to reduce the granulometry in the breasting and optimize the advances in the linear fronts.

Keywords: Advance Optimization, granulometry, drilling.

INTRODUCCIÓN

El yacimiento de minerales polimetálicos denominado CATALINA HUANCA de la empresa Compañía Minas Canaria S.A., inició sus trabajos de producción a pequeña escala en 1954, empleando métodos artesanales y mecanizados, mediante la concentración gravimétrica de sus minerales en JIGs, comercializando concentrados de plomo y zinc.

En el año 2000 la Cooperativa Minera Minas Canaria Ltda., es la Titular. En el 2004 esta empresa transfiere todas sus Concesiones e Infraestructura en contrato de Compra-Venta a la empresa CONSORCIO MINERO S.A., CORMIN y mediante acuerdo con el vendedor la Unidad Minera Catalina Huanca pasa a ser administrada por CORMIN.

TRAFIGURA elaboró un programa de estudios y trabajos de exploración, mediante labores horizontales y sondeos de perforación diamantina con el objetivo de encontrar mayores reservas para ampliar sus operaciones de explotación de 1900 a 2500 TMSD, el mismo que podría entrar en operación a inicios del 2020.

Oscar Oswaldo BALDEON CAJAHUANCA

Autor

ÍNDICE

DEDICATORIA	
RECONOCIMIENTO	
RESUMEN	
ABSTRACT	
INTRODUCCIÓN	
ÍNDICE	

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación	1
1.3. Formulación del problema.....	2
1.3.1. Problema Principal.....	2
1.3.2. Problemas específicos.....	2
1.4. Formulación de objetivos.....	2
1.4.1. Objetivo general.....	2
1.4.2. Objetivo específicos.....	2
1.5. Justificación de la investigación	2
1.6. Limitaciones de la investigación.....	3

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio	4
2.2. Bases teóricas – científicas	6
2.2.1. Ubicación	6
2.2.2. Vías de acceso a la unidad.....	6
2.2.3. Concesiones mineras y planta de beneficio.....	7
2.2.4. Geología	8
2.2.5. Reservas y Recursos.....	14

2.2.6.	Geomecánica.....	16
2.2.7.	Implementación del sostenimiento en labores mineras	20
2.2.8.	Métodos de minado	26
2.2.9.	Voladura en frentes y breasting	41
2.2.10.	Programa de avances (producción) y labores mineras 2019	45
2.3.	Definición de términos básicos.....	48
2.4.	Formulación de hipótesis.....	49
2.4.1.	Hipótesis General	49
2.4.2.	Hipótesis Específicas	49
2.5.	Identificación de variables	49
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.....	50

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.....	51
3.2.	Método de investigación.....	51
3.3.	Diseño de investigación	51
3.4.	Población y muestra.....	52
3.4.1.	Población	52
3.4.2.	Muestra.....	52
3.5.	Técnicas e Instrumentos de recolección de datos.....	53
3.6.	Técnicas de procesamientos y análisis de datos	53
3.7.	Tratamiento Estadístico.....	54
3.8.	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación .	54
3.8.1.	Selección de instrumentos de investigación	54
3.8.2.	Validación	54
3.8.3.	Confiabilidad	54
3.9.	Orientación ética	55

CAPITULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo	56
4.1.1. Grupo Experimental	56
4.1.2. Grupo Control	56
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados	57
4.2.1. Resultados obtenidos en grupo control.....	63
4.2.2. Presentación de resultados	64
4.3. Prueba de hipótesis.....	65
4.4. Discusión de resultados	68

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXO

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Vías de Acceso a la Unidad Catalina Huanca	7
Tabla 2: Concesiones Mineras y Planta de Beneficio.....	8
Tabla 3: Estratigrafía.....	9
Tabla 4: Reservas Probadas y Probables	14
Tabla 5: Ensayos de Compresión Simple	16
Tabla 6: Ensayos de Tracción Indirecta	17
Tabla 7: Ensayos de Propiedades Físicas	17
Tabla 8: Ensayos de Compresión Triaxial.....	18
Tabla 9: Ensayos de Propiedades Elásticas	18
Tabla 10: Ensayos de Corte Directo.....	19
Tabla 11: Ensayos de Resistencia a Carga Puntual.....	19
Tabla 12: Cartilla de Sostenimiento	21
Tabla 13: Q de Barton.....	26
Tabla 14: Factor de potencia (kg/t)	42
Tabla 15: Análisis granulométrico	42
Tabla 16: Comparativo de avance por disparo.....	43
Tabla 17: Análisis de vibraciones.....	44
Tabla 18: Programa de avances lineales 2019	45
Tabla 19: Programa de producción tajos 2019.....	46
Tabla 20: P80 granulometría – Grupo experimental.....	57
Tabla 21: Avances lineales – Grupo experimental.	57
Tabla 22: Tabla de Frecuencias – granulometría grupo experimental.	58
Tabla 23: Tabla de Frecuencias – avance lineal grupo experimental.	61
Tabla 24: P80 granulometría – Grupo control.	64
Tabla 25: Avances lineales – Grupo control.	64
Tabla 26: T de Student Grupo experimental - granulometría.....	65
Tabla 27: T de Student Grupo experimental – avance lineal.	67

ÍNDICE DE IMÁGENES

Imagen 1: Ubicación de la mina	6
Imagen 2: Valle en forma de “V”	12
Imagen 3: Prueba de arranque	43
Imagen 4: Vista Isométrica Mirando hacia el Noreste	47
Imagen 5: Vista Isométrica Mirando hacia el Este.....	47
Imagen 6: Grafico de barras Fanel LP – granulometría.....	59
Imagen 7: Grafico de barras Fanel MS – granulometría.....	59
Imagen 8: Grafico de barras Fanel LP – avance lineal	62
Imagen 9: Grafico de barras Fanel MS – avance lineal	62

ÍNDICE DE ANEXO

Gráfico 1: Análisis de vibración 1	74
Gráfico 2: Análisis de vibración 2.....	75
Gráfico 3: Análisis de vibración 3.....	76
Gráfico 4: Análisis de vibración 4.....	77
Gráfico 5: Análisis de vibración 5.....	78
Gráfico 6: Análisis granulométrico 1.....	79
Gráfico 7: Análisis granulométrico 2.....	80
Gráfico 8: Análisis granulométrico 3.....	81
Gráfico 9: Análisis granulométrico 4.....	82
Gráfico 10: Análisis granulométrico 5.....	83
Gráfico 11: Avance por disparo fanel MS.....	84
Gráfico 12: Avance efectivo por disparo fanel MS.....	85

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

El problema identificado se presenta el año 2019 en la Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C unidad minera Catalina Huanca, donde los disparos realizados en los frentes de avance generaban material con granulometría de 11,90 pulgadas en promedio, lo cual genera problemas y demoras durante la limpieza de la labor

1.2. Delimitación de la investigación

La investigación es de suma importancia pues desarrolla el sentido de optimización de los recursos que se tiene para alcanzar la mayor efectividad del proceso de voladura.

La investigación alcanza al área de operaciones donde se desarrolla el proceso y finalmente es puesta en marcha una vez demostrado la importancia del estudio desarrollado

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema Principal

¿Cómo optimizar la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca?

1.3.2. Problemas específicos

a) ¿Cuáles son los factores que generan fragmentación inadecuada en los frentes de avance?

b) ¿Cómo influye un diseño de malla inadecuado en la fragmentación de la roca?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Diseñar de forma óptima la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.

1.4.2. Objetivo específicos

a) Identificar los factores de diseño para generar una granulometría adecuada en la voladura de frentes de avance.

b) Determinar el uso adecuado de los faneles MS para optimizar los frentes de avance.

1.5. Justificación de la investigación

La necesidad de realizar una correcta voladura para optimizar los frentes de avances y que genere un material con una granulometría adecuada para facilitar la limpieza del frente.

1.6. Limitaciones de la investigación

La investigación se desarrollará en las labores de operación de la mina Catalina Huanca donde estará limitada por el dinamismo de las actividades que no pueden permitir realizar pruebas de manera continua

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

Raul Sulca Romero. 2015. "Evaluación técnico económica del minado por sub-niveles con taladros largos en mantos-en la U.E.A. Colquijirca Sociedad minera el brocal S.A.A." El Brocal, en su mina subterránea, produce inicialmente 1000 TMD y desea incrementar su producción a 4000 TMD, para ello viene implementando cambios en la gestión de los procesos mineros desde enero del año 2010, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad. En tal sentido se iniciaron los trabajos de mecanización de la mina, con laboreo de exploración, desarrollo y preparación, teniendo como misión: incrementar las reservas, profundizar la mina y garantizar una producción sostenida. Para lograr el incremento de la producción se necesitan aplicar alternativas de minado inmediatas. Así mismo se tiene la presencia de mantos, que poseen valores

económicos, por lo cual es necesario aplicar un método de minado para su explotación, que sea factible técnico y económicamente.

Elvis Sadan Colonio Quispe. 2015. "Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A." En la antigüedad la explotación de los depósitos minerales, tan solo se daba donde existía muy altas leyes, dejando los de mediana ley sin explotar, y los de baja ley (baja ley para esas épocas) eran utilizados como material de relleno; por lo cual ahora constituyen mineral económicamente rentable, por tanto deben ser explotados.

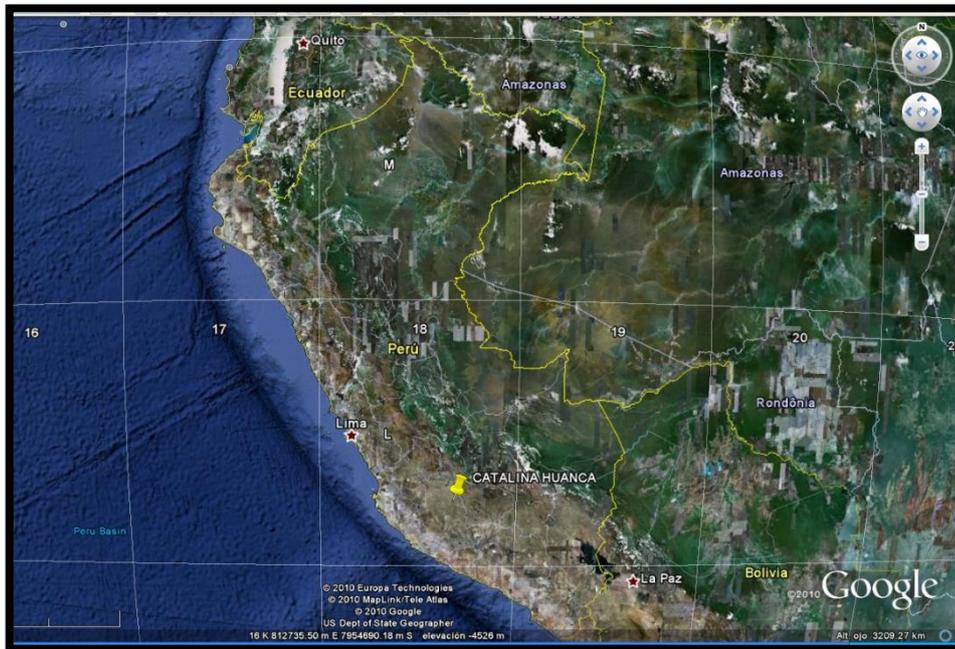
En el pasado, la selección de un método minero para explotar un yacimiento se basaba en la revisión de las técnicas aplicadas en otras minas y en las experiencias conseguidas sobre yacimientos similares, dentro de un entorno próximo. Actualmente, como las inversiones de capital que se precisan para abrir una nueva mina o para cambiar el método de explotación existente son muy elevadas, y la influencia que estos tienen sobre los costos de extracción son muy importantes, es necesario que dicho proceso de selección responda a un análisis sistemático y global de todos los parámetros específicos del yacimiento: geometría del depósito y distribución de leyes, propiedades geomecánicas del mineral y rocas encajonantes, factores económicos, limitaciones ambientales, condiciones sociales, etc

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Ubicación

El área de emplazamiento de la Unidad Catalina Huanca pertenece a la jurisdicción territorial del distrito de Canaria de la Provincia de Víctor Fajardo, departamento de Ayacucho, Región Ayacucho, a una altitud promedio de 3200 msnm y con coordenadas WGS 84 UTM N 8' 538,000 y E 616,000..

Imagen 1: Ubicación de la mina



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.2. Vías de acceso a la unidad

El área de operaciones de la Unidad Catalina Huanca de CHSM SAC es accesible desde Lima por tierra siguiendo la Carretera Panamericana Sur, Carretera Vía los Libertadores hasta la ciudad de Ayacucho y desde allí por las localidades de Cangallo, Huancapi, Cayara, Hualla, Canaria, Taca hasta llegar a la Mina Catalina Huanca y Planta Concentradora San Jerónimo, con un

recorrido total aproximado de 693 Km que se realiza en 13 horas de viaje en camioneta.

Existe otra ruta de acceso hacia la Unidad Minera, que actualmente es empleada por camiones para el transporte de concentrado de mineral, se efectúa utilizando la carretera Panamericana Sur, con la siguiente ruta el tiempo de auto-soporte en horas.

El tiempo de auto-soporte se refiere al periodo en que la labor permanecerá estable y sin sostenimiento, previo desatado, después de haberse realizado la excavación subterránea.

Tabla 1: Vías de Acceso a la Unidad Catalina Huanca

Tramo	Distancia	Carretera	Horas
Lima - Nazca	450 Km	Asfaltada	6.0 hr
Nazca - Desvio	83 Km	Asfaltada	2.0 hr
Desvio – Pampa Galera - Mina	150 Km	Afirmada	5.0 hr
Total	683 Km		13.0 h

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.3. Concesiones mineras y planta de beneficio

CHSM SAC, es titular de los derechos mineros Catalina Huanca y de la Concesión de Beneficio que cubren 5,406 Has. Los minerales económicos son Pb, Zn, Cu y Ag., y se encuentran debidamente inscritos en los Registros Públicos de Minería. En el Anexo 2, se muestra el plano de concesiones mineras y vías de acceso. Las concesiones son las siguientes:

Tabla 2: Concesiones Mineras y Planta de Beneficio

Concesión - petitorio	Hectáreas	Código
Catalina Huanca N° 1	1000	02000277 X 01
Catalina Huanca N° 2	300	02000278 X 01
Catalina Huanca N° 3	300	02000279 X 01
Catalina Huanca N° 4	200	02000280 X 01
Catalina Huanca N° 5	200	02000281 X 01
Catalina Huanca Número Ocho	1000	010049804
Catalina Huanca Número Nueve	900	010049904
Catalina Uno	1000	010098404
Catalina Huanca N° 51	1000	010152506
Catalina Huanca Número Seis	600	010250305
Catalina Huanca Número Diez	600	010250405
Concesión de Beneficio "San Jerónimo"	48.59	P0100224
Total	7,148.59	

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.4. Geología

2.2.4.1. Geología regional

La secuencia litológica que aflora en la región está compuesta por rocas de origen sedimentario cuyo período de formación se extiende desde el Permiano Superior (Paleozoico), rocas del Triásico y Jurásico Inferior del Mesozoico representado por los Grupos Mitu (Ps-m) y Pucará (Tr-Jr) hasta el Cuaternario. Estas unidades rocosas se encuentran conformando una franja con dirección NO-SE. El relieve de la zona está caracterizado por presentar vertientes muy pronunciadas y valles interandinos con ríos de la cuenca del río Cangallo-Pampas, afluentes del río Apurímac. Las principales unidades litológicas que afloran en el área de estudio se describen en la Tabla 01. La Formación Socosani del grupo Chunumayo forma un contacto discordante con el Grupo Pucará y también con la Formación Labra y ésta última

se encuentra en concordancia con la Formación Gramadal. Se observa afloramientos de facies graníticas (PS-q/gr) hacia el Este del área del emplazamiento minero y en el área del emplazamiento mismo rocas intrusivas de tipo diorítico, la Diorita Ccascabamba (Nm-ca/di) y cuarzo monzonita (Tms-qm).

Tabla 3: Estratigrafía

Era	Sistema	Serie	Unidad Lito-estratigráfica		Símbolo	Descripción
CENOZOICO	Cuaternario	Holoceno	Depósito Coluvial		Q-cv	Gravas y limo arcillosas
			Depósito Coluvial deslizamiento		Q-cvd	Gravas arcillosas con bloques
		Pleistoceno	Depósito Fluvioglacial		Q-fg	Gravas arena limosas, arenas limosas, etc.
	Neogeno	NE	Fm. Sacllani 2		Np-sa2	Conglomerado, areniscas y lodolitas rojas.
			Fm. Sacllani 1		Np-sa1	Conglomerado y areniscas violáceas duros.
			Fm. de Conglomerados		Np-tgl	Conglomerado y areniscas violáceas duros.
MESOZOICO	Jurásico	Superior	Gpo. Yura	Fm. Gramadal	Js-gr	Intercalación de calizas gris oscuras de grano fino.
		Medio	Gpo. Yura	Fm. Labra	Js-la	Areniscas cuarzosas gris, blanquecinas, intercaladas con areniscas calcáreas
			Gpo. Chunumayo	Fm. Socosani	Jm-so	Intercalaciones de calizas con limonitas calcáreas y calcarenitas.
		Inferior	Gpo. Pucará		TrJi-pu	Calizas gris azulinas en bancos medianamente gruesos con nódulos de chert.
PALEOZOICO	Triásico	Superior				
	Permiano	Superior	Gpo. Mitu		Pit-mi	Areniscas rojas intercaladas con conglomerados de matriz areniscosa rojiza.

NE, No especificado

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.4.2. Geología local

Las principales unidades lito-estratigráficas que afloran en el área de la Unidad Minera están representados por el Grupo Chunumayo (Jm – ch) y las Formaciones Huacaña (Jm – hu) y Paire ((Jms – pa) del Grupo Yura; estas unidades se encuentran parcialmente cubiertos por depósitos de origen coluvial y aluvial.

Formación Chunumayo (Jm – ch)

Esta unidad tiene amplio desarrollo en el área de la Unidad Minera. Está constituido por calizas criptocristalinas en estratos de 0.40 hasta 1.0 m de espesor, con intercalaciones delgadas de margas y calizas arcillosas. Las capas de calizas tienden a dividirse en lajas. Regionalmente las capas de esta unidad están conformando los flancos de una estructura anticlinal de orientación general NO-SE.

Formación Huacaña (Jm – hu)

Esta unidad aflora en la parte alta de la quebrada Rajaure, litológicamente está constituida en su base por una secuencia lutácea con algunas intercalaciones delgadas de areniscas cuarzosas y calcáreas, gradando hacia arriba a una secuencia constituida por areniscas calcáreas, margas y lutitas calcáreas. Hacia la parte alta predominan areniscas cuarcíticas dentro de las que se intercalan niveles delgados subordinados de lutitas y areniscas calcáreas.

Formación Paire (Jms – pa)

Esta unidad lito-estratigráfica, aflora en la línea de cumbres del cerro Talavera, que a su vez constituye un sector de la divisoria de cuenca de la quebrada Rajaure. Litológicamente esta formación está representada por una secuencia calcárea constituida por calizas arenáceas en sus niveles inferiores y calizas arcillosas, con algunos horizontes de margas en su parte superior.

Depósitos Cuaternarios

En el área de estudio se han desarrollado depósitos clásticos, en eventos ocurridos entre el Pleistoceno y Holoceno a los que se identifican como depósitos morrénicos, coluviales y aluviales.

Depósitos Morrénicos

Estos depósitos se encuentran en la parte alta de la cuenca de la quebrada Rajaure, a partir de los 4,000 msnm aproximadamente. Está constituida por acumulaciones de arcillas y arenas aglutinando clastos heterométricos.

Depósitos Coluviales

Se encuentran depositados en las laderas de la quebrada Rajaure. Están compuestos por arenas, gravas, cantos y bloques angulosos a sub-angulosos aglutinados en una matriz arenosa, limosa o limoarcilloso.

Depósitos Aluviales

Constituyen los depósitos transportados por la corriente del río Rajaure y quebradas laterales, ocupando el fondo o lecho del valle. Litológicamente están compuestos por gravas arenosas, gravas limo-arenosas con cantos y bloques de bordes sub-redondeados a redondeados.

2.2.4.3. Geología Estructural

El rasgo estructural más relevante que ocurre en el área del proyecto, está representado por una estructura anticlinal de

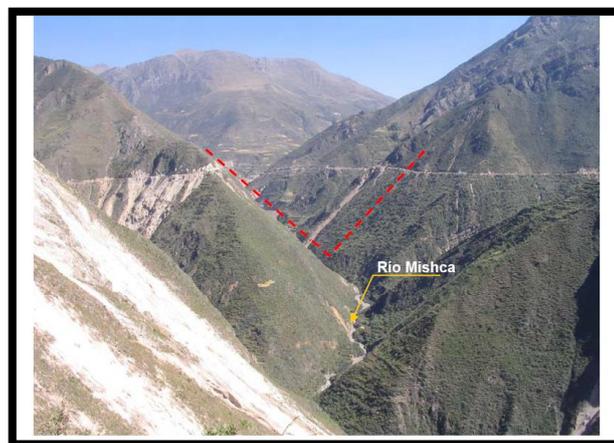
orientación general NO-SE, afectando principalmente rocas de la Formación Chunumayo (Jm – ch). El eje del anticlinal se desarrolla a lo largo del flanco izquierdo de la quebrada Rajaure prolongándose hacia el NO y SE.

2.2.4.4. Geomorfología

La Unidad Catalina Huanca se encuentra emplazada en la Unidad Geomorfológica denominada “Valle Angosto”, caracterizado por presentar flancos con fuerte declive (35° hasta 60° en promedio) con un perfil transversal en forma de V, labrados en rocas sedimentarias de las formaciones: Chunumayo (Jm-ch), Huacaña (Jm-hu) y Paire (Jms-p) cubiertos parcialmente por depósitos cuaternarios de origen coluvial y fluvio /aluvial.

El área de estudio se ubica en la unidad Geomorfológicas denominada Valle Angosto, la cual se caracteriza por presentar flancos con fuerte pendiente que varían de 35° hasta 60° en promedio, en algunos lugares tienen 85° , presentando un perfil transversal en “V”.

Imagen 2: Valle en forma de “V”



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.4.5. Geodinámica externa

Cabe destacar que los principales procesos geodinámicos que se describen a continuación ocurren en el área de manera esporádica u ocasional, según corresponda la estación climática, no siendo continuos a lo largo del año, pudiendo verse inducidos por eventos de lluvia intensa y afectando principalmente las áreas debajo de la cota 2,700 msnm.

- Erosión fluvial: Es un proceso lento y continuo que ocurre en el cauce del río Mishca, donde se desarrolla un proceso de erosión que profundiza y ensancha el mencionado río. Cuando el volumen de agua del río Mishca aumenta considerablemente, hecho que se da sólo en época de lluvias, transporta gran cantidad de rocas de diferentes tamaños, generando erosión interna del cauce del río.
- Derrumbes: Son movimientos repentinos de masa rocosa que ocurren cuando la base del talud se erosiona, rompiendo el perfil del equilibrio de la masa rocosa. Esto ha sido observado en los depósitos coluviales y los conglomerados sin consolidar del Grupo Mitu en las áreas de fuerte pendiente a lo largo del río Mishca. Estos fenómenos se dan principalmente en los taludes con relieves que presentan cárcavas (erosión columnar).
- Huaycos: Son flujos de lodo y piedras provenientes de las quebradas laterales. Este fenómeno se observa

particularmente en la ladera derecha del valle durante periodos de lluvia muy intensa y prolongada.

2.2.5. Reservas y Recursos

2.2.5.1. Reservas minerales

Una reserva probada de mineral, es la parte económicamente explotable de un recurso de mineral medido, tiene alto grado de confianza en su estimación para demostrar continuidad geológica y de ley. Con ella se establecen los planes de minado.

Una reserva probable de mineral, es la parte económicamente explotable de un recurso de mineral indicado y en algunos casos de un recurso de mineral medido, que tiene un nivel de confianza más bajo que una reserva probada; pero de igual manera, también sirve para establecer los planes de minado.

En la presente estimación de reservas, para la valorización del mineral, se han considerado los valores de punto por elemento mineral, utilizados para las reservas a noviembre del 2018.

Tabla 4: Reservas Probadas y Probables

Tipo Estructura	Categoría	TMS(K)
Cuerpo	Probable	906
	Probado	34
	Sub Total	940
Manto	Probable	158
	Probado	102
	Sub Total	260
Veta	Probable	349
	Probado	77
	Sub Total	426
<hr/>		
Total	Probable	1,413
Total	Probado	212
Grand Total		1,625

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.5.2. Recursos de minerales

Para la elaboración del cuadro de reservas, sólo se consideraron blocks de minerales medidos e indicados que calificaron como probados y probables respectivamente, y para ello se requirió de la información base del siguiente cuadro que resume de recursos minerales, elaborado por el departamento de Geología.

Para efectos de este cuadro de recursos minerales, el área de Geología ha considerado los siguientes aspectos:

- Para el cálculo de tonelaje el ancho mínimo de minado es de 0.80 m, por lo tanto las estructuras menores a 0.80 fueron calculadas con este ancho mínimo. En las estructuras mayores a 0.80 m. de ancho, se mantiene su potencia real para efectos de los cálculos de tonelaje.
- El peso específico utilizado para el cálculo de tonelaje, varió de acuerdo al tipo de estructura. Así tenemos que para las vetas, cuerpos y mantos se consideró 3.00 y para stockwork se consideró un peso específico de 2.80.
- Las leyes de los recursos minerales son las leyes de laboratorio obtenidas del muestreo de canales y sondajes, estas no fueron castigadas por ningún factor de corrección; pero en las zonas donde se aplicó el ancho mínimo de minado a 0.80m, hubo una corrección por dilución a ese ancho mínimo.

2.2.6. Geomecánica

La recopilación de la información in-situ está basada en el mapeo geológico-geotécnico de las labores mineras existentes, logueo geotécnico de las perforaciones diamantinas, mapeo de celdas, mapeo estructural de las fallas y discontinuidades.

Asimismo, para la investigación de laboratorio se realizaron una serie de ensayos de compresión simple, ensayos triaxial, propiedades físicas, elásticas, tracción y de corte, complementadas de mediciones in-situ con el uso de martillo Schmith y equipo de carga puntual.

Para obtener las propiedades físicas, elásticas y de resistencia de la roca intacta, se realizaron una serie de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas en los diferentes tipos litológicos, los mismos que fueron realizados en Geomecánica Latina. En las siguientes tablas se muestran los resultados obtenidos:

Tabla 5: Ensayos de Compresión Simple

ID MUESTRA	LITOLÓGÍA	DIÁMETRO "d" (mm)	ALTURA "h" (mm)	CARGA (KN)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS _(d) (MPa)
UDH-1709-2018	CONG-PA	36.2	73.0	80.14	77.87
UDH-1714-2018	CONG-S	36.2	72.8	120.29	116.88
UDH-1685-2018	CONG.SA	36.1	72.4	63.49	62.03
UDH-1344-2016 (M1)	MIN en ARENS	47.6	93.8	170.52	95.82
UDH-1344-2016 (M2)	ARENS	47.6	94.9	87.96	49.43

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 6: Ensayos de Propiedades Físicas

ID MUESTRA	DIÁMETRO (cm)	ALTURA (cm)	DENSIDAD SECA (g/cm ³)	DENSIDAD HÚMEDA (g/cm ³)	PESO ESPECÍFICO APARENTE (kN/m ³)	CONTENIDO DE HUMEDAD (%)	POROSIDAD APARENTE (%)
UDH-1709-2018	3.62	1.76	2.79	2.80	27.45	0.20	0.59
		1.77	2.81	2.82	27.62	0.39	1.13
		1.76	2.79	2.80	27.45	0.39	1.14
Promedio			2.80	2.81	27.50	0.33	0.95
UDH-1714-2018	3.62	1.78	2.66	2.69	26.34	1.02	2.76
		1.78	2.64	2.66	26.12	0.82	2.22
		1.84	2.71	2.74	26.82	0.77	2.15
Promedio			2.67	2.70	26.43	0.87	2.37
UDH1656-2018 (M1)	6.27	2.96	2.64	2.64	25.90	0.17	0.47
		2.97	2.59	2.60	25.51	0.59	1.56
		2.97	2.65	2.66	26.05	0.16	0.47
Promedio			2.62	2.63	25.82	0.31	0.83
UDH-1656-2018 (M2)	6.27	2.96	2.66	2.68	26.32	1.02	2.77
		2.97	2.66	2.68	26.28	0.65	1.78
		2.96	2.67	2.69	26.35	0.81	2.22
Promedio			2.66	2.68	26.32	0.83	2.26
UDH-1344-2016 (M1)	4.76	2.43	2.59	2.63	25.74	1.41	3.73
		2.43	2.39	2.46	24.11	2.73	6.74
		2.37	2.39	2.46	24.14	2.70	6.67
Promedio			2.46	2.52	24.66	2.28	5.71
UDH-1344-2016 (M2)	4.77	2.32	2.65	2.68	26.26	1.08	2.93
		2.35	2.60	2.63	25.83	1.27	3.37
		2.36	2.64	2.67	26.18	0.98	2.64
Promedio			2.63	2.66	26.09	1.11	2.98

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 7: Ensayos de Tracción Indirecta

ID MUESTRA	LITOLÓGÍA	DIÁMETRO "d" (mm)	ALTURA "h" (mm)	CARGA (kN)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA (MPa)	PROMEDIO RESISTENCIA A LA TRACCIÓN INDIRECTA (MPa)
UDH-1656-2018 (M1)	CONG-SA cg	62.4	32.3	28.60	9.03	8.09
		62.4	32.2	21.80	6.91	
		62.4	32.0	26.10	8.32	
UDH-1656-2018 (M2)	CONG-SA gm	62.8	31.7	24.90	7.96	8.72
		62.8	32.0	33.60	10.64	
		62.8	32.8	24.40	7.54	
UDH-1344-2016 (M1)	MIN en ARENS	47.6	23.8	19.04	10.70	13.17
		47.6	23.9	21.12	11.82	
		47.6	24.0	30.47	16.98	
UDH-1344-2016 (M2)	ARENS	47.6	25.0	9.50	5.08	6.31
		47.6	24.0	7.09	3.95	
		47.6	24.3	17.96	9.88	

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 8: Ensayos de Compresión Triaxial

ID, MUESTRA	LITOLOGÍA	DÍA. "d" (mm)	ALT. "h" (mm)	CONF. σ_3 (MPa)	ESFUERZO COMP. (MPa)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS(t) (MPa)	COHESIÓN (MPa) (*)	ANGULO DE FRICCIÓN INTERNO (°) (*)	CONSTANTE "m"
UDH-1656-2018 (M1)	CONG-SA cg	62.5	126.8	1.5	103.59	82.51	14.82	54.40	28.66
			128.3	3.0	120.02				
			127.9	4.5	142.79				
			127.3	6.0	151.58				
			126.8	7.5	164.36				
127.6	9.0	177.10							
UDH-1656-2018 (M2)	CONG-SA-gm	62.7	124.0	1.5	86.93	75.53	15.01	49.56	19.61
			128.0	3.0	105.49				
			128.0	4.5	120.69				
			126.2	6.0	127.10				
			127.0	7.5	136.25				
127.0	9.0	144.58							
UDH-1344-2016 (M1)	MIN en ARENS	41.8	84.9	2.0	119.19	100.48	18.71	50.03	16.66
			84.7	4.0	130.81				
			85.2	6.0	149.44				
UDH-1344-2016 (M2)	ARENS	41.8	84.8	2.0	89.91	69.38	13.71	49.37	18.81
			85.2	4.0	101.20				
			85.0	6.0	118.23				
			85.3	8.0	132.87				
			85.5	10.0	79.21				
85.1	12.0	0.00							

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 9: Ensayos de Propiedades Elásticas

ID MUESTRA	DIÁMETRO "d" (mm)	ALTURA "h" (mm)	CARGA (kN)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL – UCS(d) (MPa)	MÓDULO DE YOUNG "E" (GPa) (*) (Transductores)	MÓDULO DE YOUNG "E" (GPa) (**) (Strain Gauges)	RELACIÓN DE POISSON "ν" (Strain Gauges)
UDH-1714-2018	36.2	72.8	25.07	24.36	9.73	9.44	0.25
UDH-1656-2018 (M1)	62.3	126.2	246.28	80.79	14.95	17.52	0.19
UDH-1656-2018 (M2)	62.7	126.3	316.98	103.98	17.07	19.19	0.24
UDH1344-2016 (M1)	47.6	93.8	162.10	91.09	13.95	18.12	0.25
UDH1344-2016 (M2)	47.6	93.7	104.68	58.82	12.08	12.86	0.29

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Para obtener las propiedades de resistencia de la interface de la discontinuidad, se realizaron una serie de ensayos de corte en una superficie simulada en los diferentes tipos litológicos, los mismos que fueron realizados en Geomecánica Latina.

Estos resultados pueden ser utilizados de forma escalada para el análisis de falla a través de una discontinuidad o formación de cuñas.

En la siguiente tabla se muestra los resultados obtenidos:

Tabla 10: Ensayos de Corte Directo

ID MUESTRA	LITOLÓGÍA	DÍA. "d" (mm)	TIPO DE DISCONTINUIDAD	FUERZA NORMAL (kN)	FUERZA DE CORTE (kN)	COHESIÓN (MPa)	ANGULO DE FRICCIÓN (°)
UDH-1656-2018 (M1)	CONG-SA cg	62.30	Simulada	2.00	2.57	0.271	39.81
				4.20	4.22		
				6.10	5.98		
UDH-1344 (M1)	MIN en ARENS	47.70	Simulada	2.00	2.37	0.635	33.45
				4.20	4.08		
				6.30	5.22		
UDH-1344 (M2)	ARENS	47.70	Simulada	2.00	1.97	0.328	34.39
				4.01	3.30		
				6.03	4.71		

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 11: Ensayos de Resistencia a Carga Puntual

ID MUESTRA	LITOLÓGÍA	DIÁMETRO "d" (MM)	ALTURA "h" (MM)	CARGA (kN)	Is(50)	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UCS(50) (MPA)	PROMEDIO - RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UCSm(50) (MPA)
UDH-1709-2018	CONG-PA	36.2	17.8	9.98	9.47	208.27	193.35
		36.2	18.0	9.00	8.46	186.20	
		36.2	18.0	8.97	8.44	185.58	
UDH-1714-2018	CONG-S	36.2	18.7	6.10	5.57	122.53	119.98
		36.2	18.4	5.04	4.66	102.51	
		36.2	18.5	6.66	6.13	134.89	
UDH-1685-2018	CONG-SA	36.2	18.6	6.64	6.09	133.93	144.13
		36.2	18.0	7.46	7.02	154.34	
		36.2	17.3	9.52	9.23	203.11	
UDH-1656-2018 (M1)	CONG-SA-cg	62.5	31.6	11.04	4.40	96.71	78.55
		62.5	31.7	8.14	3.23	71.13	
		62.5	31.8	7.78	3.08	67.82	
UDH-1656-2018 (M2)	CONG-SA-gm	62.7	29.6	13.73	5.74	126.21	116.51
		62.7	29.8	11.48	4.77	104.98	
		62.7	29.8	12.94	5.38	118.33	
UDH-1344-2016 (M1)	MIN en ARENS	47.7	24.3	13.93	8.38	184.43	177.37
		47.7	23.2	12.41	7.74	170.31	
		47.7	24.4	7.03	4.22	92.78	

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Los criterios que se utilizan en Mina Catalina Huanca, para clasificar a la masa rocosa son el GSI (Hoek et.al., 1994-2002) y el RMR (Bieniawski, 1989). Según el criterio de Bieniawski, en

general las características de calidad de la masa rocosa para los tres principales tipos de rocas son:

- Los conglomerados silíceos son de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y los conglomerados calcáreos tienen calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). Estas rocas están mayormente asociadas a la mineralización en vetas.
- Las calizas tienen comúnmente calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), pero cuando están cloritizadas o tienen niveles bituminosos tienen mayormente calidad Mala A (IVA RMR 31-40) y también pueden ser de calidad Mala B (IVB RMR 21-30). Estas dos últimas calidades de masa rocosa están asociadas a la mineralización en mantos.
- La roca sub-volcánica riolítica típicamente tiene calidad Regular A (IIIA RMR 51- 60) y la roca sub-volcánica dacítica tiene calidad Regular B (IIIB RMR 41-50). La primera está asociada a la mineralización en vetas.

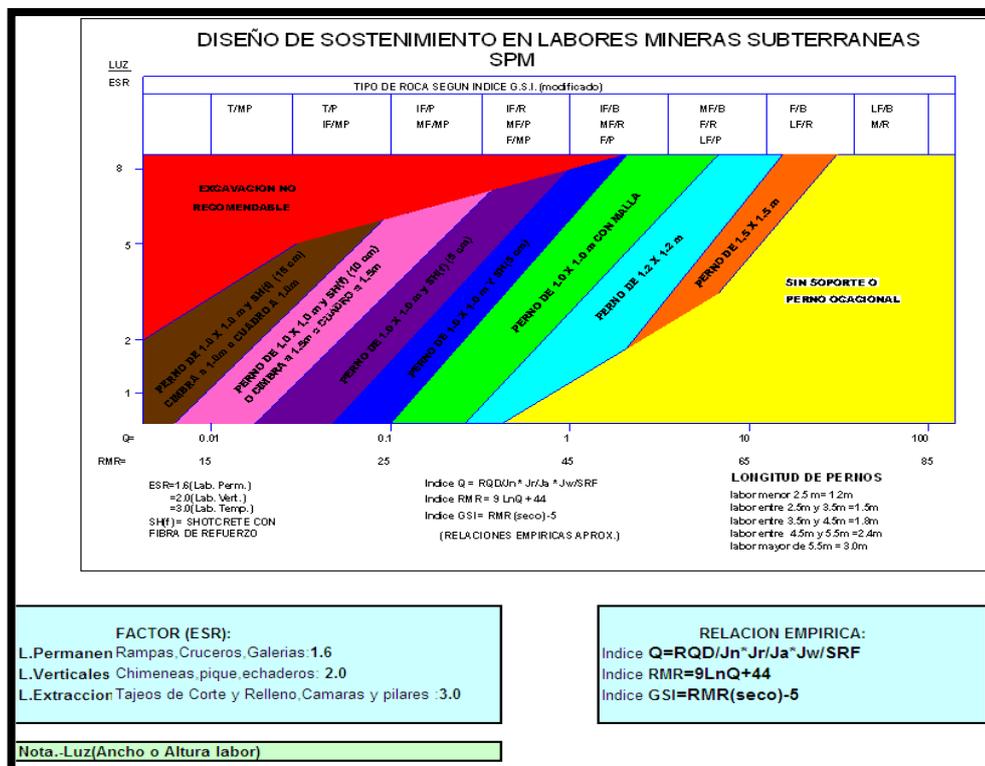
En todos estos tipos de rocas, localmente puede haber variaciones de la calidad de la masa rocosa, ya sea debido a la presencia de rasgos geológicos como fallas o zonas perturbadas y/o alteradas, o zonas brechadas.

2.2.7. Implementación del sostenimiento en labores mineras

La mina Catalina Huanca tiene tres zonas: Zona Alta, Zona Intermedia y Zona Baja. La zona Baja o denominada también Bolívar es donde actualmente hay laboreo minero. En esta zona

hay 5 niveles: Nv. 3189, Nv. 3140, Nv. 3090, Nv. 3070, Nv. 3050 y Nv 3000, se viene trabajando en los Nvs. 2750, 2950, 2850, 2800. En labores lineales desarrollados durante la exploración, desarrollo y preparación se utiliza como guía general una cartilla de sostenimiento implementada para la unidad minera, el mismo que podrá ser ajustado de ser necesario para algunas zonas críticas.

Tabla 12: Cartilla de Sostenimiento



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.7.1. Labores mineras del Nv. 3090-3189

En el Nv. 3090 se tiene la estructura Manto Amanda 5, que conforman los tajos 290, está ubicado en el sector SW del Nv. 3090-3189, se encuentra emplazado en calizas. En general, la parte NE de este manto tiene rocas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50), la parte intermedia tiene rocas de calidad Regular B (IIIB

RMR 41-50) y la parte SW tiene rocas de calidad entre Mala A (IVA RMR 31-40) y Mala B (IVB RMR 21-30). El manto tiene rumbo NE y buzamiento de 30° a 49°, potencia de hasta 7 m y encampane de 600 m. En este manto se está utilizando actualmente el método de minado “post room & pillar mining”, que es una combinación de cámaras y pilares y corte y relleno ascendente.

Las aberturas de las cámaras varían desde sección de 4m x 4m y de 7m x 4m, con pilares de dimensiones de 5m x 4m.

El sostenimiento se realiza a cada corte con Split set más malla electrosoldada que varían desde 1.0x1.0 m de espaciamiento a 1.5 m x 1.5 m de espaciamiento en los pernos Split set. Además se están usando barras helicoidales (ocasional), en combinación con los Split set y malla, esto para dar mayor estabilidad en la corona, y shotcrete puntual en rocas tipo IV A.

La Veta Piedad ubicada en el sector NE o denominado también Tajo 441, está emplazada en el contacto entre las calizas y conglomerados, calizas en la caja piso son de calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) y conglomerados en la caja techo son de calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) y Regular A (IIIA - RMR 51-60). La veta tiene orientación similar a la Veta Principal, rumbo NE y buzamiento 80°NW. Su potencia varía de 0.8 a 1.4 m, su longitud es de aproximadamente 70 m y su encampane 600 m. Hay muy poca presencia de agua en la masa rocosa, encontrándose mayormente condiciones de solo humedad

2.2.7.2. Labores mineras del Nv.3070

En este nivel se tiene los tajaos 620 (Amanda 2), 620 (ramal Lucero techo), 619 (Cuerpo lucero techo), 618 (Cuerpo Lucero). En la parte Este estas estructuras mineralizadas están en conglomerados de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y en la parte Oeste están en calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50).

El método de explotación es de corte y relleno ascendente. Las aberturas para la explotación de dichas estructuras es de 4 m x 4.4 m con pilares intermedios de sección 4 m x 4 m.

El sostenimiento se realiza con la instalación de pernos Split set de 7' pies con malla ocasional espaciados a 1.5 m x 1.5 m.

2.2.7.3. Labores mineras del Nv. 3050

En este nivel podemos distinguir hacia la parte NE al Cuerpo Ramal Lucero (veta con diseminado) y al Cuerpo Lucero (veta con diseminado). El primero con potencia promedio de 1.6 m (con diseminado) y el segundo con potencia de 3 m (con diseminado). Hacia el Este estas estructuras están en conglomerados de calidad Regular A (IIIA RMR 51-60) y hacia el Oeste están en calizas cloritizadas de calidad Mala A (IVA RMR 31-40). En el caso del cuerpo Lucero se observa filtraciones de agua. El buzamiento de estas estructuras es alto (85°NW) y en ellas se aplica el método de minado "corte y relleno".

En la parte Central del Nv. 3050 se encuentran el Manto Amanda 3 y el Manto Amanda, estructuras que tienen buzamiento promedio

de 35°NW y potencias de 3 a 8 m (con diseminado). Manto Amanda 3 se emplaza dentro de calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) y el método de minado es “cámaras y pilares”. Manto Amanda se emplaza en el contacto de calizas con conglomerados de calidad también Regular B (IIIB RMR 41-50) y el método de minado es “corte y relleno con cámaras y pilares”

En la parte SW del Nv. 3050 se ubica la Veta Piedad, emplazada en calizas de calidad Regular B (IIIB RMR 41-50) a Regular A (IIIA RMR 51-60).

2.2.7.4. Labores mineras del Nv. 2950 al Nv. 2750

En este nivel 2950 se presenta la mineralización en cuerpos “Marielas” explotados con el método “cámaras y pilares con corte y relleno” con pilares de sección 4 x 4 y cámaras 6 x 4. mts, y una clasificación MALA B (IVB-IVB RMR 25-35) en zonas con presencia de agua o presencia de alteración tipo óxidos, sostenido con Shotcrete 2” Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada.

La caliza se presenta en general moderadamente fracturado y muy fracturado en zona con presencia de alteración. Con clasificación promedio MALA B (IVB-IVB RMR 25-35)

La mineralización se encuentra emplazado en contacto caliza, conglomerado, las cuales tienen una clasificación promedio, MALA B (IVB-IVB RMR 25-35).

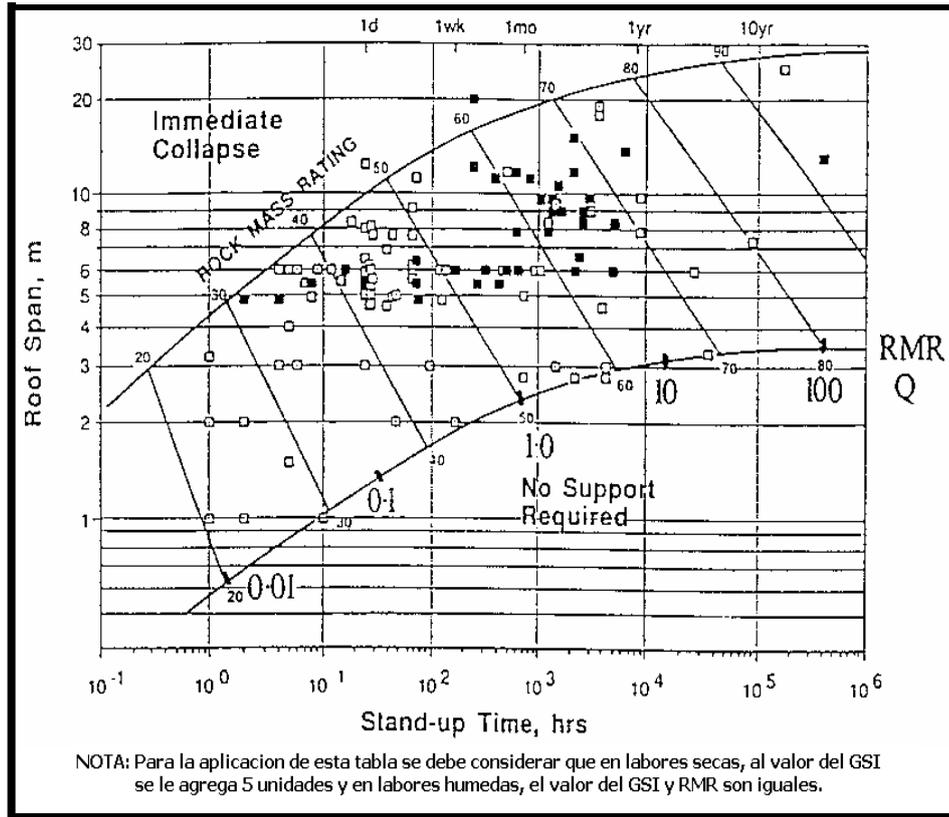
En el nivel 2850 se presenta la mineralización en cuerpos “Silvia”. El mineral está emplazado en contacto conglomerad- sub

volcánico, con una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50), sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada. Minado mediante cámaras de 6.0 mts y pilares con 4.0 x 4.0 mts de.

En el nivel 2800 se presenta la mineralización en cuerpos “Doña María. El mineral está emplazado en conglomerado mayormente silíceo, con una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50) a Regular A (IIIA RMR 51-60), sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada. Minado mediante cámaras de 6.0 a 8.0 mts y pilares con 5.0 x 5.0 mts.

En el nivel 2750 se presenta la mineralización en cuerpos “Melisa”. El mineral está emplazado en Arenisca mayormente silíceo, con una clasificación Regular B (IIIB RMR 41-50) a Regular A (IIIA RMR 51-60), sostenido con Split set sistemático de 7 y malla electrosoldada o shotcrete. Minado mediante cámaras de 6.0 mts y pilares con 4.0 x 4.0 mts.

Tabla 13: Q de Barton



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.8. Métodos de minado

Los métodos de minado que se utilizan en Mina Catalina Huanca, son: “corte y relleno ascendente” (C&F), “corte y relleno ascendente con cámaras y pilares” “post room & pillar mining” (PR&P),, y “subniveles con taladros largos” (Sub level stoping - SLS).

2.2.8.1. Corte y relleno ascendente mecanizado

Para la preparación de este método, se definió la altura de los niveles principales que generalmente es 100 m, posteriormente se inicia con la construcción de una rampa auxiliar de sección 4.00 x 4.00 m y una gradiente de +13%, hasta superar un desnivel de 7.50 m con respecto al piso inicial. A continuación se ejecuta una rampa

de acceso al tajo (ventana) con gradiente de -15% y una longitud aproximada de 30 m, que nos permite explotar 5 cortes del manto mineralizado que va desde 2.0 hasta 7.0 m de ancho, iniciando el desarrollo con dirección al manto hasta alcanzar una longitud aproximada 100 m; por último se prepara las chimeneas de ventilación y echaderos de mineral que corresponde para dar inicio a su explotación. Durante un ciclo de operación se logra tonelajes entre 5,000 a 6,000 TM/mes en un en un tiempo neto de 15 a 20 días, el mismo que comprende la ejecución de los siguientes trabajos:

Perforación

Se realiza de forma mecanizada, empleando Jumbo con barra de 14 pies y broca de 45 mm, con perforación en breasting en bancada con una altura de corte de 3.5 m, con un espaciamiento de taladro 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal, en una área de perforación de 5.0 m x 3.5 m de sección. Cuando el breasting es ciego, la altura de corte es de 3.0 m.

Voladura

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y Anfo, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje.

Sostenimiento

La roca se presenta en forma Fracturado Regular (F/R-Tipo C), Fracturado Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-Tipo D) de acuerdo al sistema de clasificación GSI y equivalente a un RMR entre 35 a 45, para el que se estimó un tiempo de autosoporte de tres días a inmediato.

El tipo de refuerzo que se instala en los tajeos son pernos de fricción Split set de 7 pies con espaciamiento de 1.2x1.2 m más la instalación de malla electrosoldada.

El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

Limpieza, Acarreo y Transporte

Esta actividad se realiza con un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, que trasporta el mineral hacia las cámaras de carguío u ore pass, por un tiempo de 12 días por labor.

Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte Relleno

Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³; con un ciclo de 5 a 7 días por tajo.

En breasting con bancada el relleno es continuo en cada disparo. El breasting ciego se rellena en toda la longitud del tajeo, dejando una altura de 1.5 m de la corona al piso del relleno del tajeo.

Rebatido (Pivoteo) del acceso

Por último se realiza esta operación, una vez concluido el corte de explotación, para poder acceder al siguiente corte.

2.2.8.2. Corte y relleno ascendente convencional

Para la preparación de este método, se definió la altura de los tajos o niveles principales, en 100 m aproximadamente, se continua con la ejecución de una rampa auxiliar con una sección de 3.50 x 3.50 m y 4.00 X 4.00, una gradiente de +13 % , hasta alcanzar un desnivel de 10.50 m con respecto al piso inicial; posteriormente se realiza una rampa de gradiente -15%, con una longitud de 35 m, que sirve de acceso al tajo (ventana) y nos permite explotar 7 cortes de 3.0 m cada uno. La veta tiene un ancho de 1.5 a 3.0 m o mas, la longitud de tajeo aproximada es 100 m en dirección de la veta (zona mineralizada), terminando con la construcción de las chimeneas de ventilación y echadero de mineral, quedando preparado el tajo para su explotación.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

Perforación

Se inicia con la perforación de una chimenea, que servirá como cara libre, se emplea una máquina perforadora jack leg con

barreno de 8 pies y broca de 40 mm, se perfora en realce y en retirada, el primer corte de 100 m de longitud y un ancho de minado mayor a 1.50 m, acumulando taladros perforados, manteniendo una inclinación con respecto a la horizontal de 80°, con un espaciamiento de 0.70 m y burden de 0.70 m. La cantidad de taladros a perforar es de 490 aproximadamente, el mismo que es realizado en 07 días.

Voladura

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje, el mismo que es realizado durante 06 días.

Sostenimiento

De acuerdo a la clasificación GSI, con presencia de un Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre (F/P), los mismos que en RMR equivalen entre 40 y 50, por lo que el sostenimiento va desde una colocación puntual hasta una distribución sistemática de pernos de fricción Split Set de 5 pies, con un espaciamiento de 1.2x1.2 m y malla electrosoldada. El tiempo de autosoporte estimado va de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

Limpieza, Acarreo y Transporte

La limpieza de mineral se realiza con un scoop de 2.5 yd³, transportando directamente hacia las cámaras de carguío, en un tiempo de 8 días.

Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte

Con el primer corte del ala de trabajo, concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de la actividad de 04 días.

2.2.8.3. Cámaras y pilares con corte y relleno ascendente mecanizado

Se emplea este método en cuerpos manteados que están formados dentro de las calizas, con dimensiones que van desde los 4.0 a 120.0 m, con cámaras de 6.0 x 4.0 m y pilares de 4.0 x 4.0 m, hasta cámaras de 8.00 x 5.00 y pilares de 5.00 x 5.00, seguido de la construcción de una rampa auxiliar con una sección de 4.00 x 4.00 m y una gradiente de +13 %, hasta superar un desnivel de 10.50 m con respecto al piso inicial, posteriormente se realiza una rampa de acceso al tajo (ventana) con gradiente -15% y 35 m longitud, permitiendo de esta forma explotar 7 cortes, atravesando el cuerpo mineralizado. El tajo es desarrollado en una longitud de hasta 150 m con dirección a la caja techo o a la caja piso, posteriormente se da apertura al arranque del mineral

formando cámaras distribuidas de forma paralelas una de la otra a una distancia de eje a eje igual a 10.0 m, de sección 4.00 x 4.00 m. Posteriormente se define el sistema de ventilación de la labor, el mismo que se integra a un circuito de desfogue ya establecido, que se va complementando con chimeneas conforme vaya ascendiendo el tajo, al final se puede realizar desquinches en retirada previa evaluación de Geomecanica.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

Perforación

Se realiza el desquinche para formar un pilar de 4.0 x 4.0 m, logrando de esta forma las medidas de acuerdo al diseño establecido, de manera que la perforación se inicia en la intersección al cuerpo mantedado. Se perfora en breasting de forma mecanizada con un equipo jumbo con barra de 14 pies y broca de 45 mm, con un área promedio de 6.0 x 3.0 m, con un espaciamiento de 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal. El rendimiento obtenido indica que para 1,800 tn rotas se tiene que perforar 190 taladros, el mismo que es realizado en 07 días.

La perforación se realiza en breasting mecanizado con un equipo Jumbo, con barrenos de 14 pies, y broca de 45 mm, en una sección de 6.0 m x 3.0 m, con espaciamiento de taladros 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal. El rendimiento

obtenido indica que para 1,800 tn rotas se tiene que perforar 330 taladros, el mismo que es realizado en 10 días.

Voladura

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje.

Sostenimiento

Los cuerpos en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI, con rocas de Fracturamiento Regular (F/R-TipoC), Fracturamiento Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-TipoD), los mismos que son equivalentes a un RMR entre 35 y 45, instalándose pernos de fricción Split Set de 7 pies, espaciados a 1.5x1.5m ,1.2x1.20m y 1.0x1.0m distribuidos sistemáticamente en triangulo complementados con malla electrosoldada de ser necesario.

El tiempo de autosoporte estimado es de 3 días o en forma inmediata, de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos empernadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

Limpieza, Acarreo y Transporte

Para la limpieza de mineral se emplea un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, transportando el mineral a las cámaras de carguío, empleando un tiempo de 5 días.

Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte

Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de 7 días.

2.2.8.4. Taladros largos en cuerpos

Se emplea este método en cuerpos manteados que están formados dentro de las calizas y conglomerado, con dimensiones que van desde los 4.0 a 120.0 m, con potencia del Cuerpo de 20.00 m en promedio, se realizan cámaras de 6.0 x 4.0, seguido de la construcción de accesos como mínimo a ambos lados del Tajo con una sección de 4.00 x 4.00 m una gradiente determinada por la altura del banco y esta no debe ser mayor +13 %, hasta superar un desnivel de 15.00 m con respecto al piso inicial. El tajo es desarrollado en una longitud de hasta 500 m con dirección a la caja techo o a la caja piso, posteriormente se da apertura al arranque del mineral generando chimeneas cara libre VCR, dichas chimeneas con longitudes igual a la longitud que tenga el banco, formando cámaras distribuidas de forma paralelas una de la otra a

una distancia de eje de entre 10 a 20 m. Posteriormente se define el sistema de ventilación de la labor, el mismo que se integra a un circuito de desfogue ya establecido, que se va complementando con chimeneas conforme vaya ascendiendo el tajo, diseño de las cámaras según el dimensionamiento de Geomecánica.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

Perforación

La perforación se inicia en un extremo de las cámaras, donde estará ubicada la Chimenea Cara Libre VCR para culminar con la perforación en el ingreso de la cámara; Se perfora en forma mecanizada con un equipo jumbo electrohidráulico con una longitud que va desde los 10.00 m hasta los 15.00 y broca de 51 mm, con un área promedio de 20.0 x 20.0 m, con un espaciamiento de 1.2 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación según diseño. El rendimiento obtenido indica que para 3,000 tn rotas se tiene que perforar 750" con un promedio de taladros de 50, el mismo que es realizado en 15 días.

Voladura

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y ANFO, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no eléctrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje, la voladura se realizara en retirada iniciando desde

la chimenea cara libre VCR y en forma progresiva hacia el ingreso del tajo.

Sostenimiento

El sostenimiento en este tipo de método no se realiza en el mismo Tajo, solo se realiza la rehabilitación del Crucero Superior en forma de avanzada y paralelamente al rellenado del tajo.

El tiempo de autoaporte del crucero superior luego de la voladura se estima en 15 días, de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

Limpieza, Acarreo y Transporte

Para la limpieza de mineral se emplea un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, transportando el mineral a las cámaras de carguío, empleando un tiempo de 1 días por secciones disparadas.

Relleno y Pivotear el Acceso a un Nuevo Corte

Concluida la explotación cámara y la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad

de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³, con una duración de 7 días.

2.2.8.5. Shrinkage en vetas.

Se emplea este método en tajos con vetas angostas, iniciándose con una altura de 50 m entre niveles principales y con longitud aproximada de 50 a 70 m, para la extracción de mineral del tajo se prepara un By Pass paralelo a la galería sobre veta con una distancia de 10 m, se construye los draw points (ventanas) espaciados cada 10 m por donde se extrae el mineral. Posteriormente, se construye dos chimeneas caminos (sobre estructura) sirviendo de ventilación y acceso al tajo a medida que se continúe ascendiendo.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

Perforación

La perforación se ejecuta de forma ascendente hasta llegar al nivel superior, retirando un tercio de parte de mineral roto, así de esta forma nos permita conservar la altura de corte. El personal de la labor trabaja con arnés sujeto a una línea de vida (cable de acero de $\frac{1}{2}$ ó $\frac{3}{4}$) que va anclado a la pared del tajo, como medida de seguridad.

Se inicia la perforación en realce considerando una de las chimeneas como cara libre y en retirada, con una longitud de 50 m y ancho de minado de 1.2 m, acumulando los taladros, el equipos

utilizado es una Jack leg con barreno de 8 pies y broca de 40 mm, manteniendo una inclinación con respecto a la horizontal de 80°, con un espaciamiento de 0.6 m y burden de 0.5 m. el rendimiento de perforación es 300 taladros por 05 días.

Voladura

El cargado de taladros se realiza con dinamita Emulnor 3000 1 ¼' * 12" (01 cartucho/taladro) y ANFO (1.50 kg/tal), con accesorios de voladura carmex y mecha rápida, en un tiempo de 04 días.

Sostenimiento

Las vetas en Catalina Huanca, poseen diversas competencias de acuerdo a la clasificación GSI se define como Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), Muy Fracturado Regular (MF/R) y Fracturado Pobre (F/P), los mismos que son equivalentes a RMR entre 40 y 50, por lo que el sostenimiento va desde colocación de puntales hasta la colocación de pernos de fricción Split Set de 5 pies distribuido de manera sistemática triangular hasta un espaciamiento de 1.2x1.2 mts más malla electrosoldada.

El tiempo de autosoporte estimado es de 5 a 15 días de acuerdo a la evaluación geomecánica y el tipo de roca.

Extracción, Acarreo y Transporte

La extracción de mineral excedente, se ejecuta con scoop de 2.5 o 4.2 yd³, transportando directamente hacia cámaras de carguío u ore passes, en un tiempo de 3 días.

2.2.8.6. Sublevel stoping en vetas

Se emplea en vetas con cajas competentes con uniformidad vertical, con buzamiento mayor a 65°, con un ancho mayor a 1.5 m, longitud de tajo 200 m y altura entre niveles principales de 50 m, posteriormente se construye subniveles intermedios de 15 m entre los principales, con una sección de 3.50 x 4.00 m. En el nivel base de extracción, se prepara un By Pass paralelo a la estructura mineralizada con una separación de 10 m, con sección de 3.50 x 3.50 m y gradiente de 0.7%, desde ahí se desarrolla cruceros o draw points hacia la veta, con sección de 3.50 x 3.50 m y espaciados cada 10 m entre sí.

El ciclo de operaciones unitarias está desarrollado por los siguientes trabajos:

Perforación

La perforación se realiza en cada subnivel de forma radial, con un equipo denominado Colibrí, perfora taladros largos con una longitud de 15 m y diámetro 1½", en ambos subniveles se perforan chimeneas que sirven de cara libre VCR, manteniendo la inclinación de la estructura, la malla tendrá un espaciamiento de 1.2 m y burden de 1.2 m. La cantidad de taladros a perforar por

sección es según el ancho de la estructura y la perforación de todo un subnivel se realiza aproximadamente en 10 días.

Voladura

Para el cargado de taladros se emplea dinamita Emulnor 3000 1 $\frac{1}{4}$ ' * 12" y ANFO, con accesorios de voladura fanel, cordón detonante, carmex y mecha rápida. El ciclo de voladura es de acuerdo al requerimiento de producción.

Sostenimiento

La clasificación GSI del macizo rocoso corresponde a un Fracturamiento Bueno (F/B), Fracturamiento Regular (F/R), los mismos que son equivalentes a un RMR entre 60 y 70, para los que corresponden sostenimientos desde colocación puntual hasta una distribuido sistemática triangular de 1.8x1.8 m de pernos de fricción Split Set de 5 y 7 pies.

El tiempo de autosoporte estimado es de 3 meses de acuerdo a la evaluación geomecánica y al tipo de roca. El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

Extracción y Transporte

La limpieza se realiza por los cruceros del nivel inferior, se procede a extraer el mineral con el scoop de 4.2 yd³, transportándolo a él ore pass, por un tiempo de 10 días aproximadamente.

Relleno

Concluido la limpieza de mineral, se rellena el tajo de forma mecánica con, para el relleno se utiliza desmonte, relave y Relave cementado, se utiliza combinando estos tres elementos o en forma separada según la disponibilidad de cada uno, empleando un scoops de 4.2 yd³ o 4.6 yd³.

2.2.9. Voladura en frentes y breasting

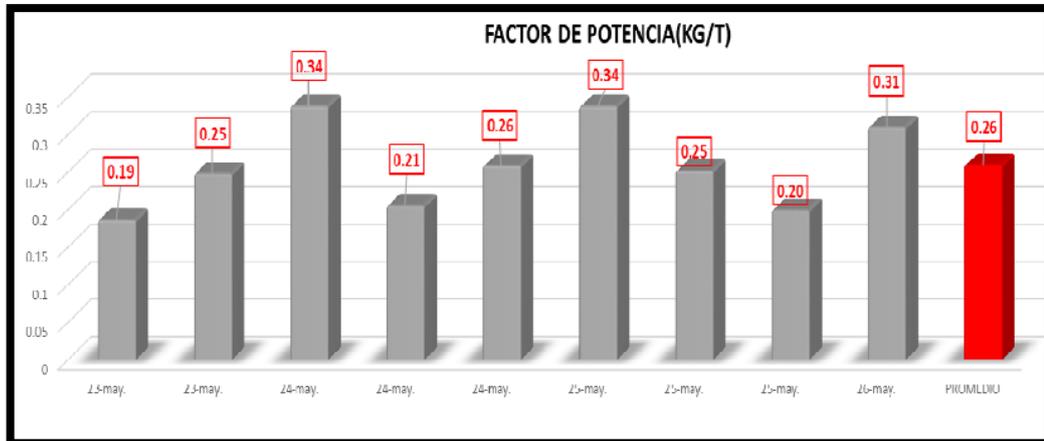
Se realiza en todos los frentes de trabajo de la mina, por lo que nos trazamos como objetivo optimizar la granulometría en los tajos en breasting y también optimizar los avances por disparo, por lo cual se decidió juntamente con el área de productividad y proyectos mina, realizar pruebas con FANEL PERIODO CORTO (MS), y disminuir la cantidad de taladros RIMADOS en el arranque.

2.2.9.1. En tajos en breasting

Durante el desarrollo de trabajos se demostró que al utilizar fanel periodo corto, la granulometría disminuye hasta lograr un p80 promedio de 6.56 pulgadas, lo que al utilizar fanel periodo largo, se tiene un p80 de 11.90 pulgadas en promedio, durante el desarrollo de los trabajos se demuestra que es mucho más óptimo la granulometría al utilizar fanel periodo corto, cabe mencionar que las cargas que se estuvo utilizando son las mismas cargas que utiliza el personal de manera normal +- 3.00 kg de anfo por taladro o 10 a 11 cartuchos de emulno 3000 11/4x12 por taladro. cabe mencionar que tanto en disparos con fanel periodo largo y fanel

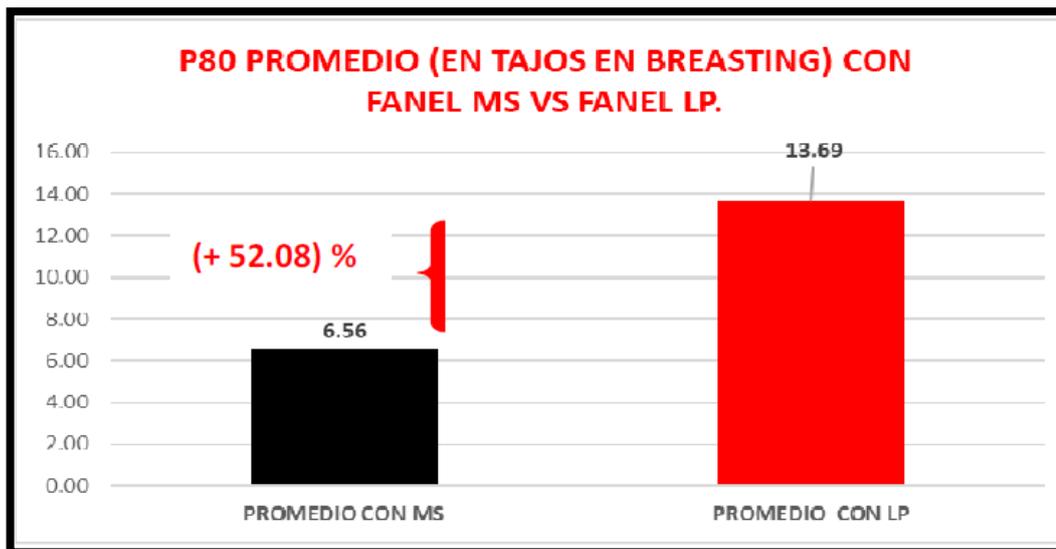
periodo corto, se usó cantidades similares de explosivo tal y como se demuestra en el cuadro de factor de potencia.

Tabla 14: Factor de potencia (kg/t)



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Tabla 15: Análisis granulométrico



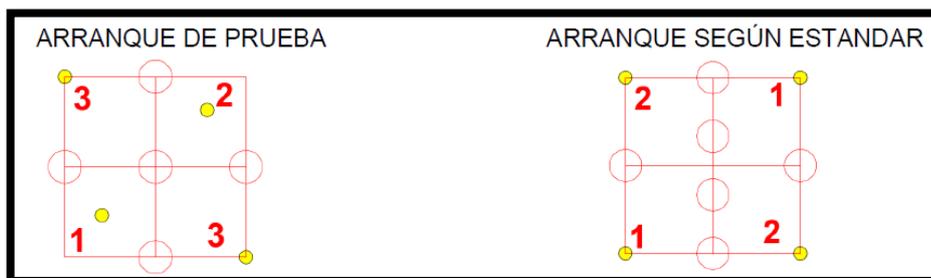
Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.9.2. En frentes de avance

Nuestros trabajos se centraron a optimizar el arranque de los frentes en avance, disminuir la cantidad de rimados de 06 a 05, ya que actualmente según estándar se debe realizar el rimado de 06 taladros, donde se observa que al realizar los 06 rimados se tiene

mayor probabilidad de que estos rimados se comuniquen entre ellos o con taladros de arranque, por lo cual se retoma las pruebas con 05 rimados, con lo cual se demuestra que estos 05 rimados son suficientes para poder lograr el vacío (diámetro equivalente = 600 mm²), para lo cual se realiza una ligera variación al arranque de 9 taladros que se realiza siempre, esta variación se hace tal y como se muestra en la figura, donde los 02 primeros taladros se acerca ligeramente hacia los rimados para lograr tener 03 caras libres por cada taladros de arranque.

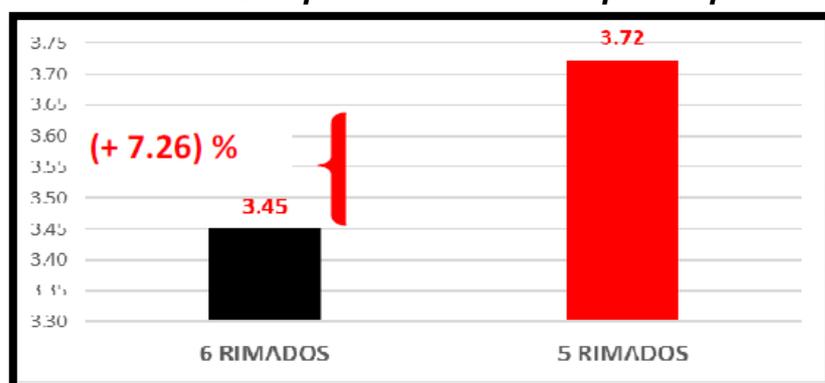
Imagen 3: Prueba de arranque



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Como podemos observar en las gráficas, en la malla estándar los números 1 y 2 están muy alejados del rimado del centro, motivo por el cual se tiene disparos fallados.

Tabla 16: Comparativo de avance por disparo

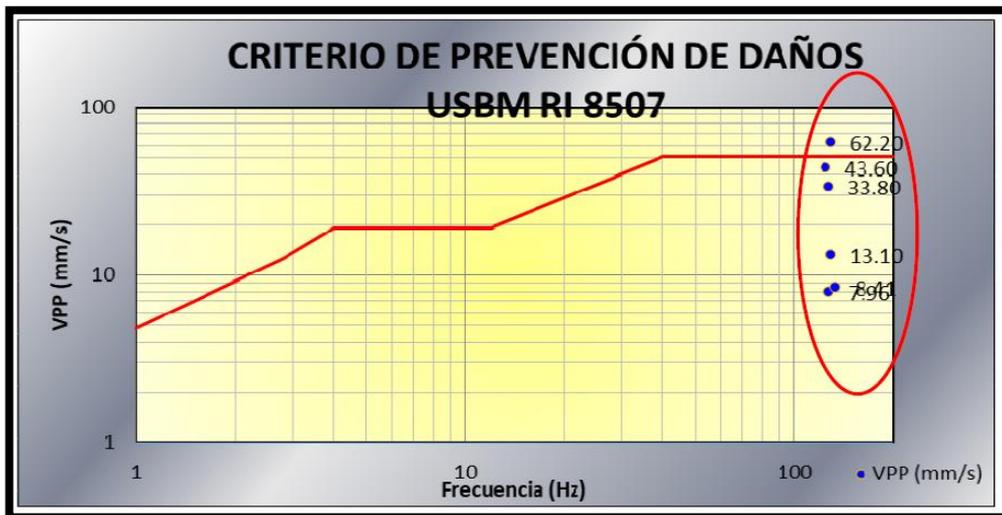


Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Como podemos observar en la gráfica al realizar 5 rimados se tiene mejor eficiencia que al realizar 06 rimados, esto se debe principalmente que al realizar 6 rimados en un área pequeña como el arranque, los taladros del arranque se comunican entre ellos, motivo por el cual se tiene eficiencia baja por disparo.

En cuanto al análisis de vibraciones se determina que a falta de varios números de FANEL, se está elevando la carga operante de algunos número (7 o 9), por lo que como efecto tenemos que la PPV sobre pasa el limite permisible por la norma AMERICANA USBM, lo que la norma indica es que si la PPV sobrepasa, el LIMITE, estos disparos van ocasionar DAÑO al macizo rocoso. (Ver anexo 2, 3, 4, 5y 6)

Tabla 17: Análisis de vibraciones



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.2.10. Programa de avances (producción) y labores mineras 2019

Tras la evaluación de recursos y reservas de mineral se realizó el programa de producción y avances para el 2019, los mismos que se detallan en las siguientes tablas:

Tabla 18 : Programa de avances lineales 2019

ESTRUCTURA	UNIDAD	AÑO 2019												
		Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic	TOTAL
EXPLORACIONES A COSTO OPERATIVO	m.	65	55	70	40	100	123	132	118	87	0	0	0	790
- Vetas	m.	0	30	40	0	0	0	0	0	0	0	0	0	70
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	65	25	30	40	100	123	132	118	87	0	0	0	720
DESARROLLOS RUTA DE ESCAPE	m.	0	0	0	0	0	0	0	28	82	0	0	0	110
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	0	0	0	0	0	0	0	28	82	0	0	0	110
DESARROLLOS A COSTO OPERATIVO	m.	61	123	140	89	51	0	32	0	0	120	110	160	886
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	61	123	140	89	51	0	32	0	0	120	110	160	886
DESARROLLOS RUTA DE EVACUACIÓN	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Vetas	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
DESARROLLOS A PROFUNDIZACION	m.	237	193	190	165	108	220	159	174	188	160	155	90	2,040
- Vetas	m.	177	63	100	108	54	150	95	110	125	85	115	60	1,242
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	60	130	90	57	54	70	64	64	63	75	40	30	798
PREPARACIONES A COSTO OPERATIVO	m.	290	290	260	349	384	317	315	327	263	358	400	422	3,974
- Vetas	m.	140	210	200	266	278	208	225	237	203	228	200	252	2,646
- Mantos	m.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
- Cuerpos	m.	150	80	60	83	106	109	90	90	60	130	200	170	1,328
AVANCES LINEALES TOTAL (m.)		653	661	660	643	643	660	638	647	620	638	665	672	7,800

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

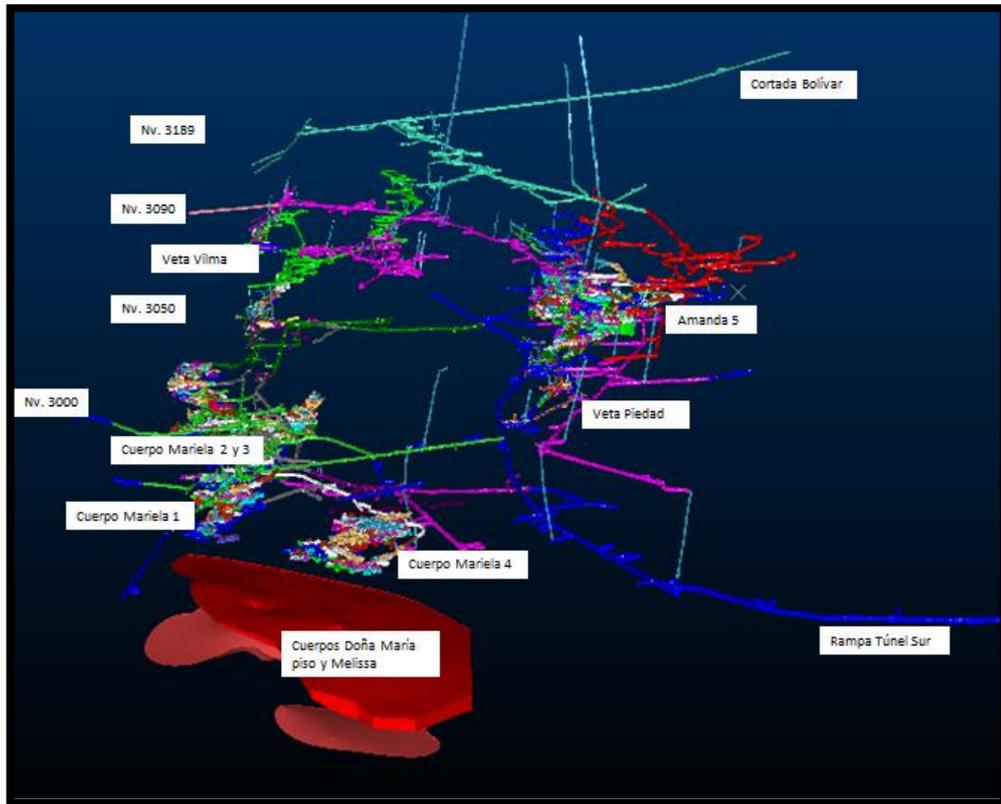
Tabla 19: Programa de producción tajos 2019

ESTRUCTURA	AÑO 2019												
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	TOTAL
PROGRAMA DE PRODUCCION TAJOS													
VETAS													
PRODUCCION TOTAL VETAS	13,237	12,810	13,238	18,331	15,662	13,237	12,811	13,238	12,811	13,239	13,237	12,811	164,662
LEYES DE VETAS													
- Pb(%)	0.72	0.57	0.77	0.98	1.34	1.13	0.73	0.80	0.49	1.27	0.65	2.28	0.98
- Zn(%)	5.83	5.81	5.93	4.96	5.46	5.17	4.93	5.70	4.59	5.28	4.88	6.02	5.37
- Ag(Oz/TM)	0.55	0.53	0.58	0.53	0.56	0.62	1.02	1.13	0.93	0.75	0.75	0.76	0.72
- Cu %	0.06	0.07	0.06	0.06	0.06	0.06	0.05	0.07	0.08	0.05	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.20	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.19	0.17	0.20	0.18
MANTOS													
PRODUCCION TOTAL MANTOS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
LEYES DE MANTOS													
- Pb(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Zn(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Ag(Oz/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Cu %	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Au (Gr/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
CUERPOS													
PRODUCCION TOTAL CUERPOS	50,902	51,351	50,901	50,669	48,372	55,764	56,189	55,771	56,191	55,766	55,769	56,191	643,836
LEYES DE CUERPOS													
- Pb(%)	0.36	0.38	0.39	0.47	0.45	0.44	0.42	0.49	0.43	0.44	0.44	0.16	0.41
- Zn(%)	6.65	7.19	7.00	7.51	7.81	7.33	7.56	8.00	7.73	7.92	7.86	7.23	7.49
- Ag(Oz/TM)	0.48	0.51	0.50	0.50	0.57	0.54	0.57	0.58	0.58	0.55	0.56	0.53	0.54
- Cu %	0.06	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.07	0.06	0.07	0.06	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17
TAJOS	64,139	64,161	64,139	69,000	64,034	69,001	69,000	69,009	69,002	69,005	69,006	69,002	808,498
LEYES DE TAJOS													
- Pb(%)	0.44	0.42	0.47	0.60	0.67	0.57	0.48	0.55	0.44	0.60	0.48	0.56	0.52
- Zn(%)	6.48	6.92	6.78	6.83	7.23	6.92	7.08	7.56	7.15	7.41	7.29	7.00	7.06
- Ag(Oz/TM)	0.49	0.51	0.51	0.51	0.56	0.55	0.66	0.69	0.65	0.58	0.60	0.57	0.58
- Cu %	0.06	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.06	0.07	0.07	0.06	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.18	0.17	0.17	0.17
AVANCES	0												
LEYES DE AVANCES													
- Pb(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Zn(%)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Ag(Oz/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Cu %	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
- Au (Gr/TM)	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
GRAN TOTAL	64,139	64,161	64,139	69,000	64,034	69,001	69,000	69,009	69,002	69,005	69,006	69,002	808,498
LEYES DE PRODUCCION													
- Pb(%)	0.44	0.42	0.47	0.60	0.67	0.57	0.48	0.55	0.44	0.60	0.48	0.56	0.52
- Zn(%)	6.48	6.92	6.78	6.83	7.23	6.92	7.08	7.56	7.15	7.41	7.29	7.00	7.06
- Ag(Oz/TM)	0.49	0.51	0.51	0.51	0.56	0.55	0.66	0.69	0.65	0.58	0.60	0.57	0.58
- Cu %	0.06	0.07	0.07	0.06	0.06	0.07	0.06	0.07	0.07	0.06	0.07	0.05	0.06
- Au (Gr/TM)	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.18	0.17	0.17	0.17

Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

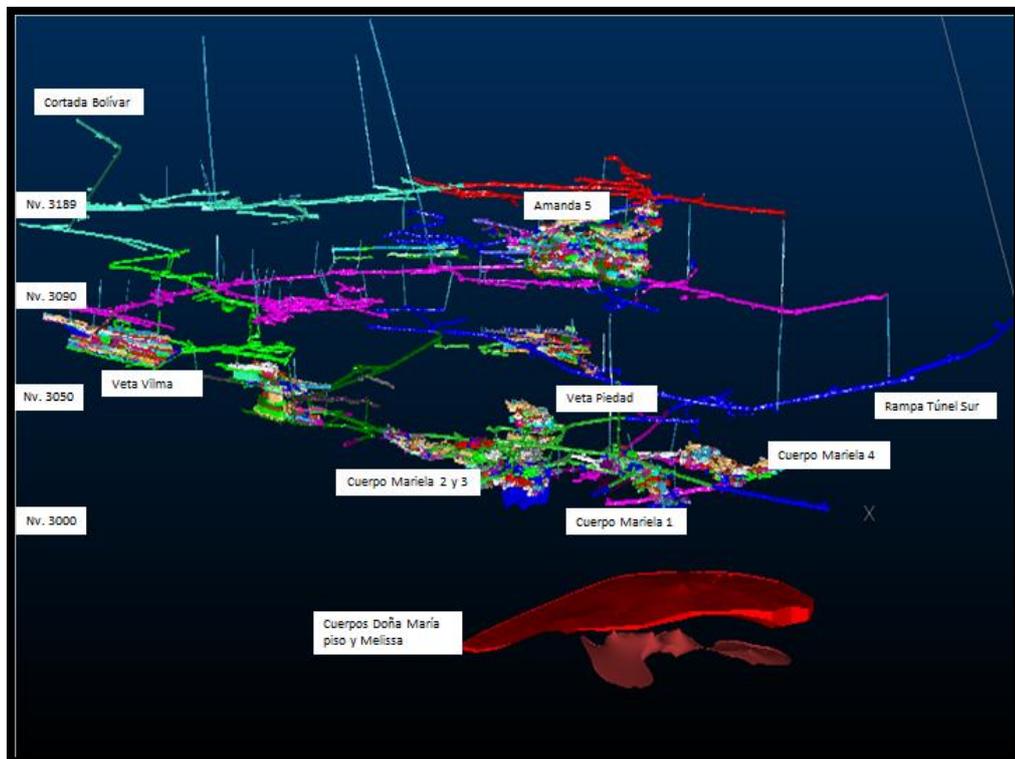
El presente programa está basado en la planificación de la profundización de la mina Catalina Huanca. Las vistas Isométricas del diseño de profundización de la mina se muestran en las siguientes imágenes.

Imagen 4: Vista Isométrica Mirando hacia el Noreste



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

Imagen 5: Vista Isométrica Mirando hacia el Este



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

2.3. Definición de términos básicos

Perforación

Se realiza de forma mecanizada, empleando Jumbo con barra de 14 pies y broca de 45 mm, con perforación en breasting en bancada con una altura de corte de 3.5 m, con un espaciamiento de taladro 1.5 m y burden de 1.1 m, manteniendo una inclinación horizontal, en una área de perforación de 5.0 m x 3.5 m de sección. Cuando el breasting es ciego, la altura de corte es de 3.0 m.

Voladura

Para el carguío de taladros, se emplea Emulsión y Anfo, los accesorios utilizados son fanel, cordón detonador no electrico, carmex y mecha rápida, variando del tipo de terreno y la malla de perforación, los porcentajes y tipos de explosivo a utilizar varían en porcentaje.

Sostenimiento

La roca se presenta en forma Fracturado Regular (F/R-Tipo C), Fracturado Pobre (F/P-Tipo C) y Muy Fracturado Regular (MF/R-Tipo D) de acuerdo al sistema de clasificación GSI y equivalente a un RMR entre 35 a 45, para el que se estimó un tiempo de autosoporte de tres días a inmediato.

El tipo de refuerzo que se instala en los tajeos son pernos de fricción Split set de 7 pies con espaciamiento de 1.2x1.2 m más la instalación de malla electrosoldada.

El sostenimiento que se utiliza es mecanizado, los equipos son Jumbos emperadores los cuales realizan el colocado de Split set y pernos helicoidales, el cual evita la exposición de personal en el sostenimiento.

Limpieza, Acarreo y Transporte

Esta actividad se realiza con un scoop de 4.2 y/o 6.0 yd³, que trasporta el mineral hacia las cámaras de carguío u ore pass, por un tiempo de 12 días por labor

2.4. Formulación de hipótesis

2.4.1. Hipótesis General

- La optimización de voladura influye significativamente en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.

2.4.2. Hipótesis Específicas

- Influye significativamente los factores de voladura para obtener una granulometría adecuada en los frentes de avance.
- Influye significativamente el uso de faneles MS para optimizar los frentes de avance.

2.5. Identificación de variables

2.5.1.1. Variable Independiente:

Optimización de voladura.

2.5.1.2. Variable dependiente:

Frentes de avance.

2.5.1.3. Variable interdependiente u Operativas

Faneles MS.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE DEPENDIENTE	Frentes de avance	El uso de fñeles MS, en los frentes de avance permite optimizar la voladura, así también la mejora de granulometría en tajeos.	Cantidad de taladros	Unidad
			Consumo específico	kg/m ³
			Faneles	Unidad
			Voladura	nm/s
VARIABLE INDEPENDIENTE	Optimización de voladura	Diseñar de forma óptima la voladura, involucra criterios técnicos y de diseño orientados a reducir la granulometría en los tajeos y avance en frentes.	Avance	m
			Sección de la labor	m ²
			Granulometría	in

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El trabajo será de tipo explicativo, el cual se lleva a cabo para investigar de forma puntual un fenómeno que no se había estudiado antes, o que no se había explicado bien con anterioridad. Su intención es proporcionar detalles donde existe una pequeña cantidad de información. (Hernández, 2014).

3.2. Método de investigación

Se utilizará el método inductivo, ya que se observará y analizará los problemas de fragmentación de roca. Esto supone que habrá una fase de observación, clasificación y análisis de los hechos, para poder finalmente dar una hipótesis que brinde una solución al problema (Hernández, 2014)..

3.3. Diseño de investigación

Diseño de investigación descriptivo, por lo cual sólo está interesado en describir la situación o caso bajo su estudio de investigación. Es un diseño de investigación basado en la teoría que se crea mediante la recopilación,

análisis y presentación de los datos recopilados. Al implementar un diseño de investigación en profundidad como este, un investigador puede proporcionar información sobre el porqué y el cómo de la investigación.

Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4. Población y muestra

3.4.1. Población

Está determinado por los 10 frentes de avance.

3.4.2. Muestra

Estará determinado por 10 frentes de avance.

Según Roberto Hernandez Sampieri se tiene:

N: Tamaño de la población.

Y: Valor promedio de una variable

Se: Error estándar de 0.01 determinado por el investigador.

V2: Varianza de la población. Su definición $(Se)^2$ cuadrado del error estándar = $(Se)^2$

S2: Varianza de la muestra expresada como probabilidad de ocurrencia $Y = p(1-p)$

Límite de confianza o campo de variabilidad de aciertos = 95%

$n' = S^2/V^2$ Con la finalidad de establecer el tamaño provisional de la muestra.

$n = n'/(1+n'/N)$ Nos da como resultado la cantidad exacta de la muestra.

Desarrollando formulas:

$$N = 10 \text{ frentes.}$$

$$Y = 1 \text{ frente}$$

$$Se = 0.01$$

$$V2 = (0.01)^2 = 0.0001$$

$$S2 = p(1-p) = 0.95 (1-0.95) = 0.0475$$

$$n' = 0.0475/0.0001 = 475$$

$$n = 475/(1+475/10) = 9.79$$

$$n = 10$$

3.5. Técnicas e Instrumentos de recolección de datos

La técnica para la recolección de datos será la observación y control de la fragmentación de roca y otros fenómenos observados en un momento y lugar determinado.

El instrumento usado será los reportes que contienen datos para ayudar en la investigación a desarrollar.

3.6. Técnicas de procesamientos y análisis de datos

Para el procesamiento de datos se utilizará la tabulación de datos. Se hará uso de programas y/o paquetes estadísticos. Para el análisis de datos se utilizará la distribución de frecuencias, las medidas de tendencia central y las medidas de variabilidad.

3.7. Tratamiento Estadístico

Para el tratamiento estadístico se utilizará los cuadros estadísticos bidimensionales con la finalidad de presentar datos ordenados, cuadros estadísticos de tipo bidimensional, es decir, de dos variables.

Para el análisis estadístico de los resultados y la discusión de la investigación se ha realizado con el software SPSS para un mejor entendimiento de los procesos de interpretación.

3.8. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

3.8.1. Selección de instrumentos de investigación

La selección de los datos con los que se relacionó para la elaboración de la presente tesis de investigación se extrajo de una base de datos del área de productividad, asimismo la toma de datos fueron obtenidos en la operación minera.

3.8.2. Validación

La validación de los datos sobre los avances lineales en frentes y la granulometría adecuada en tajeos, se consiguió con el visto bueno por parte del área de mina y productividad de la unidad minera.

3.8.3. Confiabilidad

La confiabilidad de los datos logrados para optimizar la voladura en frentes de avance con faneles MS, tienen confiabilidad, estos datos fueron tomados 10 veces y en diferentes labores de

producción, considerando los perfiles de la sección y control de una granulometría adecuada.

3.9. Orientación ética

Los datos presentados para la elaboración de la tesis fueron obtenidos bajo el consentimiento y autorización verbal de la empresa minera quien me apoyo para realizar la investigación de campo y las pruebas necesarias que pudieran dar soluciones concretas al proceso de proceso de perforación y voladura en las labores subterráneas.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

Hemos creado 2 grupos dentro de nuestra muestra, un grupo experimental y otro de control. Cada uno de ellos muestra los resultados obtenidos en campo:

4.1.1. Grupo Experimental

Grupo donde adoptaremos el diseño de voladura con el uso de faneles MS para disminuir la granulometría en tajos en breasting y optimización de avances en frentes

4.1.2. Grupo Control

Grupo donde adoptaremos el diseño de voladura con el uso de faneles LP para disminuir la granulometría en tajos en breasting y optimización de avances en frentes

4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

Se realizaron pruebas con FAMESA EXPLOSIVOS SAC, con el objetivo de disminuir la granulometría en tajos en breasting y optimizar los avances por disparo, por lo cual se decidió juntamente con el área de productividad y proyectos mina, realizar pruebas con fanel periodo corto (MS).

Tabla 20: P80 granulometría – Grupo experimental.

ZONA	LABOR	FECHA	P80 (pulg)	P80
			Pre test Fanel LP	Post test Fanel MS
C. Lucero	TJ 3754	06/06/2019	11.90	6.56
C. Lucero	TJ 3754	07/06/2019	11.10	6.30
C. Lucero	TJ 3754	09/06/2019	10.45	6.70
C. Lucero	TJ 3754	06/06/2019	10.23	6.23
C. Lucero	TJ 3754	07/06/2019	10.40	6.34
V. Lucero	TJ 3764	04/06/2019	9.70	6.98
V. Lucero	TJ 3764	06/06/2019	11.30	6.57
V. Lucero	TJ 3764	08/06/2019	10.45	6.25
V. Lucero	TJ 3764	10/06/2019	11.60	6.10
V. Lucero	TJ 3764	11/06/2019	10.80	6.39

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21: Avances lineales – Grupo experimental.

ZONA	VETA	FECHA	Avance lineal (m)	Avance lineal (m)
			Pre test Fanel LP	Post test Fanel MS
Alta	RP 3844	06/06/2019	3.70	3.72
Alta	RP 3844	07/06/2019	3.20	3.70
Alta	RP 3844	09/06/2019	3.60	3.71
Alta	RP 3844	11/06/2019	3.55	3.72
Alta	RP 3844	13/06/2019	3.40	3,71
Alta	CX 3982	04/06/2019	3.50	3,69
Alta	CX 3982	06/06/2019	3.45	3,70
Alta	CX 3982	08/06/2019	3.56	3,72
Alta	CX 3982	10/06/2019	3.60	3,70
Alta	CX 3982	11/06/2019	3.40	3,71

Fuente: Elaboración propia

Analizando e interpretando estadísticamente usando el SPSS, el grupo experimental se tiene:

Tabla 22: Tabla de Frecuencias – granulometría grupo experimental.

Estadísticos

		FANEL LP	FANEL MS
N	Válidos	10	10
	Perdidos	0	0
Media		10,7930	6,4420
Desv. típ.		0,67736	0,26212

FANEL LP

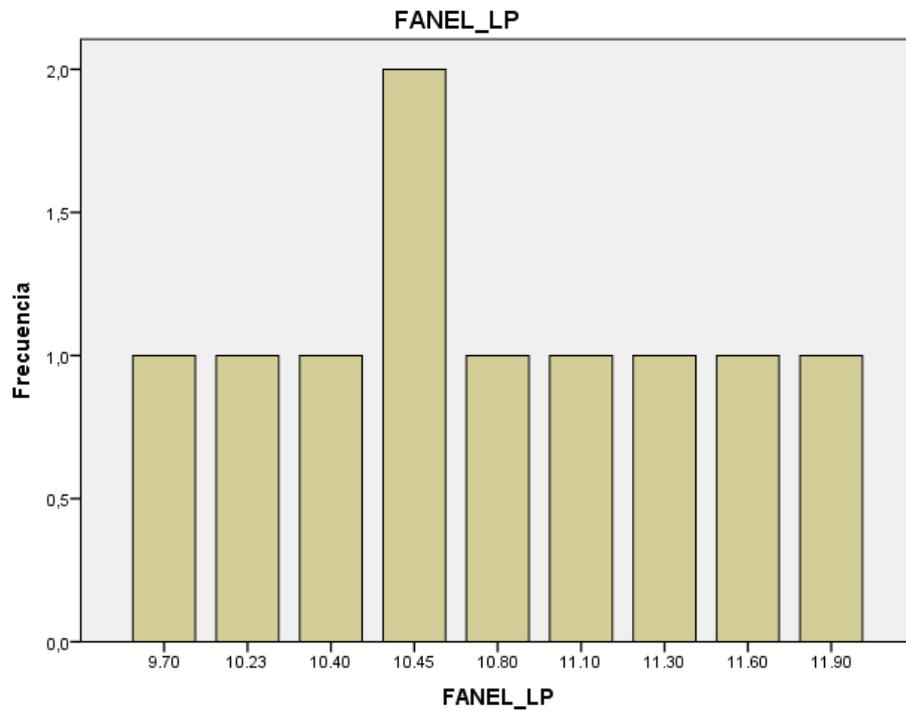
	Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
Válidos	9,70	1	10,0	10,0
	10,23	1	10,0	20,0
	10,40	1	10,0	30,0
	10,45	2	20,0	50,0
	10,80	1	10,0	60,0
	11,10	1	10,0	70,0
	11,30	1	10,0	80,0
	11,60	1	10,0	90,0
	11,90	1	10,0	100,0
	Total	10	100,0	100,0

FANEL MS

	Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado	
Válidos	6,10	1	10,0	10,0	
	6,23	1	10,0	20,0	
	6,25	1	10,0	30,0	
	6,30	1	10,0	40,0	
	6,34	1	10,0	50,0	
	6,39	1	10,0	60,0	
	6,56	1	10,0	70,0	
	6,57	1	10,0	80,0	
	6,70	1	10,0	90,0	
	6,98	1	10,0	100,0	
	Total	10	100,0	100,0	

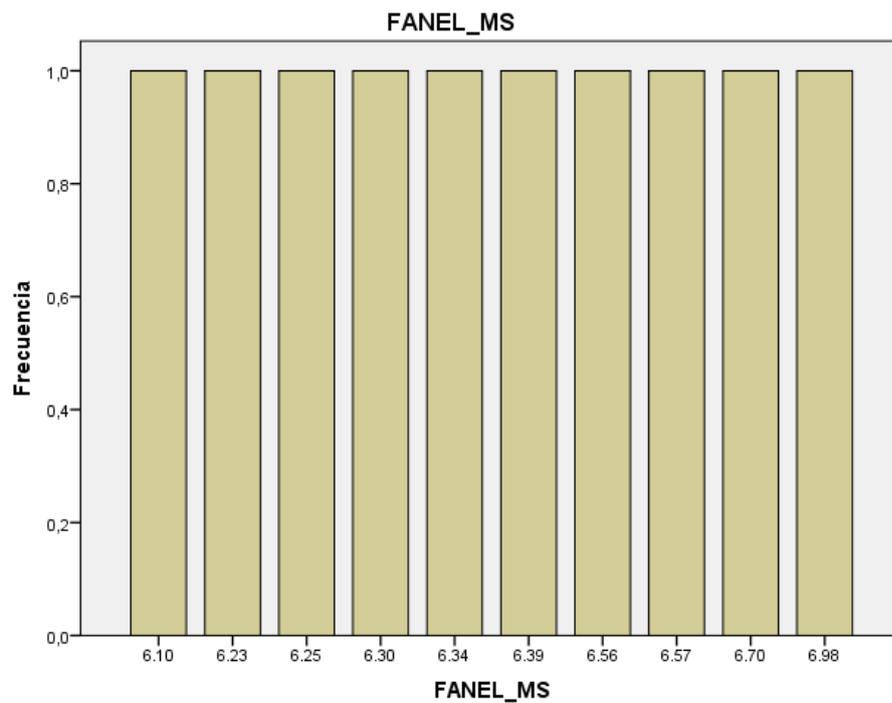
Fuente: Elaboración propia

Imagen 6: Grafico de barras Fanel LP – granulometría



Fuente: Elaboración propia

Imagen 7: Grafico de barras Fanel MS – granulometría



Fuente: Elaboración propia

- La media de la distribución:

Para el pre test, con el fanel LP obtenemos una media de 10.7930 pulgadas de granulometría, lo que significa que la mitad de disparos en los tajos en breasting muestran un resultado superior a 10.7930 pulgadas y la otra mitad un resultado menor a 10.7930 pulgadas.

Para el post test, con el fanel MS obtenemos una media de 6.4420 pulgadas de granulometría, lo que significa que la mitad de disparos en los tajos en breasting muestran un resultado superior a 6,4420 pulgadas y la otra mitad un resultado menor a 6.4420 pulgadas

- La desviación standard.

Para el pre test, con el fanel LP nos indica que los resultados de granulometría en los tajos en breasting se desvía en 0,67736 pulgadas con respecto a la media (10.7930 pulgadas).

Para el post test, con el fanel MS nos indica que los resultados de granulometría en los tajos en breasting se desvía en 0,26212 pulgadas con respecto a la media (6.4420 pulgadas).

Tabla 23: Tabla de Frecuencias – avance lineal grupo experimental.

Estadísticos

		FANEL LP	FANEL MS
N	Válidos	10	10
	Perdidos	0	0
Media		3,4960	3,7080
Desv. típ.		0,14081	0,01033

FANEL LP

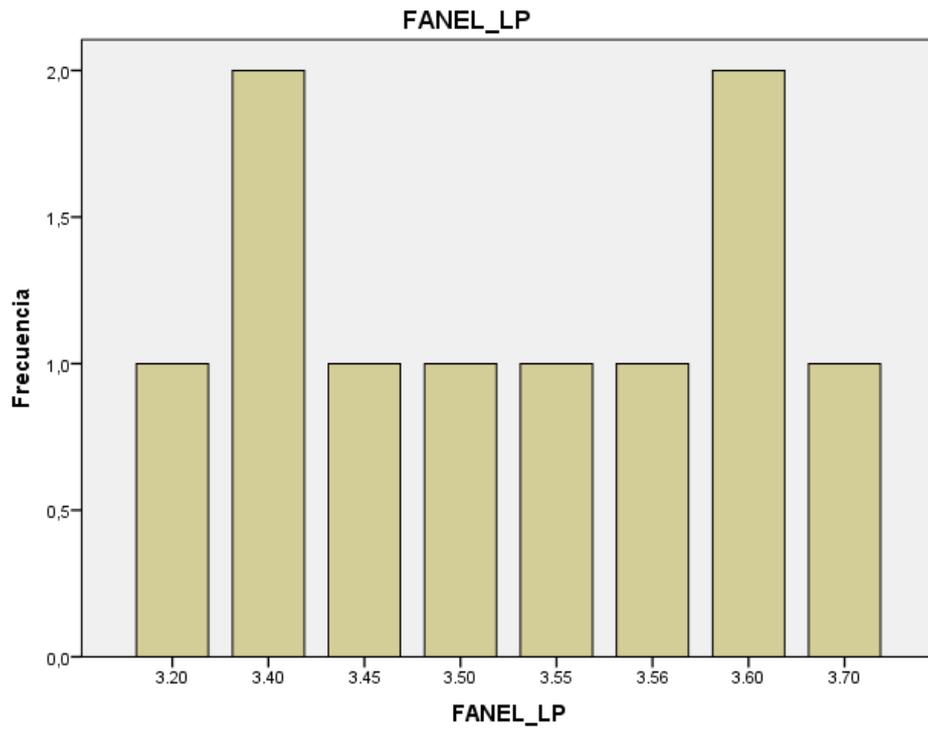
	Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
	3,20	1	10,0	10,0
	3,40	2	20,0	30,0
	3,45	1	10,0	40,0
	3,50	1	10,0	50,0
Válidos	3,55	1	10,0	60,0
	3,56	1	10,0	70,0
	3,60	2	20,0	90,0
	3,70	1	10,0	100,0
	Total	10	100,0	100,0

FANEL MS

	Frecuencia	Porcentaje	Porcentaje válido	Porcentaje acumulado
	3,69	1	10,0	10,0
	3,70	3	30,0	40,0
Válidos	3,71	3	30,0	70,0
	3,72	3	30,0	100,0
	Total	10	100,0	100,0

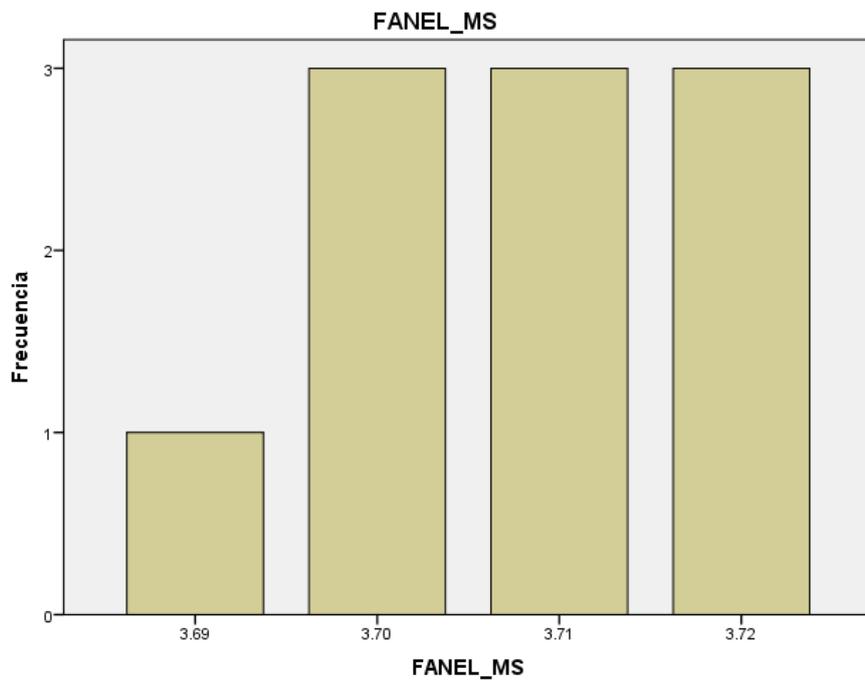
Fuente: Elaboración propia

Imagen 8: Grafico de barras Fanel LP – avance lineal



Fuente: Elaboración propia

Imagen 9: Grafico de barras Fanel MS – avance lineal



Fuente: Elaboración propia

- La media de la distribución

Para el pre test, con el fanel LP obtenemos una media de 3.4960 metros de avance, lo que significa que la mitad de disparos en los frentes muestran un resultado superior a 3.4960 metros de avance y la otra mitad un resultado menor a 3.4960 metros de avance.

Para el post test, con el fanel MS obtenemos una media de 3,7080 metros de avance, lo que significa que la mitad de disparos en los frentes muestran un resultado superior a 3,7080 metros de avance y la otra mitad un resultado menor a 3,7080 metros de avance

- La desviación estándar

Para el pre test, con el fanel LP nos indica que los resultados de avance por disparo en los frentes se desvía en 0,14081 metros con respecto a la media (3.4960 metros).

Para el pre test, con el fanel MS nos indica que los resultados de granulometría por disparo en los frentes se desvía en 0,01033 metros con respecto a la media (3,7080).

4.2.1. Resultados obtenidos en grupo control

Los trabajos tradicionales de carguío y voladura en frentes se realizan con faneles LP (periodo largo), con el cual no se logra disminuir la granulometría y optimizar los avances por disparo. No se hay cambio significativo

Tabla 24: P80 granulometría – Grupo control.

ZONA	LABOR	FECHA	P80 (pulg)	P80(pulg)
			Pre test Fanel LP	Post test Fanel LP
C. Lucero	TJ 3754	12/05/2019	11.10	11.30
C. Lucero	TJ 3754	14/05/2019	11.20	11.00
C. Lucero	TJ 3754	16/05/2019	10.85	11.10
C. Lucero	TJ 3754	18/05/2019	10.93	10.50
C. Lucero	TJ 3754	21/05/2019	10.40	10.35
C. Lucero	TJ 3754	23/05/2019	10.70	11.00
V. Lucero	TJ 3764	24/05/2019	11.80	10.39
V. Lucero	TJ 3764	25/05/2019	10.95	10.80
V. Lucero	TJ 3764	27/05/2019	11.65	10.70
V. Lucero	TJ 3764	29/05/2019	11.74	11.50

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25: Avances lineales – Grupo control.

ZONA	VETA	FECHA	Avance lineal (m)	Avance lineal (m)
			Post test Fanel LP	Post test Fanel LP
Alta	RP 3844	12/05/2019	3.50	3.24
Alta	RP 3844	13/05/2019	3.40	3.45
Alta	RP 3844	14/05/2019	3.30	3.50
Alta	RP 3844	15/05/2019	3.35	3.30
Alta	RP 3844	16/05/2019	3.50	3.35
Alta	CX 3982	11/05/2019	3.30	3,39
Alta	CX 3982	13/05/2019	3.25	3,20
Alta	CX 3982	15/05/2019	3.36	3,40
Alta	CX 3982	16/05/2019	3.40	3,35
Alta	CX 3982	17/05/2019	3.30	3,39

Fuente: Elaboración propia

Analizando e interpretando los datos del grupo control podemos considerar que no se tiene cambios significativos por el cual no es necesario realizar el análisis con el SPSS

4.2.2. Presentación de resultados

Los resultados muestran una gran diferencia entre el grupo experimental y el grupo control. La granulometría del grupo

experimental se reduce de 10.7930 a 6.4420 pulgadas en promedio (Ver anexos 7, 8, 9, 10 y 11) y el avance lineal se incrementa de 3.4960 a 3,7080 metros en promedio (Ver anexos 7, 8, 9, 10 y 11). Se logra reducir el tamaño de la granulometría y se logra la optimización de avances lineales en los frentes.

En el caso del grupo control, el método tradicional no produce cambios significativos en la reducción de la granulometría y la optimización de los avances lineales en los frentes.

Para validar estos resultados, elaboramos nuestra hipótesis, y hallamos la T de student para aceptar o rechazar nuestra investigación.

4.3. Prueba de hipótesis

Hi: La optimización de voladura influye significativamente en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.

Ho: La optimización de voladura no influye significativamente en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.

Utilizando el SPSS para realizar la prueba “t de Student” sobre la base de los datos de avances lineales presentados anteriormente, se tiene:

Tabla 26: T de Student Grupo experimental - granulometría.

Estadísticos de muestras relacionadas

	Media	N	Desviación típ.	Error típ. de la media
Par 1 FANEL_LP	10,7930	10	,67736	,21420
FANEL_MS	6,4420	10	,26212	,08289

Correlaciones de muestras relacionadas

		N	Correlación	Sig.
Par 1	FANEL_LP y FANEL_MS	10	-,360	,307

Prueba de muestras relacionadas

	Diferencias relacionadas					t	gl	Sig. (bilateral)
	Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
				Inferior	Superior			
Par 1 FANEL_LP - FANEL_MS	4,35100	,80960	,25602	3,77185	4,93015	16,995	9	,000

Fuente: Elaboración propia

Acudiendo a la tabla de distribución “t” de Student, se identifica que el valor de grado de libertad $gl=9$ en nivel de confianza 0.05 es igual a 1.8331, y en el nivel de confianza 0.01 es igual a 2.8214.

El valor calculado de “t” de Student, resulta superior al valor de la tabla en un nivel de confianza de 0.05 ($16.995 > 1.8331$), igual en el nivel de confianza 0.01 ($16.995 > 2.8214$).

En conclusión, se acepta la hipótesis de investigación y rechazamos la nula

Tabla 27: T de Student Grupo experimental – avance lineal.

Estadísticos de muestras relacionadas

		Media	N	Desviación típ.	Error típ. de la media
Par 1	FANEL_LP	3,4960	10	,14081	,04453
	FANEL_MS	3,7080	10	,01033	,00327

Correlaciones de muestras relacionadas

		N	Correlación	Sig.
Par 1	FANEL_LP y FANEL_MS	10	,422	,225

Prueba de muestras relacionadas

	Diferencias relacionadas					t	gl	Sig. (bilateral)
	Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
				Inferior	Superior			
Par 1	FANEL_LP - FANEL_MS	- ,21200	,13677	,04325	-,30984	-,11416	- 4,902	,001

Fuente: Elaboración propia

Acudiendo a la tabla de distribución “t” de Student, se identifica que el valor de grado de libertad $gl=9$ en nivel de confianza 0.05 es igual a 1.8331, y en el nivel de confianza 0.01 es igual a 2.8214.

El valor calculado de “t” de Student, resulta superior al valor de la tabla en un nivel de confianza de 0.05 ($4.902 > 1.8331$), igual en el nivel de confianza 0.01 ($4.902 > 2.8214$).

En conclusión se acepta la hipótesis de investigación y rechazamos la nula.

4.4. Discusión de resultados

A partir de la investigación realizada y los datos analizados durante este proceso, se sustenta que la optimización de voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca reduce la granulometría y optimiza el avance lineal de manera significativa.

Para el grupo experimental se realizó un post test donde la granulometría se reduce de 10.7930 a 6.4420 pulgadas en promedio y el avance lineal se incrementa de 3.4960 a 3,7080 metros en promedio. Por un lado se logra reducir el tamaño de la granulometría y por el otro se optimiza el avance lineal en los frentes incrementado su distancia.

En el caso del grupo control, el método tradicional no produce cambios significativos en la reducción de la granulometría en tajos en breasting y la optimización de los avances lineales en los frentes, por lo que no fue necesario hacer el post test

CONCLUSIONES

1. El fanel periodo corto (MS), logra mejor granulometría por tener tiempos tan cortos entre número y número (25 milisegundos en promedio), en este caso se logró disminuir la granulometría a 6.56 pulgadas en promedio, en tajos en breasting, por lo cual se debe masificar el uso de dicho fanel, en todos los tajos tanto en breasting como en realce.
2. Al haber obtenido un p80 promedio de 6.56 pulgadas en tajos en breasting al usar fanel periodo corto (MS), con una malla de perforación de 1.00 x 1.00 m en promedio se evalua ampliar la malla de perforación ya que la parrilla de planta concentradora es de 13 pulgadas, y la meta seria ampliar la malla de perforación para poder obtener el p80 por encima de 10 a 12 pulgadas.
3. Al realizar 05 rimados se obtiene mayor eficiencia por disparo +- 7.25 % con los mismos recursos ya que al realizar 06 rimados se tiene el riesgo de que uno o más taladros del arranque se comuniquen entre ellos y también nos demoramos más tiempo en la perforación.
4. Se debe implementar sistema de barrido a los Jumbos, Ya que actualmente no tienen o no funciona el sistema de barrido de los equipos de perforación.

RECOMENDACIONES

1. Se debe realizar la limpieza de los taladros a ser cargados, para eliminar detritus acumulado durante la perforación y también el agua residual de la perforación.
2. Se debe adquirir fanel periodo largo de los números (8, 10, 13 y 15), con la finalidad de disminuir la carga operante.
3. Se debe fomentar en el personal encargado del carguío, la devolución de los explosivos sobrantes ya que, al tener explosivo sobrante por diferentes motivos, el personal sobrecarga los taladros con explosivo, para no devolver dicho explosivo al polvorín, elevando el consumo de explosivo en global.
4. El fanel periodo corto (manguera roja) de 7m de longitud, que se tiene en mina se debe utilizar solo para disparar breasting, por los tiempos muy cortos entre número y número (25 ms).
5. Se debe masificar el uso de fanel periodo corto (ms), para disparos en tajos (breasting).
6. Al obtener una granulometría baja 6.56 pulgadas en promedio al usar fanel MS se debe evaluar ampliar la malla de perforación para tajos en breasting.
7. Se debe entubar el total de la longitud del taladro 3.96 m, en roca intensamente fracturada, ya que al entubar con tubo de 3 m en una perforación de 3.96m, se tiene el riesgo de que el 0.96 m restantes se puedan cerrar por la vibración generada por la perforación.

8. Se debe entubar el total de la longitud de los taladros de arrastre en todos los frentes, ya que al no entubar el detritus que produce la perforación ingresa a dichos taladros dificultando el carguío.
9. En frentes de avance, se debe realizar el pintado de una línea continua en la corona (línea de dirección), para poder utilizar dicha línea como guía para la perforación del frente, ya que el operador de jumbo alineara a dicha línea la viga del jumbo.
10. Se debe usar guidores para la perforación de todo el frente y no solo para perforar los taladros de arranque sino para perforar todo el frente, para de esta manera poder mantener el paralelismo entre taladros y no sobre excavar.
11. • Se debe mantener una longitud de perforación homogénea para evitar el sobre consumo de explosivos y poder realizar un avance homogéneo por disparo.

BIBLIOGRAFÍA

1. SALKIND, Neil J. (1997). Métodos de investigación. México D.F. Editorial Prentice Hall.
2. VALDERRAMA MENDOZA, Santiago (2002). Pasos para elaborar proyectos y tesis de investigación científica. Perú. Editorial San Marcos.
3. AVELLANEDA, Justo (2001). Lecturas de Teoría de la Ciencia. Perú. Editorial Jurídica Lima.
4. EXPLOTACION SUBTERRANEA. Metodos de explotacion subterranean. Facultad de Ingenieria de Minas. Oscar LLanque Maquera, Vidal Navarro Torres, Jorge Durant Broden, Yuri Coils Choque, Ruben Calderon Mendoza, Henry Tapia Valencia, Mario Cuentas Alvarado, Eugenio Camac Torres. 1999.
5. MANUAL DE EVALUACION Y DISEÑO DE EXPLOTACIONES MINERAS. Manuel Bustillo Revuelta, Carlos Lopez Jimeno. 1997.
6. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN. Roberto Hernández Sampieri. Director del Centro de Investigacion y Coordinador del Doctorado en Administracion de la Universidad de Celaya Profesor del Instituto Politecnico Nacional. 2006.

ANEXOS

ANEXO 01

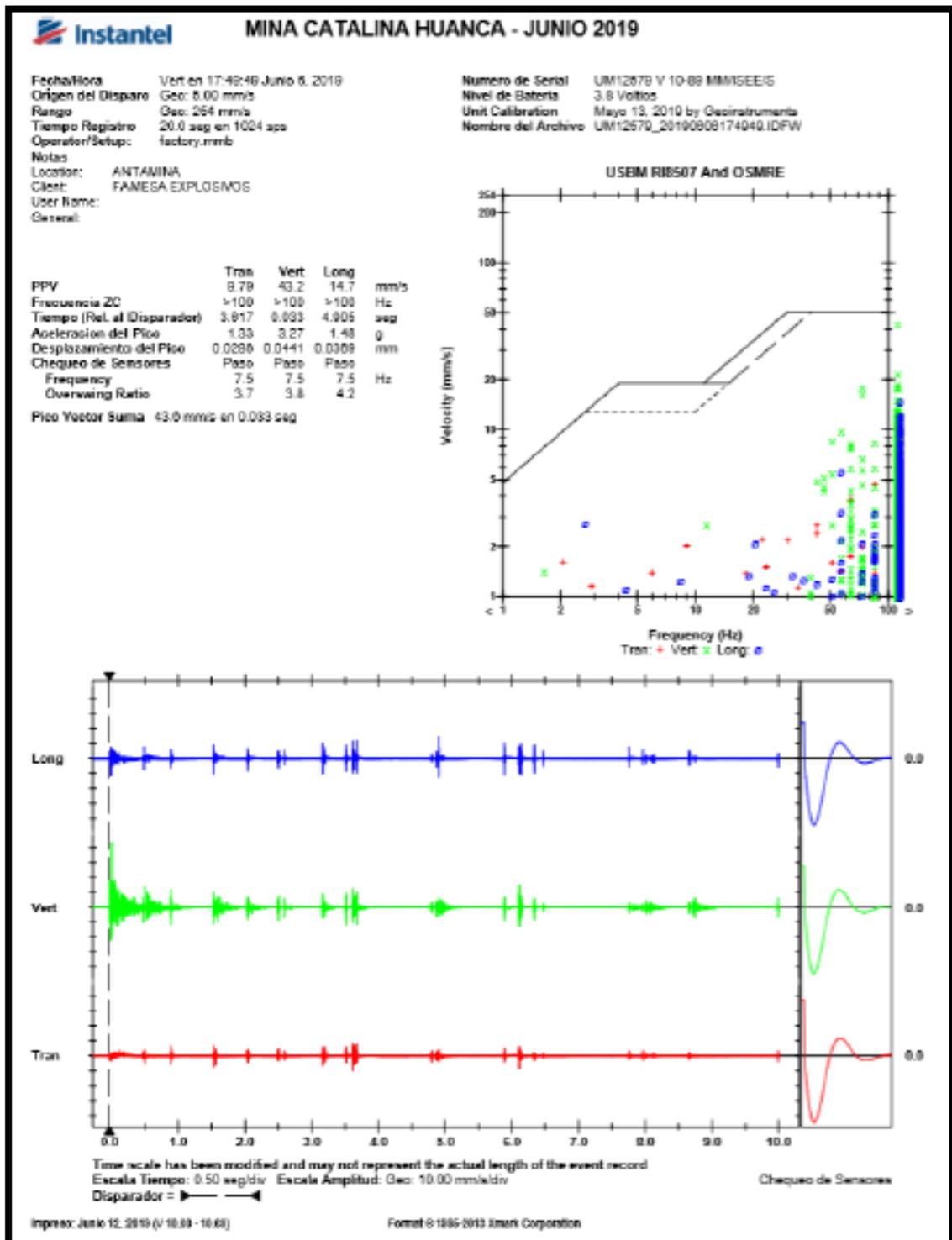
MATRIZ DE CONSISTENCIA

MATRIZ DE CONSISTENCIA					
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN Y MUESTRA
<p>Problema General ¿Cómo optimizar la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca?</p> <p>Problema Específico ¿Cuáles son los factores que generan fragmentación inadecuada en los frentes de avance? ¿Cómo influye un diseño de malla inadecuado en la fragmentación de la roca?</p>	<p>Objetivo General Diseñar de forma óptima la voladura en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.</p> <p>Objetivo Específico - Identificar los factores de diseño para generar una granulometría adecuada en la voladura de frentes de avance. -Determinar el uso adecuado de los faneles MS para optimizar los frentes de avance.</p>	<p>Hipótesis General La optimización de Voladura influye significativamente en frentes de avance con el uso de faneles MS en la mina Catalina Huanca.</p> <p>Hipótesis Específico - Influye significativamente los factores de voladura para obtener una granulometría adecuada en los frentes de avance. - Influye significativamente el uso de faneles MS para optimizar los frentes de avance.</p>	<p>Independiente Optimización de voladura.</p> <p>Dependiente Frentes de avance.</p> <p>Interviniente Faneles MS.</p>	<p>Tipo: Explicativo</p> <p>Nivel: Descriptivo</p> <p>Diseño: Descriptivo</p> <p>Metodología: Inductivo</p>	<p>Población: Está determinado por los 10 frentes de avance.</p> <p>Muestra: $n' = S^2/V^2$ $n = n'/(1+n'/N)$ N = 10 frentes. Y = 1 frente Se = 0.01 $V^2 = (0.01)^2 = 0.0001$ $S^2 = p(1-p) = 0.95 (1-0.95) = 0.0475$ $n' = 0.0475/0.0001 = 475$ $n = 475/(1+475/10) = 9.79$ n = 10</p>

Fuente: Elaboración propia

ANEXO 02

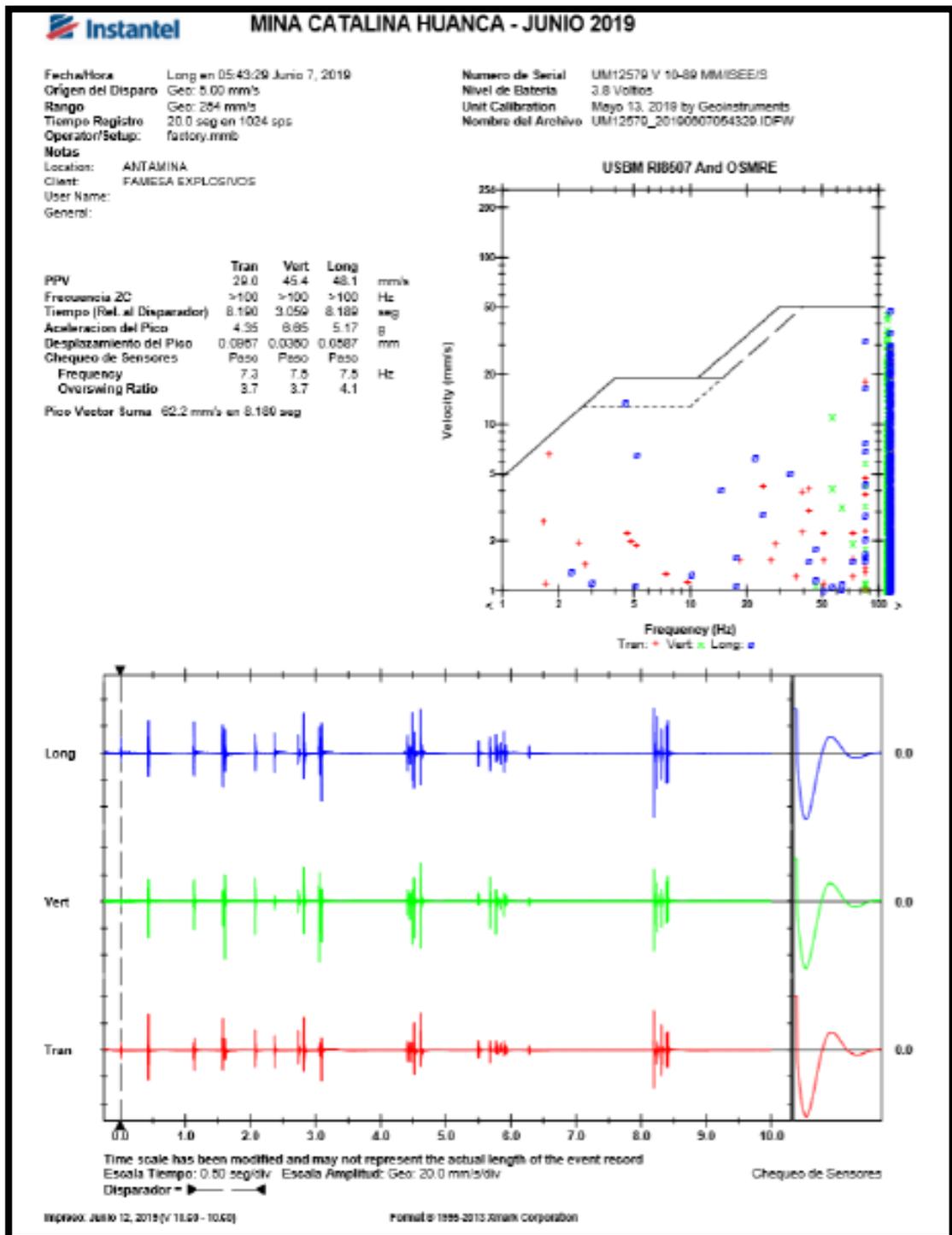
Gráfico 1: Análisis de vibración 1



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 03

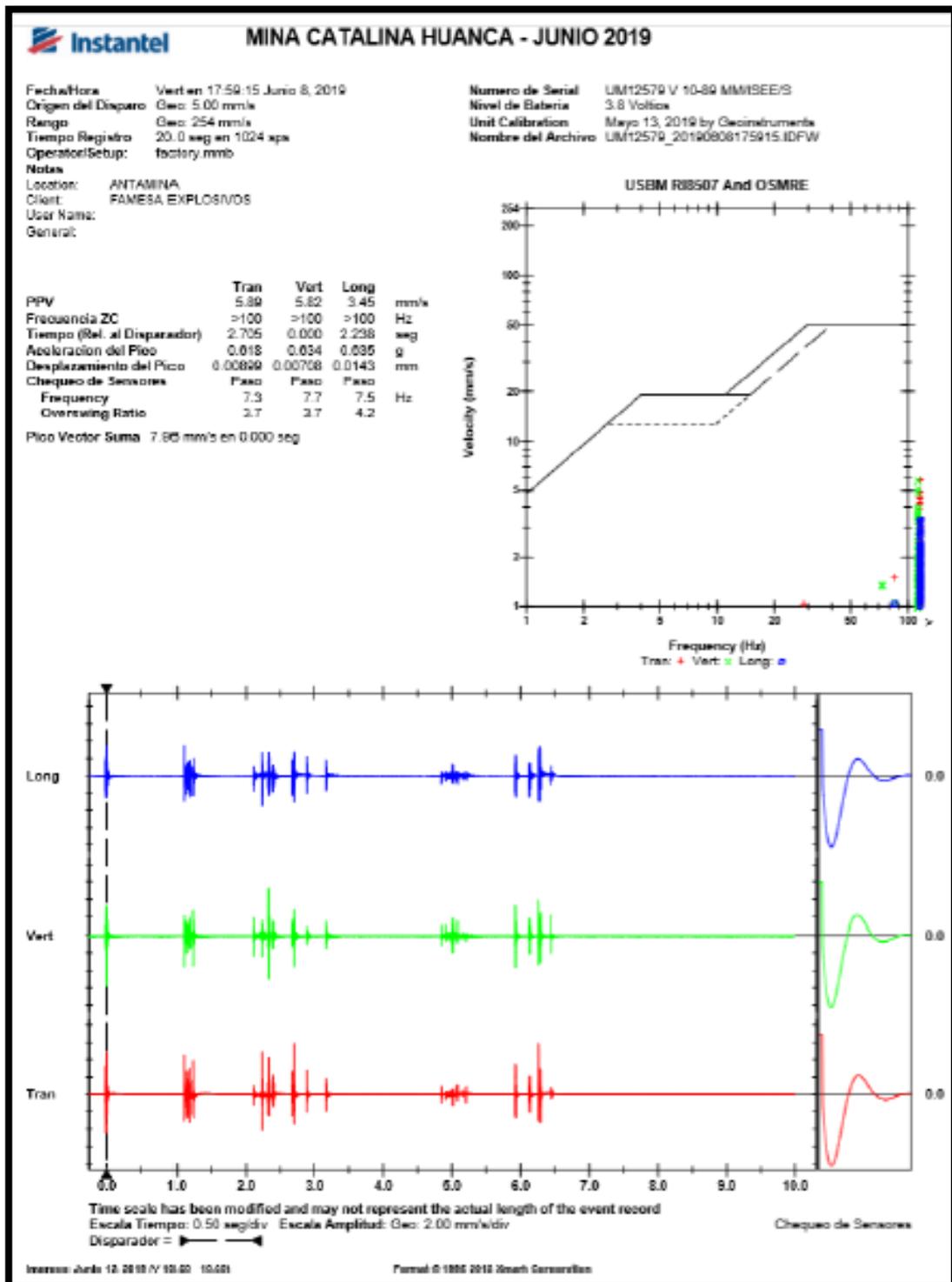
Gráfico 2: Análisis de vibración 2



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 04

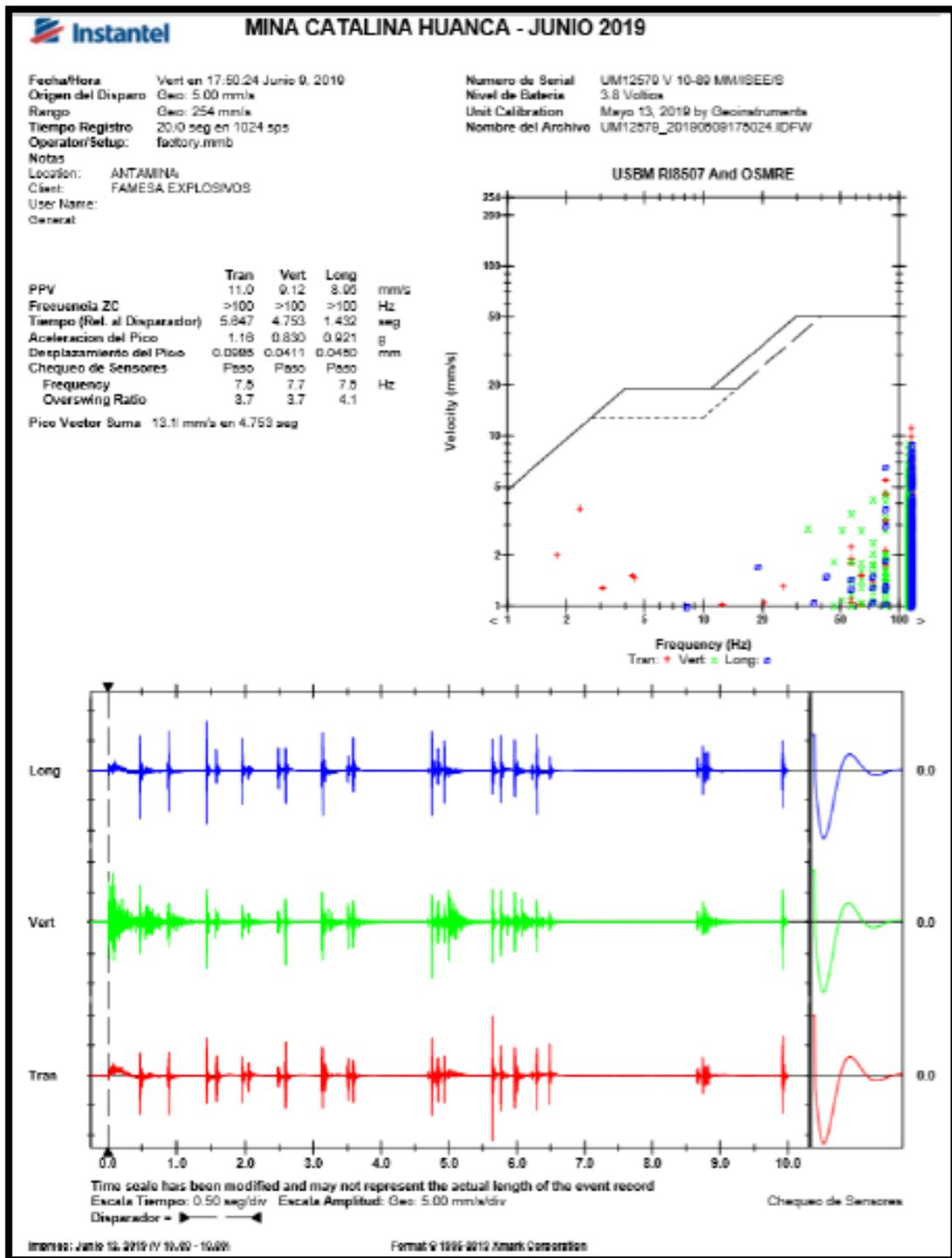
Gráfico 3: Análisis de vibración 3



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 05

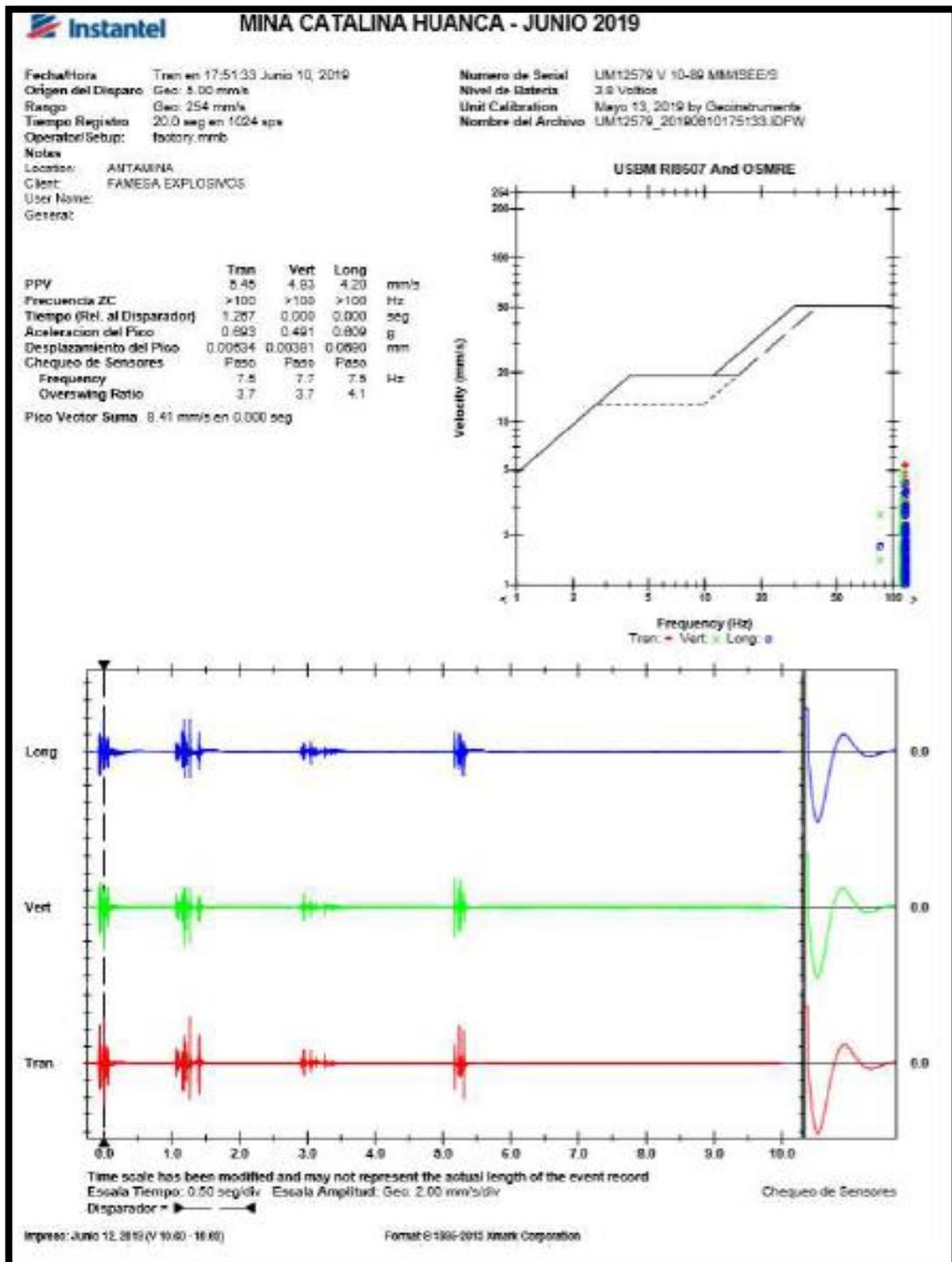
Gráfico 4: Análisis de vibración 4



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 06

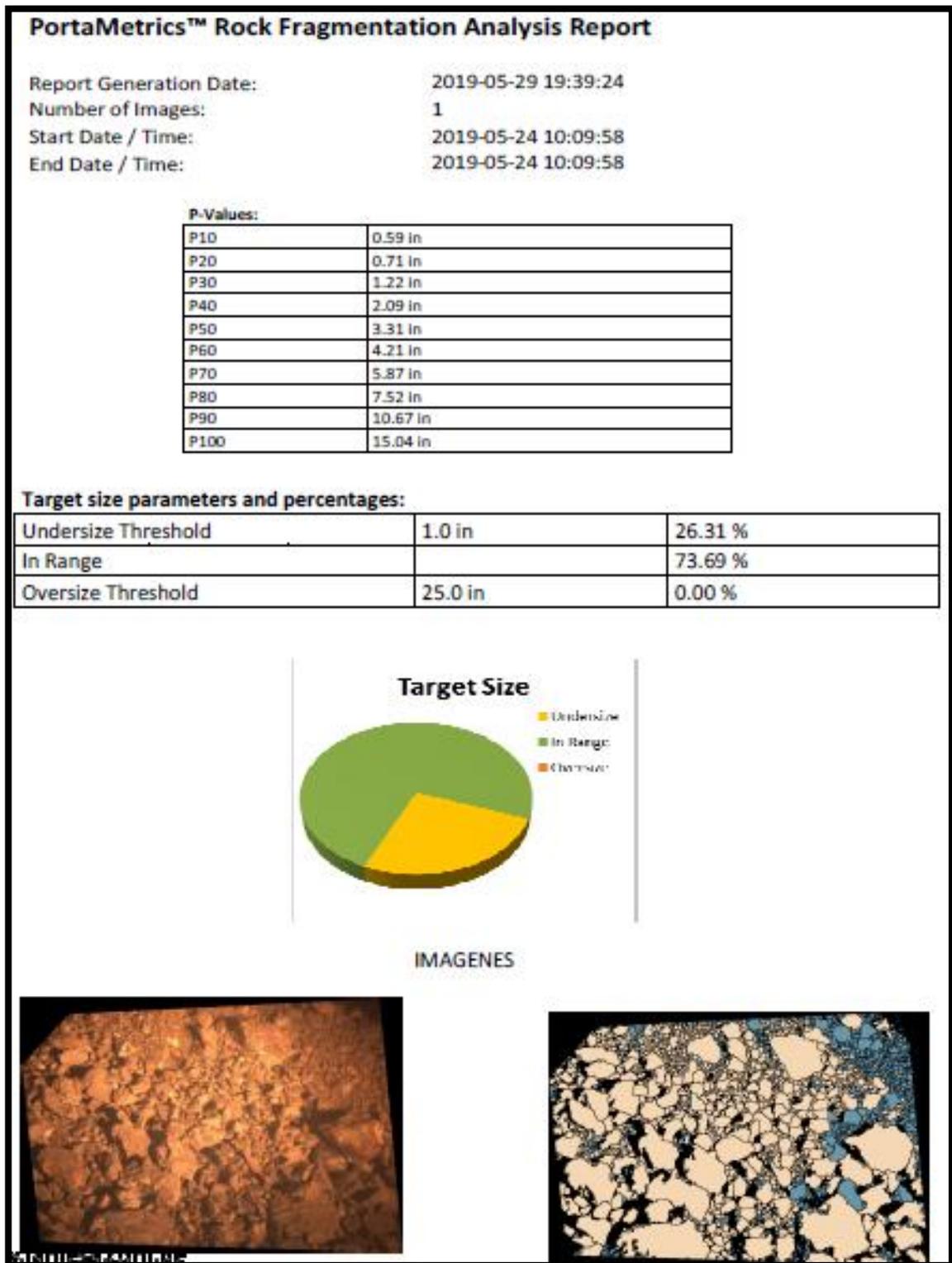
Gráfico 5: Análisis de vibración 5



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 07

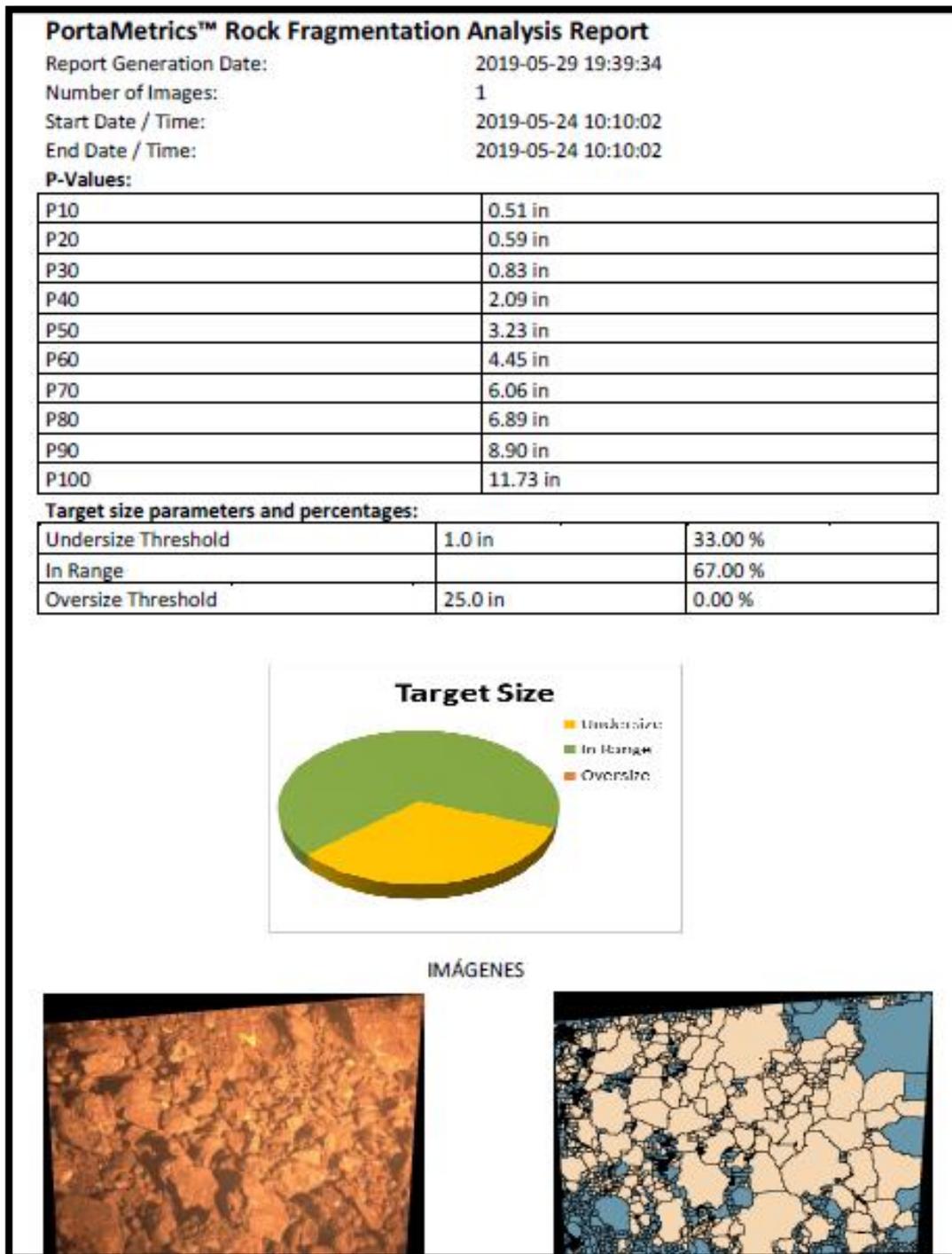
Gráfico 6: Análisis granulométrico 1



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 08

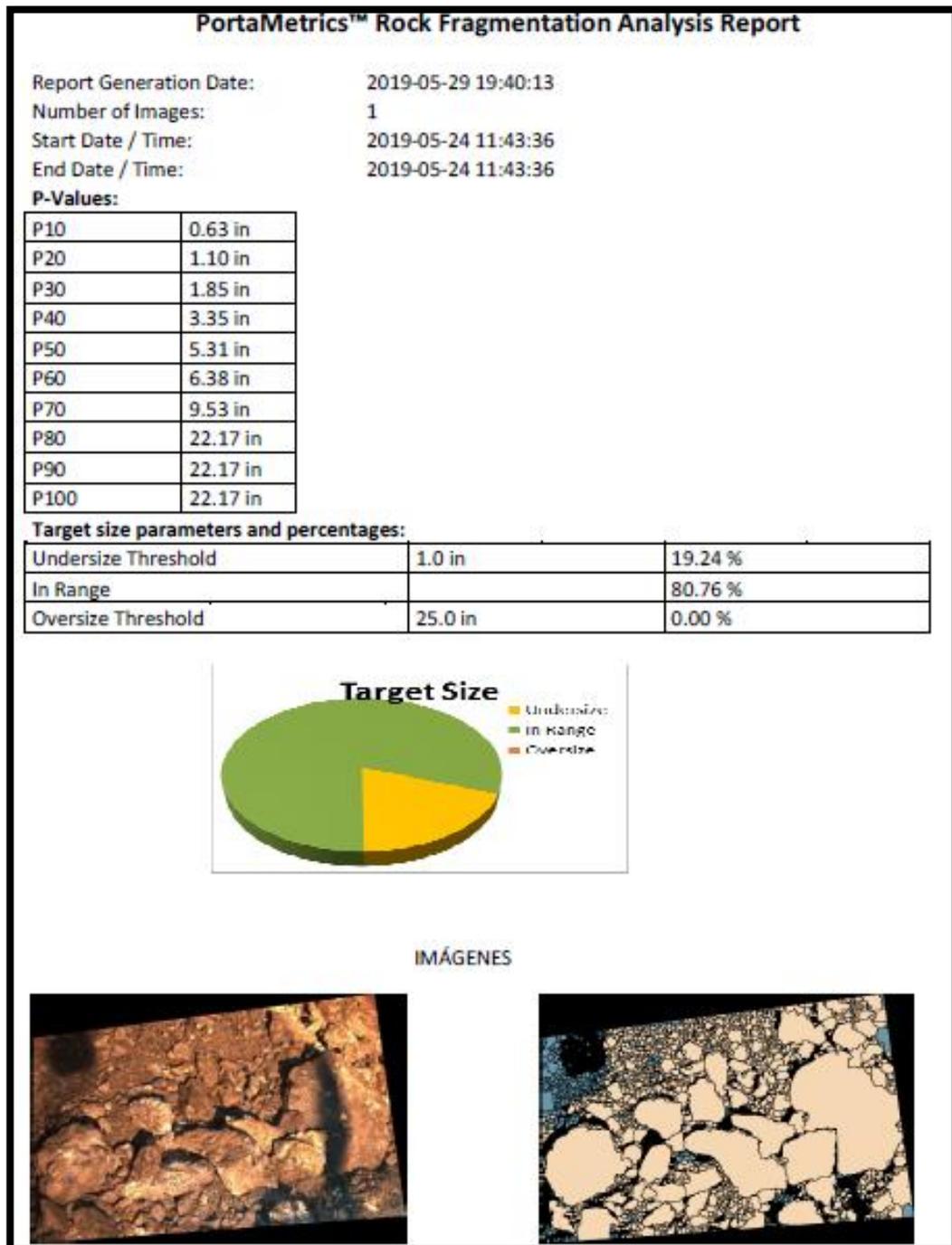
Gráfico 7: Análisis granulométrico 2



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 09

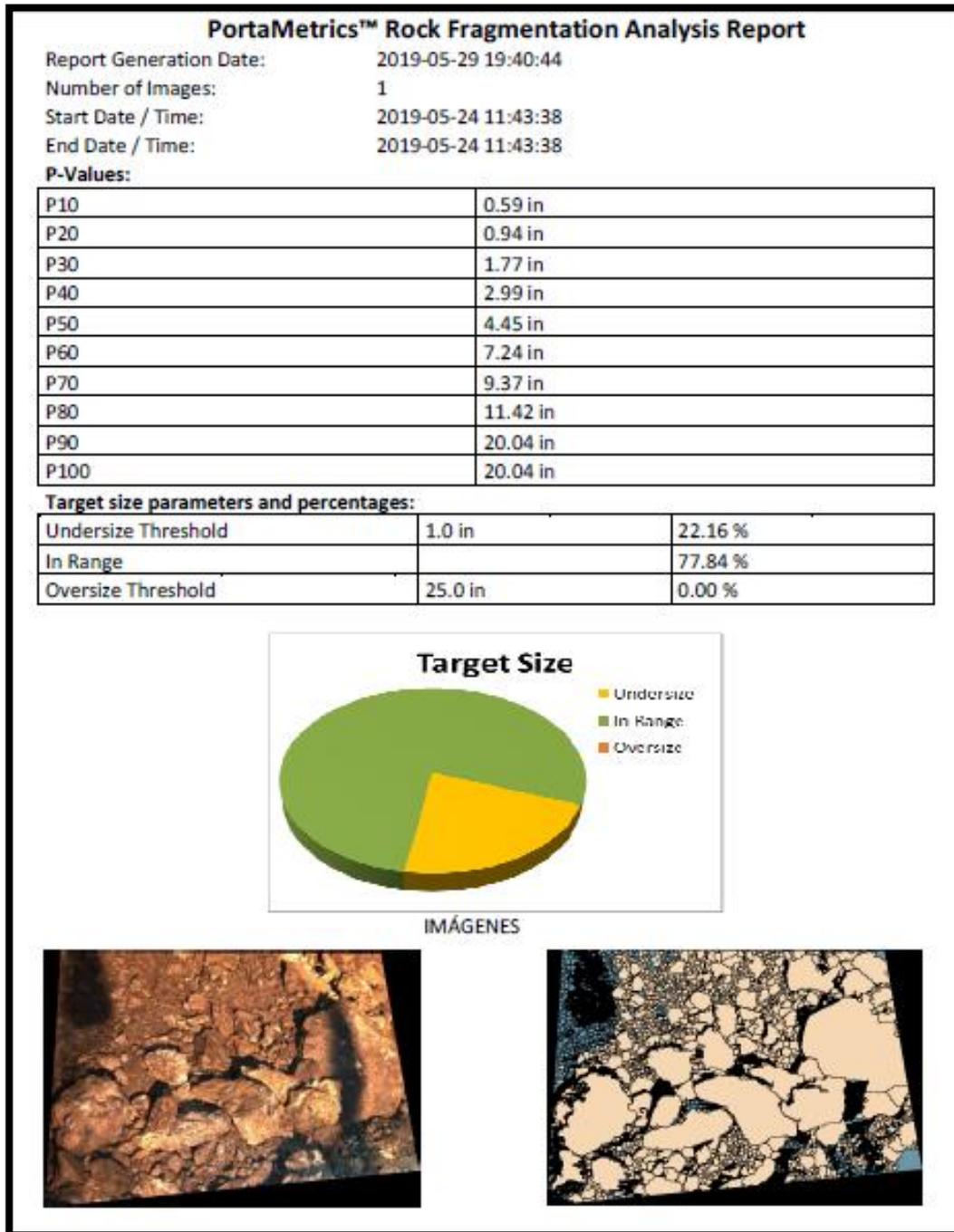
Gráfico 8: Análisis granulométrico 3



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 10

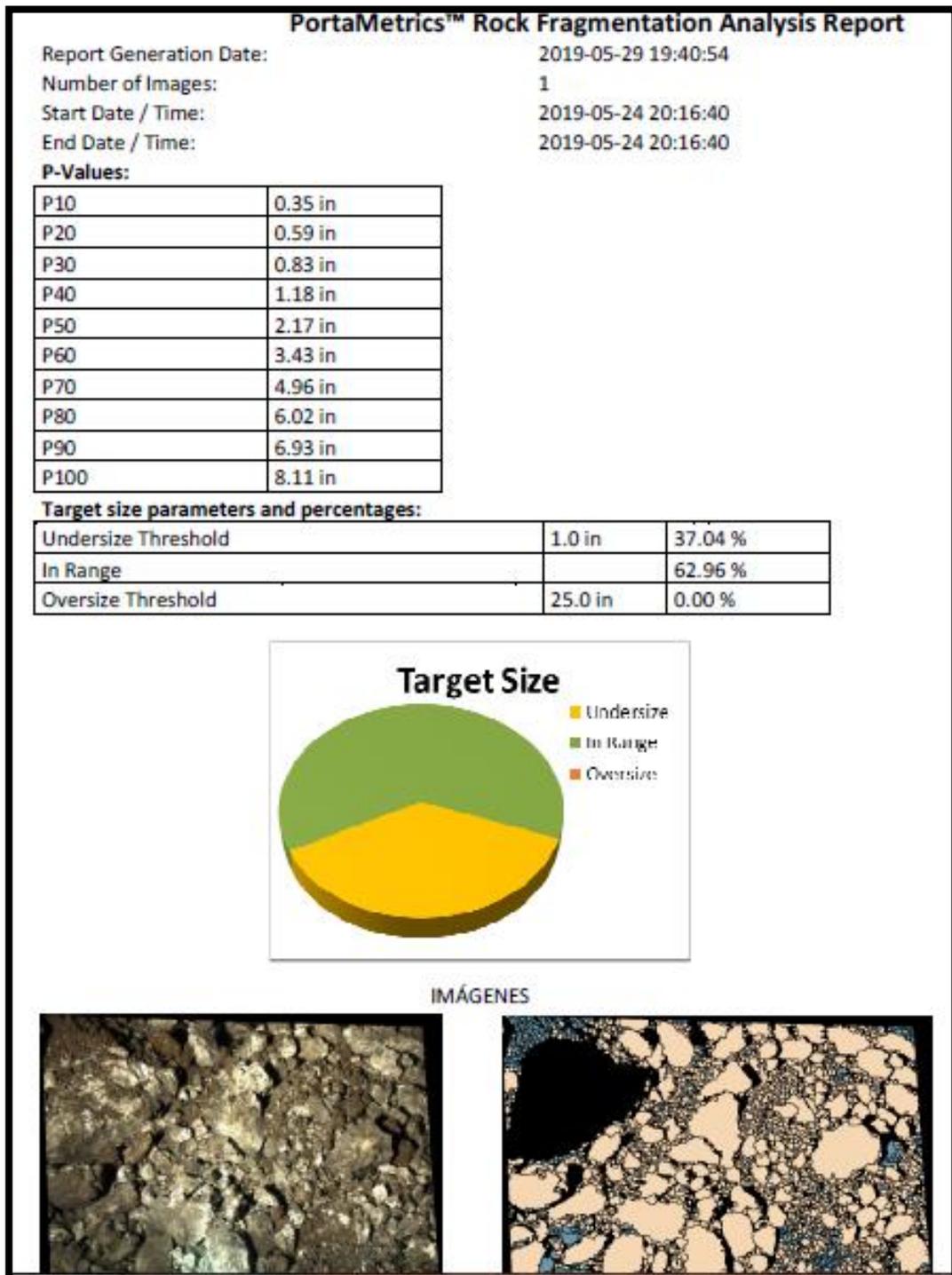
Gráfico 9: Análisis granulométrico 4



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 11

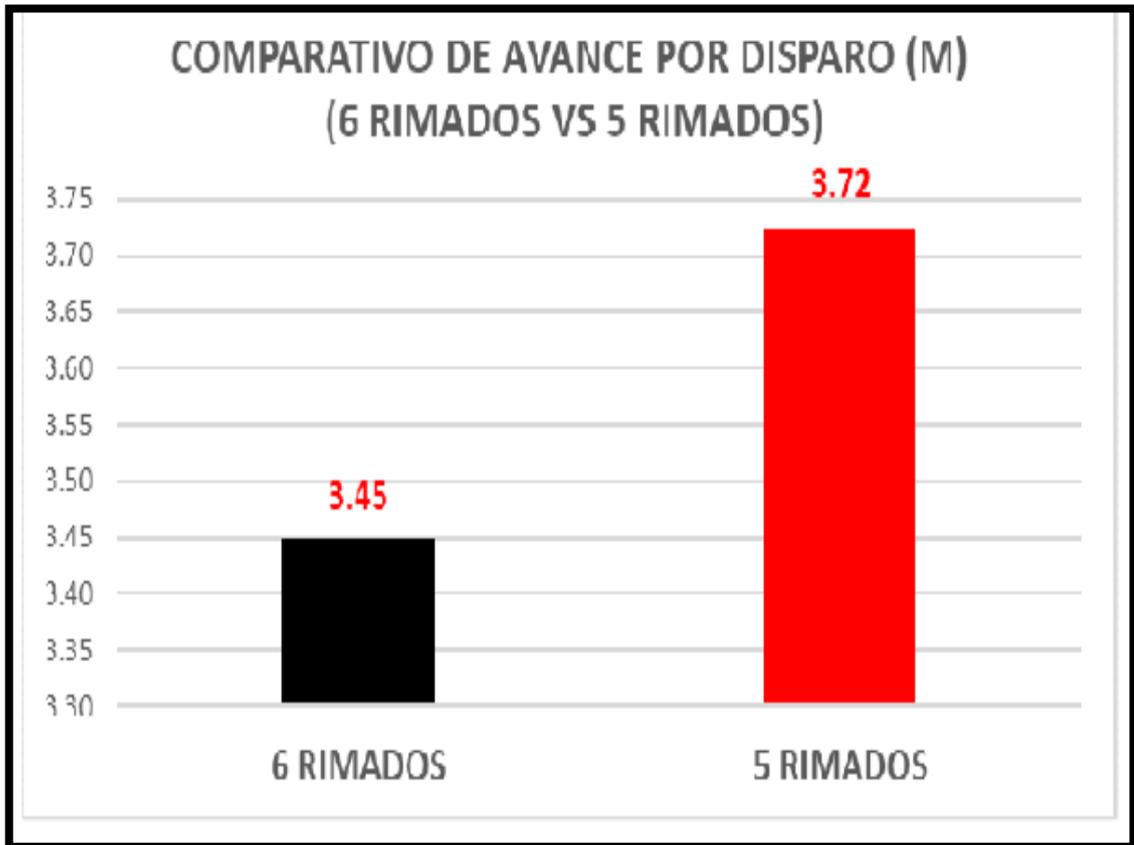
Gráfico 10: Análisis granulométrico 5



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 12

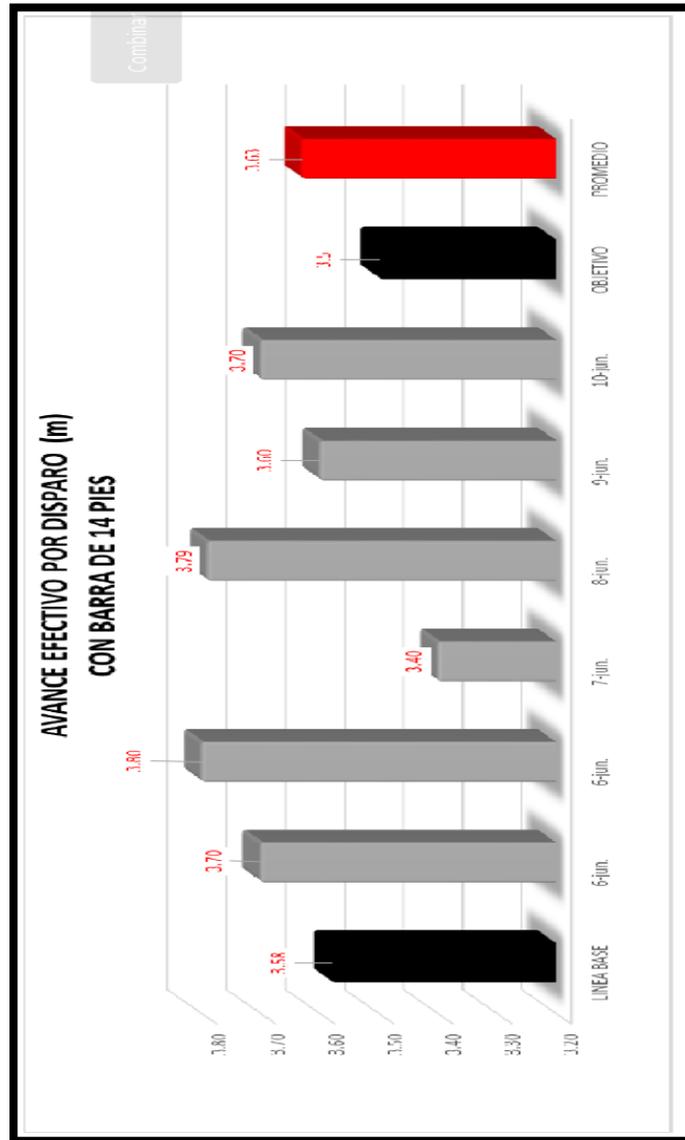
Gráfico 11: Avance por disparo fanel MS



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC

ANEXO 13

Gráfico 12: Avance efectivo por disparo fanel MS



Fuente: Catalina Huanca Sociedad Minera SAC