

Universidad Católica de Santa María

Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**Optimización de la Perforación y Voladura en Vetas Angostas con el Método
Selectivo (Circado) para Mejorar la Productividad en los Tajeos de la Veta
Coricancha, Arequipa**

Tesis presentada por el bachiller:

Manrique Zea, Miguel Angel

ORCID: 0009-0009-5471-6323

para optar el Título Profesional de **Ingeniero de Minas**

Asesor:

Mg. Reátegui Ordoñez, Fulton Carlos Pastor

ORCID: 0000-0002-8419-3123

Arequipa – Perú

2024

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

TITULACIÓN CON TESIS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 02 de Abril del 2024

Dictamen: 004252-C-EPIM-2024

Visto el borrador del expediente 004252, presentado por:

2015246501 - MANRIQUE ZEA MIGUEL ANGEL

Titulado:

**OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN VETAS
ANGOSTAS CON EL MÉTODO SELECTIVO (CIRCADO) PARA MEJORAR LA
PRODUCTIVIDAD EN LOS TAJEOS DE LA VETA CORICANCHA, AREQUIPA**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

**40656104 - LOPEZ CASAPERALTA DE DIAZ PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**29721032 - DELGADO PONCE MARIA AZUCENA
DICTAMINADOR**



**40859499 - BERNEDO TITO EDWIN JOSE
DICTAMINADOR**



Optimización de la Perforación y Voladura en Vetas Angostas con el Método Selectivo (Circado) para Mejorar la Productividad en los Tajeos de la Veta Coricancha, Arequipa

ORIGINALITY REPORT

18%

SIMILARITY INDEX

18%

INTERNET SOURCES

0%

PUBLICATIONS

1%

STUDENT PAPERS

PRIMARY SOURCES

1	repositorio.ucv.edu.pe Internet Source	8%
2	hdl.handle.net Internet Source	2%
3	repositorio.unsa.edu.pe Internet Source	2%
4	repositorio.undac.edu.pe Internet Source	2%
5	repositorio.uncp.edu.pe Internet Source	1%
6	pdfcookie.com Internet Source	1%
7	www.grafiati.com Internet Source	1%
8	tesis.ucsm.edu.pe Internet Source	1%

DEDICATORIA

Dedicatoria A mis padres Henry y Luz, quienes han sido mi fuente constante de amor, apoyo y motivación a lo largo de mi vida. Gracias por creer en mí y por estar siempre ahí, incluso en los momentos más difíciles. Este logro es tanto suyo como mío.

A mi abuela Humercinda y mi pareja Paola quien ha sido mi compañera de viaje incondicional en todas las etapas de mi vida. Gracias por ser mi confidente, mi amiga y mi amor. Este logro es también tuyo.

Y finalmente, a mis amigos y maestros, quienes han contribuido en mi crecimiento y desarrollo como persona y profesional. Gracias por inspirarme y apoyarme en mi camino hacia este logro académico.

AGRADECIMIENTO

Quiero expresar mi profundo agradecimiento a Dios por darme el espíritu de paciencia, investigación, análisis e insistencia a culminar mis estudios y ser un futuro ingeniero de minas.

En primer lugar, agradezco a mi familia por su invaluable orientación, paciencia y el apoyo incondicional durante toda mi formación académica.

También quiero agradecer a mis colegas y amigos por su motivación y ánimo en los momentos difíciles.

Finalmente, agradezco a todas las personas que han participado directa o indirectamente en la realización de esta tesis, por su tiempo, conocimiento y colaboración. Estoy agradecido por haber tenido la oportunidad de trabajar en este proyecto y espero que mi trabajo contribuya al desarrollo de mi campo de estudio.

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación, “Optimización de la perforación y voladura en vetas angostas con el método selectivo (circado) para mejorar la productividad en los tajeos de la veta Coricancha, Arequipa”, donde se abordó la optimización de los procesos unitarios, debido a que tiene problemas por sus altos costos de perforación - voladura, excesivos tiempos en limpieza - nivelación, baja recuperación de la estructura mineralizada y alta dilución del material extraído, puesto que los procedimientos no son los adecuados, produciendo pérdidas económicas, así como desgastes de insumos y maquinas.

El objetivo de la investigación fue determinar la optimización en los procesos de perforación y voladura, mediante la implementación de estudios geo mecánicos y de modelos matemáticos para mejorar la productividad, analizando la dilución y recuperación de la estructura mineralizada, además de reducir costos y tiempos en los procesos de explotación.

Tiene un tipo de investigación básica y un diseño de investigación experimental descriptivo. La información recogida se introdujo en los programas Excel y Auto Cad para el procesamiento, análisis e interpretación de datos de cada variable, con el fin de desarrollar los resultados e hipótesis planteados en la investigación, los cuales se recolectaron con análisis documentales y guías de observación.

El procedimiento para el desarrollo de este proyecto se realizó en un principio con un análisis geomecánica en el Tajeo 575 E, obteniendo como resultados la densidad del mineral y desmonte, los esfuerzos de compresión y tracción, así como la velocidad de onda sísmica de la roca y el módulo de Young, con esta información se llevó a cabo un diseño de malla de perforación a través de modelos matemáticos propuestos por el manual de perforación y voladura de López Jimeno, luego se realizó un análisis de la velocidad de propagación de onda con el modelo de Neyman, para encontrar el radio de influencia del explosivo, luego se determinó los tiempos,

costos operativos, se halló la menor dilución y la mayor recuperación del mineral realizando un análisis de las muestras del concentrado de cobre plata y oro del mineral extraído, para hacer su valorización económica y finalmente se realizó el cálculo de los beneficios brutos, restando la valorización del mineral menos los costos operativos.

El trabajo de investigación al aplicar el método de Circado ayudo a mejorar la productividad obteniendo una reducción en los costos operativos de los tajeos que vario entre 62.54 \$/ m3 a 36.95 \$/m3, reduciendo a un 41% , además se aumentó las utilidades brutas de \$ 2184.49 a \$ 6785.19 dando como resultado 147% de beneficio adicional, esto se llevó a cabo gracias al diseño de la perforación y voladura obteniendo un Burden de 0.5 a 0.9 metros con los modelos matemáticos, reduciendo de 120 taladros a 67 taladros, optimizando la utilización de insumos, recursos y maquinas en un 44%, además de conseguir una granulometría adecuada que permitió reducir en un 17% los tiempos en las actividades de explotación, así como una menor dilución que vario de un 35 % a un 25% dando como resultado una valoración de 377.45 \$/Tm a 518.21 \$/Tm, logrando un 45 % adicional de beneficio de venta. Y una recuperación que paso de 80% a 100% de la estructura mineralizada cumpliendo con el tonelaje planificado por cada tajeo.

Palabras clave: circado, producción, dilución, geomecánica, perforación, voladura.

ABSTRACT

In the present research work, "Optimization of drilling and blasting in narrow veins with the selective method (circado) to improve productivity in the cuts of the Coricancha vein, Arequipa ", where the optimization of unit processes was addressed, because it has problems due to its high costs of drilling - blasting, excessive cleaning - leveling times, low recovery of the mineralized structure and high dilution of the extracted material, due to inappropriate procedures, which when carried out cause economic losses, as well such as wear of supplies and machines.

The objective of the research was to determine the optimization in the drilling and blasting processes, through the implementation of geomechanical studies and mathematical models to improve productivity, analyzing the dilution and recovery of the mineralized structure, in addition to reducing costs and times in the exploitation processes.

It has a basic research type and a descriptive experimental research design. The information collected was entered into the Excel and Auto Cad programs for the processing, analysis and interpretation of data for each variable, in order to develop the results and hypotheses raised in the investigation, which were collected with documentary analysis and guides. observational.

The procedure for the development of this project was carried out initially with a geomechanical analysis in the Tajeo 575 E, obtaining as results the density of the mineral and waste rock, the compression and tensile stresses, as well as the seismic wave velocity of the rock. and Young's modulus, with this information a drilling mesh design was carried out through mathematical models proposed by the López Jimeno drilling and blasting manual, then an analysis of the wave propagation velocity was carried out with the Neyman model, to find the radius of influence of the explosive, then the times and operating costs were determined, the lowest dilution and highest recovery of the mineral, carrying out an analysis of the samples of the copper, silver and gold

concentrate of the extracted mineral, to make its value economic growth and finally the calculation of the gross benefits was made, subtracting the valuation of the mineral minus the operating costs.

The research work by applying the Circado method helped improve productivity, obtaining a reduction in the operating costs of the stopes that varied between 62.54 \$/m³ to 36.95 \$/m³, reducing to 41%, in addition to increasing the gross profits of \$2184.49 to \$6785.19 resulting in 147% additional benefit, this was carried out thanks to the design of the drilling and blasting, obtaining a Burden of 0.5 to 0.9 meters with the mathematical models, reducing from 120 drills to 67 drills, optimizing the use of inputs, resources and machines by 44%, in addition to achieving an adequate granulometry that allowed to reduce the times in exploitation activities by 17%, as well as a lower dilution that varied from 35% to 25%, giving as The result is a valuation of \$377.45/MT to \$518.21/MT, achieving an additional 45% of sales profit. And a recovery that went from 80% to 100% of the mineralized structure, complying with the planned tonnage for each stope.

Keywords: circado, production, dilution, geomechanics, drilling, blasting.

INDICE

DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	III
RESUMEN	IV
ABSTRACT	VI
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I	3
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.1. Problema de Investigación.....	3
1.1.1. Determinación del Problema	3
1.1.2. Descripción del Problema.....	4
1.2. Objetivos.....	4
1.2.1. Objetivo General	4
1.2.2. Objetivos Específicos	4
1.3. Formulación del Problema – Preguntas de la Investigación.....	5
1.3.1. Problema General.....	5
1.3.2. Problemas Específicos	5
1.4. Taxonomía de la investigación	6
1.5. Justificación.....	6
1.5.1. Justificación Teórica	6

1.5.2.	Justificación Práctica	7
1.5.3.	Justificación Metodológica.....	7
1.5.4.	Justificación Económica	7
1.5.5.	Justificación Social.....	8
1.6.	Hipótesis.....	8
1.7.	Variables.....	8
1.7.1.	Variable Independiente.....	8
1.7.2.	Variable Dependiente	8
1.7.3.	Operacionalización de variables.....	9
1.8.	Línea de Investigación	10
CAPITULO II.....		11
2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS.....		11
2.1.	Estado del Arte.....	11
2.2.	Antecedentes de Investigación	12
2.2.1.	Antecedentes Internacionales	12
2.2.2.	Antecedentes nacionales.....	13
2.2.3.	Antecedentes Locales.....	18
2.3.	Bases Teóricas.....	20
2.3.1.	Condiciones de diseño del tajeo.....	20
2.3.1.1.	Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional	20
2.3.1.2.	Circado de Vetas	22

2.3.1.3. Labores Mineras	22
2.3.1.4. Método y Ciclo de minado	23
2.3.2. Geomecánica	24
2.3.2.1. Densidad del Material	24
2.3.2.2. Resistencia a la compresión Carga Puntual	24
2.3.2.3. Resistencia a la compresión Uniaxial.....	26
2.3.2.4. Esfuerzo a la compresión Ensayo con esclerómetro.....	26
2.3.2.5. Resistencia a la Tracción.....	29
2.3.2.6. Velocidad sísmica de la roca y Modulo de Young	30
2.3.2.7. RQD	31
2.3.2.8. RMR	32
2.3.3. Perforación.....	34
2.3.3.1. Técnicas de Perforación	34
2.3.3.2. Equipos y accesorios de perforación	35
2.3.3.3. Suministros y recursos	38
2.3.3.4. Diseño de malla de perforación.....	40
2.3.4. Voladura.....	49
2.3.4.2. Criterio de daño de Holmes and Persson	53
2.3.4.3. Modelo de Neyman.....	53
2.3.4.4. Factor de carga.....	56
2.3.4.5. Factor de potencia	57

2.3.5. Limpieza y nivelación.....	57
2.3.5.1. Factor de Esponjamiento.....	58
2.3.6. Recuperación mineral.....	58
2.3.6.1. Dilución.....	58
2.3.6.2. Muestreo.....	58
2.3.6.3. Leyes erráticas.....	59
2.3.6.4. Ley promedio.....	60
2.3.6.5. Área, Volumen y tonelaje.....	60
CAPITULO III.....	62
3. MARCO METODOLÓGICO.....	62
3.1. Descripción geológica de la Unidad Minera.....	62
3.1.1. Ubicación.....	62
3.1.2. Clima y meteorología.....	63
3.2 Alcances y Limitaciones.....	64
3.2.1. Alcance.....	64
3.2.2. Limitaciones.....	64
3.3. Tipo y Nivel de la Investigación.....	64
3.3.1. Identificación del Grupo.....	64
3.3.2. Control del Grupo.....	64
3.3.3. Tamaño del Grupo.....	65
3.4. Cambio de Verificación.....	65

3.4.1 Población	65
3.4.2 Muestra	65
3.5 Métodos, Técnicas e Instrumento de Recolección de Datos	65
3.5.1. Métodos y materiales	66
3.5.2. Técnicas e instrumento de recolección de datos	66
3.5.2.1. Técnicas	66
3.5.3. Instrumentos	67
3.6. Plan de Análisis y procesamiento Estadísticos de los Datos	68
3.6.1. Plan de análisis	68
3.6.2. Procesamiento estadístico	68
3.6.2.1. Etapa de recojo de información	68
3.7. Cronograma de actividades	68
CAPITULO IV	71
4. RESULTADOS Y DISCUSIONES	71
4.1. Características del Yacimiento y Dimensiones de Labor	71
4.1.2. Potencia de la veta	71
4.1.3. Dimensiones del bloque	72
4.1.4. Altura y ancho de la labor	72
4.1.5. Orientación del bloque	73
4.2. Ensayos de Laboratorio	73
4.2.1. Extracción de testigo	73

4.2.2.	Densidad del material	74
4.2.3.	Resistencia a la compresión.....	75
4.2.3.1.	Ensayo de Carga puntual	75
4.2.3.2.	Ensayo de Compresión Simple	75
4.2.3.3.	Prueba con esclerómetro.....	76
4.2.4.	Análisis de resultados Esfuerzo a la Compresión.....	79
4.2.5.	Resistencia a la tracción (Método Indirecto)	80
4.2.6.	Ensayo de ultrasonido (ISRM).....	82
4.3.	Estudios Geomecánicos	83
4.3.1.	RQD	83
4.3.2.	RMR	84
4.4.	Modelos matemáticos de Perforación y voladura	86
4.4.1.	Selección del explosivo.....	86
4.4.2.	Cálculo del burden y espaciamiento	87
4.4.3.	Diseño de Carga Explosiva	95
4.4.4.	Predicción de la velocidad de partícula en la Roca Circundante	96
4.4.4.1.	Criterio de Daño de Holmberg & Persson.....	96
4.4.4.2.	Modelo de Neyman.....	97
4.4.4.3.	Simulación de Velocidad de onda en el taladro	99
4.4.5.	Selección del modelo matemático para el diseño de la malla de perforación ..	101
4.4.6.	Diseño de la malla de perforación y Voladura aplicando el método de Circado	

4.4.7.	Comparativa del antes y el después de la malla de perforación y voladura	102
4.5.	Análisis del macizo Rocoso	106
4.5.1.	Factor de Esponjamiento.....	106
4.5.2.	Comparación del antes y después de la limpieza y nivelación en tajos.....	107
4.6.	Manejo de Tiempos en los procesos unitarios de explotación	109
4.7.	Evaluación de Costos operativos	110
4.7.1.	Comparativa de reducción de costos aplicando la malla de perforación de OLOFSSON.....	110
4.8.	Dilución.....	111
4.8.1.	Dilución del Mineral.....	111
4.8.2.	Muestras tomadas Antes y Después de la optimización	112
4.9.	Recuperación del Mineral	113
4.9.1.	Recuperación del mineral aplicando el circado de veta	113
4.9.2.	Valorización del Mineral aplicando el método de circado.....	115
4.9.3.	Cuadro comparativo de la Valorización del mineral por Disparo según su recuperación	115
4.10.	Comparativa de la Utilidad Bruta aplicando el método de circado con el modelo matemático de Olofsson	117
4.11.	Diseño topografico	118
DISCUSIÓN	119
CONCLUSIONES	125
RECOMENDACIONES	127

REFERENCIAS BIBLIOGRAFIAS	129
ANEXOS.....	132



INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Cuadro de Variables.....	9
Tabla 2 RQD	32
Tabla 3 Valores del RMR.....	34
Tabla 4 Combustible.....	39
Tabla 5 Cantidad de explosivos	42
Tabla 6 Factor de inclinación de los taladros.....	49
Tabla 7 Factor de corrección tipo roca.....	49
Tabla 8 Criterios de daño de Holmes and Persson	53
Tabla 9 Energía y trabajo útil del explosivo	54
Tabla 10 Ubicación	62
Tabla 11 Tramo – Vía.....	63
Tabla 12 Cronograma de actividades	70
Tabla 13 Carga puntual	75
Tabla 14 Ensayo de compresión simple Diorita.....	75
Tabla 15 Ensayo de compresión con esclerómetro Diorita	76
Tabla 16 Ensayo de compresión con esclerómetro Mineral.....	77
Tabla 17 Esfuerzo a la compresión teórico.....	79
Tabla 18 Análisis del esfuerzo a la compresión de la Diorita	79
Tabla 19 Resistencia a la compresión	80
Tabla 20 Calculo del Esfuerzo a la tracción de la Diorita	81
Tabla 21 RQD Desmonte	83
Tabla 22 RQD Mineral.....	83
Tabla 23 RMR Diorita	84
Tabla 24 RMR Mineral.....	86
Tabla 25 Costo del explosivo por unidad energética y presión de detonación	86

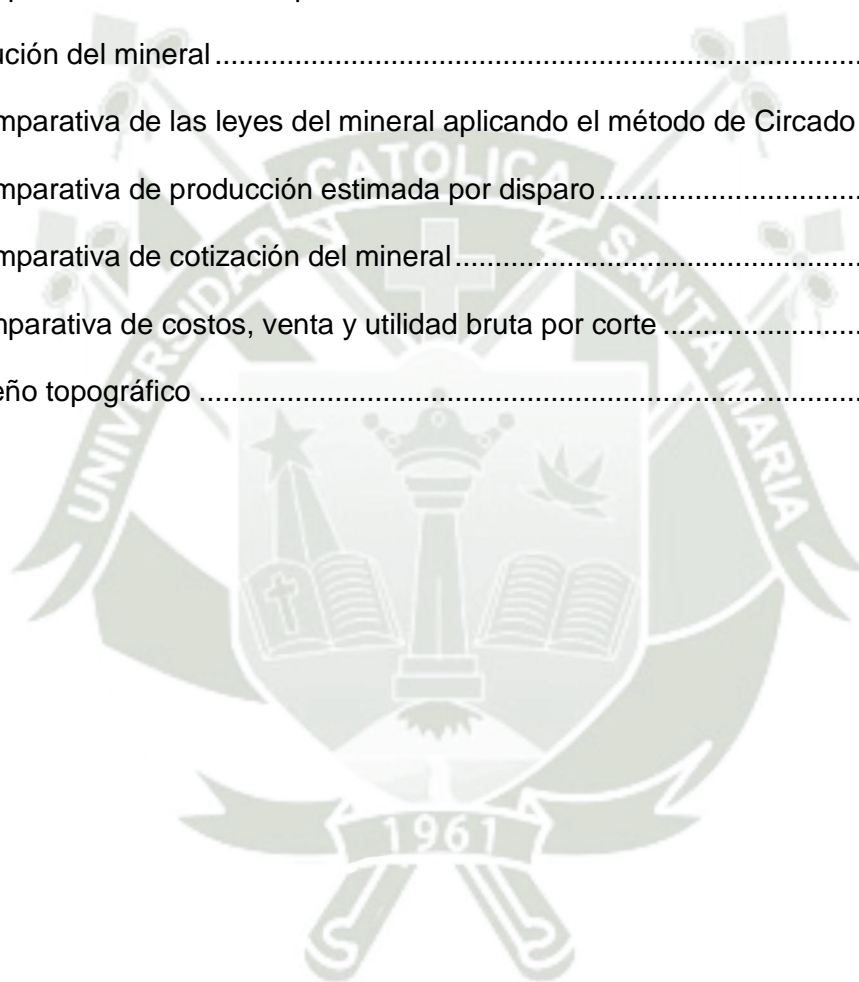
Tabla 26	Modelo matemático de Pearse	87
Tabla 27	Modelo matemático de Langnfors	87
Tabla 28	Modelo matemático de Konya	88
Tabla 29	Modelo matemático de Lopez Jimeno	89
Tabla 30	Modelo matemático de Hansen	90
Tabla 31	Modelo matemático de Foldesi	91
Tabla 32	Modelo matemático de Berta	92
Tabla 33	Modelo matemático de Bruce carr	93
Tabla 34	Modelo matemático de Olofsson	94
Tabla 35	Geometría y diseño de carga	95
Tabla 36	Criterios de daño	96
Tabla 37	Parámetros para el cálculo de potencial de velocidad	97
Tabla 38	Simulación de velocidad de onda de taladro	100
Tabla 39	Selección del modelo matemático para el diseño de la malla de perforación	101
Tabla 40	Malla de perforación y voladura	105
Tabla 41	Cuadro comparativo de la cantidad de material estéril evacuado al botadero	107
Tabla 42	Manejo de tiempos	109
Tabla 43	Comparación de reducción de costos	110
Tabla 44	Dilución del mineral	112
Tabla 45	Recuperación del mineral	113
Tabla 46	Valorización del mineral	115
Tabla 47	Comparación valorización del mineral	115
Tabla 48	Beneficio económico por Disparo	117

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Tajeo.....	20
Figura 2 Bloque Tajeo	21
Figura 3 Circado de veta	22
Figura 4 Tajeos	23
Figura 5 Método y ciclo minado.....	23
Figura 6 Ensayo de Franklin.....	24
Figura 7 Martillo de Schmidt.....	27
Figura 8 Grafica de Miller	28
Figura 9 Área lateral de un cilindro	29
Figura 10 Velocidad sísmica de la roca	31
Figura 11 Estimación y escala de valores.....	33
Figura 12 Perforación en breasting.....	34
Figura 13 Perforación en realce	35
Figura 14 Brocas.....	36
Figura 15 Barrenos	36
Figura 16 Perforadora.....	37
Figura 17 Compresora de 410 L.....	38
Figura 18 Agua para perforación.....	38
Figura 19 Aceite de perforación	39
Figura 20 Emulsión.....	50
Figura 21 Mecha de seguridad.....	51
Figura 22 Mecha	51
Figura 23 Fulminante.....	52
Figura 24 Conectores Z – 18.....	52

Figura 25 Predicción de la velocidad de partícula en la roca circundante	56
Figura 26 Limpieza y nivelación	58
Figura 27 Muestreo.....	59
Figura 28 Leyes erráticas	60
Figura 29 Ubicación de la concesión	63
Figura 30 Potencia de la veta.....	71
Figura 31 Altura y ancho de la labor	72
Figura 32 Orientación del bloque	73
Figura 33 Extracción de Ensayos cilíndricos	74
Figura 34 Densidad del material.....	74
Figura 35 Cartilla de Correlación para la Diorita.....	77
Figura 36 Cartilla de correlación para el Mineral	78
Figura 37 Ensayo de Tracción Diorita	80
Figura 38 Tendencia Esfuerzo a la tracción.....	81
Figura 39 Velocidad sísmica de la roca y modelo de Young.....	82
Figura 40 Clasificación Geomecánica de la Diorita	84
Figura 41 Clasificación geomecánica de la veta.....	85
Figura 42 Costo del explosivo según su energía.....	87
Figura 43 Comparativa de los autores con respecto al consumo de accesorios y consumibles de perforación y voladura	95
Figura 44 Simulación de velocidad de onda de taladro.....	99
Figura 45 Simulación de velocidad de onda de taladro.....	99
Figura 46 Onda taladro.....	100
Figura 47 Diseño de malla perforación y distribución de explosivo.....	102
Figura 48 Pruebas de Burden	102
Figura 49 Burden - 0.5m.....	103

Figura 50 Burden - 0.8 m y 0.9 m.....	103
Figura 51 Burden - 1 m.....	104
Figura 52 Comparativa del factor de carga y potencia aplicando el método de circado	106
Figura 53 Ancho del subnivel	108
Figura 54 Comparación de tiempos por actividad	109
Figura 55 Comparativa de costos de producción	111
Figura 56 Dilución del mineral.....	112
Figura 57 Comparativa de las leyes del mineral aplicando el método de Circado	113
Figura 58 Comparativa de producción estimada por disparo.....	114
Figura 59 Comparativa de cotización del mineral.....	116
Figura 60 Comparativa de costos, venta y utilidad bruta por corte	118
Figura 61 Diseño topográfico	119



INTRODUCCIÓN

El proyecto minero “Yarabamba” de la Compañía Aurífera Yarabamba S.A., está ubicado en el distrito de Yarabamba, región Arequipa, a una altitud promedio de 2,750 msnm y produce sulfuros de cobre. El proyecto, consta de una sola concesión minera “El Explorador” de 600 has., la misma que es colindante con las propiedades mineras de la Mina Cerro Verde. Dicho yacimiento está siendo explotado utilizando el método convencional de corte y relleno ascendente, el cual tiene una vida útil proyectada de acuerdo a los Recursos medidos – indicados e inferidos de 20 años de operación, con una producción continua creciente, la misma que inicia con 50 TMSD y alcanzar en la segunda mitad del proyecto, las 220 TMSD.

La unidad minera de “El Explorador” cuenta con la veta denominada Coricancha la cual está conformada por siete tajeos, su ciclo de minado consta de perforación, voladura, ventilación, desate, sostenimiento, limpieza, nivelación, enmaderado y desveteo. En algunos procesos presentan problemas por sus altos costos y tiempos, alta dilución y baja recuperación de la estructura mineralizada, es por ello que la investigación tiene como objetivo mejorar el método de circado para tener una buena productividad y selectividad del mineral.

Mediante el problema encontrado en los tajeos de la veta Coricancha se tomó muestras y datos del tajeo 575 E, primero se inició con la recolección de datos que permitió obtener la información necesaria, mediante un análisis documental de fichas de recolección de datos y guías de observación que ayudo a evaluar, analizar y desarrollar los resultados atreves de programas como Excel y AutoCAD.

El trabajo de investigación consta en su Informe final de cuatro capítulos. En el capítulo I se desarrollará el planteamiento del problema, justificación, taxonomía, alcances, limitaciones y variables. En el capítulo II se desarrollará los fundamentos teóricos tales como los antecedentes

de la investigación y bases teóricas como condiciones del tajeo, geomecánica, perforación, voladura, características del yacimiento y recuperación de mineral. En el capítulo III está plasmado la unidad de estudio, los alcances, limitaciones, instrumentos, técnicas y recolección de datos, en el capítulo IV se desarrollará los resultados y discusiones los cuales se aplicará modelos matemáticos en su proceso de voladura, perforación, costos, tiempos, dilución y recuperación de la estructura mineralizada la cual nos dio como resultado general, un beneficio por disparo en el tajeo que paso de \$ 2184 a \$ 6785 , aumentando su utilidad de 147% a lo anterior y también mejoras en malla de perforación - voladura, tiempos y recuperación de la estructura mineralizada , además de disminución en los costos operativos y dilución del mineral.



CAPITULO I

1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Problema de Investigación

1.1.1. Determinación del Problema

Las empresas mineras a nivel mundial tienen la tendencia de aumentar sus ganancias, así como su producción, pero a costos bajos y en un tiempo mínimo, por estas razones se ven en la necesidad de presidir de métodos prácticos para optimizar los procesos de extracción de los minerales, para una producción elevada en tiempo récord y minimizar costos, por eso se ve la oportunidad de realizar la investigación denominada “Optimización de la perforación y voladura con el método selectivo (circado) en los tajeos de la Veta Coricancha, Arequipa”.

Actualmente en el nivel 2750 de la Unidad Minera el explorador se encuentra la veta Coricancha que cuenta con una potencia de veta que varía entre los 10cm a 30 cm, la cual tiene problemas por sus altos costos de perforación – voladura – limpieza, su baja recuperación y alta dilución del mineral extraído, esto debido a ciertos procedimientos no adecuados los cuales al realizarlos causan pérdidas económicas y desgaste de insumos, es así que es necesario realizar procesos de optimización.

La veta Coricancha cuenta con 7 tajeos en explotación con longitudes de 30m, las cuales tienen un programa de producción semanal de 19 Tm por tajeo, obteniendo solo 15 TM en promedio. Las causas principales son una mala distribución de taladros ya que se realizan 120 taladros verticales en un tajeo de 30m y una excesiva carga de explosivos entre los límites del estéril y la veta, aplicando el método de Circado en forma deficiente, obteniendo un 80% de recuperación de las reservas calculadas y 35% de Dilución en las leyes, provocando menos ingresos económicos y excesivos costos para la empresa.

Ahora las consecuencias de estas actividades son de tener utilidades 40% menos de los esperado y unos costos de perforación – voladura – limpieza elevados, estos procesos unitarios componen el 75% de costo de minado en los tajeos, teniendo una representación de 0.5 \$/pie perforado; 62.54 \$/m³ de material volado y 4 \$/m³ limpiado y nivelado, por tal motivo se quiere reducirlas, por lo que en este proyecto tratara de solucionarlo.

Así mismo, esta situación de los procesos de Circado no aplicados adecuadamente se puede prevenir en el futuro y de esta manera subir la producción, así como mejorarla y elevar nuestros ingresos como empresa.

En tal sentido se ve por conveniente realizar la presente investigación denominado: “Optimización de la perforación y voladura en las Vetas angostas con el método selectivo (circado) en la mejora de la productividad de los tajeos de la Veta Coricancha, Arequipa”

1.1.2. Descripción del Problema

1.1.2.1. Área de conocimiento

- Área General: Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
- Área específica: Ingeniería
- Especialidad: Minas
- Línea o tópico: Planeamiento minero

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

- Optimizar la perforación - voladura en las vetas angostas con el método selectivo (Circado) para la mejora de la productividad en los tajeos de Coricancha Arequipa.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Aplicación estudios geo mecánico en los tajeos de Coricancha Arequipa.
- Optimizar la limpieza y nivelación de la voladura reduciendo costos de mano de obra con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa.
- Optimizar tiempos en los procesos unitarios con la aplicación método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa.
- Determinar la optimización de costos operativos de producción con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa.
- Determinar la menor dilución y el máximo beneficio económico del mineral con la aplicación método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa.

1.3. Formulación del Problema – Preguntas de la Investigación

1.3.1. Problema General

- ¿De qué manera se optimizaría la perforación - voladura en las Vetas angostas con el método selectivo (Circado) en la mejora de la producción en los tajeos Coricancha Arequipa?

1.3.2. Problemas Específicos

- ¿De qué manera se aplicara los estudio geo mecánico en los tajeos de Coricancha Arequipa?
- ¿De qué manera se optimizaría la limpieza y nivelación de voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa?
- ¿De qué manera se optimizaría los tiempos de perforación y voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha

Arequipa?

- ¿De qué manera se optimizaría los costos operativos de producción con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa?
- ¿Cómo mejoraríamos la menor dilución del mineral de mayor ley con el método selectivo(Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa?

1.4. Taxonomía de la investigación

Es explicativo debido a que las variables están en función de otras, por tener un estudio de causa efecto, siendo este el de realizar los criterios de causalidad.

Es descriptivo porque podemos observar el fenómeno de las variables estudiadas y poder redactar su comportamiento.

1.5. Justificación

1.5.1. Justificación Teórica

Analizando el presente proyecto sobre optimización de la perforación y voladura con el método selectivo (Circado) en los tajeos de la Veta Coricancha, siendo una de mis razones fundamentales la necesidad de aumentar la producción de los minerales con la mayor ley posible, por lo que a la fecha el personal no tiene el conocimiento adecuado para poder aplicar el método selectivo necesarios para poder producir, aportando a la empresa las mejores estrategias posibles y así reducir costos y tiempo.

1.5.2. Justificación Práctica

Las razones fundamentales en la aplicación del método selectivo deben ser prácticas y solidas con respecto a ejecutar una buena implementación y mejoramiento continuo logrando un aumento de producción en tiempo real y aumentar las ganancias en la empresa con un bajo costo.

1.5.3. Justificación Metodológica

A consecuencia de lo mencionado, podemos justificar nuestro proyecto como mejorar las áreas de producción, dilución, recuperación del mineral y tiempo, donde el personal tengan las mejores instrucciones para tener un Circado con leyes altas y sin desperdiciarse el mineral extraído, para lo cual implementaremos dicho método selectivo con mejoras.

1.5.4. Justificación Económica

Los problemas encontrados durante la explotación en los tajeos de la veta Coricancha nos permite exponer que mediante la mala distribución de la malla de perforación y columna explosiva, existe una deficiente aplicación del método de extracción del mineral obteniendo costos de producción por encima de lo planificado, teniendo un total 55.85 \$/m³ de 45 \$/m³ y logrando sacar en promedio solo 15 TM de las 19 TM de mineral proyectadas por corte en un tajo con longitud de 30 metros, además de tener leyes por debajo a las leyes de corte (Cu = 9%, Au = 0.12 oz y Ag = 4 oz), una alta dilución y poca rentabilidad para la Compañía, obteniendo así un valor de Venta de 580 \$/Tm de 650 \$/Tm de las cuales solo se obtiene 2404.7 \$/disparo de 5000 \$/disparo de la utilidad bruta esperada.

En el presente proyecto permitirá que la que la "Compañía aurífera Yarabamba", minimizara los costos operativos, aplicando el método indicado las cuales aumentaran significativamente sus utilidades de la empresa disminuyendo costos operativos y optimizando

los procesos, de esta manera se beneficiarán los contratistas, trabajadores y compañía misma. A su vez mejorara con este método en las diferentes labores de explotación que cuenta actualmente la empresa y las que desarrollara en el futuro.

1.5.5. Justificación Social

El presente proyecto es justificable para las personas que laboran en la empresa dentro de la Veta, el cual beneficiara en su trabajo con mayor conocimiento y no demorarse en terminarlo, así mismo beneficiara a las comunidades aledañas en el sentido de que minimizara los ruidos de las explosiones, como las aportaciones de la mina en el sector de apoyo a la población aledaña.

1.6. Hipótesis

H1: Mediante la optimización de la perforación y voladura en vetas angostas **aplicando con el método selectivo** (circado) se **mejoraría significativamente la** productividad en los tajeos de la veta Coricancha.

H0: Mediante la optimización de la perforación y voladura en vetas angostas **aplicando con el método selectivo** (circado) se **No mejoraría significativamente la** productividad en los tajeos de la veta Coricancha.

1.7. Variables

1.7.1. Variable Independiente

- Optimización de la perforación y voladura.

1.7.2. Variable Dependiente

- Mejor productividad en los tajeos.

1.7.3. Operacionalización de variables

Tabla 1

Cuadro de Variables

Variables de Estudio	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores	Sub indicadores	Técnicas de recolección	Instrumentos	Escala de medición
Método de Circado	La optimización nos referimos a la metodología que busca dar solución a los errores, inconvenientes o problemáticas de los diversos procesos, logrando la eficiencia y la eficiencia de los mismos, reduciendo tiempo, costos y residuos. (Drew, 2020)	Técnica de Circado	Geomecánicas	Densidad del material Resistencia del macizo (Mpa) RQD% RMR	Análisis documental	Ficha de recolección de datos	Escala nominal
			Perforación	Velocidad de onda Técnica de perforación Equipos y accesorios de perforación Diseño de malla de perforación (tiempos y costos)	Observación Documentación Análisis documental	Guía de observación Ficha de recolección de datos	Escala Razón
			Voladura	Explosivos y accesorios Factor de carga (kg/m3) (costos) Factor de potencia (kg/Tm) (Costos) Criterio de daño de voladura Factor de esponjamiento Tonelaje de material extraído	Análisis documental	Ficha de recolección de datos	Escala nominal
Productividad	La productividad en la industria extractiva se puede definir en términos generales, como la relación del producto expresado en unidades físicas (tonelaje de material extraído) con respecto al insumo expresado en horas efectivas de trabajo. (concha,2014)	Mejora productiva	Limpeza y nivelación	Geología Minera Potencia de la veta (m) Dimensión del estéril (m) Altura de la labor (m) Ancho de la labor (m) Orientación del bloque O° Dilución Muestreo	Análisis documental	Ficha de recolección de datos	Escala Razón
			Características del yacimiento	Geología Minera Potencia de la veta (m) Dimensión del estéril (m) Altura de la labor (m) Ancho de la labor (m) Orientación del bloque O° Dilución Muestreo	Observación Documentación	Guía de observación Ficha de recolección de datos	Escala Razón
			Recuperación mineral	Leyes erráticas % Ley promedio % Volumen y tonelaje de mineral	Observación Documentación	Guía de observación Ficha de recolección de datos	Escala Razón

Nota. Cuadro de variables con sub indicadores utilizado para el desarrollo del marco teórico.

1.8. Línea de Investigación

La línea de investigación que corresponde al problema es Optimización de procesos Mineros.



CAPITULO II

2. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

2.1. Estado del Arte

Según (Mena, 2016) en su INVESTIGACIÓN “PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRÁNEO PARA VETAS ANGOSTAS” EN LA MINA “ESPERANZA DE CARAVELÍ” DE COMPAÑÍA MINERA TITÁN S.R.L”, con el objetivo de desarrollar un plan operativo – económico a corto plazo para que exploten oro con sus Vetas angostas, concluyendo que el método de explotación más eficiente, es el de corte y relleno; con buen aprovechamiento de la veta con un promedio de 0.52 m. Resultado que tiene una mayor selectividad de esta manera un aumento en la producción de la mina.

(Concha, 2014) en su investigación “EXPLOTACIÓN DE VETAS ANGOSTAS CON MÉTODOS DE CIRCADO - CORTE Y RELLENO ASCENDENTE PARA MEJORAR PRODUCTIVIDAD - UNIDAD MINERA VIRGEN DE CHAPI 87 DE ICA S.A.C. – 2019”, con el objetivo de determinar en qué medida la explotación de vetas angostas con métodos de circado permite mejorar la productividad en dicha unidad. Aplicándose el tajeo TJ 126. Logrando un nuevo diseño productivo de 5TN por disparo, incrementándose el 25%. De igual manera el rendimiento que era en inicio 4 t/h, habiendo mejorado hasta 5,5 t/h con un incremento del 37,5% más que antes.

(Toribio, 2018), en su investigación “MINADO POR SUB LEVEL STOPING EN VETAS ANGOSTAS PARA OPTIMIZAR LA RENTABILIDAD DEL TJ 882 EN LA COMPAÑÍA MINERA KOLPA S.A. – HUANCAVELICA – 2018”, con la aplicación del método sublevel stoping optimiza la rentabilidad, en Vetas angostas, concluyendo que el ángulo de reposo es menor al buzamiento de la Veta y que además la roca caja sea competente. Esta investigación da a entender que el método mencionado al no tener los requisitos comprendidos para este proceso no puede ser aplicable.

2.2. Antecedentes de Investigación

2.2.1. Antecedentes Internacionales

Entre los antecedentes internacionales se tuvo a (Villacres, 2016), en su investigación titulada “Optimización de costos al sistema de explotación subterránea en la Veta Kathy de la empresa PRODUMIN S.A.”, orientándose a reducir los costos de explotación en minas subterráneas, con el método de corte y relleno, afirmando que el uso de este método se obtiene una mayor productividad a bajos costos. Esta investigación supervisa las labores con altas leyes para explotar el recurso mineral de la mejor manera realizando un registro de calidad para controlar la dilución del mineral. En ese sentido concluimos que la optimización de los costos, se refleja en la reducción del 19%, donde se observa que la perforación y voladura con las mallas y explosivos se disminuyó en un 17%, a su vez las secciones de crucero, chimenea, subnivel logrando mayor estabilidad de la roca y menos volumen de mineral estéril mejorando el transporte en un 30%.

Por otro lado, (Muruaga, 2016) en su investigación titulada “Selección de métodos de explotación para Vetos angostas”, cuya finalidad fue ejecutar un método selectivo de Vetos angostas según las características que esté presente en el terreno, concluyendo que debido a la existencia de inseguridad en la elección del método de explotación para las situaciones mostradas precedentemente, la cual hace referencia al estudio geomecánica del yacimiento (geometría del yacimiento, condiciones geotécnicas, estado tensional, orientación de las estructuras, orientación de la unidad de explotación). De esta manera orienta a que una de las causas más significativas en una mala explotación de Vetos angostas, es la falta del estudio geomecánica del yacimiento, además hace referencia a que el método de sub nivel Caving es mejor que el método de sublevel stoping para explotar yacimientos que presenten Vetos angostas.

2.2.2. Antecedentes nacionales

Entre los antecedentes nacionales se tuvo a (Mena, 2016) en su trabajo titulado “Planeamiento de minado subterráneo para Vetas angostas: caso práctico; mina “Esperanza de Caravelí” de compañía minera Titán S.R.L”, con el objetivo de originar una guía que desarrolle un plan operativo – económico a corto plazo para minas subterráneas que exploten oro y sus Vetas sean angostas, concluyendo que el método de explotación más eficiente, se le considera al de corte y relleno; ya que una de sus características principales, es que tiene un buen aprovechamiento, para este tipo de Vetas que se presentan con un promedio de 0.52 m. Por ello, se resalta que este método tiene una mayor selectividad, haciendo que la explotación de estas Vetas sea considerada como un aumento en la producción de la mina, aumentando el tonelaje que tenía en un principio.

Asimismo, (Concha, 2014) en su investigación titulada “Explotación de Vetas angostas mediante los métodos de circado – corte y relleno ascendente de la Veta María Elena –unidad minera Eureka – CÍA. minera Cháparra”, explicando la explotación de Vetas angostas de oro, a través de los métodos de circado – corte y relleno ascendente, concluyendo que el método de corte y relleno es el método de extracción mediante el cual se obtiene un 10% de dilución en su extracción y permite aprovechar la gravedad. Además, el circado permite la extracción del mineral de alta ley, mientras el material estéril será usado como relleno del tajo. Esta investigación realiza un estudio geo mecánico del yacimiento mediante las clasificaciones geomecánicas RMR y RQD, el cual es importante para el diseño de minado y al momento de evaluar las operaciones unitarias.

Por su parte, (Falen, 2016) en su investigación titulada “Rentabilidad en la recuperación de puentes y pilares por el método de explotación de circado en la minería artesanal de la comunidad campesina de Llacuabamba – Parcoy – Patáz – La Libertad”, con el propósito de minimizar la dilución que se obtiene durante la explotación, aplicando el método de circado. Se

concluye que el método de circado, aumenta el porcentaje de recuperación demineral, con relación a realizar solo una voladura, en la obtención de puentes y pilares. Esta investigación efectúa un estudio preliminar para desarrollar el proyecto, dentro del cual considera diseñar la perforación y voladura teniendo en cuenta el método de explotación de circado. Se considera las características del yacimiento, para así obtener un porcentaje de dilución bajo.

(Gaimes, 2019), El presente trabajo de investigación tiene por objetivo optimizar el Ciclo de Minado con la finalidad de incrementar a los 3000 metros cúbicos por día con la misma cantidad de equipos que cuenta la COOPERATIVA MINERA LIMATA LTDA., usando las técnicas de recolección de datos con registros de apuntes y cálculos de gabinetes con una ley de corte de 76%, un factor de recuperación del oro de 60% se llega a la siguiente conclusión: Se propone un incremento de producción de 512 m³/día con una ley de explotación 0.09g Au/m³, obteniendo 224.3 g Au/día, teniendo una diferencia de 46.1 gramos más de la producción real, lo cual calculado en años se propone obtener una utilidad de 13.28 kilos de oro anuales. Para alcanzar los 2492 m³/día, se requiere una disponibilidad de equipos que consta de 2 excavadoras de 2.3 m³ capacidad de cuchara, 9 volquetes de 15 m³ de capacidad de tolva, 3 cargadores frontales de 3 m³ de capacidad de cuchara, 18 motobombas y un tractor a oruga modelo D6, existen equipos con fallas mecánicas y se propone un plan de mantenimiento, cuyo costo asciende a 22550 soles y finalmente se optimiza el trabajo, de las 5.5 horas efectivas de trabajo a 6.9 horas efectivas disminuyendo los tiempos innecesarios, los cuales incrementan una eficiencia de trabajo de 69% a 86.5%.

(Leyva, 2007), en su investigación Perspectiva de las actividades de simulación de fragmentación de roca por voladura bajo un enfoque sistémico, con realizar procesos de optimización de la voladura simulada, fragmentada y su influencia en la rentabilidad de la operación global (mina y molienda). Donde se evalúa la distribución segmentada de la roca por voladura con trabajo eficiente de carguío, transporte, con el uso adecuado de la energía. El

enfoque sistémico esta referido al estudio o evaluación de un sistema (proceso) en su totalidad como conjunto. Para realizar las evaluaciones se desarrolló primero bajo un enfoque sistémico un modelo de simulación de aproximación global al arranque (mina; perforación, voladura, carguío y transporte). Este enfoque mencionado, evalúa la influencia de la fragmentación de la roca en los costos unitarios, implementando; para el análisis de fragmentación los modelos desarrollados por **JKMRC (TCM y CZM)**, el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec y Rosin Rammler, corregidos en los parámetros de diseño de voladura y calibrados en la distribución de la fragmentación mediante el **análisis digital de imágenes**, y para el análisis de costos se implementó el modelo de **conminución Bond** que utiliza de entrada las distribuciones de fragmentación.

(Julca, 2019), En su investigación con el objetivo es de determinar la influencia del estudio geomecánica en la voladura de rocas del Nv. 2215 de la Mina Candelaria de Consorcio Minero Horizonte S.A.C., se propuso este diseño de malla debido a que no se tomó en cuenta las características geomecánicas de la masa rocosa de perforación - voladura. Se planteo como hipótesis que el estudio geo mecánico influye significativamente en la voladura de rocas del nivel mencionado anteriormente. Se tuvo una población con las labores del Nivel 2215: Cx. 1708 y RP 850S. Eligiendo una muestra no probabilística a la rampa RP 850S. Determinándose que la caja techo del Nivel 2215 de la Mina la RP 850S, resulta ser una Roca IV, RMR = 21-30, calidad Mala B; la caja piso es una Roca IV, RMR = 21-30, calidad Mala B; en relación a la veta Candelaria, es una Roca IV, RMR = 30-40, siendo calidad Mala A; además, existe vetas tipo Roca III, 41-50, calidad Regular B. Aplicando el modelo matemático que tiene en cuenta los resultados del estudio geo mecánico, el factor de potencia se determinó que debe ser 0,230 kg/TM, mientras que el factor de energía 0,790 MJ/TM. Actualmente en el frente de la RP 850S el factor de carga o factor de potencia es en promedio 0.340 kg/TM, lo que se está usando explosivo de manera sobredimensionada, aproximadamente mayor a 32% de lo requerido. Este exceso afecta el costo

de voladura y crea inestabilidad en la masa rocosa. Este resultado también sirve para diseñar mallas de perforación con voladura controlada en la corona y hastiales de la rampa RP 850S.

(Calixto, 2015), en sus tesis Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: Caso práctico; una mina subterránea del norte con el objetivo de Optimizar el porcentaje (%) de dilución de los tajos teniendo en cuenta el ajuste en la sección de diseño, mejorando en los procesos de perforación, voladura y acarreo. Dicha mina planifico 1,500t/día el cual las leyes están por debajo de lo planeado, donde se diferencia los factores de dilución, entre la operativa real y operativa de diseño, por lo que se realizó un exhaustivo seguimiento por el periodo de 3 meses, aplicando el método de corte y relleno, encontrándose una diferencia de leyes de cabeza y tonelaje debido a la sobre dilución, de esta manera para conseguir una mejor ley se debe de ajustar la sección del diseño de 3.5 x 3.5m, para mejorar y tener una selectiva dilución. Posteriormente se realizó la evaluación (trade off) de productividad actual vs selectividad (propuesta). Concluyendo que el método de corte y relleno ascendente es la alternativa mejor elegida, con promedio de 2.8mm sin mucho buzamiento 60°, siendo seguro y selectivo, además de que las reservas y las leyes ya se encuentran diluidas con optimización del 37% de su valor original.

(Ayunque, 2020), La presente tesis, su objetivo la optimización de la recuperación del mineral en el método de explotación Bench and Fill con taladros largos en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 durante el periodo 2019, de la unidad minera Santander de minera Trevali Perú S. A. Se empleo el método analítico, es de tipo descriptivo – explicativo, es preexperimental, por los resultados de la recuperación de mineral, producto de la rotura del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro. La recolección de información fue la revisión documental y el acopio de datos correspondientes del periodo enero a diciembre del 2019. El tonelaje proyectado a extraer en el tajo 4,230 es de 78,755.58 T., siendo las ejecutadas de 62,989.56 T. El mineral no recuperado fue de 15,766.02 toneladas representando solo una recuperación promedio del 89.13% durante

el año 2019. La dilución generada en la rotura del tajo 4,230 es del orden del 10.40%. Si la variable dilución no se llegara a controlar, esta influirá directamente en los costos de mina y de planta, ya que habrá que transportar mayor material estéril o de baja ley y las leyes de cabeza disminuirían. Por tal motivo, los costos de planta se incrementarán, puesto que disminuirán las leyes de cabeza y por ende, se incrementarían los costos de molienda y flotación. Los ingresos proyectados en la rotura del tajo 4,230 durante el año 2018 (diciembre) – 2019, fue de US\$ 8'434,722.41. Los ingresos reales fueron de US\$ 6'746,182.20 en la rotura del tajo 4,230, producto de la recuperación de mineral en 89.13%, siendo el déficit de US\$ 1'688,540.22. Los costos de minado proyectados en la explotación del tajo 4,230 de la veta Magistral Centro fueron de US\$ 1'367,196.84 durante el periodo 2019. Si bien es cierto que al disminuir la recuperación de mineral en el tajo mencionado también disminuye los costos de minado, se debe tener en cuenta que se asume los costos de minado proyectados siendo el Budget ejecutado al 100%. La recuperación de mineral del tajo 4,230 durante el 2019, mejoró en relación con el periodo diciembre 2018. Los valores de recuperación durante el periodo diciembre 2018 fue de 88.87% y durante el periodo 2019 (evaluación) se incrementó en el rango de 80.39% a 98.32% con una diferencia de 17.93% de optimización anual.

Finalmente, (Toribio, 2018) realizó una investigación denominada “Minado por sub level stoping en Vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la compañiaminera Kolpa S.A. – Huancavelica – 2018”, con el propósito de determinar que el método sublevel stoping optimiza la rentabilidad, en Vetas angostas, concluyendo que se usara la explotación de Vetas angostas por el método de sublevel stoping, cuando el ángulo de reposo es menor al buzamiento de la Veta y que además la roca caja sea competente. Esta investigación da a entender que el método sublevel stoping no puede ser aplicable si no tiene las características que el método requiere.

2.2.3. Antecedentes Locales

Según (Chambi, 2019) en su tesis de optimización de la perforación y voladura de rocas para maximizar utilidades en la mina Tambomayo, trata de resolver el problema de la minería subterránea cuya tendencia al ahorro y la optimización de los procesos de perforación y voladura de rocas, es una práctica constante para maximizar las utilidades; los costos mensuales de la perforación y voladura se incrementa muchas veces por las pérdidas al momento de realizar el carguío de taladros, también a que los operadores muchas veces no son exactos al momento de perforar; a la desviación de taladros por la rapidez al momento de perforar, la mala lubricación, etc. Para la perforación se usa el Simba S7D (Modelo Jumbo RB 281) con brocas de 45 mm y rimadoras de 102 mm con barras de 14 pies. Para la voladura se emplea Anfo, y emulsiones con mecha lenta y cordón detonante. En minera Tambomayo la necesidad reducir costos y maximizar utilidades es una práctica constante en todas sus actividades y en especial en las operaciones unitarias de perforación y voladura para así tener una mayor utilidad por metro de avance. La causa del exceso en perforación trae consigo su encarecimiento y el incremento en el costo de la voladura de rocas motivo por el cual es necesario optimizar la perforación y voladura para maximizar utilidades en la mina siendo el cálculo final de \$/tm.6,22 a \$/tm. 5,82. Es de conocimiento que no se puede controlar los precios internacionales de los metales. Sin embargo, una variable que si se puede controlar del negocio son los costos, especialmente los de producción. Es por ello que inicialmente este trabajo empezará por determinar y clasificar los costos generados para la producción de los minerales el cual permita monitorear y supervisar al monitorear los costos, se podrá identificar las áreas donde se está incurriendo en el mayor uso de los recursos de la empresa para así poder establecer parámetros de reducción de costos y optimizar los procesos de producción. Con el nuevo diseño de malla de perforación se reduce en dos (3) taladros reduciendo el tiempo de perforación con un costo de 153,26 US\$/m. y con la nueva distribución de explosivos se obtiene un costo de 135,47 US\$/m. mejorando el perfil de

las secciones. Como perspectiva de futuro se sugiere mantener un adecuado control operacional de la perforación y voladura en los frentes de sección 4m.x 4m en mina Tambomayo, para obtener mejores tasas de rentabilidad de los procesos de minado, es decir los resultados obtenidos en esta investigación serán recogidos de acuerdo a la política de la empresa.



2.3. Bases Teóricas

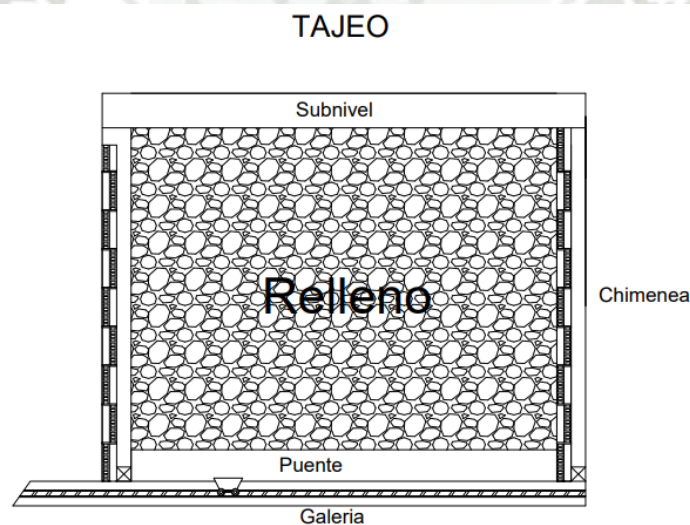
2.3.1. Condiciones de diseño del tajeo

2.3.1.1. Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Convencional

Ayunque, M. (2020), sostiene que el método consiste en derribar el mineral en forma ascendente (de abajo hacia arriba), o realce del techo; luego se procede a la limpieza y descarga del mineral roto hacia las tolvas de recepción para su posterior acarreo a superficie. Posteriormente se inicia la etapa de relleno del espacio vacío con material estéril, considerando un volumen afectado del 35% de esponjamiento, el mismo que provendrá de las cajas; finalmente su pampeo o nivelación, quedando expedito el nuevo piso para realizar el siguiente corte.

Figura 1

Tajeo



Nota. Diseño del tajeo en corte y relleno ascendente en Auto Cad

a) Características Generales

El método consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente, partiendo de la base del caserón. Todo el mineral arrancado es extraído del caserón. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno

que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente. El mineral se extrae a través de piques artificiales emplazados en relleno, que se van construyendo a medida que la explotación progresa hacia arriba.

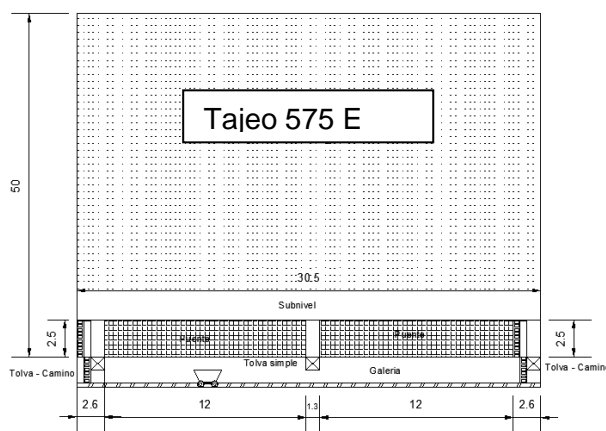
Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o rípios de las plantas de beneficio, e incluso mezclas pobres del material particulado y cemento para darle mayor resistencia.

b) Condiciones de Diseño

Se aplica por lo general en cuerpos de forma tabular verticales o sub verticales, de espesor variable desde unos pocos centímetros hasta 1m. Se prefiere a otras alternativas cuando la roca encajadora (parades) presentan malas condiciones de estabilidad (incompetente). En cambio, la roca mineralizada debe ser estable y competente, especialmente si se trata de cuerpos de gran espesor. El mineral extraído debe ser valioso de modo que el beneficio obtenido por si recuperación compense los mayores costos del método. Según Mena, A. (2016)

Figura 2

Bloque Tajeo



Nota. Dimensiones del bloque de explotación diseñado por el departamento de geomecánica

2.3.1.2. Circado de Vetas

Concha, A. (2014). El circado es un método selectivo que permite explotar vetas angostas con un menor porcentaje de dilución, donde en la primera voladura se extrae el material no económico y posteriormente el mineral.

Figura 3

Circado de veta



Nota. Diseño del método de circado. (Concha, 2014).

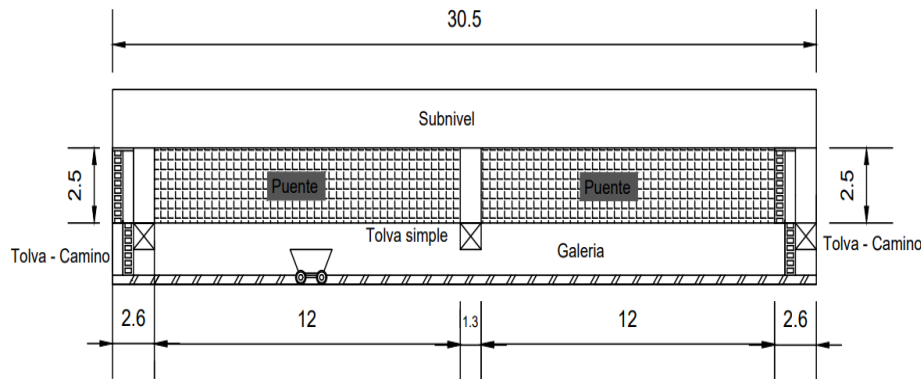
2.3.1.3. Labores Mineras

c) Labores de Explotación

Tajeos. La preparación del tajo, es diseñado de acuerdo a condiciones favorables (estructural y litológica); así podrá tener las siguientes dimensiones: largo entre 30 y 40 m, altura de nivel a nivel de 40 a 50 m; y con puentes de 3 m, en la parte inferior y 5 m en la parte superior. Excepcionalmente se debe dejar puente de 12 m de la corona del tajo a superficie. Muruaga, S. (2016)

Figura 4

Tajeos



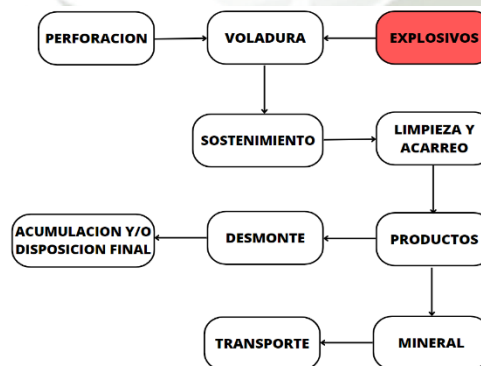
Nota. Estándar del tajeo utilizado en la empresa (Muruaga, S. 2016)

2.3.1.4. Método y Ciclo de minado

El ciclo de minado en las labores subterráneas está diseñado de acuerdo a las características de la veta (vetas angostas) buzamiento (vertical a 65°-90°) y cajas de estructura mineralizado siendo el ciclo de perforación y voladura desatado y limpieza – extracción para iniciar luego una nueva perforación. Mena, A. (2016)

Figura 5

Método y ciclo minado



Nota. Ciclo de actividades realizadas en el proyecto propuestas por planeamiento mina

2.3.2. Geomecánica

2.3.2.1. Densidad del Material

La densidad es una de las propiedades más importantes, el cual está definido por la relación de su masa y su volumen y sus unidades son g/cm^3 . (González, 2002)

$$\rho = \frac{m}{V} \quad (1)$$

Donde:

ρ = Densidad del material (g/cm^3)

m = Peso del material (g)

V = Volumen del material (cm^3)

2.3.2.2. Resistencia a la compresión Carga Puntual

El ensayo de carga puntual (ensayo Franklin) se realiza en muestras de rocas, colocadas entre dos puntas cónicas, donde accionadas por una prensa dichas muestras se someten a una carga cada vez mayor hasta que ocurra la fractura.

Figura 6

Ensayo de Franklin



Nota. Ensayo Franklin para encontrar la Resistencia a la Compresión proporcionadas por el departamento de geomecánica.

El diámetro de las muestras debe ser no inferior de 50 mm, debido a que el volumen de la probeta afecta en la resistencia. Además, los puntos de aplicación de la carga deben encontrarse al menos 0.7 D de cada uno de los bordes de la muestra. El índice de carga puntual se evalúa mediante la siguiente expresión:

$$(2) \quad I_s = \frac{P}{De^2}$$

Donde:

I_s = Índice de Carga puntual

P = Carga máxima

De = Diámetro de la probeta

Cuando el valor de De no es 50 mm se realiza una corrección, esto ayuda a obtener el I_s (50), el cual tiene la siguiente formula:

$$(3) \quad I_{s(50)} = \left(\frac{D}{50}\right)^{0.45} * I_s$$

Donde:

$I(50)$ = Índice de Carga puntual ajustada a 50 mm

K_m = Ajuste de diámetro de la probeta

Franklin y Broch (1972) descubrieron que existe una relación entre $I(50)$ y la resistencia a compresión simple de la roca. Algunas rocas tienen diferente coeficiente multiplicador (k)

$$(4) \quad \sigma_c = K * I_{S(50)}$$

Donde:

K = Factor para probeta de 50 mm

Oc = Esfuerzo a la compresión

2.3.2.3. Resistencia a la compresión Uniaxial

El ensayo de compresión simple determina la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica.

Este parámetro es el último en realizarse ya que para ser evaluado se destruye la muestra. (González, 2002)

$$\sigma = \frac{F}{A} \quad (5)$$

Donde:

σ = Resistencia a la tracción (Mpa)

F = Fuerza (KN)

A = Área (m²)

2.3.2.4. Esfuerzo a la compresión Ensayo con esclerómetro

Para obtener el ensayo a la compresión simple, mediante el martillo Schmidt, también llamado esclerómetro. Siendo un método no destructivo, se basa en un vástago que se coloca encima de la roca, presionándolo de tal manera se crea energía hasta que salta el muelle, que golpea la roca indicando que a mayor rebote mayor es su resistencia. (Gonzales, 2002)

Gracias al resultado medio obtenido de las lecturas y la densidad del material, además de la orientación del martillo, mediante el grafico de Miller se obtiene el valor de resistencia a compresión.

$$(6) \quad \log(UCS) = 0.00088 * \delta * HR + 1.01$$

Donde:

UCS = Resistencia a la compresión Simple

δ = Densidad del material (KN/M3)

Hr = Numero de Rebotes martillo

Figura 7

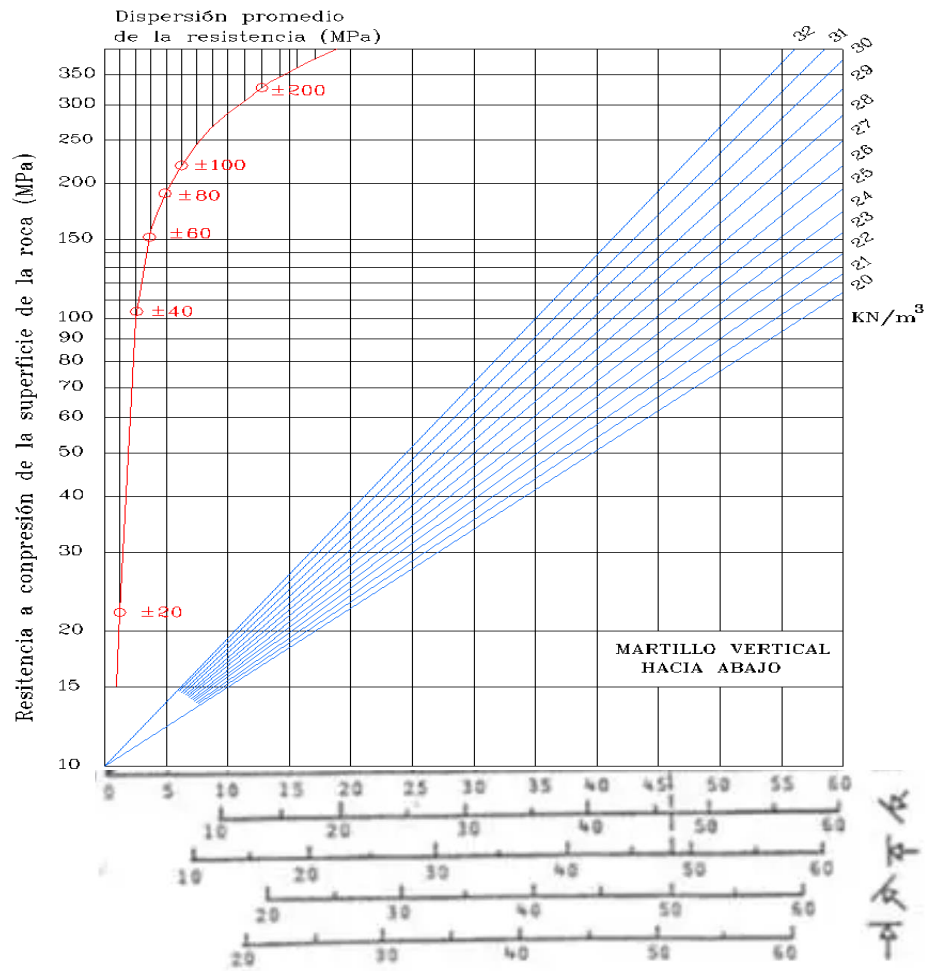
Martillo de Schmidt



Nota. se utiliza para verificar el número de rebotes en la roca para obtener el esfuerzo a la compresión simple

Figura 8

Grafica de Miller



Nota. Cartilla logarítmica que enlaza la densidad de la roca con el número de rebotes proporcionado por el esclerómetro para encontrar el esfuerzo a la compresión de la roca. (Gonzales, 2002)

2.3.2.5. Resistencia a la Tracción

El ensayo brasileño o ensayo de tracción indirecta, es un método simple para calcular la resistencia a la fisuración en estados de tensión de las rocas. Se produce cuando la probeta debido a la compresión diametral se expone a estados de tensiones bidimensionales en su interior.

Tomas W. Kennedy y W. Ronald Hudson, indicaron los esfuerzos que se desarrolla cuando la muestra cilíndrica sometándose a una carga diametral, de la misma manera que el ensayo a la tracción indirecta

La ecuación de la resistencia a tracción indirecta en el momento de la rotura es la siguiente:

$$\sigma_T = \frac{P}{\pi * D_e * h} \quad (7)$$

Donde:

De = Diámetro de la probeta

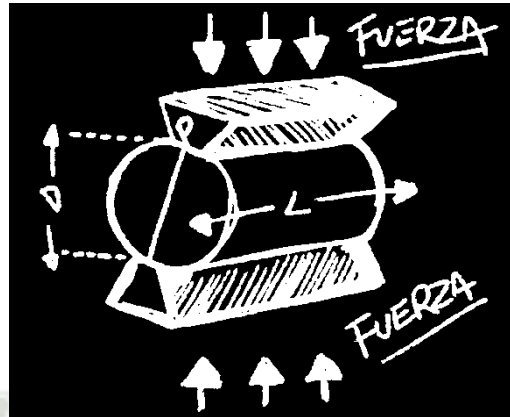
h = Longitud de la probeta

P = Carga Máxima

Ot = Esfuerzo a la Tracción

Figura 9

Área lateral de un cilindro



Nota. El esfuerzo es generado en el lado lateral de la probeta cilíndrica por lo que se utiliza la carga máxima, la longitud y el diámetro de testigo para calcular el esfuerzo a la Tracción.

2.3.2.6. Velocidad sísmica de la roca y Modulo de Young

Para el cálculo de la velocidad de onda P y S se obtiene a través de un equipo ultrasónico que mide la velocidad que pasa sobre el testigo con un determinado tamaño por el tiempo que se demoró en transmitir la onda. (Gonzáles, 2002)

$$V_p = \frac{l}{t_p} \quad (8)$$

Donde:

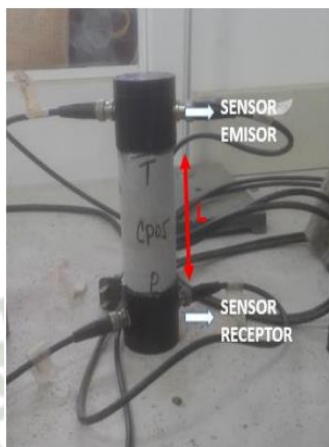
V_p = Velocidad de onda P

L = Longitud de trasmisión

T_p = Tiempo transcurrido

Figura 10

Velocidad sísmica de la roca



Nota. Ensayo de ultrasonido del testigo

2.3.2.7. RQD

El método de designación de Calidad de Roca desarrollado por Deree (1967), es una prueba que se basa en la recuperación del testigo, además depende indirectamente del número de fracturas y del grado de alteración del macizo rocoso. (González, 2002)

$$RQD = \frac{\sum(\text{longitud fragmentos} \geq 10\text{cm})}{\text{longitud total perforada}} \times 100 \quad (9)$$

Tabla 2

RQD

RQD (%)	Calidad de Roca
< 25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Nota: Descripción de calidad de la roca Gonzáles, L. (2002)

2.3.2.8. RMR

También llamada la Clasificación de Bieniawski, es una clasificación geomecánica la cual se obtiene de la relación de los índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo rocoso. Los parámetros para determinar el índice RMR de calidad de roca son:

$$RMR = UCS + RQD + S + JC + WC + OJ \quad (10)$$

Donde:

UCS = Resistencia a compresión simple

RQD = RQD (Rock Quality Designation)

S = Espaciamiento de discontinuidades

JC= Condición de discontinuidades

WC= Condiciones hidrológicas

Figura 11

Estimación y escala de valores

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa↔ Kg/cm ² (aprox)↔	> 10 100	4 - 10 40 - 100	2 - 4 20 - 40	1 - 2 10 - 20	Únicamente Compresión Simple		
		Compr. Simple MPa↔ Kg/cm ² (aprox)↔	> 250 > 2 500	100 - 250 1 000 - 2 500	50 - 100 500 - 1 000	25 - 50 250 - 500	5-25 10-150	1-5 10-10	< 1 < 10
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD %	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25			
	Valoración	20	17	13	8				
3	Separación de discontinuidades	> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)	Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 - 5 mm. Discontinuas continuas	Relleno blando > 5 mm o abiertas > 5 mm Discontinuas Continuas			
	Valoración	30	25	20	10	0			
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 - 25 L/min	25 - 125 L/min	> 125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
	Valoración	15	10	7	4	0			
Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)									
6	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60			

Nota. Parámetros con ponderación a utilizar en RMR (Bieniawski, 1989)

El índice RMR es la suma de todas las puntuaciones de cada uno de los parámetros y oscila entre 0 a 100 (González, 2002). Bieniawski distingue en cinco clases de roca según el valor del RMR:

Tabla 3

Valores del RMR

Clase	Valores	Descripción
Clase I	$RMR > 80$	Roca muy buena
Clase II	$80 < RMR < 60$	Roca buena
Clase III	$60 < RMR < 40$	Roca medía
Clase IV	$40 < RMR < 20$	Roca mala
Clase V	$RMR < 20$	Roca muy mala

Nota: Clasificación del Macizo Rocoso Bieniawski (1989)

2.3.3. Perforación

2.3.3.1. Técnicas de Perforación

a) Perforación en breasting

Es una técnica que consiste en la perforación de manera horizontal, en la cual la maquina se encuentra apoyada sobre el relleno. Se utiliza cuando la roca tiene un RMR < 45, de esta manera se tiene una cara libre horizontal logrando un mayor control de estabilidad de la corona.

Figura 12

Perforación en breasting



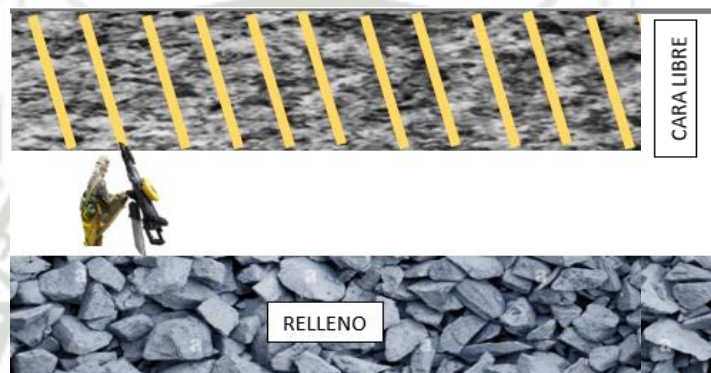
Nota. Se realiza este tipo de perforación casi horizontal cuando la roca es inestable

b) Perforación en realce

Se caracteriza por la perforación en forma vertical o diagonal, esta técnica permite una mayor producción que el breasting. Las perforaciones pueden tener la misma longitud dando un techo plano.

Figura 13

Perforación en realce



Nota. Se realiza perforación vertical o inclinada en rocas competentes.

2.3.3.2. Equipos y accesorios de perforación

a) Brocas

Es una herramienta que encaja en los barrenos, tienen como principal función triturar la roca y realizar los agujeros en donde será introducido el explosivo, la mina cuenta con dos diámetros de 36 mm y 38 mm

Figura 14*Brocas*

Nota. Brocas de 38 mm. Tomada de Atlas Copco.

b) Barrenos

Es una herramienta que es utilizado para realizar los agujeros de forma cilíndricos extrayendo el material sólido, por medio de un tornillo de manera rotatoria, en algunos casos de forma helicoidal. La mina utiliza barrenos de 1 pie para realizar patillas para la colocación y encaje de la madera, utiliza barrenos de 2, 3 y 4 pies para labores de explotación y 3 y 5 pies para labores de avance.

Figura 15*Barrenos*

Nota. Barrenos de perforación de 4 pies. ATLAS COPCO. (2015)

c) Perforadora (YT 29)

La mina trabaja con la perforadora YT 29 ya que es ideal para perforaciones tanto horizontales como ascendentes en rocas con dureza medía y dura (100–300 MPa). Una de sus ventajas es que permite desarrollar trabajos en espacios confinados debido a su tamaño.

Figura 16

Perforadora



Nota. Perforadoras YT29 S. ATLAS COPCO. (2015)

d) Compresora (Atlas Copco XA410 L)

Suministra aire comprimido a través de tuberías de 3 pulg instaladas a lo largo de la Galería y este permite funcionamiento de las perforadoras neumáticas, es de 4 martillos y la capacidad de aire que suministra puede hacer trabajar como máximo 2 perforadoras al mismo tiempo.

Figura 17

Compresora de 410 L



Nota. Compresora de aire 410 l/s. ATLAS COPCO. (2015)

2.3.3.3. Suministros y recursos

a) Agua para perforación

Es utilizado para la evacuación de los detritos y la reducción de polvo en el proceso de perforación de la roca, se transporta a través de tuberías de 1 pulgada y son conectados directo a las perforadoras. Se abastece mediante un camión cisterna de agua no potable traído desde la ciudad que descarga sobre un contenedor.

Figura 18

Agua para perforación



Nota. Tanque de agua para abastecimiento en mina.

b) Aceite de perforación

Utilizado para la buena lubricación interna de las perforadoras y permite el menor desgaste de los aceros internos de la máquina, se estima que se usa 500 ml para perforar 40 taladros de 4 pies.

Figura 19

Aceite de perforación



Nota. Lubricante para perforadoras. ATLAS COPCO. (2015)

c) Combustible

Utilizado para el funcionamiento de la Compresora de Aire que suministra energía neumática para las perforadoras y al grupo electrógeno que suministra energía al campamento, la ventiladora y la carga de la locomotora.

Tabla 4

Combustible

Equipo	Consumo
Compresora Atlas Copco 410 L	4 GAL/H
Grupo Electrónico Energy 35 KWA	0.8 GAL/H

Nota: Rendimiento del combustible por cada maquina

2.3.3.4. Diseño de malla de perforación

El diseño de las mallas de perforación para la voladura se ha realizado haciendo uso de las fórmulas empírica que puede observarse en el Manual de Perforación y Voladura de López Jimeno. (Lopez Jimeno, 2003)

a) PEARSE

Según el modelo matemático de Pearse, el burden lo toma en cuenta como un radio crítico. Además, su cálculo se basa en la relación de la fuerza dada por la mezcla explosiva equivalente a la presión de detonación y la fuerza de la resistencia a la tensión dinámica. (Lopez Jimeno, 2003)

$$B = K_V \times 10^{-3} \times D \times \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}} \quad S = 1.2 B \quad (11)$$

Donde:

B = Piedra máxima (m)

K_V = Constante que depende de las características de las rocas (0.7 a 1.0)

D = Diámetro de barreno (mm)

PD = Presión de detonación del explosivo (kg/cm^2)

RT = Resistencia a tracción de la roca (kg/cm^2)

b) LANGEFORS

Langefors propone junto a Kihlstrom una teoría la cual es utilizada para rocas duras y compactas, la formulación se basa en que la piedra máxima es igual a 30 veces el diámetro del

barreno, afectado por un coeficiente de corrección, que depende de la densidad y potencia relativa del explosivo. Así como también la relación de espaciamento y la piedra, inclinación del barreno y factor de la roca. (Lopez Jimeno, 2003)

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}} \quad (12)$$

Donde:

B_{max} = Piedra máxima (m)

D = Diámetro de barreno (mm)

c = Constante de roca (calculada a partir de c)

F = Factor de fijación.

Barrenos verticales $f = 1$

Barrenos inclinados 3: 1 $f = 0.9$

Barrenos inclinados 2: 1 $f = 0.85$

S/B = Relación Espaciamento/Piedra

ρ_e = Densidad de carga (Kg/dm^3)

PRP = Potencia Relativa en Peso del explosivo (1-1.4)

La constante “c” es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar $1m^3$ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma $c=0.4$. ese valor se modifica de acuerdo con:

Tabla 5

Cantidad de explosivos

Burden	Constante
$B = 1.4 - 15 m$	$c = c + 0.75$
$B < 1.4 m$	$c = 0.07/B + c$

Nota: Lopez Jimeno, C. (2003)

El Burden practico se determina a partir de:

$$B = B_{max} - e^1 - d_b \times H \quad (13)$$

Donde:

$H =$ Altura de banco (m)

$e^1 =$ Error de emboquille (m/m)

$d_b =$ Desviación de barrenos (m)

c) Konya

Konya utiliza una metodología basada en las teorías del Dr. Ash. La cual calcula el burden utilizando la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad del explosivo y de la roca. (Lopez Jimeno, 2003)

$$B = 3.15 \times d \times \left[\frac{\rho_e}{\rho_r} \right]^{0.33} \quad S = \frac{H + 2B}{3} \quad (14)$$

Donde:

$B =$ Piedra (pies)

$d =$ Diámetro de carga (pulgadas)

ρ_e Densidad del explosivo

ρ_r Densidad de la roca

d) LOPEZ JIMENO

Una metodología desarrollada para voladuras con bancos de pequeños diámetros, en un rango de 65 mm a 165 mm de diámetro de perforación. Generalmente las cargas de sus explosivos son cilíndricas alargadas, que pueden darse con dos tipos de explosivos, tanto por carga de fondo y otro para la carga de columna. (Lopez Jimeno, 2003)

$$f_r = \left[\frac{2.7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right]^{0.33} \quad (15)$$

$$f_e = \left[\frac{\rho_e \times VD^2}{1.3 \times 3660^2} \right]^{0.33} \quad (16)$$

$$F = f_r \times f_e \quad (17)$$

Donde:

ρ_r = Densidad de la roca (g/cm^3)

VC = Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s)

ρ_e = Densidad de la carga de explosivo (g/cm^3)

VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$$B = 0.76 \times D \times F \quad (18)$$

Donde:

B = Piedra (m)

D = Diámetro de barreno (pulg)

F = Factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo

e) Hansen

Utiliza una ecuación de grado tres la cual tiene como parámetros de perforación, voladura y tipo de roca. (Lopez Jimeno, 2003)

$$Qb = 0.028 \times \left[\frac{H}{B} + 1.5 \right] \times B^2 + 0.4 \times Fr \times \left[\frac{H}{B} + 1.5 \right] \times B^3 \quad (19)$$

Donde:

Qb = Carga explosiva (Kg)

H = Longitud de perforación (m)

B = Burden (m)

Fr = Factor de roca (Kg/m³)

f) Foldesi

Propuso que el cálculo del burden sea generado por las características del explosivo tales como diámetro, densidad, velocidad de detonación y kilogramos de explosivo por metro cubico en el taladro además de un parámetro geo mecánico como resistencia a la compresión de la roca. (Lopez Jimeno, 2003)

$$m = \left(1 + \frac{0.693}{(\rho_e \times VD^2) - \ln(RC) - 1.39} \right) \quad (20)$$

Donde:

m = Factor explosivo

ρ_e = Densidad del explosivo (Kg/m³)

VD = Velocidad detonación

RC = Resistencia a la compresión (Mpa)

$$B = 0.88 \times D \times \sqrt{\frac{\rho_e}{m \times CE}} \quad (21)$$

Donde:

B = Burden (m)

D = Diámetro perforación (mm)

ρ_e = Densidad (Kg/m³)

m = Factor de explosivo

CE = Consumo energético del explosivo (Kg/m³)

g) Berta

Berta utilizó un cálculo matemático utilizando solo parámetros de voladura y diámetro del taladro y es casi similar al modelo matemático de Foldesi. (Lopez Jimeno, 2003)

$$B = d \times \sqrt{\frac{\pi \times \rho_e}{4 \times CE}} \quad (22)$$

Donde:

- $B =$ Burden (m)
- $d =$ Diámetro perforación (mm)
- $\rho_e =$ Densidad del explosivo (Kg/m³)
- $CE =$ Consumo energético del explosivo (Kg/m³)

h) Bruce Carr

Para el cálculo del burden utilizó dos parámetros muy importantes la impedancia de la roca y la presión de detonación del explosivo además de parámetros de diseño como diámetro del taladro. (Lopez Jimeno, 2003)

$$Z_r = 1.31 \times Gr \times \frac{VC}{1000} \quad B = 5 \times 0.833 \quad (23)$$

Donde:

- $Z_r =$ Impedancia de la roca
- $Gr =$ Gravedad específica Roca
- $VC =$ Velocidad de onda de la roca (pies/s)

$$PD = \frac{0.418 \times \rho_e \times \left[\frac{VD}{1000} \right]^2}{0.8 \times \rho_e + 1} \quad (24)$$

Donde:

- $PD =$ Presión de detonación

$VD =$ Velocidad de detonación (pies/s)

$\rho_e =$ Densidad del explosivo

$$CEC = \frac{Z_r}{PD} = \frac{581}{87.2} = 6.67 \quad (25)$$

Donde:

$Z_r =$ Impedancia de la roca

$PD =$ Presión de detonación

$CEC =$ Consumo energético característico

$$B = 3 \times \sqrt{\frac{\rho_e \times d^2}{CEC}} \times 0.833 \quad (26)$$

Donde:

$\rho_e =$ Densidad de explosivo (g/cm³)

$d =$ Presión de detonación (pulg)

$CEC =$ Consumo energético característico

i) Olofsson

Utiliza el modelo matemático de Langefors aplicando parámetros extras para tener un cálculo más exacto del burden tales como el tipo de explosivo, inclinación del barreno, constante de roca y cantidad de explosivo en el taladro, este modelo matemático es más reciente que los

anteriores y da más confiabilidad ya que utiliza muchos factores para su determinación. (Lopez Jimeno, 2003)

j) Factor de corrección longitud de banco

$$H2 = 2 \times Bmax \quad (27)$$

$$R3 = \left(1.16 - \left(0.16 \times \frac{H2}{H1} \right) \right) \quad (28)$$

Donde:

$Bmax$ = Burden de Langefors

$H2$ = Altura actual del banco actual

$H1$ = Altura actual del banco Langefors

$R3$ = Factor de corrección de longitud del banco

$$B = K \times \sqrt{Qf} \times R1 \times R2 \times R3 \times R3 \quad (29)$$

Donde:

B = Burden (m)

K = Constante tipo explosivo:

Explosivo gelatinoso..... 1.47

Emulsiones..... 1.45

ANFO..... 1.36

Qf = Carga de fondo del explosivo (Kg/m)

$R1$ = Factor de corrección de inclinación del barreno

$R2 =$ Factor de corrección de tipo de roca

$R3 =$ Factor de corrección de longitud del banco

k) Factor de corrección inclinación del barreno

Tabla 6

Factor de inclinación de los taladros

Inclinación	R1
10:1	0.96
5:1	0.98
3:1	1.00
2:1	1.03
1:1	1.10

Nota: Lopez Jimeno, C. (2003)

l) Factor de corrección tipo de roca

Tabla 7

Factor de corrección tipo roca

Constante de roca C	R2
0:4	1.15
0:4	1.00
0:5	0.9

Nota: Lopez Jimeno, C. (2003)

2.3.4. Voladura

Se utilizan explosivos y accesorios de la voladura compañía FAMESA y son los principales proveedores para la mina Yarabamba.


2.3.4.1. Explosivos y accesorios

- **Emulsión**

Explosivo encartuchado resistente al agua con una calidad buena de gases y está dirigido para minería subterránea con diámetros de perforación pequeños, su diámetro es de 1 pulg y su longitud de 7 pulg.

Figura 20

Emulsión

		EMULNOR® 3000
	Densidad relativa (g/cm³)	1,14 ± 0,1
	Velocidad de detonación (m/s)	5 700 ± 300
	Velocidad de detonación (m/s) confinado *	5 700 ± 300
	Velocidad de detonación (m/s) s/confinar **	4 400 ± 300
	Presión de detonación (kbar)	93
	Energía (kcal/kg)	920
	Volumen normal de gases (l/kg)	880
	Potencia relativa en peso (%) (***)	102
	Potencia relativa en volumen (%) (***)	142
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	
Resistencia al agua	Excelente	
Categoría de humos	Primera	

Nota. Emulnor 3000. FAMESA. (2016)

- **Mecha de Seguridad**

Accesorio de voladura que tiene transmitir el fuego con un tiempo de combustión de 160 segundos por metro al fulminante y así activar el taladro.

Figura 21

Mecha de seguridad



Nota. Mecha lenta blanca. FAMESA. (2016)

- **Mecha Rápida**

Accesorio de Voladura que se encuentra amarrado a los conectores, este permite que se conecten todos los taladros cargados y se inicien de un solo chispeo.

Figura 22

Mecha



Nota. Mecha Rápida. FAMESA. (2016)

- **Fulminantes N° 8**

Dispositivo que se encuentra enlazado a la mecha de seguridad y permite dar el impacto inicial para activar la carga explosiva.

Figura 23

Fulminante



Nota. Fulminante iniciador. FAMESA. (2016)

- **Conectores Z-18**

Es un elemento de seguridad que genera un chispeo y se encuentra enlazado a la mecha de seguridad; permite tener una salida para que se conecte la mecha rápido.

Figura 24

Conectores Z- 18



Nota. Conector Enlazante. FAMESA. (2016)

2.3.4.2. Criterio de daño de Holmes and Persson

Es la relación aritmética que se utiliza para calcular el esfuerzo en la roca

$$PPV \text{ Critica} = \frac{\sigma t \times Vp}{E} \quad (30)$$

Tabla 8

Criterios de daño de Holmes and Persson

ZONA	DESCRIPCION
$8 \times PPVc < \text{Zona 1}$	Trituración
$4 \times PPVc < \text{Zona 2} < 8 \times PPVc$	Daño Notorio
$PPVc/4 < \text{Zona 3} \leq 4 \times PPVc$	Creación de fracturas
$PPVc/4 < \text{Zona 4} \leq PPVc$	Dilatación de fracturas

Nota: *Holmes and Persson (1979)*

2.3.4.3. Modelo de Neyman

Es un modelo hidrodinámico para predecir la velocidad de partícula en la roca circundante.

- **Energía y trabajo útil del explosivo**

Energía y trabajo útil de mezclas explosivas sobre la roca (Villaescusa, 2011) tomo de referencia los trabajos realizados por (Nyberg,2003), que amplio la teoría para la mezcla de los explosivos en ANFO y Emulsiones, la cual ayudo a estimar las ratios de Gurney, representado como la ratio de transformación de energía útil ene trabajo útil.

Tabla 9

Energía y trabajo útil del explosivo

Descripción	Valor	Unidades
Velocidad de detonación	VOD	<i>Kg/s</i>
Potencial de velocidad	<i>P</i>	
Diámetro de taladro	<i>d</i>	
Densidad del explosivo	<i>dex</i>	
Densidad de explosivo Intacto	ρ_e	g/cm^3
Densidad de la roca	<i>pm</i>	
Velocidad de partícula	V_s	
Ratio de calor específico de los gases de detonación	γ	

Nota. Villaescusa (2011)

Densidad del explosivo en el plano CJ.

$$\rho_{CJ} = \frac{4}{3} \rho_e \quad (31)$$

Presión de detonación

$$PD = \frac{\rho_e \times VOD^2}{\gamma + 1} \quad (32)$$

Ratio de Gurney – Conversión de energía en trabajo útil

$$x = 0.20 + 0.37 \rho_e \quad (33)$$

Energía util (*qex*)

$$E_E = \frac{X \times PD}{\rho_{CJ}} \quad (34)$$

- **Potencial de Velocidad**

El potencial de velocidad se calcula a partir de los parámetros de perforación y voladura utilizados en el terreno además característica geomecánicas de la roca preexistente en la zona.

$$\bar{L} = \frac{L (m)}{d(m)} \quad (35)$$

'L = Longitud equivalente

L = Longitud de Carga explosiva (m) (36)

d = Diámetro del taladro (m)

'L = Longitud equivalente

Vs = Parcial de potencial de velocidad

$$P = d \sqrt{\frac{dex \times qex (Kcal/Kg)}{8 \times pm \times vs}} \quad (37)$$

P = Potencial de velocidad

qex = Energía útil (Kcal/kg)

d = Diámetro del taladro (mm)

dex =Densidad del explosivo (kg/m³)

pm = Densidad de la roca (kg/m³)

Vs = Parcial de potencial de velocidad

Rangos:

- 0.4 – 1.2 Kg/TM
- 1.0 – 3.0 kg/m³

$$\text{Factor de Carga} = \frac{\text{Kg de explosivos/perforacion}}{m^3} \quad (38)$$

2.3.4.5. Factor de potencia

Es un factor que relaciona la cantidad de kilogramos de explosivos utilizados y el tonelaje del material volado por el explosivo.

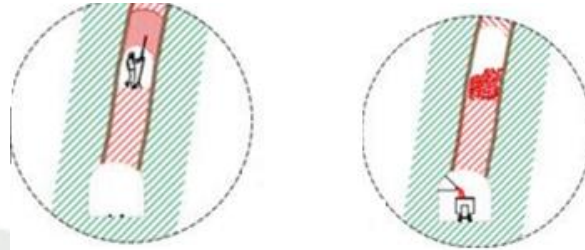
$$\text{factor de potencia} = \frac{\text{Kg de explosivo / perforación}}{TM} \quad (39)$$

2.3.5. Limpieza y nivelación

La operación consiste en arrojar el material excedente de la voladura del estéril a las tolvas utilizando lampa, pico y carretillas, la limpieza se realiza de forma convencional. Este excedente es producido por el esponjamiento del relleno por lo que se necesita limpiarlo y se nivela para que tengamos una altura de perforación adecuada para la próxima perforación. La altura entre el piso y la corona del subnivel debe ser de 2.2 m para tener una buena movilidad de la máquina.

Figura 26

Limpieza y nivelación



Nota. Limpieza del relleno excedente

2.3.5.1. Factor de Esponjamiento

El material volado tiene fragmentos irregulares por lo que se generan espacios vacíos y hacen un mayor volumen obteniendo una densidad menor que la densidad compactada, el esponjamiento en términos generales se expresa como la densidad in situ entre la densidad suelta del material volado.

$$1 + \text{factor esponjamiento} = \frac{\text{densidad in situ}}{\text{densidad suelta}} \times 1000 \quad (40)$$

2.3.6. Recuperación mineral

2.3.6.1. Dilución

Se produce cuando el material estéril se mezcla involuntariamente con la mena durante las operaciones, el cual contribuyen a bajar el grado del mineral explotado. Algunas de las causas son: el descontrol de desbordes, el diseño, la calidad del relleno y la falta de paralelismo en la barrenación.

$$\text{Dilucion}\% = \frac{Ld}{Ld - Lm} \times 100 \quad (41)$$

Ld = longitud del Desmante

Lm = Longitud del mineral

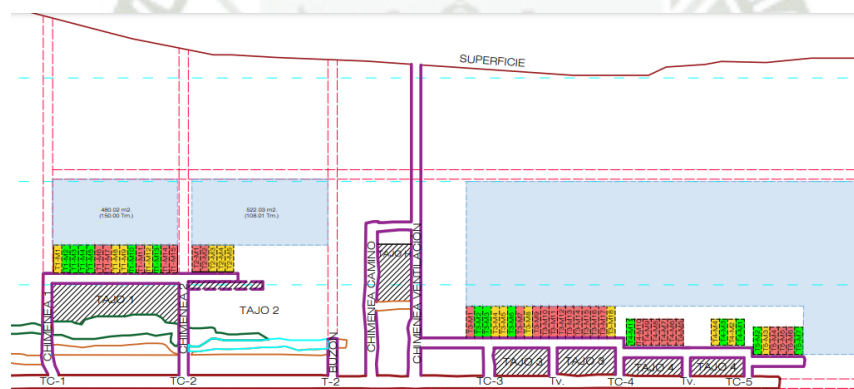
2.3.6.2. Muestreo

El muestreo geológico, Es un método muy importante para determinar la calidad de las menas, ya que por este medio se puede estudiar las propiedades físicas, los elementos químicos, así como sus características técnicas de los minerales.

El método consiste en extraer una porción del material con el objetivo de conocer la ley y los metales presentes.

Figura 27

Muestreo



Nota. Muestreo por el área de geología de la empresa minera

2.3.6.3. Leyes erráticas

Se calcula sumando la ley de todas las muestras entre la cantidad de muestras tomadas; en un tajo de 30 metros se toma como mínimo 10 muestras cada 3 metros.

Figura 28

Leyes erráticas

MUESTRA	POTENCIA	Au (g/t)	Cu T (%)	MUESTRA	POTENCIA	Au (g/t)	Cu T (%)	MUESTRA	POTENCIA	Au (g/t)	Cu T (%)
T1-M1	0.10	Pend.	9.08	T3-M1	0.11	0.040	11.66	T4-M1	0.06	0.066	5.21
T1-M2	0.07	0.193	4.87	T3-M2	0.08	0.011	0.92	T4-M2	0.08	0.075	6.60
T1-M2	0.08	0.003	0.97	T3-M3	0.08	0.022	4.62	T4-M3	0.06	0.014	4.05
T1-M4	0.07	0.155	4.05	T3-M4	0.08	0.135	6.16	T4-M4	0.09	0.004	7.16
T1-M5	0.07	0.028	4.54	T3-M5	0.09	0.040	6.79	T4-M5	0.10	0.030	12.6
T1-M6	0.11	0.073	10.80	T3-M6	0.08	0.024	2.79	T4-M6	0.15	0.056	21.8
T1-M7	0.15	0.170	17.22	T3-M7	0.15	0.110	14.12	T4-M7	0.16	0.363	24.8
T1-M8	0.10	0.112	9.46	T3-M8	0.09	0.133	7.23	T4-M8	0.17	Pend.	25.2
T1-M9	0.08	0.053	6.72	T3-M9	0.15	0.157	17.22	T4-M9	0.12	0.049	11.2

Nota. Muestras tomadas por el área de geología por cada determinado tramo

2.3.6.4. Ley promedio

Es una medida que nos indica el grado de concentración, que presenta el elemento químico de interés, el cual se interpreta en tantos por ciento (%), gramos por tonelada (g/t) partes por millón (ppm) u onzas por tonelada (oz/t).

$$\mu = \frac{\sum_{i=1}^n Bi}{n} \quad (42)$$

μ = Ley promedio

Bi = Ley de mineral por cada metro

n = numero de muestras

2.3.6.5. Área, Volumen y tonelaje

Se determina por medios geométricos, es decir el área resulta de multiplicar el largo por el alto de cada bloque.

Mientras que el caso del volumen, se determina multiplicando el área obtenida de cada uno de los bloques por la potencia media.

$$\text{volumen} = \text{area} \times \text{potencia media} \quad (43)$$

Finalmente, conociendo el peso específico, se puede calcular de manera sencilla el tonelaje del bloque.

$$\text{tonelaje} = \text{volumen} \times \text{peso específico} \quad (44)$$



CAPITULO III

3. MARCO METODOLÓGICO

3.1. Descripción geológica de la Unidad Minera

El proyecto minero “Yarabamba” de la Compañía Aurífera Yarabamba S.A., está ubicado en el distrito de Yarabamba, región Arequipa, a una altitud promedio de 2,750 msnm. El proyecto Yarabamba, consta de una sola concesión minera “El Explorador” de 600 has., la misma que es colindante con las propiedades mineras de la Mina Cerro Verde. La vida útil proyectada del proyecto, de acuerdo a los Recursos medidos – indicados e inferidos, son para 20 años de operación, con una producción continua creciente. la misma que inicia con 50 TMSD y alcanzar en la segunda mitad del proyecto, las 220 TMSD.

3.1.1. Ubicación

La concesión Minera El Explorador se ubica en el Paraje Cerro Valenciana, distrito de Yarabamba, Provincia y departamento de Arequipa. El área que comprende la mina es de 6000.0534 hectáreas y tiene las siguientes Coordenadas UTM:

Tabla 10

Ubicación

VERTICE	COORDENADAS UTM		WGS-84	
	NORTE	ESTE	NORTE	ESTE
1	8162569.03	233260.99	8162195.63	233072.98
2	8162555.37	230260.89	8162181.96	230072.88
3	8164555.44	230251.79	8164182.03	230063.78
4	8164569.10	233251.89	8164195.69	233063.88

Nota. Coordenadas UTM de la concesión minera

El acceso es de la siguiente forma:

Tabla 11

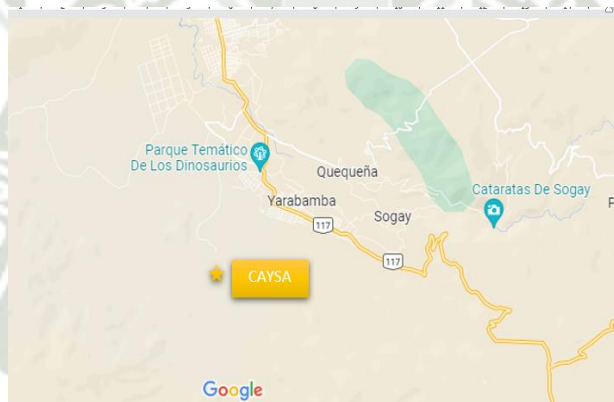
Tramo – Vía

TRAMO	DISTANCIA (Km)	TIPO DE VIA
Arequipa-Yarabamba	20	Asfaltada
Yarabamba-El Explorador	10	Trocha Carrozable

Nota. Accesibilidad a la concesión minera

Figura 29

Ubicación de la concesión



Nota. Ubicación de la mina con Google Maps

3.1.2. Clima y meteorología

El clima del área es templado seco, considerándose una temperatura media anual de 19°C con la ausencia de precipitaciones y humedad relativa media de 26% similar al resto de la Provincia de Arequipa, durante la noche la sensación de frio se incrementa considerablemente llegando a mínimas de 4°C en la estación de invierno.

3.2 Alcances y Limitaciones

3.2.1. Alcance

Mediante la aplicación del método de circado se espera lograr aumentar la productividad en las empresas mineras de explotación subterránea tipo convencional o semi mecanizadas a nivel nacional e internacionales, cuyo objetivo es reducir costos de perforación-voladura, tener menor dilución y mejorar la recuperación de mineral en sus tajeos subterráneos. Además, se propone determinar las causas por los cuales al aplicar el método de circado debemos optimizar tal proceso para mejorar la productividad.

3.2.2. Limitaciones

La principal limitación de la investigación se centra en que pese a hacer el estudio previo que relaciona la perforación y la voladura con simulaciones matemáticas, es importante considerar que esas prácticas dependerán directamente de la experiencia, audacia y talento humanos de los operadores de las maquinarias como taladros y dispositivos explosivos.

Otra limitación es la poca información detallada de la caracterización y factores geológicos de las labores y también de la geomecánica en la que se aplicaran la metodología para aplicar un buen circado.

3.3. Tipo y Nivel de la Investigación

3.3.1. Identificación del Grupo

Para el grupo aplicaremos el diseño no Experimental – Transversal descriptivo, donde (Hernandez, Fernandez, & Baptista, 2014), aplican las investigaciones, con diseño descriptivo, donde se relevan los aspectos de personas o grupos, por lo que esta investigación se analizara varios fenómenos que se quiere hallar para su óptimo desarrollo.

3.3.2. Control del Grupo

Para este caso según concytec (2018) el propósito es verificar las teorías, documentación que tienen relación con las variables de estudio y sus subvariables para luego analizarlas y optimizarlas en equipo.

3.3.3. Tamaño del Grupo

El tamaño de la muestra es la Veta Coricancha de la Mina Yarabamba.

3.4. Cambio de Verificación

3.4.1 Población

La población se constituye por los tajeos del nivel 2750 de la veta angosta de Coricancha de la unidad Minera el Explorador, siendo un sitio donde tiene bastante dilución por las características del macizo rocoso.

Los criterios de inclusión: es una técnica para la explotación, volumen extractivo, ley del mineral, malla de perforación, características del macizo rocoso, carga de taladros. Los cuales al considerarlos serían los componentes directos influyentes en el porcentaje de dilución en el proceso de labor.

Los criterios de exclusión: Podemos excluir la cantidad de trabajadores, el diseño del tajeo y la cantidad de madera utilizada.

3.4.2 Muestra

Para Hernández et. al. (2014), La muestra es un grupo chico característico de la población, conformada por personas, máquinas, etc. De lo manifestado podemos ver que la muestra investigada está conformada por el **tajeo 575E de la veta Coricancha**, debido a que es donde se evidenció la dilución, mayores costos de producción y es donde se recolectaron los datos de malla de perforación y carga explosiva donde existe un alto porcentaje de dilución.

3.5 Métodos, Técnicas e Instrumento de Recolección de Datos

3.5.1. Métodos y materiales

Método estadístico descriptivo: La información recogida se seleccionó en los programas adecuados Excel y el AutoCAD para el procesamiento, análisis e interpretación de datos de cada variable, con el fin de desarrollar los resultados e hipótesis planteados en la investigación. Los cuales se recolectaron a través de sus instrumentos de medición (análisis documental y guía de observación).

3.5.2. Técnicas e instrumento de recolección de datos

3.5.2.1. Técnicas

a) Análisis documental: Según Rojas (2011) señala que la técnica del análisis documental, tiene como propósito recolectar documentación en físico, impreso o digital del área de estudio. La técnica que se utilizó es el análisis documental, puesto que, se obtuvo información del departamento de operaciones de mina, teniendo acceso a sus documentos, sobre todo lo relacionado a sus objetivos planteados, leyes y recuperación del mineral en la mina Yarabamba. Así mismo, se utilizó bibliografía para el análisis de la técnica de Circado y la geología de la zona.

b) Análisis de observación: Según Arias (2012) explica que la técnica de observación es el proceso en el cual, se recolectan datos mediante la observación para ser estudiados y procesados. La técnica de observación, sirve para registrar información a través de los datos in situ, por ello para la investigación se utilizó como técnica la observación, lo que permitió recolectar información de las áreas de perforación y voladura y de la cantidad de material extraído entre mineral y estéril en la Veta Coricancha en la mina Yarabamba, con lo cual se logró desarrollar el segundo y tercer objetivo.

3.5.2.2. Estrategias

a) Organización

Se organizará aplicando las técnicas de análisis documental: Según Castillo (2004), afirma que son procedimientos, dando origen a un documento secundario como instrumento de análisis. Que nos servirá para describir la geología regional y las áreas de estudio sacados de GEOCATMIM.

Otra forma es la observación, que según Díaz (2010), es fundamental para el trabajo de investigación, donde se organizara la mayor cantidad de información. En especial las zonas geomecánicas.

b) Recursos

Los recursos son los estudios Geomecánicas para poder registra los datos y las guías de observación, los cuales serán validados por los expertos

c) Prueba piloto

Para ratificar dichos resultados se aplicará una prueba piloto a 20 muestras sacadas de la Veta Coricancha, dichos datos serán corroborados, para los cual se analizará para un mejor análisis cuyo objetivo es optimizar la producción de la mina Coricancha.

3.5.3. Instrumentos

Guía de Análisis documental: Para Hernández et al. (2014), la guía de análisis documental es un instrumento que sirve para recolectar información de un determinado objeto de estudio respecto a sus variables. Se utilizó como instrumento la guía de análisis documental porque se revisará la documentación del departamento de operaciones mina. Este instrumento tiene como propósito el registro de la información de las leyes de los últimos meses. Para la evaluación de la técnica de Circado se utilizó fórmulas para su desarrollo.

Guía de Observación: Hernández et al. (2014), menciona que una guía de observación es un medio en la cual se registra información de sus variables de estudio para ser procesados estadísticamente. Considerando lo mencionado, el instrumento que se utilizó, fue la guía de

observación, en la cual se recolectó información in situ en relación a la dilución del mineral en la Veta Coricancha en la empresa minera Yarabamba.

3.6. Plan de Análisis y procesamiento Estadísticos de los Datos

3.6.1. Plan de análisis

Método analítico, ya que se efectuó en base a la desintegración de un todo, descomponiéndolo en varios elementos para conseguir establecer y estudiar las causas, su naturaleza y sus consecuencias. Método de procesos, ya que se siguió una secuencia lógica de los objetivos planteados con los resultados, utilizando diversos formatos para la recolección de información. La información recolectada fue procesada con el método de análisis, pruebas de hipótesis y las técnicas de tratamiento estadístico, para lo cual se usó

MS Excel y el Dips. Con la información procesada y ordenada se pudieron realizar gráficos los cuáles permitieron analizar de mejor manera los resultados obtenidos. Estos ayudaron a interpretar la información bibliográfica recaudada con base en los planteamientos teóricos, los cuáles son base de la investigación realizada

3.6.2. Procesamiento estadístico

A continuación, se describe el procedimiento realizado en la presente investigación:

3.6.2.1. Etapa de recojo de información

La investigación partió mediante la identificación de una problemática generada en la empresa minera Yarabamba, de esta manera se recogió información con lo cual se identificó con respecto a la dilución, recuperación del mineral, productividad, tiempo y costo de productividad de las Vetas angostas del yacimiento Coricancha.

3.6.2.2. Etapa de planificación

Mediante el problema encontrado se planificaron alternativas de solución gracias a investigaciones anteriores, esto sirvió como base para determinar los objetivos que presenta la investigación. Se desarrollaron instrumentos de recolección de datos que permitan tener la información necesaria para el desarrollo de los objetivos.

Antes de la recolección de datos, los instrumentos se validaron por profesionales en el área. Para seguir con el procedimiento se solicitó permiso al gerente o responsable de la empresa para poder ingresar a las instalaciones. Posteriormente se planificará con respecto a la producción tanto en la perforación, voladura y limpieza o acarreo de los minerales. También los estudios geomecánicos habrá planificación de la resistencia a compresión simple, RQD (rock quality designation), condiciones de agua subterránea y densidad.

Por último, se planificará con respecto a la geología regional, local, de yacimiento y económico planificando de cuando la documentación y costos por el proceso.

3.6.2.3. Etapa de ejecución

Se recogió datos reales con los instrumentos planteados (guía de análisis documental y guía de observación) en relación a sus objetivos o variables. Una vez recolectada la información, se realizó el análisis, evaluación y desarrollo de los resultados con respeto a los objetivos planteados en la investigación. Por último, se discutió, concluyó y se recomendó en base a los resultados obtenidos en la investigación.

3.7. Cronograma de actividades

Tabla 12

Cronograma de ejecución de la investigación

Actividades	Calendario																							
	Jul-22				Ago-22				Set-22				Oct-22				Nov-22				Dic-22			
	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4
Propuesta de idea de investigación	X																							
Elaboración del enunciado	X																							
Búsqueda de información bibliográfica		X																						
Planteamiento del problema		X																						
Planteamiento de los objetivos			X																					
Formulación de la hipótesis			X																					
Redacción del marco teórico				X	X	X	X																	
Reconocimiento y evaluación en campo					X	X	X																	
Recolección de datos iniciales									X	X	X													
técnicas, instrumentos y materiales a utilizar												X												
Estrategias de recolección de datos													X	X										
Procesamiento de la información														X	X	X								
Análisis de datos cuantitativos																	X	X						
Interpretación de los datos																			X	X				
Elaboración del informe final																					X	X	X	

Nota. Cronograma de actividades realizadas planificar y ejecutar el proyecto.

CAPITULO IV

4. RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. Características del Yacimiento y Dimensiones de Labor

4.1.1. Geología Minera

Al realizar los estudios Geológicos de las Mina de Yarabamba, se ha compuesto de rellenos hidrotermales. Encontrándose los minerales como el: cobre, por la zona de oxidación se tiene minerales como: malaquita, crisocola, brocantita, coprita y calcopirita en la zona de primaria. Se han reconocido 3 Vetas con afloramientos mayores a los 2 km, en estas tres Vetas es donde existe trabajos antiguos realizados por antiguos titulares con algunos pequeños desarrollos con una cortada para presentar las Vetas: Elisa, Coricancha y Valenciana es en estas Vetas donde se inicia el trabajo atractivo en el cual nuestro estudio sería el Coricancha para su investigación y optimización.

4.1.2. Potencia de la veta

Tiene una potencia aproximada que varía entre 10 cm a 20 cm, es una veta tipo rosario.

Figura 30

Potencia de la veta



Nota. Estructura de la veta.

4.1.3. Dimensiones del bloque

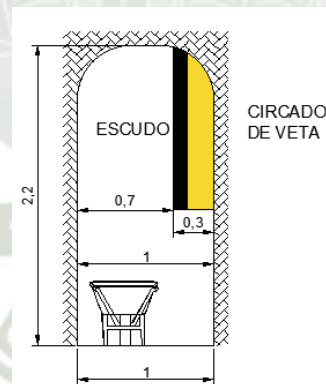
Las Dimensiones del bloque dependen de la capacidad de resistencia de los pilares horizontales denominados puentes las cuales soportaron todo el peso del relleno natural generado por el método de explotación de corte y relleno ascendente, estos bloques están limitados por las galerías de los diferentes niveles. El tamaño del bloque seleccionado es de 50 metros ya que una roca dura.

4.1.4. Altura y ancho de la labor

La geometría de subnivel en los tajeo tiene tener como altura mínima de 2.2 m para poder realizar las perforaciones en realce de manera adecuada y cómoda, además de tener un ancho de labor del estéril de 70 cm para la limpieza y nivelación del desmonte volado y 10 cm para forma un escudo que no afecte a la veta y se diluya con el mineral.

Figura 31

Altura y ancho de la labor



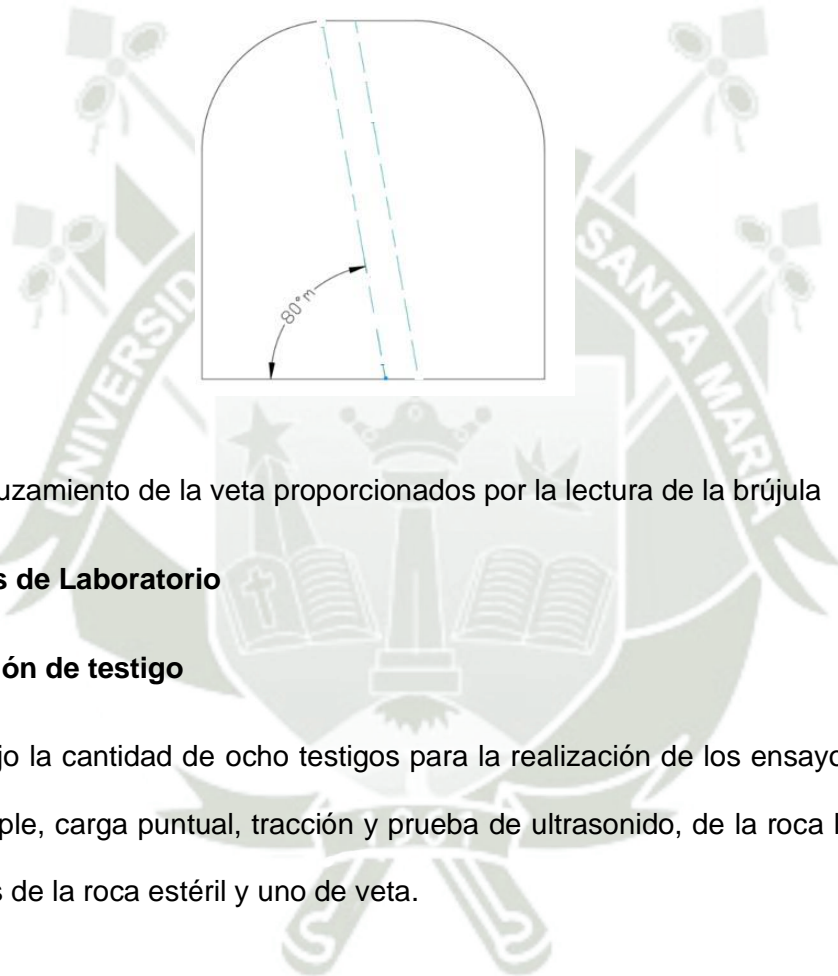
Nota. Diseño del circado en subniveles

4.1.5. Orientación del bloque

Estructuradas vetiformes de rumbo Este – Oeste y buzamientos de 80° a 90° en su mayoría de ellas con tendencia hacia el sur.

Figura 32

Orientación del bloque



Nota. Buzamiento de la veta proporcionados por la lectura de la brújula

4.2. Ensayos de Laboratorio

4.2.1. Extracción de testigo

Se extrajo la cantidad de ocho testigos para la realización de los ensayos de densidad, compresión simple, carga puntual, tracción y prueba de ultrasonido, de la roca los cuales ocho fueron extraídas de la roca estéril y uno de veta.

Figura 33

Extracción de Ensayos cilíndricos



Nota. Extractor de Testigos Anddes Geolab SAC

4.2.2. Densidad del material

Figura 34

Densidad del material

Densidad Desmante	Densidad Mineral
<i>Peso de la Muestra: 249 g</i>	<i>Peso de la Muestra = 325 g</i>
<i>Volumen inicial: 1700 cm³ (probeta con agua)</i>	<i>Volumen inicial: 1700 cm³ (probeta con agua)</i>
<i>Volumen final: 1795 cm³ (probeta con la muestra)</i>	<i>Volumen final: 1812 cm³ (probeta con la muestra)</i>
13	13
$\rho = \frac{249 \text{ g}}{95 \text{ cm}^3}$	$\rho = \frac{325 \text{ g}}{112 \text{ cm}^3}$
$\rho = 2.62 \text{ g/cm}^3$	$\rho = 2.90 \text{ g/cm}^3$

Ecuación (1)

Nota. Cálculo de la densidad mediante el peso del testigo, obteniendo la masa y posteriormente su volumen sumergiéndolo en una probeta.

4.2.3. Resistencia a la compresión

4.2.3.1. Ensayo de Carga puntual

Tabla 13

Carga puntual

ENSAYO DE CARGA PUNTUAL		
Carga Máxima (P)	19.7	KN
Diámetro de la probeta (De)	54	mm

$$I_{S(54)} = \frac{197000}{54^2} = 6.76 \text{ MPa}$$

Ecuación (2)

Índice de Carga Puntual (Is (54))	6.76	Mpa
Km	1.04	

$$I_{S(50)} = \left(\frac{54}{50}\right)^{0.45} * 6.76 = 6.99 \text{ Mpa}$$

Ecuación (3)

Is (50)	6.99	Mpa
K	23	

$$O_c = 6.99 * 23 = 161.2 \text{ Mpa}$$

Ecuación (4)

Esfuerzo a la compresión	161.2	Mpa
--------------------------	-------	-----

Nota. Se Realizó un ensayo de carga puntual con un testigo de diámetro de 54 mm y una longitud de 110 mm el cual nos proporcionó la carga máxima de rotura del testigo, a treves de esos datos se calculó el esfuerzo máximo que soporta la Roca.

4.2.3.2. Ensayo de Compresión Simple

Tabla 14

Ensayo de compresión simple Diorita

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE		
P	380.5	KN
Diámetro	54	mm

$$O_c = \frac{4 * 380500}{\pi * 54^2} = 166.1 \text{ MPa}$$

Ecuación (5)

Oc	166.1	Mpa
----	-------	-----

Nota. Se consideró un ensayo con una relación de esbeltez de 2 esto quiere decir que la altura del testigo es dos veces el diámetro del testigo.

4.2.3.3. Prueba con esclerómetro

Tabla 15

Ensayo de compresión con esclerómetro Diorita

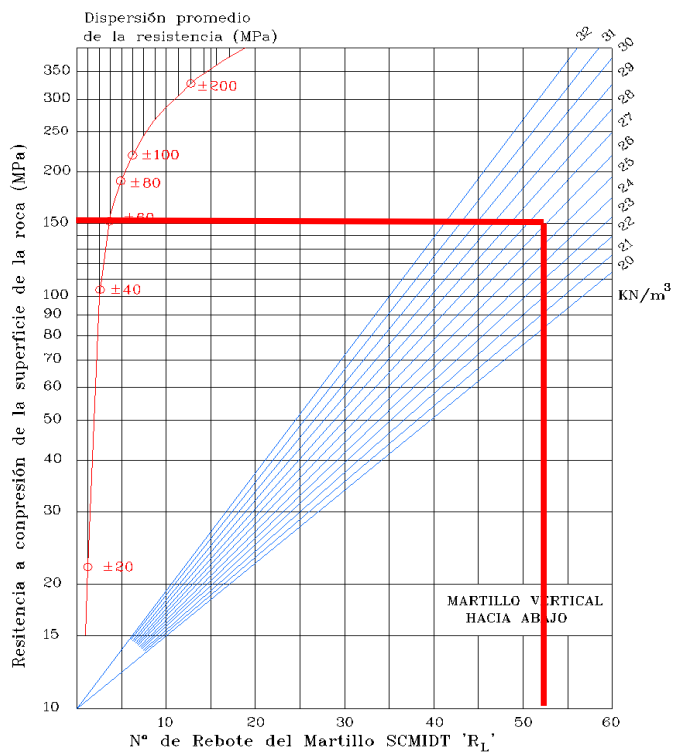
Martillo de Schmidt	
Densidad material	26 kN/M3
Rebote 1	52
Rebote 2	50
Rebote 3	37
Rebote 4	48
Rebote 5	52
Rebote 6	51
Rebote 7	49
Rebote 8	41
Rebote 9	53
Rebote 10	51
Calculo Resistencia a la compresion Uniaxial	
Rebote 1	52
Rebote 5	52
Rebote 6	51
Rebote 9	53
Rebote 10	51
Promedio Rebote (Hr)	51.8
$\log UCS = 0.00088 * 26 * 51.8$	
$UCS = 156.7 \text{ Mpa}$	
Oc	156.7

Ecuación (6)

Nota. Se realizó un total de 10 rebotes de la roca estéril volada a lo largo del tajeo de manera vertical hacia abajo por lo que posteriormente se procedió a aplicar el procedimiento de USBR para encontrar el promedio de rebotes y calcular el esfuerzo a la compresión de la Roca.

Figura 35

Cartilla de Correlación para la Diorita



Nota. Se obtuvo un dato similar de la Resistencia a la Compresión obtenido por el modelo de matemático y la gráfica de correlación logarítmica.

Tabla 16

Ensayo de compresión con esclerómetro Mineral

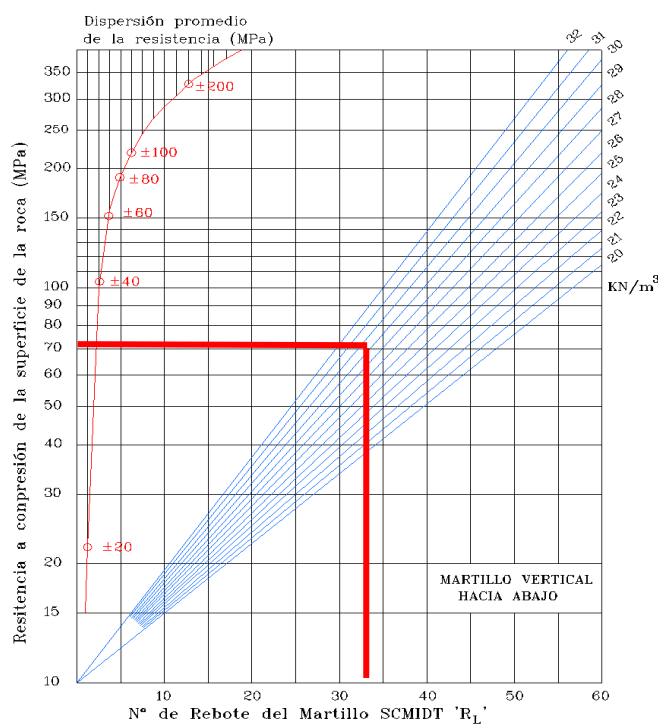
Martillo de Schmidt	
Densidad material	29 kN/M3
Rebote 1	35
Rebote 2	27
Rebote 3	36
Rebote 4	30
Rebote 5	32
Rebote 6	42
Rebote 7	29
Rebote 8	22
Rebote 9	34
Rebote 10	28

Rebote 1	35
Rebote 3	36
Rebote 5	32
Rebote 6	42
Rebote 9	34
Promedio Rebote (Hr)	36

Nota. Se realizó el ensayo con esclerómetro en la pared del mineral colgado de manera horizontal con espaciamiento entre ensayos de tres metros a lo largo del tajo de treinta metros.

Figura 36

Cartilla de correlación para el Mineral



Oc	71.0 Mpa
----	----------

Nota. Al tener una densidad de 29 KN / m³ y un numero de rebotes promedio de 36 Rebotes, la veta mineralizada tiene una Resistencia a la compresión de 71 Mpa.

4.2.4. Análisis de resultados Esfuerzo a la Compresión

Tabla 17

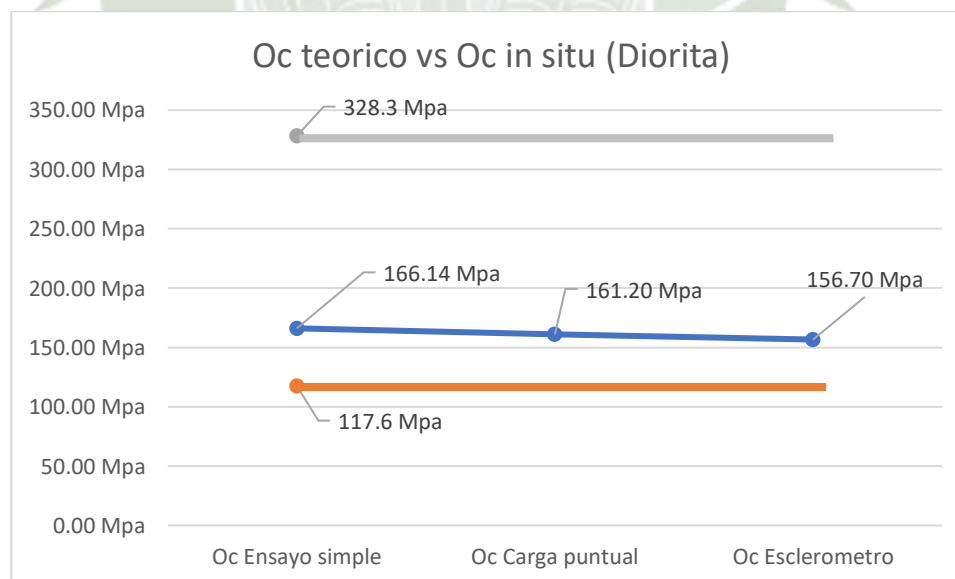
Esfuerzo a la compresión teórico

Roca	Resistencia a la compresión	
Diorita	1200 KP /cm ³	3350 KP /cm ³
	117.6 Mpa	328.3 Mpa

Nota. Dicho dato fue extraído del libro de Ingeniería Geological de Luis Gonzales, dichos resultados fueron recolectados de dichos ensayos realizados a lo largo del tiempo

Tabla 18

Análisis del esfuerzo a la compresión de la Diorita



Nota. Al realizar los tres ensayos tanto en laboratorio como en campo se verifico que los datos oscilan dentro del rango de ensayos realizados a lo largo del tiempo.

Tabla 19

Resistencia a la compresión

Clasificación	Resistencia a la compresión
<i>Muy blanda</i>	0 - 25
<i>Blanda</i>	25 - 50
<i>Medía</i>	50 - 100
<i>Dura</i>	100 - 200
<i>Muy dura</i>	> 200
<i>Total</i>	161.3 Mpa

Nota. Se realizo los ensayos de compresión simple, carga puntal y esclerómetro dando como resultado promedio de 161.3 Mpa, dicho resultado se encuentra dentro de rango teórico de ensayos expuestos por el autor Luis Gonzales del libro de Geología.

4.2.5. Resistencia a la tracción (Método Indirecto)

Figura 37

Ensayo de Tracción Diorita



Nota. Resultados de rotura del ensayo indirecto de tracción

Tabla 20

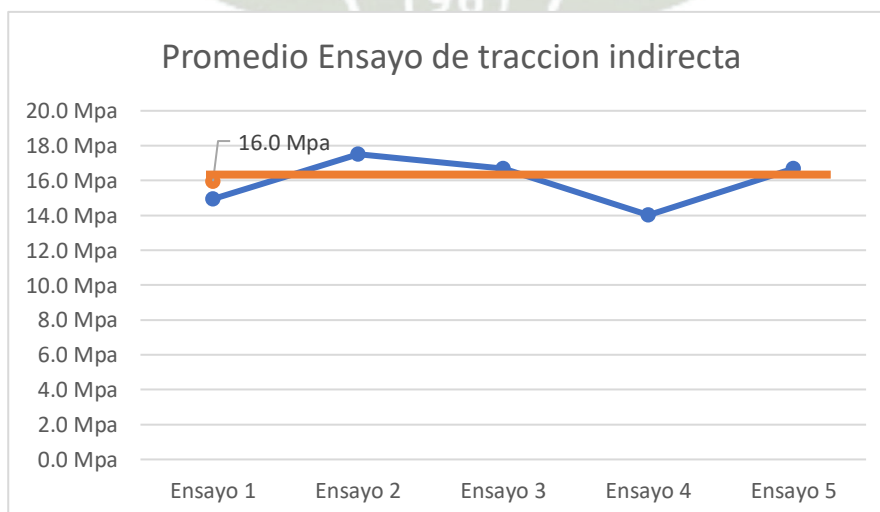
Calculo del Esfuerzo a la tracción de la Diorita

ENSAYO TRACCIÓN INDIRECTA					
Ensayo	Diámetro	longitud	Carga	Esfuerzo	
			Máxima	Tracción	
Ensayo 1	60 mm	89 mm	124.6 KN	14.9 Mpa	
Ensayo 2	60 mm	100 mm	165 KN	17.5 Mpa	
Ensayo 3	60 mm	97 mm	153 KN	16.7 Mpa	
Ensayo 4	60 mm	98 mm	129.6 KN	14.0 Mpa	
Ensayo 5	60 mm	97 mm	152.8 KN	16.7 Mpa	
ENSAYO TRACCÓN				16.0 Mpa	Ecuación (7)

Nota. El ensayo se realizó sobre una probeta cilíndrica de 54 mm de diámetro con una longitud similar cumpliendo una relación de esbeltez de 1 necesaria para realizar este tipo de ensayo.

Figura 38

Tendencia Esfuerzo a la tracción

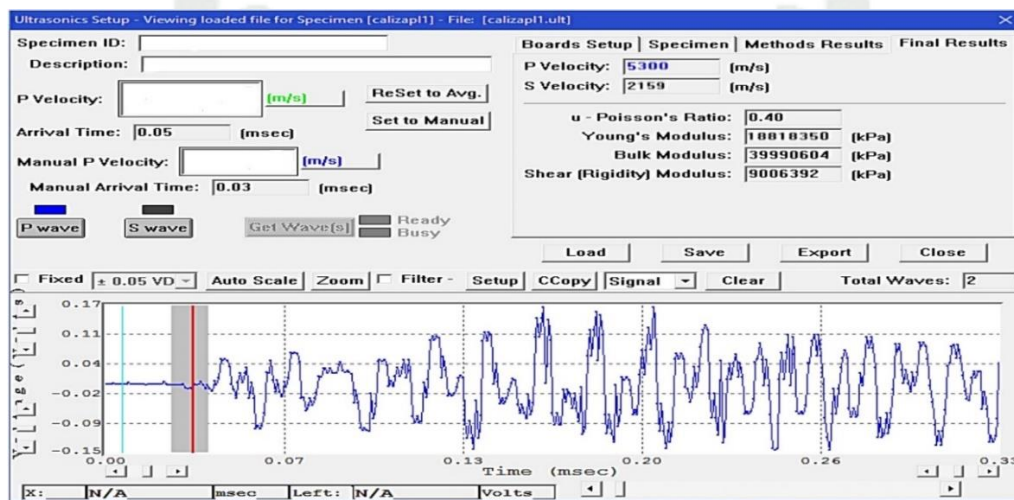


Nota. La tendencia de los cinco ensayos que se realizaron para encontrar la resistencia a la tracción de la roca es de 16 Mpa considerándose una roca Dura.

4.2.6. Ensayo de ultrasonido (ISRM)

Figura 39

Velocidad sísmica de la roca y modelo de Young



Ecuación (8)

Nota. Mediante el análisis de un ensayo ultrasónico en laboratorio de mecánica de rocas, proporcionó los datos del macizo rocoso como la velocidad de propagación de onda, el módulo de Young's y el coeficiente de Poisson.

4.3. Estudios Geomecanicos

4.3.1. RQD

Tabla 21

RQD Desmonte

<i>RQD</i>	<i>Calidad de Roca</i>	
< 25 %	<i>Muy pobre</i>	
25% - 50%	<i>Pobre</i>	Ecuación (9)
50% - 75%	<i>Aceptable</i>	
75% - 90%	<i>Buena</i>	
> 90	<i>Excelente</i>	
Total	85 %	

Nota: Se efectuó el estudio del RQD del desmonte contando la cantidad de fracturas en un tramo de 1 metro in situ

Tabla 22

RQD Mineral

<i>RQD</i>	<i>Calidad de Roca</i>	
< 25 %	<i>Muy pobre</i>	
25% - 50%	<i>Pobre</i>	Ecuación (9)
50% - 75%	<i>Aceptable</i>	
75% - 90%	<i>Buena</i>	
> 90	<i>Excelente</i>	
Total	48 %	

Nota: Se hizo el estudio del RQD del mineral contando la cantidad de fracturas en un tramo de 1 metro in situ

4.3.2. RMR

Figura 40

Clasificación Geomecánica de la Diorita

Pámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1 Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)		
Ensayo de carga puntual	No aplica	0
Compresión simple	250-100	12
2 Índice RQD de la roca		
RQD (%)	75-90	17
3 Separación entre diaclasas		
Separación entre diaclasas (m)	< 0,006	5
4 Estado de las discontinuidades		
Longitud de la discontinuidad (m)	1-3	4
Abertura (mm)	< 0,1	5
Rugosidad	Rugosa	5
Relleno	Relleno duro, < 5 mm	4
Alteraciones	Ligeramente Alterada	5
5 Agua freática		
Caudal por 10 m de tunel	25-125 l/min	4
Presión agua/Tensión principal mayor	0,1-0,2	7
Estado general	Seco	15
Corrección por discontinuidades		
Túneles	Medias	-5
Cimentaciones	No aplica	0
Taludes	No aplica	0
Puntuación		78

Ecuación (10)

Nota. Datos proporcionados por geología.

Tabla 23

RMR Diorita

Clasificación	RMR	Descripción
Clase I	$RMR > 80$	Roca muy buena
CLASE II	$80 < RMR < 60$	Roca buena
CLASE III	$60 < RMR < 40$	Roca medía
CLASE IV	$40 < RMR < 20$	Roca mala
CLASE V	$RMR < 20$	Roca muy mala
<i>Total</i>		<i>78</i>

Nota. La clasificación geomecánica del material estéril se llevó a cabo gracias a la experiencia del geólogo y estudios geomecánicos de la roca dando como resultado una roca tipo dos.

Figura 41

Clasificación geomecánica de la veta

Pámetros de clasificación	Clasificación	Puntuación
1 Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)		
Ensayo de carga puntual	No aplica	0
Compresión simple	100-50	7
2 Índice RQD de la roca		
RQD (%)	25-50	6
3 Separación entre diaclasas		
Separación entre diaclasas (m)	< 0,006	5
4 Estado de las discontinuidades		
Longitud de la discontinuidad (m)	3-10	2
Abertura (mm)	1-5	1
Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
Relleno	Relleno duro, < 5 mm	4
Alteraciones	Ligeramente Alterada	5
5 Agua freática		
Caudal por 10 m de tunel	10-25 l/min	7
Presión agua/Tensión principal mayor	> 0,5	0
Estado general	Seco	15
Corrección por discontinuidades		
	Clasificación	Puntuación
Túneles	Desfavorables	-10
Cimentaciones	No aplica	0
Taludes	No aplica	0
Puntuación		45

Ecuación (10)

Nota. Datos proporcionados por Geología

Tabla 24

RMR Mineral

<i>Clase</i>	<i>RMR</i>	<i>Descripción</i>
CLASE I	$RMR > 80$	Roca muy buena
CLASE II	$80 < RMR < 60$	Roca buena
CLASE III	$60 < RMR < 40$	Roca medía
CLASE IV	$40 < RMR < 20$	Roca mala
CLASE V	$RMR < 20$	Roca muy mala
<i>Total</i>		45

Nota. El estudio del RMR fue realizada por el Geólogo de forma visual y con datos de laboratorio dando como resultado de la veta una Roca tipo tres.

4.4. Modelos matemáticos de Perforación y voladura

4.4.1. Selección del explosivo

Tabla 25

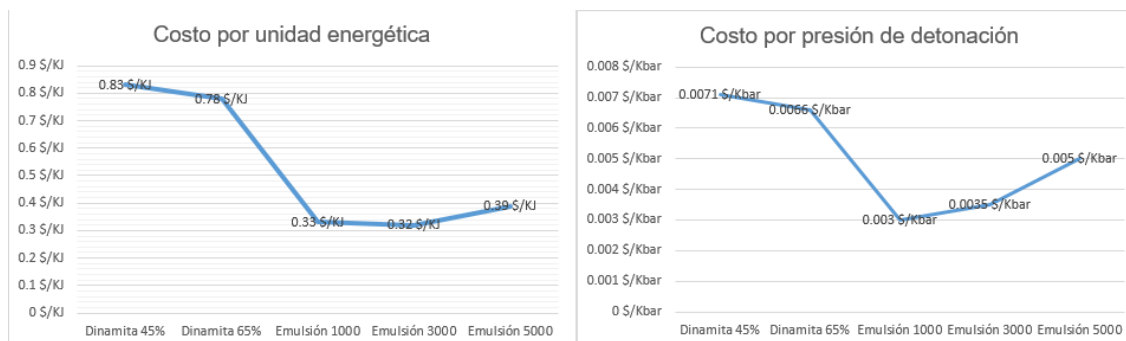
Costo del explosivo por unidad energética y presión de detonación

<i>Explosivo</i>	<i>Dinamita 45%</i>	<i>Dinamita 65%</i>	<i>Emulsión 1000</i>	<i>Emulsión 3000</i>	<i>Emulsión 5000</i>
<i>Densidad</i>	1.12 g/cm ³	1.14 g/cm ³	1.13 g/cm ³	1.14 g/cm ³	1.16 g/cm ³
<i>Velocidad de Detonación</i>	5200 m/s	5400 m/s	5800 m/s	5700 m/s	5500 m/s
	3433 Kj/Kg	3747 Kj/Kg	3284.44 Kj/Kg	3849.28 Kj/Kg	4225.84 Kj/Kg
<i>Energía</i>	3844.96 KJ/dm ³	4271.58 KJ/dm ³	3711.4172 KJ/dm ³	4388.1792 KJ/dm ³	4901.9744 KJ/dm ³
<i>Potencia relativa en peso</i>	65%	70%	87%	102%	112%
<i>Potencia relativa en peso</i>	110%	122%	106%	125%	140%
<i>Presión de Detonación 1</i>	78 Kbar	86 Kbar	98 Kbar	96 Kbar	91 Kbar
<i>Presión de Detonación 2</i>	74 Kbar	81 Kbar	93 Kbar	90 Kbar	84 Kbar
<i>Presión medía</i>	76 Kbar	83 Kbar	95 Kbar	93 Kbar	87 Kbar
<i>Presión medía</i>	7612 Mpa	8322 Mpa	9536 Mpa	9272 Mpa	8749 Mpa
	77647 kg- f/cm ²	84883 kg- f/cm ²	97263 kg- f/cm ²	94576 kg- f/cm ²	89240 kg- f/cm ²
<i>Precio (\$)</i>	\$ 0.54	\$ 0.55	\$ 0.29	\$ 0.33	\$ 0.44
<i>Costo por unidad energética</i>	\$ 0.83	\$ 0.78	\$ 0.33	\$ 0.32	\$ 0.39
<i>Costo por presión de detonación</i>	0.0071 \$/Kbar	0.0066 \$/Kbar	0.0030 \$/Kbar	0.0035 \$/Kbar	0.0050 \$/Kbar

Nota. La mina tiene autorización para la compra de explosivos de tipo Dinamita y Emulsiones por lo que se realizó la mejor evaluación de acuerdo a los costos energéticos para rentabilizar la mejor distribución.

Figura 42

Costo del explosivo según su energía



Nota. Se evaluó el explosivo a utilizar que tenga el menor costo posible además de un buen resultado en la rotura de la roca.

4.4.2. Cálculo del burden y espaciamiento

Tabla 26

Modelo matemático de Pearse

Parámetros	Datos
1.1. Clasificación	Roca Resistente
1.2. Constante (Kv) (0.7-1)	0.9
1.3. Diámetro del barreno (D)	36 mm
1.4. Presión de detonación	93 Kbar
1.5. Presión de detonación (PD)	94576 kg-f/cm ²
1.6. Tipo de Roca	Granodiorita
1.7. Resistencia a la Compresión	161 Mpa
1.8. Resistencia a la Tracción	16 Mpa
1.9. Resistencia a la Tracción (RT)	163 kg-f/cm ²
$B = 0.9 \times 10^{-3} \times 36 \text{ mm} \times \left(\frac{94576 \frac{\text{kg} - \text{f}}{\text{cm}^2}}{163 \frac{\text{kg} - \text{f}}{\text{cm}^2}} \right)^{1/2}$	
	Ecuación (11)
Burden	0.8
Espaciamiento	0.9

Nota. Parámetro matemático obtenido por Pearse utilizando diámetro, resistencia de la roca, factor de carga y presión de detonación del explosivo para el cálculo del burden.

Tabla 27

Modelo matemático de Lanqfors

Parámetros	Datos
1.1. Clasificación	Roca Resistente
1.2. Factor de fijación (f) inclinado	0.9
1.3. Diámetro del barreno (D)	36 mm
1.4. Densidad del explosivo	1.14 g/cm ³
1.5. Potencia Relativa (PRP)	102%
1.6. Relación espaciamento / burden	1.15
1.7. Constante (C)	0.50
1.8. Constante (C')	0.55
1.9. Longitud de perforación (H)	1.1
1.10. Error de emboquille (e')	0.05
1.11. Desviación de los barrenos (Db)	0.05
Burden Máxima	0.9 mm

$$B_{max} = \frac{36 \text{ mm}}{33} \times \sqrt{\frac{1.14 \text{ g/cm}^3 \times 102\%}{0.55 \times 0.9 \times (1.15)}} - 0.05 - 0.05 - 1.1 \quad \text{Ecuación (12)}$$

$$B = 0.9 - 0.05 - 0.05 - 1.1 \quad \text{Ecuación (13)}$$

Burden	0.8 m
Espaciamento	0.9 m

Nota. Parámetro matemático obtenido por Langfords utilizando el diámetro del taladro, inclinación del barreno, factor de explosivo, presión de detonación y constante de roca para el cálculo del burden.

Tabla 28

Modelo matemático de Konya

Parámetros	Datos
1.1. Densidad del explosivo (Pe)	1.14 g/cm
1.2. Densidad de la roca (Pr)	2.6 g/cm
1.3. Diámetro del barreno	0.036 m
1.4. Diámetro del barreno (d)	1.42 pulg

$$B = \left[\frac{2(1.14 \text{ g/cm}^3)}{2.6 \text{ g/cm}^3} + 1.5 \right] \times 1.42 \text{ pulg} \quad \text{Ecuación (14)}$$

Burden	3.37 ft
Espaciamento	1.0 m
$s = 1.15B$	1.2 m

Nota. Parámetro matemático obtenido por Konya utilizando el diámetro del taladro, densidad de la roca y la densidad del explosivo para el cálculo del burden.

Tabla 29

Modelo matemático de Lopez Jimeno

Parámetros	Datos
1.1. Densidad de la roca (Pr)	2.60 g/cm ³
1.2. Velocidad sísmica de propagación (VC)	5300 m/s
1.3. Densidad del explosivo (Pe)	1.14 g/cm ³
1.4. Velocidad de detonación del explosivo (VD)	5700 m/s
1.5. Diámetro del barreno (D)	1.42 pulg
1.6. Factor de Corrección (Roca)	0.88
1.7. Factor de corrección (Explosivo)	1.28
1.8. Factor de Corrección	1.13

$Fr = \left[\frac{2.7 \times 3500}{2.6 \times 5300} \right]^{0.33}$	Ecuación (15)
$Fe = \left[\frac{1.14 \times 5700^2}{1.3 \times 3660^2} \right]^{0.33}$	Ecuación (16)
$F = 0.88 \times 1.128 = 1.13$	Ecuación (17)
$B = 0.76 \times 1.42 \text{ pulg} \times 1.13$	Ecuación (18)

Burden	<i>malla triangular</i>	1.20
Espaciamiento		1.4

Nota. Parámetro matemático obtenido por Lopez Jimeno utilizando el diámetro del taladro, longitud de carga explosiva, velocidad sísmica de la roca, densidad del explosivo y presión de detonación para el cálculo del burden.

Tabla 30

Modelo matemático de Hansen

Parámetros	Datos
1.1. Longitud del barreno (H)	1.1 m
1.2. Densidad del explosivo	1140 kg/m ³
1.3. Diámetro del cartucho	0.03 m
1.4. Longitud del cartucho	0.18 m
1.5. Masa del cartucho	0.103 kg
1.6. Cantidad de cartucho por taladro	4
1.7. Carga explosiva (Qb)	0.411 kg
1.8. Factor de Roca (Fr)	0.41

$$0.411 \text{ Kg} = 0.028 x \left[\frac{1.1}{B} + 1.5 \right] x B^2 + 0.4 x 0.41 x \left[\frac{1.1}{B} + 1.5 \right] x B^3$$

Ecuación (19)

Burden	<i>malla triangular</i>	1.0
Espaciamiento		1.2

Nota. Parámetro matemático obtenido por Hansen utilizando el diámetro del barreno, longitud de perforación, longitud de carga, factor de carga y densidad del explosivo para el cálculo del burden.

Tabla 31

Modelo matemático de Foldesi

Parámetros	Datos
1.1. Diámetro del barreno (<i>D</i>)	0.036 m
1.2. Densidad del explosivo (<i>Pe</i>)	1140 kg/m ³
1.3. Resistencia a la Compresión (<i>RC</i>)	161 Mpa
1.4. Consumo específico del explosivo (<i>CE</i>)	1.0 kg/m ³
1.5. Velocidad de detonación del explosivo (<i>VD</i>)	5700 m/s
1.6. Factor (<i>M</i>)	1

$$m = 1 + \frac{0.693}{(1140 \text{ kg/m}^3 \times (5700 \text{ m/s})^2) - \ln(161 \text{ Mpa}) - 1.39}$$

Ecuación (20)

$$B = 0.88 \times 0.036 \text{ m} \times \sqrt{\frac{1140 \text{ kg/m}^3}{1 \times 1}}$$

Ecuación (21)

Burden	<i>malla triangular</i>	1.0
Espaciamiento		1.1

Nota. Parámetro matemático obtenido por Foldesi utilizando el diámetro del barreno, la resistencia de la roca, la densidad y la presión de detonación para el cálculo del burden y espaciamiento.

Tabla 32

Modelo matemático de Berta

Parámetros	Datos
1.1. Diámetro del barreno (<i>d</i>)	0.036 m
1.2. Densidad del explosivo (<i>Pe</i>)	1140 kg/m ³
1.3. Consumo específico del explosivo (<i>CE</i>)	1.0 kg/m ³

$$B = 0.036 \text{ m} \times \sqrt{\frac{\pi \times 1140 \text{ Kg/m}^3}{4 \times 1 \text{ kg/m}^3}} \quad \text{Ecuación (22)}$$

Burden	<i>malla triangular</i>	1.1
Espaciamiento		1.2

Nota. Parámetro matemático obtenido por Berta utilizando el diámetro de perforación, densidad del explosivo, la velocidad sísmica de la roca y la presión de detonación para el cálculo del burden y espaciamiento.



Tabla 33

Modelo matemático de Bruce carr

Parámetros	Datos
1.1. Diámetro de la carga (d)	1.417 in
1.2. Densidad del explosivo (Pe)	1.14 g/cm ³
1.3. Gravedad específica de la roca (Gr)	25.51 N/M ³
1.4. Velocidad de detonación del explosivo (VD)	18701 ft/s
1.5. Velocidad sísmica de la roca (VC)	17388 ft/s
1.6. Presión de detonación (PD)	87.2
1.7. impedancia de la roca (Zr)	581.0
1.8. Consumo específico característico (CEC)	6.67

$Z_r = 1.31 \times 25.51 \times \frac{17388}{1000} = 581$	Ecuación (23)
$PD = \frac{0.418 \times 1.14 \times \left[\frac{18701}{1000}\right]^2}{0.8 \times 1.14 + 1} = 87.2$	Ecuación (24)
$CEC = \frac{581}{87.2} = 6.67$	Ecuación (25)
$B = 3 \times \sqrt{\frac{1.14 \times 1.417^2}{6.67}} \times 0.833$	Ecuación (26)

Burden	1.0
Espaciamiento	1.3

Nota. Parámetro matemático obtenido por Bruce Carr utilizando el diámetro del taladro, densidad del explosivo, velocidad sísmica de la roca y la presión de detonación del explosivo para el cálculo del burden y espaciamiento.

Tabla 34

Modelo matemático de Olofsson

Parámetros	Datos
1.1. Densidad del explosivo	1140 kg/m ³
1.2. Diámetro del cartucho	0.03 m
1.3. Longitud del cartucho	0.18 m
1.4. Masa del cartucho	0.103 kg
1.5. (Qf) Concentración de carga	0.578 kg/m
1.6. (K) Constante del tipo de explosivo	1.45
1.7. (R1) Factor inclinación 70 grados	1.0
1.8.(R2) Factor tipo de roca c=0.5	0.90
1.9. Longitud de perforación (H1)	1.10 m
1.11. Burden de Langerfors (Bmax)	0.8 m
1.10.(R3) Factor longitud de perforación	0.932
<hr/>	
H2 = 2 x 0.8	Ecuación (27)
$R3 = \left(1.16 - \left(0.16 \times \frac{1.6 \text{ m}}{1.1 \text{ m}} \right) \right) = 0.932$	Ecuación (28)
$B = 1.45 \times \sqrt{0.578 \text{ kg/m} \times 1 \times 0.9 \times 0.932}$	Ecuación (29)
<hr/>	
Burden	0.9
Espaciamiento	1.1

Nota. Parámetro matemático obtenido por Olofsson utilizando el burden máximo de Lagenfors y aplicándole parámetros de corrección tales como inclinación del barreno, factor de la roca diámetro del explosivo y longitud de perforación.

4.4.3. Diseño de Carga Explosiva

Tabla 35

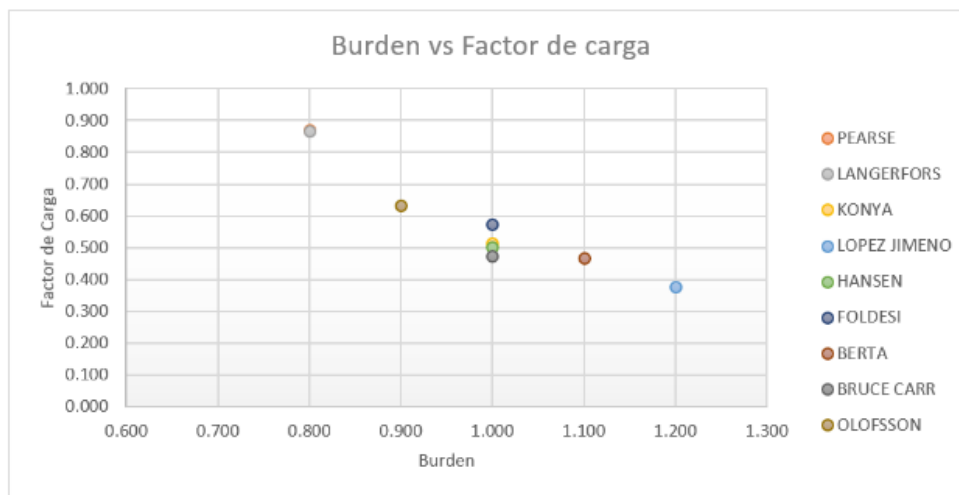
Geometría y diseño de carga

PARAMETROS	PEARSE	LANGERFORS	KONYA	LOPEZ JIMENO	HANSEN	FOLDESI	BERTA	BRUCE CARR	OLOFSSON
Burden (m)	0.8 m	0.8 m	1.0 m	1.2 m	1.0 m	1.0 m	1.1 m	1.0 m	0.9 m
Espac. (m)	0.9 m	0.9 m	1.2 m	1.4 m	1.2 m	1.1 m	1.2 m	1.3 m	1.1 m
Taco (m)	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m	0.4 m
H. (m)	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m	1.1 m
Explosivo	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión	Emulsión
Densidad (g/cm ³)	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000	3000
Dcl (kg/m)	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14	1.14
Long. Carga (m)	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³	g/cm ³
kg/tal	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51	0.51
m ³ /tal	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67	0.67
ton/tal	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34	0.34
RWS	0.4	0.4	0.7	0.9	0.7	0.6	0.7	0.7	0.5
F.C. (kg/m ³)	1.0	1.0	1.7	2.4	1.8	1.6	1.9	1.9	1.4
F.P. (kg/ton)	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%	102.0%
	0.869	0.866	0.514	0.377	0.501	0.574	0.467	0.473	0.634
	0.334	0.333	0.198	0.145	0.193	0.221	0.180	0.182	0.244

Nota. Esta tabla nos ayuda a determinar el factor de carga y potencia por cada uno de los nueve autores, para así determinar cuál es la mejor opción el cual permita reducir el consumo de materiales de perforación y voladura.

Figura 43

Comparativa de los autores con respecto al consumo de accesorios y consumibles de perforación y voladura



Nota. El gráfico permite evaluar los parámetros que tienen menor factor de carga con respecto a su burden para así determinar cuál es la mejor opción para reducir costos operativos.

4.4.4. Predicción de la velocidad de partícula en la Roca Circundante

4.4.4.1. Criterio de Daño de Holmberg & Persson

$$PPV \text{ Critico} = \frac{16 \text{ Mpa} \times 5300 \text{ m/s}}{19 \text{ Gpa}} \quad \text{Ecuación (30)}$$

$$PPV \text{ Critico} = 4463 \text{ m/s}$$

Tabla 36

Criterios de daño

<i>Clasificación</i>	<i>Criterio</i>	<i>Resultado</i>
TRITURACION	8 *PPV	35705 m/s
DAÑO NOTORIO	4 *PPV	17853 m/s
CREACION DE FRACTURAS	PPV	4463 m/s
DILATACION DE FRACTURAS	1/4 PPV	1116 m/s

Nota. Se calculó los criterios de daño en el macizo rocoso mediante su resistencia a la tracción, módulo de elasticidad y la velocidad de propagación de onda en la roca, todos estos datos fueron sacados de laboratorio a través de un ensayo de ultrasonido aplicado directamente al testigo dando como resultados las zonas de mayor y menor fragmentación.

4.4.4.2. Modelo de Neyman

Tabla 37

Parámetros para el cálculo de potencial de velocidad

Parámetros	Datos
<i>Velocidad de detonación</i>	5.7 km/s
<i>Diámetro del taladro</i>	36 mm
<i>Densidad del explosivo</i>	1.14 g/cm ³
<i>Densidad de la roca</i>	2.63 g/cm ³
<i>Ratio de calor específico de los gases de detonación</i>	3.2
<i>Energía de Choque</i>	3.61 kcal/kg
<i>Longitud de carga</i>	0.7 m

Nota. Parámetros utilizados para el cálculo de la velocidad de propagación de onda en diferentes puntos para obtener como resultado la distancia máxima de fragmentación que afecta la voladura en la roca.

- **Densidad del explosivo en el plano CJ.**

$$\rho_{CJ} = \frac{4}{3} \cdot 1.14 \quad \rho_{CJ} = 1.52 \text{ g/cm}^3 \quad \text{Ecuación (31)}$$

- **Presión de detonación**

$$PD = \frac{1.14 \times 5.7^2}{3.2 + 1} \quad PD = 1.82 \text{ Gpa} \quad \text{Ecuación (32)}$$

- **Ratio de Gurney – Conversión de energía en trabajo útil**

$$x = 0.20 + 0.37(1.14) \quad x = 0.62 \quad \text{Ecuación (33)}$$

- **Energía útil (q_{ex})**

$$q_{ex} = \frac{0.62 \times 1.82}{1.52} \quad q_{ex} = 3.61 \text{ Kcal/kg} \quad \text{Ecuación (34)}$$

- **Relación de longitud de carga y diámetro**

$$\bar{L} = \frac{0.7 \text{ m}}{0.036 \text{ m}} = 19.44 \quad \text{Ecuación (35)}$$

- **Velocidad de Partícula**

$$V_s = \frac{19.44 + \sqrt{1 + 19.44^2}}{-19.44 + \sqrt{1 + 19.44^2}} \quad V_s = 7.3 \quad \text{Ecuación (36)}$$

- **Potencial de velocidad**

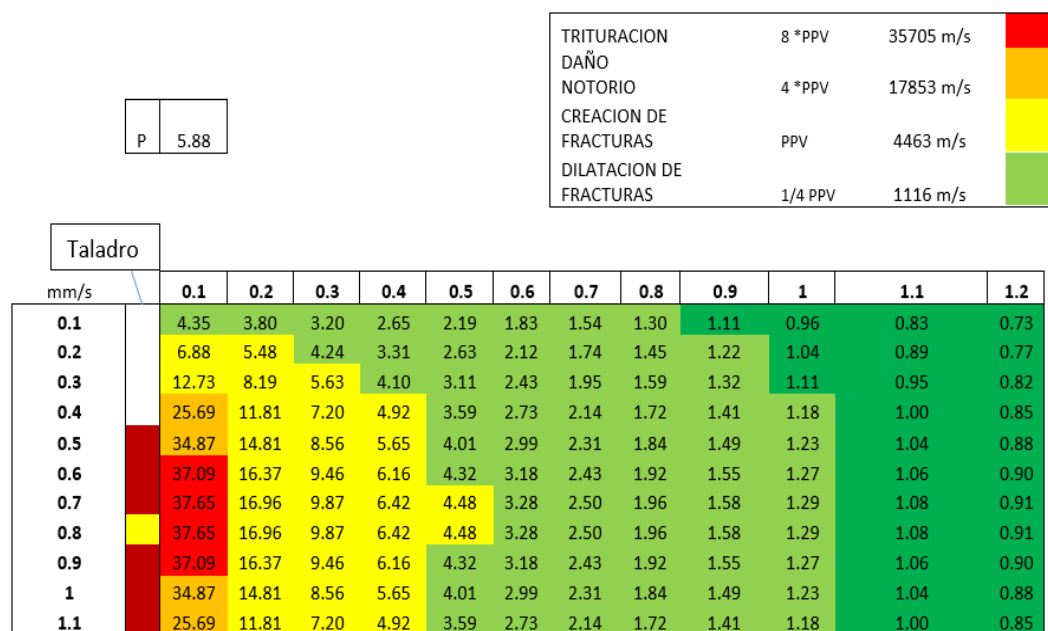
$$P = 0.036 \sqrt{\frac{1140 \times 3.61 \times 10^6}{8 \times 2630 \times 7.3}} \quad \text{Ecuación (37)}$$

$$P = 5.88$$

4.4.4.3. Simulación de Velocidad de onda en el taladro

Figura 44

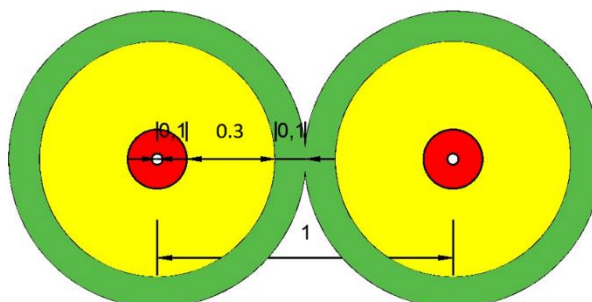
Simulación de velocidad de onda de taladro



Nota. la figura ilustra las diferentes zonas de fragmentación modeladas en Excel, mostrando así que, la zona de trituración se encuentra en los primeros 10 cm, siguiendo con las zonas de daño notorio y creación de fracturas que oscilan entre 20 a 50 cm y finalmente de zona de dilatación de fracturas que va desde los 60 cm a 1 m.

Figura 45

Simulación de velocidad de onda de taladro



Nota. Según el modelo de Neyman que nos ayuda a evaluar la velocidad de propagación de onda en cada punto y tener una fragmentación más uniforme. Se debería usar un burden que varía entre 0.8 cm a 1 m para que exista una buena fragmentación de la roca y tener una voladura controlada.

Tabla 38

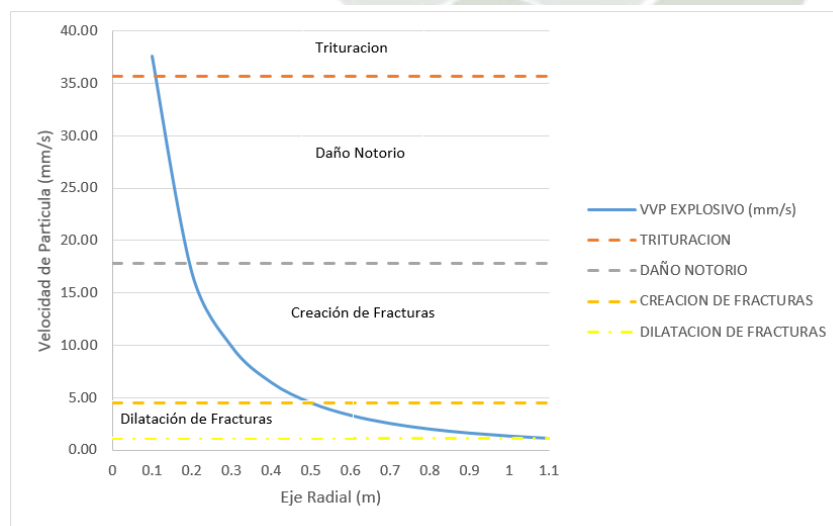
Simulación de velocidad de onda de taladro

Radio	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1	1.1
VVP Explosivo (mm/s)	37.65	16.96	9.87	6.42	4.48	3.28	2.50	1.96	1.58	1.29	1.08
8 Vvp Crítica (mm/s)	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71	35.71
4 Vvp Crítica (mm/s)	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85	17.85
Vvp Crítica (mm/s)	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46	4.46
Vvp Crítica / 4 (mm/s)	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12	1.12

Nota. la tabla representa la propagación de onda con respecto a la distancia radial del taladro, dando como valores máximos y mínimos de rotura.

Figura 46

Onda taladro



Nota. Este grafico ilustra la velocidad pico partícula con respecto a su eje radial dando como resultado las diferentes zonas afectadas por la onda explosiva con el Emulsor 3000.

4.4.5. Selección del modelo matemático para el diseño de la malla de perforación

Tabla 39

Selección del modelo matemático para el diseño de la malla de perforación

	PEARSE	LANGERFORS	KONYA	LOPEZ JIMENO	HANSEN	FOLDESI	BERTA	BRUCE CARR	OLOFSSON
<i>Diámetro del Barreno</i>	X	X	X	X	X	X	X	X	X
<i>Longitud de Perforación</i>					X				X
<i>Retacado</i>									
<i>Sobre perforación</i>									
<i>Longitud de Carga</i>					X				
<i>Inclinación del Barreno</i>		X							X
<i>Densidad de la roca</i>			X	X				X	
<i>Resistencia de la roca</i>	X					X			X
<i>Constantes o Factores de carga</i>	X	X			X				X
<i>Velocidad sísmica del macizo rocoso</i>				X			X	X	
<i>Densidad del explosivo</i>			X	X	X	X	X	X	X
<i>Presión de Detonación</i>	X	X		X		X	X	X	
<i>Constante biónica Roca - Explosivo</i>									
<i>Ratio Burden/Espaciamiento</i>		X							X
<i>Potencia del Explosivo</i>									X
<i>Total de Parámetros</i>	4	5	3	5	5	4	4	5	7
<i>Burden (m)</i>	0.8 m	0.8 m	1.0 m	1.2 m	1.0 m	1.0 m	1.1 m	1.0 m	0.9 m
<i>Espaciamiento (m)</i>	0.9 m	0.9 m	1.2 m	1.4 m	1.2 m	1.1 m	1.2 m	1.3 m	1.1 m

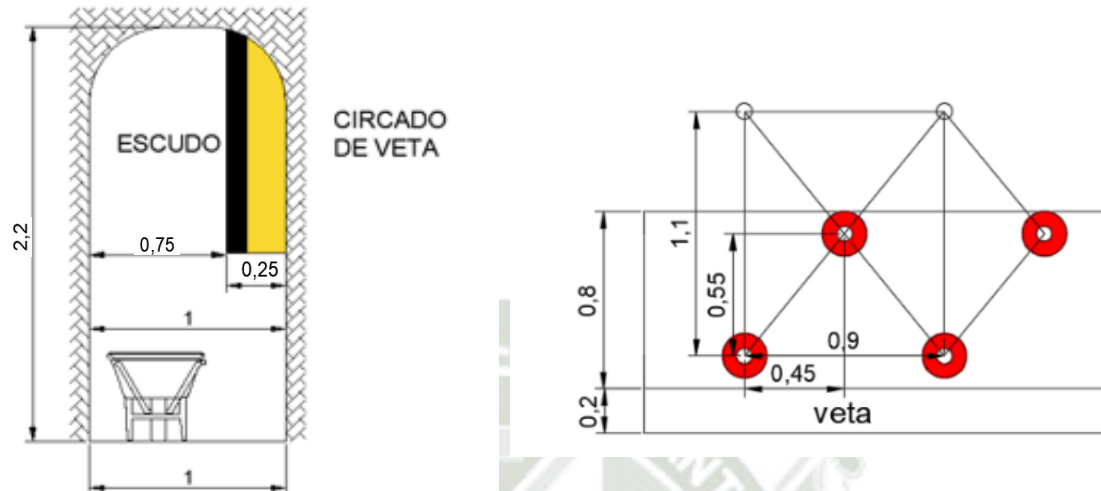
Nota. Se seleccionó el modelo matemático de Olofson debido a que utiliza más parámetros que los demás autores, mejorando el modelo Lagerfors y además igualando a la distancia radial de propagación de onda del análisis de Neyman.

4.4.6. Diseño de la malla de perforación y Voladura aplicando el método de Circado

El modelo de análisis de Neyman nos indica que el radio donde se genera la mayor intensidad de explosión es 10 cm, la cual se toma en cuenta para realizar la voladura del contorno del estéril y el circado en la veta, además dejando un escudo de 10 cm para que el impacto no dañe a la veta y no produzca que el mineral se diluya con el estéril.

Figura 47

Diseño de malla perforación y distribución de explosivo

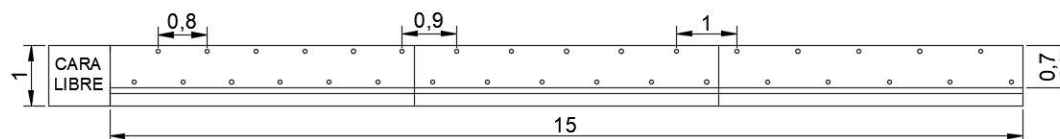


Nota. Se utilizó la malla de perforación de un triángulo equilátero partiendo de la cara libre que es la chimenea hacia el primer taladro teniendo burden de 0.9 m, la malla de perforación está compuesta de 2 filas de taladros obteniendo una malla de perforación en Zic Zac.

4.4.7. Comparativa del antes y el después de la malla de perforación y voladura

Figura 48

Pruebas de Burden



Nota. El grafico muestra cómo se realizó el ensayo en el tajeo utilizando distancias de burden diferentes, con un burden que varió cada 5 m para evaluar la secuencia y el resultado de la voladura.

Figura 49

Burden - 0.5m



Nota. Con un burden de 0.5 m se pudo observar daños en los hastiales, además de utilizar demasiados insumos y de tener una mayor carga de material por limpiar.

Figura 50

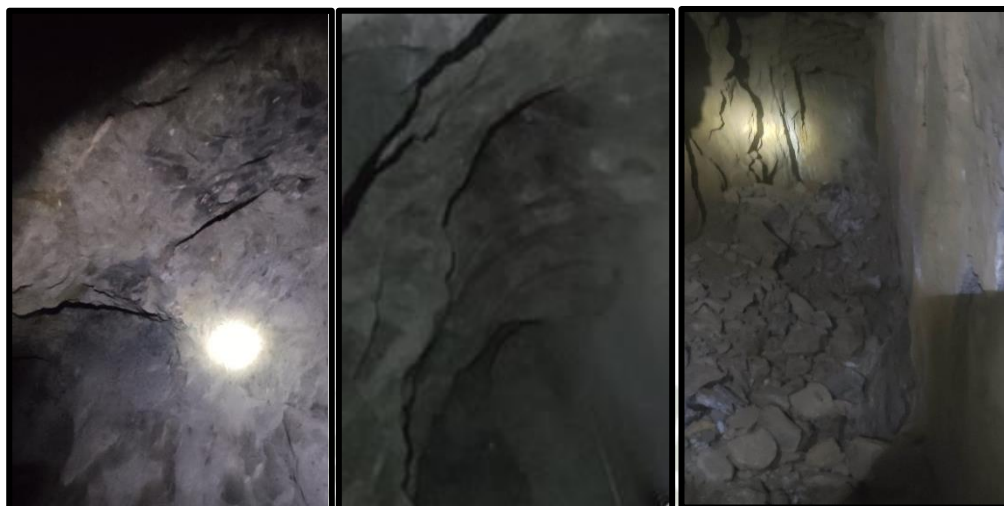
Burden - 0.8 m y 0.9 m



Nota. Con un burden menor o igual a 0.9 m se visualizó una correcta aplicación del método de circado y controlando mejor la generación de desmonte por sobre-rotura.

Figura 51

Burden - 1 m



Nota. Al aplicar un burden de 1m se pudo observar que los taladros no conectaban entre sí, rompiendo la secuencia de la voladura y produciendo agujeros alternados.

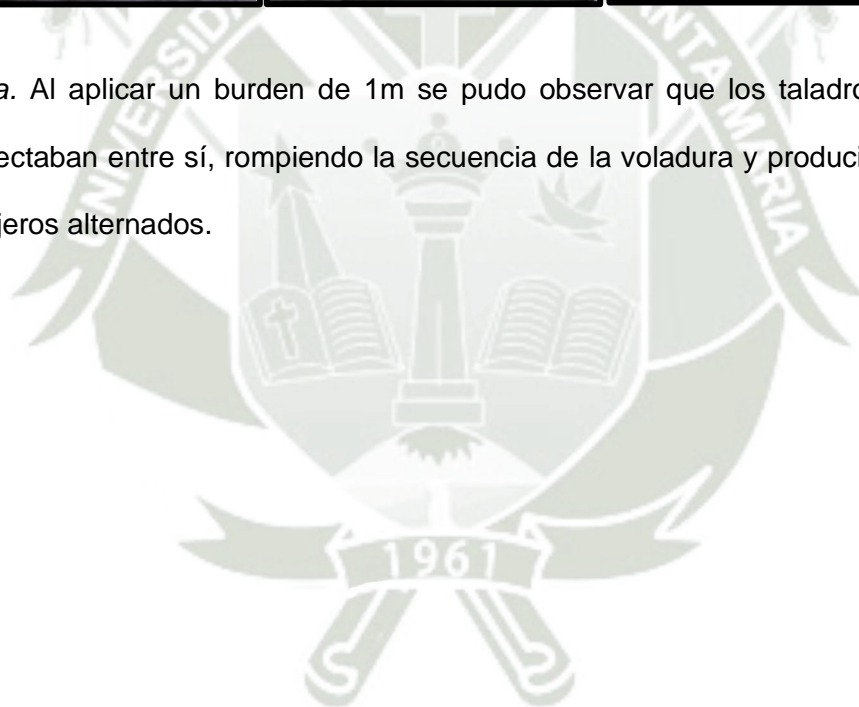


Tabla 40

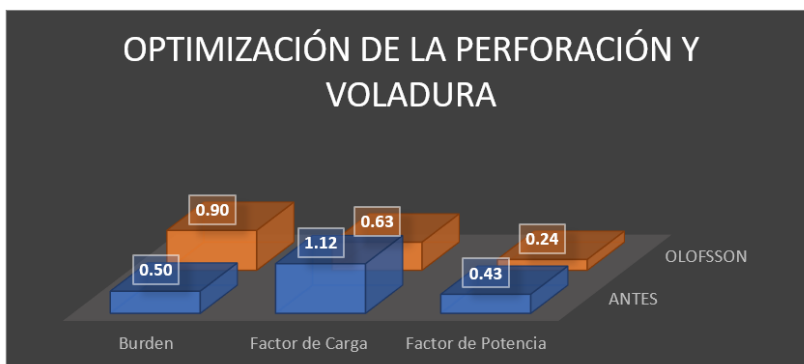
Malla de perforación y voladura

	<i>Descripción</i>	Antes	Después	
<i>Parámetros</i>	<i>Burden</i>	0.5 m	0.9 m	
	<i>Espaciamiento</i>	1 m	1.1 m	
	<i>Longitud efectiva</i>	1.1 m	1.1 m	
	<i>Longitud de la labor</i>	30 m	30 m	
	<i>Numero de Filas</i>	2	2	
	<i>Numero de taladros</i>	120	67	
<i>Voladura</i>	<i>Explosivo</i>	480 und	267 und	
	<i>Mecha de Seguridad</i>	220 m	122 m	
	<i>Fulminantes</i>	120 und	67 und	
	<i>Conectores</i>	120 und	67 und	
	<i>Mecha rápida</i>	32 m	32 m	
<i>Perforación</i>	<i>Metros perforados</i>	132 m	73 m	
	<i>Agua</i>	216.54 Gal	120.30 Gal	
	<i>Aceite</i>	1.18 Gal	0.66 Gal	
	<i>Combustible</i>	0.71 Gal	0.39 Gal	
	<i>Factor de Carga</i>	1.12 kg/m ³	0.62 kg/m ³	Ecuación (38)
	<i>Factor de Potencia</i>	0.43 kg/Tm	0.24 kg/Tm	Ecuación (39)
	% Reducción	44%		

Nota. Se redujeron el consumo de insumos y accesorios de perforación y voladura en un 44 % utilizando el modelo matemático de Olofson con respecto a la malla de anterior.

Figura 52

Comparativa del factor de carga y potencia aplicando el método de circado



Nota. Este grafico muestra la reducción del factor de carga y potencia con respecto a la comparativa de burden utilizado anteriormente y el burden propuesto por Olofoson dando como resultado una reducción significativa del consumo de recursos de perforación y voladura.

4.5. Análisis del macizo Rocoso

4.5.1. Factor de Esponjamiento

$$ANTES: E\% = \frac{2.62-1.7}{1.7} = 54.1\%$$

Ecuación (40)

$$DESPUES : E\% = \frac{2.62 - 1.9}{1.9} = 38.6\%$$

4.5.2. Comparación del antes y después de la limpieza y nivelación en tajos

Tabla 41

Cuadro comparativo de la cantidad de material estéril evacuado al botadero

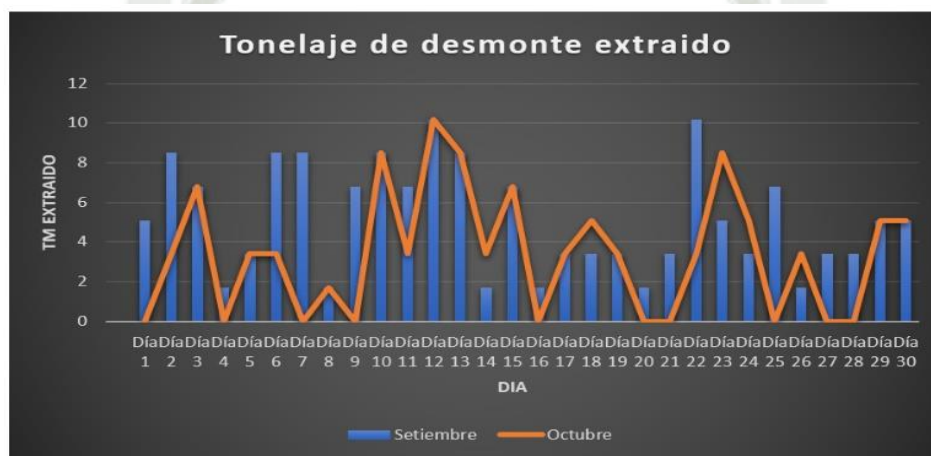
<i>Antes</i>		<i>Después</i>	
1-Set	5.10 TM	1-Oct	0.00 TM
2-Set	8.50 TM	2-Oct	3.40 TM
3-Set	6.80 TM	3-Oct	6.80 TM
4-Set	1.70 TM	4-Oct	0.00 TM
5-Set	3.40 TM	5-Oct	3.40 TM
6-Set	8.50 TM	6-Oct	3.40 TM
7-Set	8.50 TM	7-Oct	0.00 TM
8-Set	1.70 TM	8-Oct	1.70 TM
9-Set	6.80 TM	9-Oct	0.00 TM
10-Set	8.50 TM	10-Oct	8.50 TM
11-Set	6.80 TM	11-Oct	3.40 TM
12-Set	10.20 TM	12-Oct	10.20 TM
13-Set	8.50 TM	13-Oct	8.50 TM
14-Set	1.70 TM	14-Oct	3.40 TM
15-Set	6.80 TM	15-Oct	6.80 TM
16-Set	1.70 TM	16-Oct	0.00 TM
17-Set	3.40 TM	17-Oct	3.40 TM
18-Set	3.40 TM	18-Oct	5.10 TM
19-Set	3.40 TM	19-Oct	3.40 TM
20-Set	1.70 TM	20-Oct	0.00 TM
21-Set	3.40 TM	21-Oct	0.00 TM
22-Set	10.20 TM	22-Oct	3.40 TM
23-Set	5.10 TM	23-Oct	8.50 TM
24-Set	3.40 TM	24-Oct	5.10 TM
25-Set	6.80 TM	25-Oct	0.00 TM
26-Set	1.70 TM	26-Oct	3.40 TM
27-Set	3.40 TM	27-Oct	0.00 TM
28-Set	3.40 TM	28-Oct	0.00 TM
29-Set	5.10 TM	29-Oct	5.10 TM
30-Set	5.10 TM	30-Oct	5.1 TM
<i>Total</i>	<i>154.70 TM</i>	<i>Total</i>	<i>102 TM</i>

Nota. El reporte mensual se encuentra en el (Anexo 22) y (Anexo 23) la cual expresa la cantidad de material evacuado durante los meses de septiembre y octubre del 2022, esto permitió saber

que al aplicar el método de circado tendríamos una buena distribución de los taladros, además de evitar que se produzca daños a los hastiales y corona para así obtener menos desmorte que evacuar.

Figura 53

Ancho del subnivel



Nota. La malla de perforación y voladura anterior nos daba una buena fragmentación, pero producía una sobre-rotura que generaba mayor desmorte y daños en el macizo rocoso, esto demandaba más tiempo en limpieza y nivelación así como la colocación de sostenimiento y daños a la estructura de la veta ocasionando menor recuperación de mineral en cada disparo.

4.6. Manejo de Tiempos en los procesos unitarios de explotación

Tabla 42

Manejo de tiempos

Ciclo de minado	Actividades Realizadas	Antes	Después
Perforación	Subida de la máquina perforadora al nivel del tajo	1 Tareas	0.5 Tareas
	Instalación de tuberías		
Voladura	Perforación de Taladros	1 Tareas	0.5 Tareas
	Desate ante durante y Después de la Perforación		
Ventilación, desate y sostenimiento	Traslado de explosivos y accesorios	0.5	0.5 Tareas
	Encebado		
Encaje para puntales	Carguío de taladros	1 tareas	1 Tareas
	Chispeo		
Acondicionamiento de chimeneas	Ventilación del área con aire comprimido	1 Tareas	1 Tareas
	Desate de las rocas suelta		
Limpieza y nivelación	Instalación de puntales de seguridad o cachacos	1.5 Tareas	1 Tareas
	Cortado de la madera		
Desveteo	subida de madera al nivel del tajo	1 Tareas	1 Tareas
	Instalación de los compartimiento y divisiones		
Total	Regado del material suelto	6 Tareas	5 Tareas
	limpieza del material excedente		
% Reducción de tiempos			17%

Nota. Los procesos unitarios que se encuentran en este cuadro nos muestran la reducción de tiempos medidos antes y después de la aplicación de la nueva malla de perforación obteniendo una reducción en la perforación, voladura, desate, sostenimiento y limpieza

Figura 54

Comparación de tiempos por actividad



Nota. El diagrama nos muestra el porcentaje de tiempo que se utiliza por cada actividad realizada.

Antes: Daba una buena fragmentación, pero genera daños al macizo rocoso, provocando sobre rotura y daños a la veta provocando menor recuperación.

Después: Da un mayor tamaño de fragmentación, pero no provoca daños al macizo rocoso y genera menor recuperación del mineral.

4.7. Evaluación de Costos operativos

4.7.1. Comparativa de reducción de costos aplicando la malla de perforación de OLOFSSON

Tabla 43

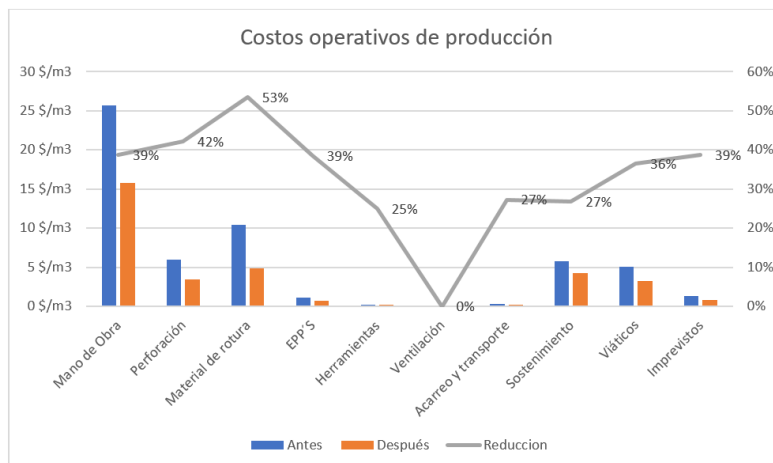
Comparación de reducción de costos

Descripción	Antes	Después
<i>Costo por metro cubico (Mano de Obra)</i>	25.72 \$/m3	15.78 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Perforación)</i>	6.01 \$/m3	3.48 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Material de rotura)</i>	10.38 \$/m3	4.83 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (EPP'S)</i>	1.09 \$/m3	0.67 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Herramientas)</i>	0.20 \$/m3	0.15 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Ventilación)</i>	0.02 \$/m3	0.01 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Acarreo y transporte)</i>	0.33 \$/m3	0.24 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Sostenimiento)</i>	5.73 \$/m3	4.20 \$/m3
<i>Costo por metro cubico (Viáticos)</i>	5.08 \$/m3	3.23 \$/m3
<i>Imprevistos (5% mano de obra)</i>	1.29 \$/m3	0.79 \$/m3
Total Costo Operativos	55.85 \$/m3	33.38 \$/m3
% Reducción de costos		35 %

Nota. Comparando los costos operativos entre la malla anterior y la malla actual de Olofson se refleja una reducción de 35 % y primordialmente en los costos de mano de obra, perforación y voladura debido a la utilizara de menos recursos y ocupara menos tiempo para cada uno de los procesos unitarios.

Figura 55

Comparativa de costos de producción



Nota. Se muestra la variación de los costos de uno de los procesos unitarios antes y después de aplicar el método de circado y estableciendo los porcentajes de reducción por cada actividad realizada.

4.8. Dilución

4.8.1. Dilución del Mineral

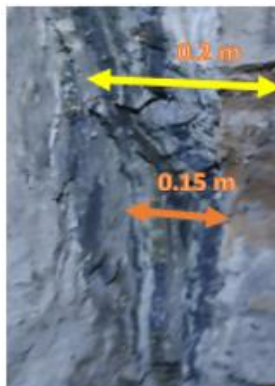
$$Dilucion \% = \frac{0.5}{0.5 + 1.5} \times 100$$

Ecuación (41)

$$Dilucion \% = 25\%$$

Figura 56

Dilución del mineral



Nota. la veta tiene una potencia de 15 cm la cual 5 cm esta alterada con material arcilloso, que al momento de extraer la mena se combina con dicho material, reduciendo así sus leyes. Al aplicar el método de circado nos permite tener una mayor selectividad y poder clasificar el mineral dando como resultado un mayor concentrado de mineral.

4.8.2. Muestras tomadas Antes y Después de la optimización

Tabla 44

Dilución del mineral

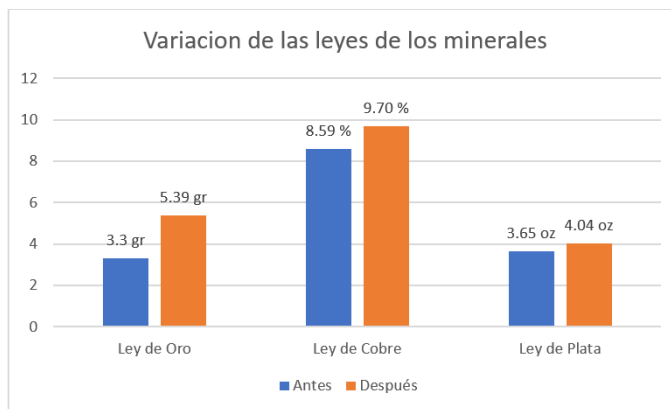
Material	Antes	Después	Diferencia
Ley de Oro	3.3 gr	5.39 gr	2.09 gr
Ley de Cobre	8.59%	9.7%	1.1%
Ley de Plata	3.65 oz	4.04 oz	0.39 oz

Ecuación (42)

Nota. El método de circado no se aplicaba adecuadamente provocando que se diluya el mineral con la estructura del desmonte, teniendo unas leyes inferiores, además de una baja cotización al momento de la venta. Al aplicar el método de circado adecuadamente se produjo un aumento en las leyes ya que con este método se mejoraba la selectividad del mineral. Los análisis de laboratorio sobre las leyes del mineral se encuentran en el (Anexo 27) y (Anexo28).

Figura 57

Comparativa de las leyes del mineral aplicando el método de Circado



Nota. Se visualiza el aumento de leyes antes y después de utilizar el método de circado, este método ayudo a tener una mayor selectividad de mineral y así obtener leyes con la menor dilución posible.

4.9. Recuperación del Mineral

4.9.1. Recuperación del mineral programado aplicando el circado de veta

Tabla 45

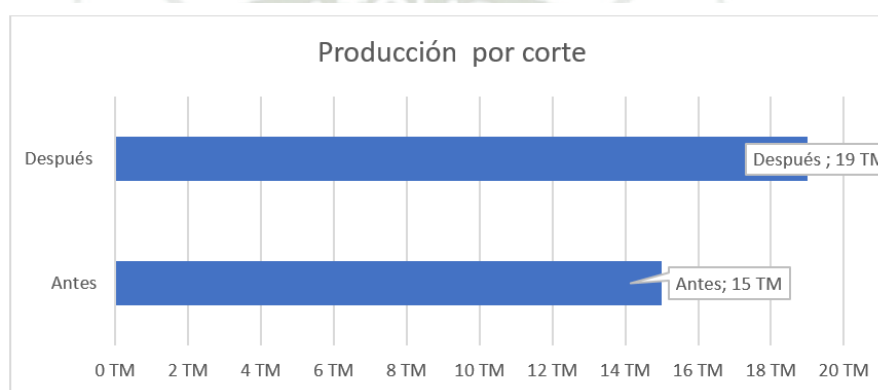
Recuperación del mineral

<i>Parámetros</i>	<i>Antes</i>	<i>Después</i>	
<i>Longitud del tajeo</i>	<i>30.00 m</i>	<i>30.00 m</i>	
<i>Potencia de veta</i>	<i>0.20 m</i>	<i>0.20 m</i>	
<i>Densidad de mineral</i>	<i>2.90 g/cm³</i>	<i>2.90 g/cm³</i>	
<i>Longitud del barreno</i>	<i>1.10 m</i>	<i>1.10 m</i>	
<i>% Factor de recuperación planificado</i>	<i>0.8</i>	<i>1</i>	
<i>Producción por corte</i>	<i>15 TM</i>	<i>19 TM</i>	Ecuación (43)
<i>Diferencia</i>		<i>4.00 TM</i>	

Nota. La estructura de la veta tiene una potencia que varía entre 10 – 20 cm las cuales al momento de circado este se recupera a pulso utilizando combo y punta, estos suelen caer en planchones que posteriormente son divididas, para luego ser machados y lanzados por la tolva de mineral. El reporte de la producción antes y después del mineral se encuentra en el (Anexo 24) y (Anexo 25)

Figura 58

Comparativa de producción estimada por disparo



Nota. Se muestra como al aplicar el método de circado, pasamos de producir de 15 TM programadas a 19 TM, teniendo un aumento de 4 TM por cada disparo del tajo con longitud de 30 m.

4.9.2. Valorización del Mineral aplicando el método de circado

Tabla 46

Valorización del mineral

Material	Leyes	Deducción	Pagable	USD\$	Descripción
Cu (%)	9.77	1.5	8.27	480.65	Se paga al 100% con una deducción previa de 1.5%
Ag (oz)	4.04	2.41	1.63	27.70	Se Paga al 90% con una deducción mínima de 75 grs/tm
Au (oz)	0.17	0.04	0.13	194.24	Se Paga al 90% con una deducción mínima de 1.3 grs/tm
Total				702.59	
				<i>Deducciones</i>	
Costos de Tratamiento - TC:				160.00	
Costos de Refinación:					
Cu	8.27	0.12		182.32	0.12 USD\$/libra de Cu pagable.
Ag	1.63	0.85		1.38	0.85 USD\$/onza de Ag pagable
Au	0.13	8.50		1.12	8.5 USD\$/onza de oro pagable
				184.38	
<hr/>					
Total Valor Por TM					518.21

Nota. Esta tabla nos muestra la cotización del mineral según su ley proporcionadas por la empresa METCO TRADING S.A.C.

4.9.3. Cuadro comparativo de la Valorización del mineral por Disparo según su recuperación

Tabla 47

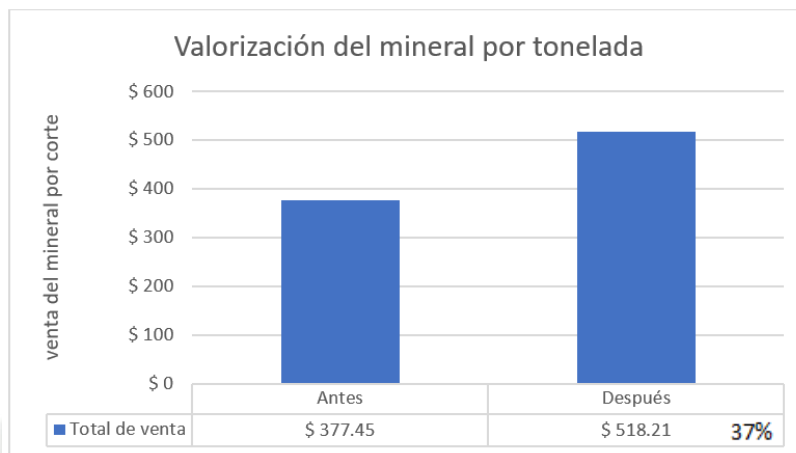
Comparación valorización del mineral

Parámetros	Antes	Después
Valorización del Mineral	377.45 \$	518.21 \$
Producción por corte	15 TM	19 TM
Total de Venta	5778.8 \$	9918.5 \$

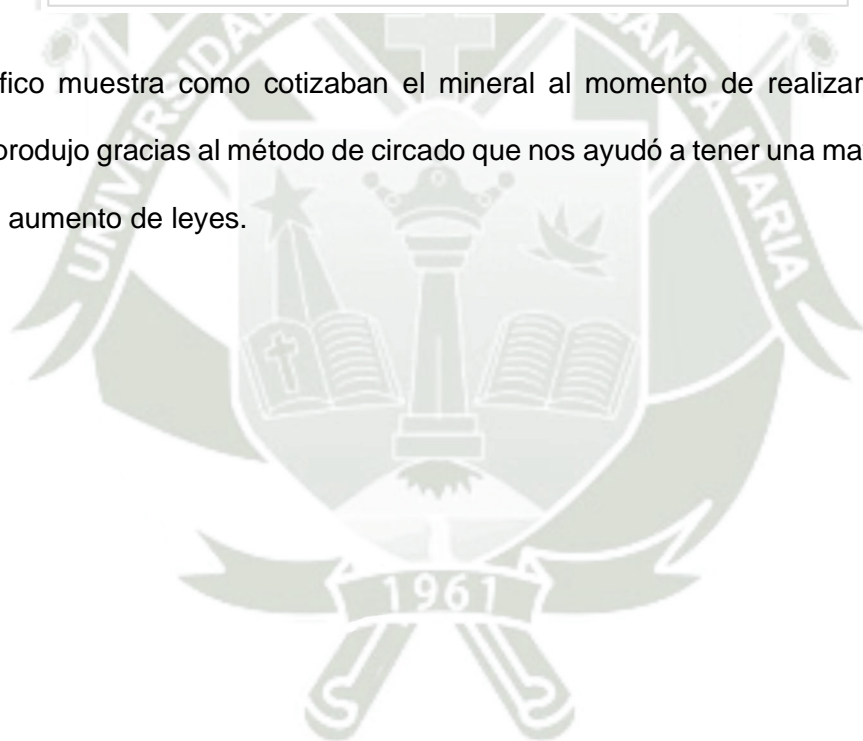
Nota. Se obtuvo un beneficio de venta adicional del 72 % aplicando la nueva malla de perforación calculada por el modelo matemático de Olofsson y Aplicando adecuadamente el método de circado para obtener una buena recuperación de mineral y evitar la dilución del mineral.

Figura 59

Comparativa de cotización del mineral



Nota. El grafico muestra como cotizaban el mineral al momento de realizar la venta, este aumento se produjo gracias al método de circado que nos ayudó a tener una mayor selectividad del mineral y aumento de leyes.



4.10. Comparativa de la Utilidad Bruta aplicando el método de circado con el modelo matemático de Olofsson

Tabla 48

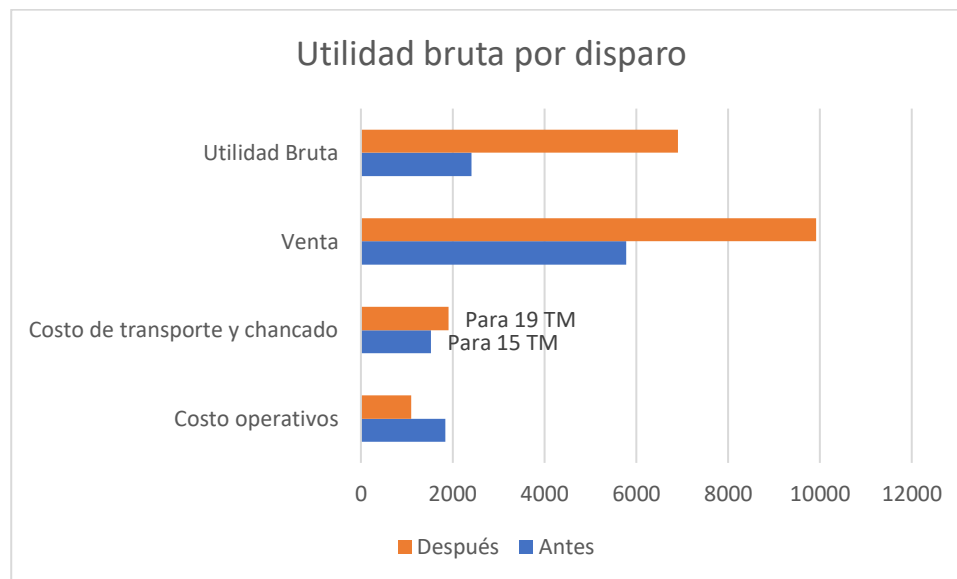
Beneficio económico por Disparo

<i>Parámetros</i>		<i>Antes</i>	<i>Después</i>
<i>Venta de mineral</i>	<i>Producción por corte</i>	15.31 TM	19.14 TM
	<i>Valorización del mineral</i>	377.5 \$/TM	518.2 \$/TM
	<i>Venta total por corte</i>	5778.7595 \$	9918.5394 \$
<i>Costo Operativo</i>	<i>Volumen de material roto</i>	33	33
	<i>Costo operativo por m3</i>	55.89 \$/m3	33.38 \$/m3
	<i>Costo total por corte</i>	1844.37 \$	1101.54 \$
<i>Costo transporte y chancado</i>	<i>Tonelaje de Mineral extraído</i>	15.31 TM	19.14 TM
	<i>Costo por tonelada</i>	100 \$/TM	100 \$/TM
	<i>Costo total por corte</i>	1531 \$	1914 \$
<i>Utilidad Bruta</i>		2403.39 \$	6903.00 \$
Utilidad Bruta		187%	

Nota. Con la aplicación del método de circado se mejoró la utilidad bruta en un 187% de lo que anteriormente se percibía, teniendo en cuenta la perforación, voladura, limpieza, nivelación, geomecánica, dilución y recuperación el mineral.

Figura 60

Comparativa de costos, venta y utilidad bruta por corte

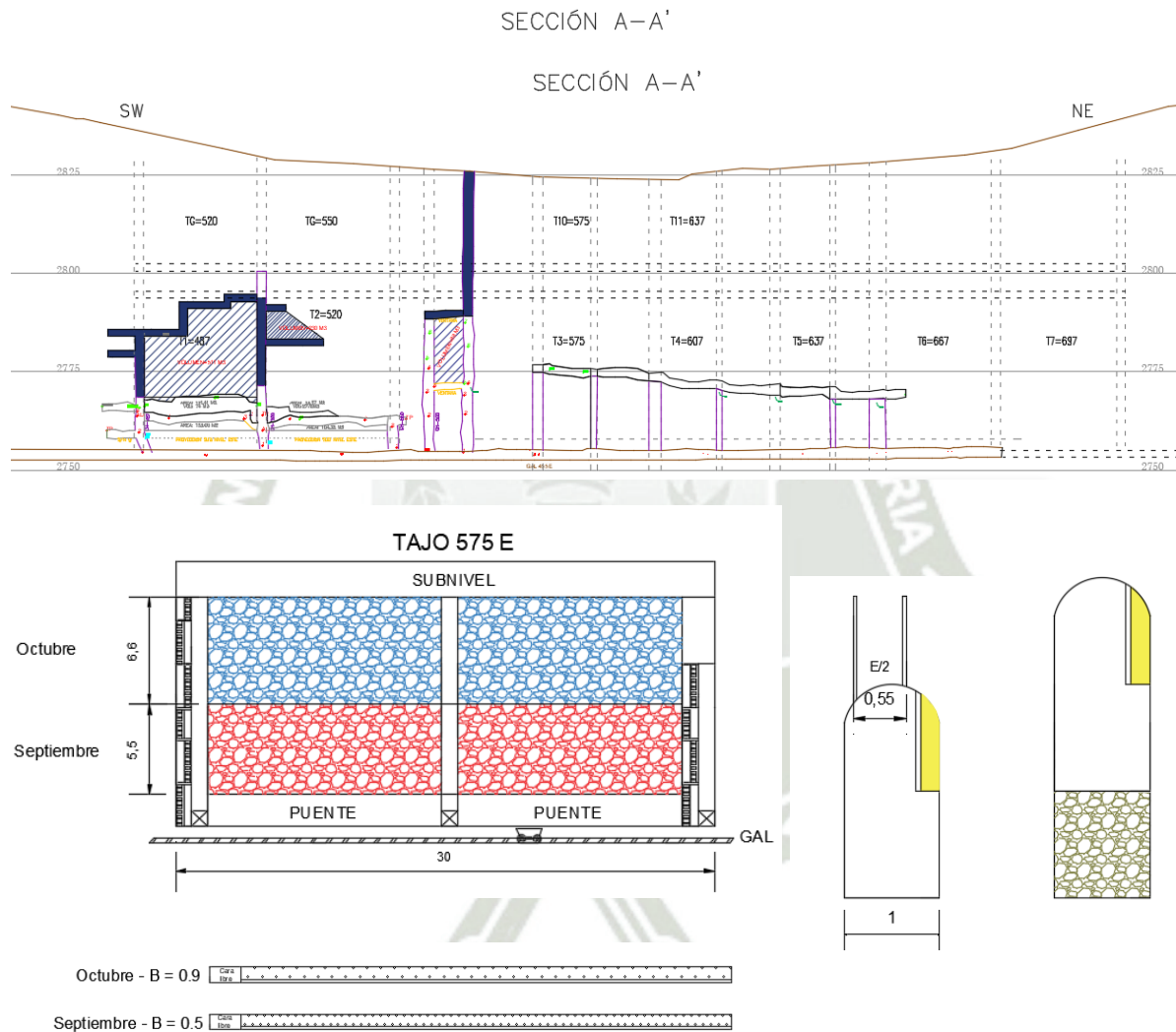


Nota. El grafico muestra un aumento significativo en las utilidades brutas debido a que al aplicar el método de circado hubo un aumento en la producción y leyes del mineral, obtenido un mayor beneficio de venta del material, además de reducir los costos operativos de producción y así rentabilizar un 187 % más a lo anterior.

4.11. Comparativa de perfil topográfico de antes y después de la aplicación del método.

Figura 61

Diseño topográfico



Nota. La figura nos muestra la variación con respecto a su avance vertical y la distribución de la malla de perforación que hubo en el tajo 575 E teniendo una variación de 5.5 m a 6.6 m de avance mensuales, afirmando así que al aplicar el método de circado vamos a optimizar los tiempos operativos, reducir la cantidad de insumo y materiales, así como aumentar la productividad.

DISCUSION

Uno de los problemas que tiene toda mina subterránea es la deficiente recuperación del mineral y sus altos costos de producción, en tal sentido la investigación ha aplicado el método selectivo de Circado para optimizar la perforación - voladura de las Vetas angostas de Coricancha, hallándose los siguientes resultados:

En concordancia con el primer **objetivo específico**, es la de optimizar la perforación – voladura con el método circado, apoyándonos en efectuar un estudio geo mecánico, obteniendo los siguientes resultados: Al realizar por primera vez estos ensayos en los tajeos, donde se evidencian que el Burden era de 0.5m y con los estudios realizados mejoro a 0.9m., así mismo se redujo su factor de potencia de 0,540Kg/TM a 0,240Kg/TM, también comprimió la cantidad de taladros de 120 a 67, a su vez la reducción del consumo de cartuchos, fulminantes y conectores, donde se optimizo con un 44% de los insumos, recursos y herramientas de perforación – voladura. Por lo que podemos **contrastar con Julca (2019)**, donde en investigación tuvo el objetivo de determinar la influencia del estudio geo mecánico en la voladura, en el cual en la Mina Candelaria no se tomó en cuenta las características geomecánicas de la masa rocos de perforación y voladura como nuestro caso, de esta manera al aplicar el modelo matemático con el **estudio geo mecánico** se **determinó** la reducción de 0,340Kg/TM a 0,230 kg/TM, evidenciándose el uso excesivo del explosivo, además de realizar una toma de decisiones con el citado estudio para el diseño de mallas en la perforación – voladura controlada en la corona y hastiales de las citadas rampas.

Así mismo en concordancia con el tercer **objetivo específico**: es de optimizar los tiempos con el método circado, obtuvimos los siguientes resultados: En la optimización del tiempo en la perforación y voladura con el método selectivo (Circado), se puede evidenciar una reducción de 1 a 0.5 tareas, así mismo en la ventilación, desate y sostenimiento se redujo de 0.75 a 0.5 tareas, como también en la limpieza y nivelación se redujo de uno 1.5 a 1 tarea, concluyendo que hubo

una **reducción de tiempos de 17%** en forma general. Lo que contrasta con Gaimes (2019), en su investigación con el objetivo de optimizar el Ciclo de Minado con el fin de aumentar a los 3 mil m³ por día con la misma cantidad de equipos que cuenta la COOPERATIVA MINERA LIMATA LTDA., usando la técnica de recolección de datos con registros de apuntes y cálculos de gabinetes con una ley de corte de 76%, además de un factor de recuperación del oro de 60% se llega a la conclusión siguiente: Para alcanzar los 2492 m³/día, se requiere una disponibilidad de equipos que consta de 2 excavadoras de 2.3 m³ capacidad de cuchara, 9 volquetes de 15 m³ de capacidad de tolva, 3 cargadores frontales de 3 m³ de capacidad de cuchara, 18 motobombas y un tractor a oruga modelo D6, existen equipos con fallas mecánicas y se propone un plan de mantenimiento, cuyo costo asciende a 22550 soles y finalmente se optimiza el trabajo, de las 5.5 horas efectivas de trabajo a 6.9 horas efectivas disminuyendo los tiempos innecesarios, los cuales incrementan una eficiencia de trabajo de 69% a 86.5%. De esta manera podemos evidenciar que nuestros resultados tuvimos una reducción de 1 a 0.5 tareas y de limpieza de 1.5 a 1 tarea, con una reducción de 17% del tiempo, a diferencia de Gaimes que tuvo una disminución de tiempo de 69% a 86.5% obteniendo un 17.5, el cual es casi proporcional a nuestros resultados como mínimo diferencial de 0.5%.

Así mismo en concordancia con el cuarto **objetivo específico**: es de optimizar los costos operativos de perforación y voladura con el método circado, obtuvimos los siguientes resultados: En la optimización de los costos operativos se ha establecido que con la malla de perforación anterior es de 62.54 \$/m³ y con la ampliación del método Olofsson se obtuvo una mejora de 36.95 \$ /m³, en ese sentido se pudo optimizar en un 41% de reducción de los costos respectivos. Lo que contrasta con Villacres (2016), en su investigación titulada "Optimización de costos al sistema de explotación subterránea en la Veta Kathy de la empresa PRODUMIN S.A.", orientándose a reducir los costos de explotación en minas subterráneas, con el método de corte y relleno, con supervisión de labores, registro de calidad para controlar la dilución del mineral.

En relación a eso concluimos que la optimización de los costos, se refleja en la reducción del 19%, además la perforación y voladura con las mallas y explosivos se disminuyó en un 17%, a su vez las secciones de crucero, chimenea, subnivel logrando mayor estabilidad de la roca con reducir el mineral estéril optimizando el transporte en un 30%. De esta manera evidenciamos que al aplicar el método Olofsson para nuestro caso y el método de corte y relleno para Villacres vemos que ambos realizan la reducción de los costos operativos en voladura, perforación, mallas explosivos y transporte respectivamente.

Por otro lado, en concordancia con el quinto **objetivo específico**: es de optimizar la menor dilución del mineral de mayor ley con el método circado, obtuvimos los siguientes resultados: Para optimizar la menor dilución y mineral de mayor ley, que el porcentaje de dilución era 35% pero al aplicar el proceso del método selectivo se obtuvo un 25%, reduciendo el 10% de dilución donde las leyes del mineral aumentaron significativamente. En ese sentido la ley del oro era de 3.3gr. aumentando a 5.39gr, con diferencia de 2.09gr, también la ley de cobre era de 8.59% aumentando a 9.7% con la diferencia de 1.1% y por último la ley de plata era de 3.65oz aumentando a 4.04oz con diferencia de 0.39oz. Lo que contrasta con Calixto (2015), en su trabajo. Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: Caso práctico; una mina subterránea del norte con el objetivo de Optimizar el porcentaje (%) de dilución de los tajos teniendo en cuenta el ajuste en la sección de diseño. Dicha mina planifico 1,500t/día el cual las leyes están por debajo de lo planeado, donde se diferencia los factores de dilución, entre la operativa real y operativa de diseño, por lo que se realizó un exhaustivo seguimiento por el periodo de 3 meses, aplicando el método de corte y relleno, encontrándose una diferencia de leyes de cabeza y tonelaje debido a la sobre dilución, de esta manera para conseguir una mejor ley se debe de ajustar la sección del diseño de 3.5 x 3.5m, para mejorar y tener una selectiva dilución. Posteriormente se realizó la evaluación (trade off) de productividad actual vs selectividad (propuesta). Concluyendo que el método de corte y relleno ascendente es

la alternativa mejor elegida, con promedio de 2.8m. con poco buzamiento 60°, siendo seguro y selectivo, además de que las reservas y las leyes ya se encuentran diluidas con optimización del 37% de su valor original. Al respecto debo señalar que nuestros resultados optimizados son a través del uso del método de circado con una reducción de dilución de 35% a 25% a diferencia de Calixto donde indica que utilizó el de corte y relleno de 46% a 37%, lo que podemos evidenciar que el método circado es más eficiente por lo que se ha tomado una decisión eficaz.

Por último, en concordancia con el sexto **objetivo específico**: es de optimizar la recuperación del mineral con mayor tonelaje del mineral con el método circado, obtuvimos los siguientes resultados: Se recupero el mineral con mayor tonelaje de mineral con el método circado, observándose que anteriormente el método no estaba aplicado adecuadamente, habiendo una deficiente malla de perforación y voladura produciendo que el 20% de ese mineral se combinara con el desmonte, recuperando solamente el 80% del mineral restante, ahora al aplicando el método circado adecuadamente se recuperó una producción de 19 toneladas que es el 100% con diferencia de 4tm que representa el 20% de producción por disparo. Lo que contrasta con Ayunque (2020), su objetivo es optimización de la recuperación del mineral en el método de explotación Bench and Fill con taladros largos en la veta Magistral Centro, tajo 4,230 durante el periodo 2019, de la unidad minera Santander de minera Trevali Perú S. A. Se empleo el método analítico, es de tipo descriptivo – explicativo, es preexperimental, por los resultados de la recuperación de mineral. El tonelaje proyectado a extraer en el tajo mencionada, es de 78,755.58 T., siendo las ejecutadas de 62,989.56 T. El mineral no recuperado fue de 15,766.02 toneladas representando solo una recuperación promedio del 89.13% durante el año 2019. Los ingresos reales fueron de US\$ 6'746,182.20 en la rotura del tajo respectivo, producto de la recuperación de mineral en 89.13%, siendo el déficit de US\$ 1'688,540.22. Los costos de minado proyectados en la explotación del tajo fueron de US\$ 1'367,196.84. Si bien es cierto que al disminuir la recuperación de mineral en el tajo mencionado también disminuye los costos de

minado, se debe tener en cuenta que se asume los costos de minado proyectados siendo el **Budget** ejecutado al 100%. Los valores de recuperación durante el periodo diciembre 2018 fue de 88.87% y **durante el periodo 2019 (evaluación) se incrementó en el rango de 80.39% a 98.32% con una diferencia de 17.93%** de optimización anual. Al respecto debemos señalar que nosotros tuvimos un 20% de recuperación de mineral con respecto a lo planificado, utilizando el método de circado, a diferencia de Ayunque donde se incrementó un 17.93% anual, con la aplicación del método de explotación Bench and Fill, lo que podemos aducir que el método que empleamos es el más eficaz.

Por lo tanto, se evidencia la optimización de la perforación – voladura de las vetas angostas con el método circado, observándose en la figura 4.5.8, logrando una retribución por la venta de mineral de un 5779.51 \$/corte a un aumento de 9918.54 \$/corte, con un beneficio del 45% adicional, de esta manera se ha mejorado sus utilidades brutas en un 147% pasando de 2184.49 \$ a 6785.19 \$, evidenciando la optimización de la producción en los tajeos de Coricancha, Además, con los resultados descritos podemos elegir la hipótesis alterna planteada donde el método selectivo de circado, **si** mejoraría significativamente la producción de las vetas angostas de los tajeos de Coricancha,

CONCLUSIONES

Primero OG.

Se evidencia la optimización de la perforación – voladura de las vetas angostas con el método circado, observándose en la Tabla 47 “Beneficio económico por disparo” en el Capítulo 4, logrando una retribución por la venta de mineral de un 5779.51 \$/corte a un aumento de 9918.54 \$/corte, con un beneficio del 45% adicional, de esta manera se ha mejorado sus utilidades brutas en un 187% pasando de 2403.86 \$ a 6902.99 \$, evidenciando la optimización de la producción en los tajeos de Coricancha.

Segundo OE1:

Se evidencia la optimización de la perforación – voladura con el método selectivo (Circado), en la tabla 39 titulada Comparativa antes y el después de la malla de perforación y Voladura del Capítulo 4 , donde se determinó que a través de los estudios geomecánicos que por primera vez se implementó en los mencionados tajeos se simplificó en un 44% el consumo de los insumos, recursos y herramientas de perforación - voladura., de tal manera que el burden aumento de 0.5 m. a 0.9 m., reduciendo la cantidad de los taladros perforados de 120 a 67 taladros.

Tercero OE2:

Para optimizar la limpieza y nivelación de la voladura con el método selectivo (Circado), en el Capítulo 4, Tabla 40 titulada Cuadro comparativo de la cantidad de material estéril evacuado al botadero, se puede observar que la producción de desmonte era en total de 154.7 toneladas por mes y se pudo reducir a 102 toneladas dando como resultado un 34 % menos de material evacuado, optimizando de costos y tiempos en la mano de obra.

Cuarto OE3:

Para poder optimizar el tiempo en la perforación y voladura con el método selectivo (Circado), la tabla 41 encontrada en el Capítulo 4, se puede evidenciar que la optimización de tiempo se encuentra relacionado con las actividades de perforación y voladura reduciendo de 1 a 0.5 tareas, de igual modo en la ventilación, desate y sostenimiento disminuyo de 0.75 a 0.5 tareas, y por último en la limpieza y nivelación se redujo de 1.5 a 1 tarea, concluyendo que hubo una reducción de tiempos de 17% en forma general.

Quinto OE4:

Para determinar la optimización de los costos operativos, la Tabla 42 titulada Comparación de reducción de costos, en el Capítulo 4; se observó que con la malla de perforación anterior se tenía un costo de 55.38 \$/m³ y con la ampliación del método Olofsson se obtuvo una mejora de 33.38 \$ /m³, en ese sentido se pudo optimizar en un 35% de reducción de los costos respectivos.

Sexto OE5:

Para determinar la menor dilución y la máxima recuperación del mineral de mejor ley con el método selectivo (Circado), observamos en la tabla 43 "Dilución del mineral" del Capítulo 4, que el porcentaje de dilución disminuyo en un 10%, aumentando significativamente la ley del oro, cobre y plata, con un incremento en un 63%, 12% y 10% respectivamente las leyes del mineral, demostradas en la tabla 43. Y así mismo, se asemejo a la producción del mineral estimada por cada corte, observando que hubo una producción de 19 toneladas, que equivalen a un 20 % más del mineral que se extraía antes de ser aplicado el método como lo explica la tabla 44 teniéndose así un beneficio de venta de un 72% mayor al inicial.

RECOMENDACIONES

Primero OG:

Para mantener las ganancias sin variación, Recomendamos aplicar los mismos estudios en los diferentes tajeos de la empresa, ya que las características del yacimiento son irregulares y esto puede ocasionar variaciones en las utilidades brutas.

Segundo:

Recomiendo usar el mismo método de circado propuesto el modelo matemático de Olofsson en todas las labores de explotación, ya que las características del macizo rocoso son similares en los tajeos.

Tercero

Se recomienda usar el mismo modelo Olofsson, donde permite que haya una buena distribución de taladros, con una carga explosiva moderada para que no produzca sobre rotura y no ocasione mayor volumen de material volado en los diversos tajeos.

Cuarto:

Para optimizar el tiempo de ciclo en los procesos unitarios se recomienda controlar los tiempos insitu, capacitar a los trabajadores en todas las actividades para reducir tiempos.

Quinto:

Para optimizar los costos operativos y mejorar este proceso recomendamos aplicar no solo el modelo matemático de Olofsson sino también Langerfors en ocasiones cuando nos encontremos con rocas más dura.

Sexto:

Para recuperar el mineral con mayor tonelaje y menor dilución recomiendo aplicar el método circado con el modelo matemático de Olofsson en todas las labores para mejorar la

perforación, voladura, limpieza, nivelación, dilución, tiempos y costos, en la producción estimada para dichos tajeos.



REFERENCIAS BIBLIOGRAFIAS

- BN Ayunque, M. (2020). Optimización de la recuperación de mineral en el método de explotación bench and fill con taladros largos en la veta Magistral Centro - Tajo 4230 de Minera Trevali Perú - Unidad Santander. Huancayo, Perú. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/8034/3/IV_FIN_110_TE_Ayunque_Carrera_2020.pdf
- Calixto, C. (2015). CONTROL DE DILUCIÓN OPTIMIZANDO LOS PROCESOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN, VOLADURA Y ACARREO Caso práctico; una mina subterránea del norte. Lima, Perú. Obtenido de <https://repositorio.pucp.edu.pe/index/handle/123456789/148243>
- Chambi, J. (2019). ANÁLISIS Y OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA EL DESARROLLO DE ESTÁNDARES TÉCNICOS E INCREMENTO DE UTILIDADES EN MINA TAMBOMAYO”.
- Concha, A. (2014). “ EXPLOTACIÓN DE VETA SANGO STAS MEDIANTE LOS MÉTODOS DE CIRCADO–CORTE Y RELLENO ASCENDENTE DE LA VETA MARÍA ELENA – UNIDAD MINERA EUREKA – CÍA . MINERA CHÁPARRA”. Obtenido de [http://repositorio.unsa.edu.pe:](http://repositorio.unsa.edu.pe)
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3859/Mlcohuah072.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Copco, A. (2015). *Herramientas para perforación de rocas Secoroc Perforacion. Catalogo de productos*. Obtenido de <https://mundodotaciones.com/wpcontent/uploads/2021/08/CATALOGO-ATLAS-COPCO.pdf>

- Falen, J. (2016). <https://dspace.unitru.edu.pe>. Obtenido de <https://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/3854/FALEN%20SANCHEZ%2c%20JORGE%20EVERARDO.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- FAMESA. (2016). *Famesa Explosivos CHILE*. Obtenido de <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-nacional-de-san-cristobalde-huamanga/perforacion-y-fragmentacion-de-rocas/manual-de-productofamesa/9057001>
- Gaimes, D. (2019). "Optimización del ciclo de minado para incrementar la productividad diaria en la Cooperativa Minera Limata Ltda. Arequipa, Perú.
- González, L. (2002). *Ingeniería geológica*. Madrid: Prentice All.
- Hernandez, R., Fernandez, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación*. Mc Graw Hill.
- Julca, J. (2019). "ESTUDIO GEOMECÁNICO Y VOLADURA DE ROCAS EN NIVEL 2215 – MINA CANDELARIA – CMH S.A.C. – 2019. Huancayo, Perú: UNCP.
- Leyva, A. (2007). INFLUENCIA DE LA OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA EN LA RENTABILIDAD DE LAS OPERACIONES MINA MOLIENDA. Lima, Lima, Perú. Obtenido de <https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/7629>
- Lopez Jimeno, C. (2003). *manual de perforación y Voladura de Rocas*. Madrid: ITGM - España.
- Mena, A. (2016). <https://tesis.pucp.edu.pe>. Obtenido de PLANEAMIENTO DE MINADO SUBTERRANEO PARA VETAS ANGOSTAS: CASO PRACTICO; mina "Esperanza de Caravelí" de Compañía Minera Titán S.R.L:
https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/1753/MENA_ALEJANDRO_MINADO_SUBTERRANEO.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Muruaga, S. (2016). *Selección de Métodos de Explotación para Vetas Angostas. Tesis profesional. Santiago, Chile: Universidad de Chile.* Obtenido de <http://repositorio.uchile.cl/>:
<http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/139743/Seleccion-de-metodos-de-explotacion-para-vetas-angostas.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Toribio, C. (2018). <https://repositorio.uncp.edu.pe>. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5190/T010_70999334_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Villacres, R. (2016). <http://www.dspace.uce.edu.ec>. Obtenido de PROYECTO INTEGRADOR: “OPTIMIZACIÓN DE COSTOS AL SISTEMA DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA EN LA VETA KATHY DE LA EMPRESA PRODUMIN S.A.”:
<http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/7967/1/T-UCE-0012-48.pdf>

Yepes, V. (30 de Mayo de 2018). <https://victoryepes.blogs.upv.es>. Obtenido de <https://victoryepes.blogs.upv.es/2015/05/30/requerimientos-en-la-ejecucion-de-los-barrenos/>: <https://victoryepes.blogs.upv.es/2015/05/30/requerimientos-en-la-ejecucion-de-los-barrenos/>

ANEXOS

Anexo 1

Bocamina



Anexo 2

Sostenimiento en Galería con cuadros de madera



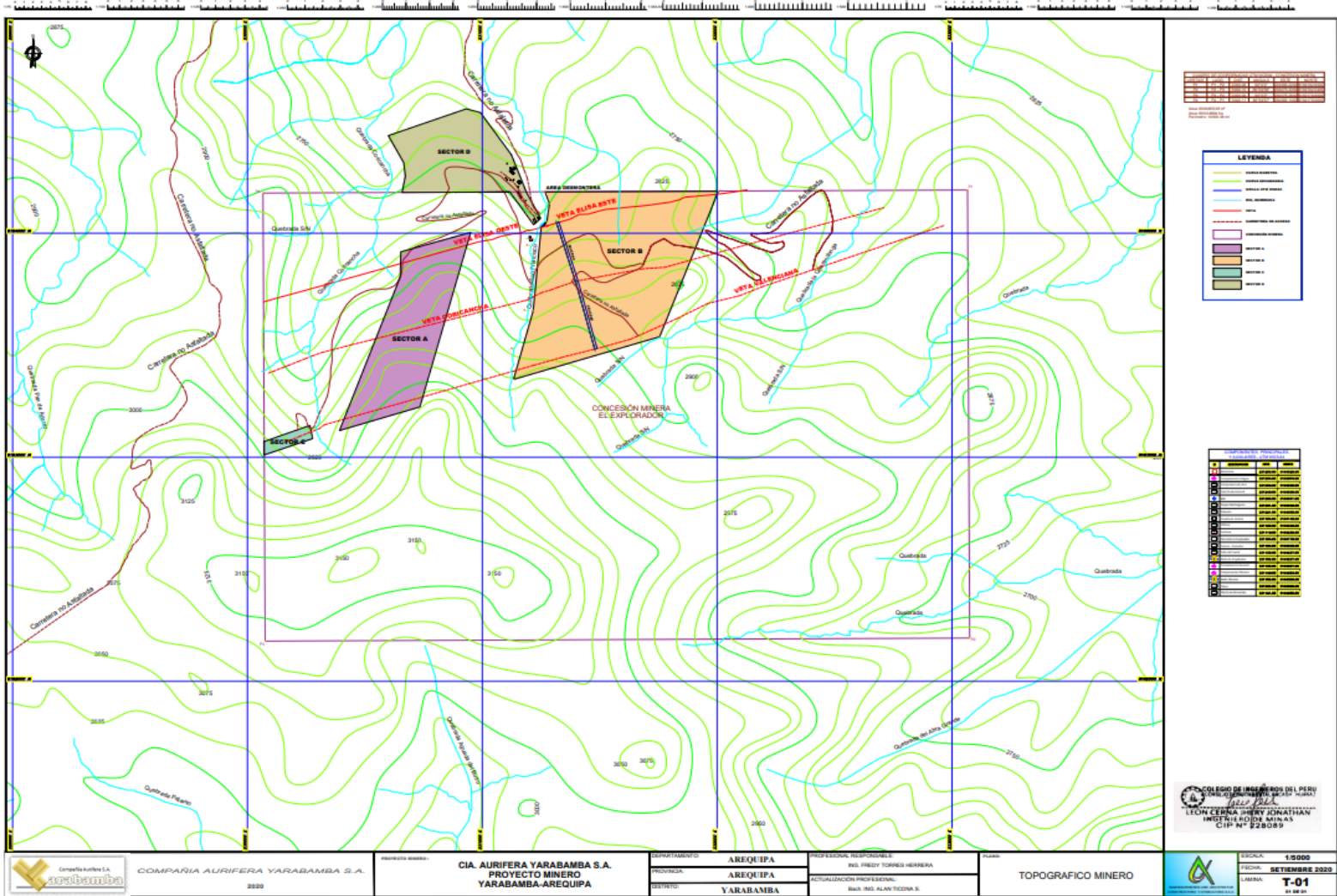
Anexo 3

Campamento mina



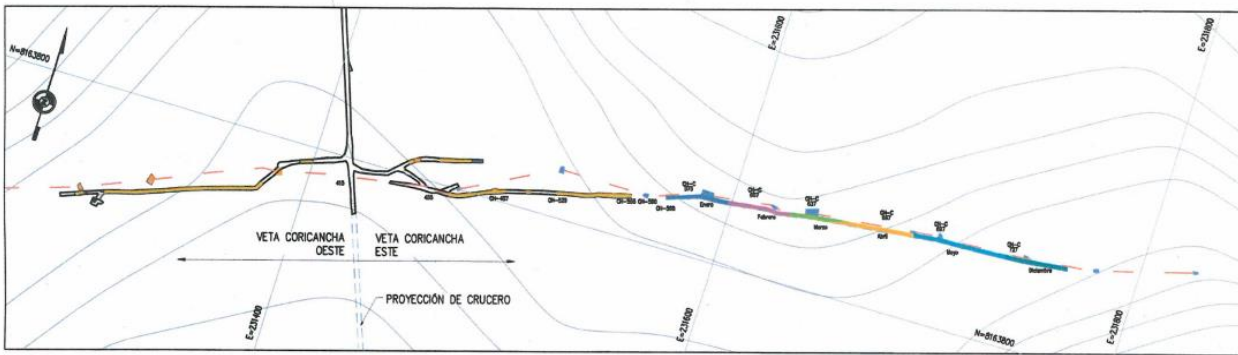
Anexo 4

Límites de la concesión Minera "El explorador"



Anexo 5

Vista en planta Veta Coricancha



PLANTA VETA CORICANCHA
ESCALA 1/1000

LEYENDA	
Entero =====	Febrero =====
Marzo =====	Abril =====
Mayo =====	Junio =====
Julio =====	Agosto =====
Septiembre =====	Octubre =====
Noviembre =====	Diciembre =====
2445m -----	
CURVAS DE NIVEL MAYOR Y MENOR	
EJE DE VETA CORICANCHA	

PROYECTO : DENUNCIO MINERO "EL EXPLORADOR"
COMPAÑIA AURIFERA YARABAMBA S.A.

UBICACION : AREQUIPA
REGION : AREQUIPA
DEPARTAMENTO : AREQUIPA
PROVINCIA : AREQUIPA
DISTRITO : YARABAMBA

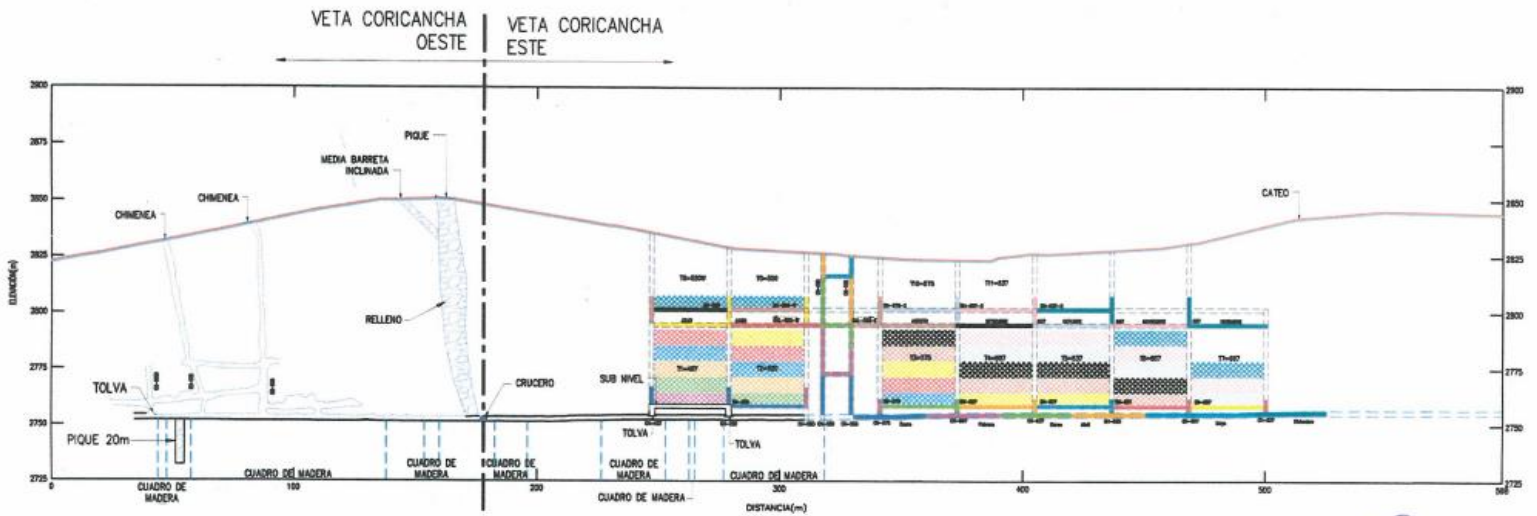
PLANO :
EXPLORACIÓN, DESARROLLO Y PREPARACIÓN
PROGRAMA 2019

ELABORADO : ALARCON LUQUE, D. ESCALA : 1/1000 FORMATO : A-1 LAMINA N°
REVISADO : ING. NICOLAS MELGAR C. FECHA : P-03
APROBADO : ING. FELIX DEL CARPIO R. NOVIEMBRE 2018



Nicolás I. Melgar Conzalla
INGENIERO DE MINAS
CIP. 88360

Anexo 6

Vista de perfil Veta Coricancha



PERFIL / VETA CORICANCHA
ESCALA 1/1000


Nicolás I. Melgar Conilla
INGENIERO DE MINAS
CIP. 88350

LEYENDA	
Enero	Febrero
Marzo	Abril
Mayo	Junio
Julio	Agosto
Septiembre	Octubre
Noviembre	Diciembre
2445m CURVAS DE NIVEL MAYOR Y MENOR	
EJE DE VETA CORICANCHA	

PROYECTO :

DENUNCIO MINERO "EL EXPLORADOR"
COMPAÑIA AURIFERA YARABAMBA S.A

UBICACIÓN : AREQUIPA
REGION : AREQUIPA
DEPARTAMENTO : AREQUIPA
PROVINCIA : AREQUIPA
DISTRITO : YARABAMBA

PLANO :
EXPLORACIÓN, DESARROLLO Y PREPARACIÓN
PROGRAMA 2019

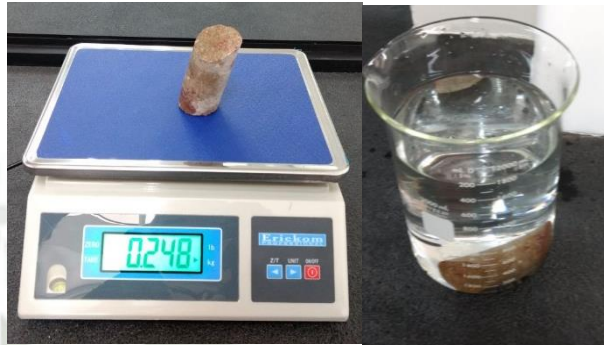


DELLADO : ALARCÓN LUQUE, D. ESCALA : 1/1000 FORMATO : A-1
REVISADO : ING. NICOLÁS MELGAR C. FECHA :
APROBADO : ING. FELIX DEL CARPIO R. NOVIEMBRE 2018

LÁMINA N°
P-03

Anexo 7

Volumen y peso del material



Anexo 8

Ensayo de Compresión



Anexo 9

Ensayo de Tracción



Anexo 10

Prueba ultrasónica de la roca



Anexo 11

Técnica de perforación



Anexo 12

Carguío de taladro



Anexo 13

Colocación del explosivo en el taladro



Anexo 14

Distribución de taladros cargados en el tajo



Anexo 15

Compresora de aire comprimido



Anexo 16

Abastecimiento de agua para perforación



Anexo 17

Roca fragmentada



Anexo 18

Ancho de la labor antes de la optimización



Anexo 19

Ancho de la labor después de la optimización



Anexo 20

Línea Decauville



Anexo 21

Locomotora



Anexo 22

Reporte del mes de Setiembre del 2022 Tajeo 575 E antes de aplicar la optimización

FECHA	PRODUCCION DE MATERIAL				PERFORACION						
	MINERAL	DESMONTE	FACTOR MINERAL	FACTOR DESMONTE	TALADROS PERFORADOS	TALADRAS CARGADOS	METROS PERFORADOS	CONSUMO BROCAS	CONSUMO BARRENO	ACEITE DE PERFORACION	CONSUMO DE AGUA
1/09/2022	0.0 CARROS	3.0 CARROS	0.00 TM	5.10 TM	56 TALADROS	53 TALADROS	62 m	0.81 BROCAS	0.20 BROCAS	0.16 GAL	26.69 GAL
2/09/2022	0.0 CARROS	5.0 CARROS	0.00 TM	8.50 TM	64 TALADROS	61 TALADROS	70 m	0.92 BROCAS	0.23 BROCAS	0.18 GAL	30.50 GAL
3/09/2022	2.0 CARROS	4.0 CARROS	3.40 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
4/09/2022	3.0 CARROS	1.0 CARROS	5.10 TM	1.70 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
5/09/2022	4.0 CARROS	2.0 CARROS	6.80 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
6/09/2022	0.0 CARROS	5.0 CARROS	0.00 TM	8.50 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
7/09/2022	0.0 CARROS	5.0 CARROS	0.00 TM	8.50 TM	56 TALADROS	53 TALADROS	62 m	0.81 BROCAS	0.20 BROCAS	0.16 GAL	26.69 GAL
8/09/2022	0.0 CARROS	1.0 CARROS	0.00 TM	1.70 TM	64 TALADROS	61 TALADROS	70 m	0.92 BROCAS	0.23 BROCAS	0.18 GAL	30.50 GAL
9/09/2022	2.0 CARROS	4.0 CARROS	3.40 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
10/09/2022	2.0 CARROS	5.0 CARROS	3.40 TM	8.50 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
11/09/2022	5.0 CARROS	4.0 CARROS	8.50 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
12/09/2022	0.0 CARROS	6.0 CARROS	0.00 TM	10.20 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
13/09/2022	0.0 CARROS	5.0 CARROS	0.00 TM	8.50 TM	56 TALADROS	53 TALADROS	62 m	0.81 BROCAS	0.20 BROCAS	0.16 GAL	26.69 GAL
14/09/2022	3.0 CARROS	1.0 CARROS	5.10 TM	1.70 TM	64 TALADROS	61 TALADROS	70 m	0.92 BROCAS	0.23 BROCAS	0.18 GAL	30.50 GAL
15/09/2022	3.0 CARROS	4.0 CARROS	5.10 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
16/09/2022	3.0 CARROS	1.0 CARROS	5.10 TM	1.70 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
17/09/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
18/09/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
19/09/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	56 TALADROS	53 TALADROS	62 m	0.81 BROCAS	0.20 BROCAS	0.16 GAL	26.69 GAL
20/09/2022	0.0 CARROS	1.0 CARROS	0.00 TM	1.70 TM	64 TALADROS	61 TALADROS	70 m	0.92 BROCAS	0.23 BROCAS	0.18 GAL	30.50 GAL
21/09/2022	2.0 CARROS	2.0 CARROS	3.40 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
22/09/2022	1.0 CARROS	6.0 CARROS	1.70 TM	10.20 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
23/09/2022	0.0 CARROS	3.0 CARROS	0.00 TM	5.10 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
24/09/2022	6.0 CARROS	2.0 CARROS	10.20 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
25/09/2022	0.0 CARROS	4.0 CARROS	0.00 TM	6.80 TM	56 TALADROS	53 TALADROS	62 m	0.81 BROCAS	0.20 BROCAS	0.16 GAL	26.69 GAL
26/09/2022	0.0 CARROS	1.0 CARROS	0.00 TM	1.70 TM	64 TALADROS	61 TALADROS	70 m	0.92 BROCAS	0.23 BROCAS	0.18 GAL	30.50 GAL
27/09/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
28/09/2022	1.0 CARROS	2.0 CARROS	1.70 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
29/09/2022	8.0 CARROS	3.0 CARROS	13.60 TM	5.10 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
30/09/2022	0.0 CARROS	3.0 CARROS	0.00 TM	5.10 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
			76.50 TM	154.70 TM	600 TALADROS	570 TALADROS		9 BROCAS	2 BROCAS	1.72 GAL	285.94 GAL

FECHA	VOLADURA						COMPRESORA ATLAS COPCO		GRUPO CONMINS 35 KVA	
	DINAMITA	DINAMITA	FULMINANTE	MECHA DE SEGURIDAD	CONECTORES	MECHA RAPIDA	HORAS TRABAJADAS	Galones	HORAS TRABAJADAS	Galones
1/09/2022	212 UND	20 KG	53 UND	97 m	53 UND	16 m	2.65 Hr	5 Gal	4 Hr	3 Gal
2/09/2022	244 UND	23 KG	61 UND	112 m	61 UND	17 m	3.05 Hr	6 Gal	4 Hr	3 Gal
3/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
4/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
5/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
6/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
7/09/2022	212 UND	20 KG	53 UND	97 m	53 UND	16 m	2.65 Hr	5 Gal	4 Hr	3 Gal
8/09/2022	244 UND	23 KG	61 UND	112 m	61 UND	17 m	3.05 Hr	6 Gal	4 Hr	3 Gal
9/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
10/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
11/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
12/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
13/09/2022	212 UND	20 KG	53 UND	97 m	53 UND	16 m	2.65 Hr	5 Gal	4 Hr	3 Gal
14/09/2022	244 UND	23 KG	61 UND	112 m	61 UND	17 m	3.05 Hr	6 Gal	4 Hr	3 Gal
15/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
16/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
17/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
18/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
19/09/2022	212 UND	20 KG	53 UND	97 m	53 UND	16 m	2.65 Hr	5 Gal	4 Hr	3 Gal
20/09/2022	244 UND	23 KG	61 UND	112 m	61 UND	17 m	3.05 Hr	6 Gal	4 Hr	3 Gal
21/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
22/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
23/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
24/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
25/09/2022	212 UND	20 KG	53 UND	97 m	53 UND	16 m	2.65 Hr	5 Gal	4 Hr	3 Gal
26/09/2022	244 UND	23 KG	61 UND	112 m	61 UND	17 m	3.05 Hr	6 Gal	4 Hr	3 Gal
27/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
28/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
29/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
30/09/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
	2280 UND	219 KG	570 UND	1043 m	570 UND	165 m	28.5 Hr	54 Gal	120 Hr	90 Gal

Anexo 23

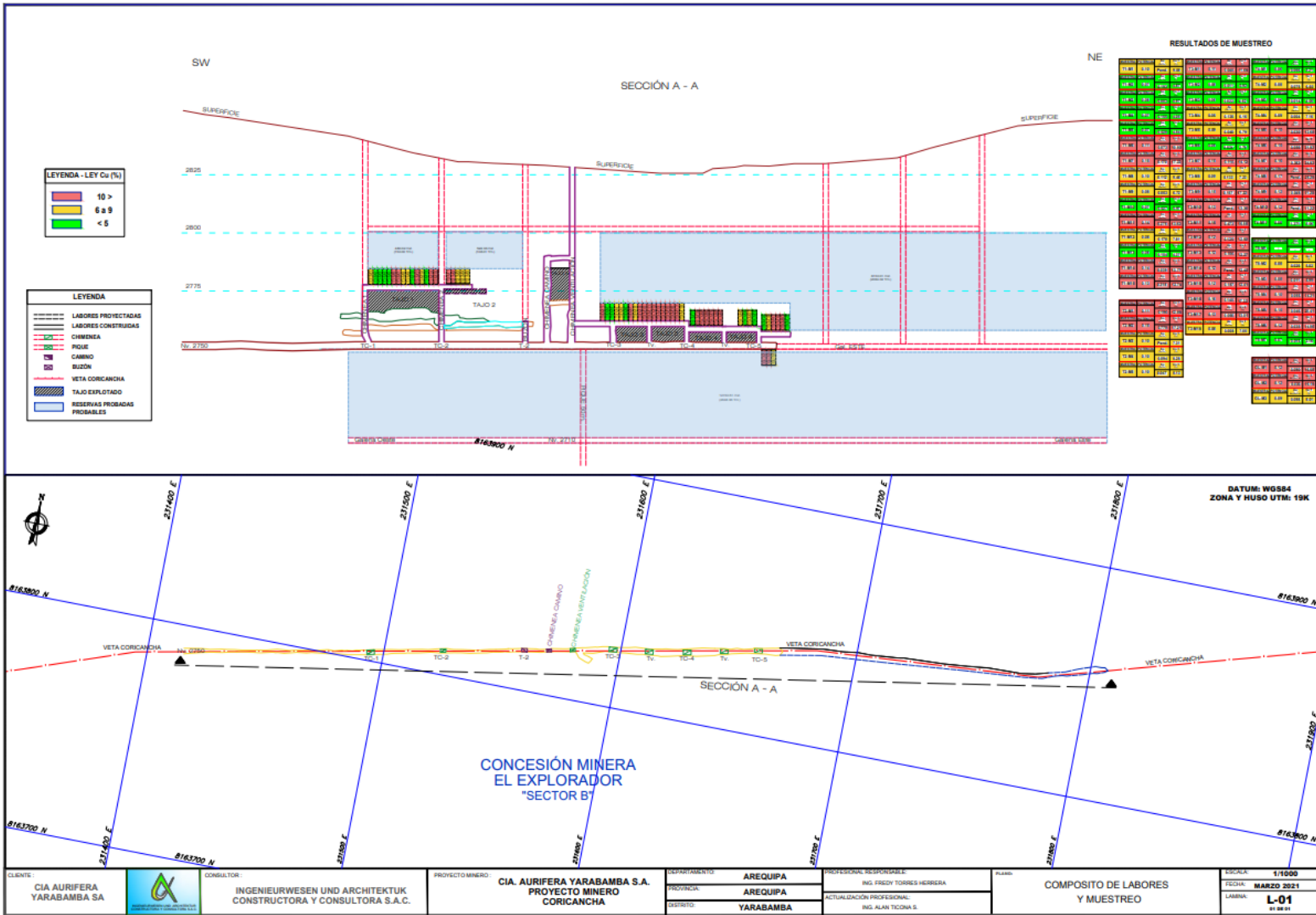
Reporte del mes de Octubre del 2022 Tajeo 575 E aplicando la optimización

FECHA	PRODUCCION DE MATERIAL				PERFORACION						
	MINERAL	DESMONTE	FACTOR MINERAL	FACTOR DESMONTE	TALADROS PERFORADOS	TALADRAS CARGADOS	METROS PERFORADOS	CONSUMO BROCAS	CONSUMO BARRENO	ACEITE DE PERFORACION	CONSUMO DE AGUA
1/10/2022	0.0 CARROS	0.0 CARROS	0.00 TM	0.00 TM	33 TALADROS	30 TALADROS	36 m	0.48 BROCAS	0.12 BROCAS	0.09 GAL	15.73 GAL
2/10/2022	5.0 CARROS	2.0 CARROS	8.50 TM	3.40 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
3/10/2022	3.0 CARROS	4.0 CARROS	5.10 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
4/10/2022	3.0 CARROS	0.0 CARROS	5.10 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
5/10/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
6/10/2022	2.0 CARROS	2.0 CARROS	3.40 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
7/10/2022	1.0 CARROS	0.0 CARROS	1.70 TM	0.00 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
8/10/2022	3.0 CARROS	1.0 CARROS	5.10 TM	1.70 TM	33 TALADROS	30 TALADROS	36 m	0.48 BROCAS	0.12 BROCAS	0.09 GAL	15.73 GAL
9/10/2022	2.0 CARROS	0.0 CARROS	3.40 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
10/10/2022	3.0 CARROS	5.0 CARROS	5.10 TM	8.50 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
11/10/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
12/10/2022	3.0 CARROS	6.0 CARROS	5.10 TM	10.20 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
13/10/2022	5.0 CARROS	5.0 CARROS	8.50 TM	8.50 TM	33 TALADROS	30 TALADROS	36 m	0.48 BROCAS	0.12 BROCAS	0.09 GAL	15.73 GAL
14/10/2022	3.0 CARROS	2.0 CARROS	5.10 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
15/10/2022	0.0 CARROS	4.0 CARROS	0.00 TM	6.80 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
16/10/2022	1.0 CARROS	0.0 CARROS	1.70 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
17/10/2022	3.0 CARROS	2.0 CARROS	5.10 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
18/10/2022	4.0 CARROS	3.0 CARROS	6.80 TM	5.10 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
19/10/2022	4.0 CARROS	2.0 CARROS	6.80 TM	3.40 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
20/10/2022	0.0 CARROS	0.0 CARROS	0.00 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
21/10/2022	2.0 CARROS	0.0 CARROS	3.40 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
22/10/2022	1.0 CARROS	2.0 CARROS	1.70 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
23/10/2022	2.0 CARROS	5.0 CARROS	3.40 TM	8.50 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
24/10/2022	6.0 CARROS	3.0 CARROS	10.20 TM	5.10 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
25/10/2022	0.0 CARROS	0.0 CARROS	0.00 TM	0.00 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
26/10/2022	0.0 CARROS	2.0 CARROS	0.00 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
27/10/2022	3.0 CARROS	0.0 CARROS	5.10 TM	0.00 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
28/10/2022	1.0 CARROS	0.0 CARROS	1.70 TM	0.00 TM	34 TALADROS	31 TALADROS	37 m	0.49 BROCAS	0.12 BROCAS	0.10 GAL	16.20 GAL
29/10/2022	5.0 CARROS	3.0 CARROS	8.50 TM	5.10 TM	33 TALADROS	30 TALADROS	36 m	0.48 BROCAS	0.12 BROCAS	0.09 GAL	15.73 GAL
30/10/2022	1.0 CARROS	2.0 CARROS	1.70 TM	3.40 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
31/10/2022	1.0 CARROS	1.0 CARROS	1.70 TM	1.70 TM	0 TALADROS	0 TALADROS	0 m	0.00 BROCAS	0.00 BROCAS	0.00 GAL	0.00 GAL
			113.90 TM	102.00 TM	404 TALADROS	368 TALADROS		6 BROCAS	1 BROCAS	1.16 GAL	192.53 GAL

FECHA	VOLADURA						COMPRESORA ATLAS COPCO	GRUPO CONMINS 35 KVA		
	DINAMITA	DINAMITA	FULMINANTE	MECHA DE SEGURIDAD	CONECTORES	MECHA RAPIDA	HORAS TRABAJADAS	Galones	HORAS TRABAJADAS	Galones
1/10/2022	120 UND	12 KG	30 UND	55 m	30 UND	12 m	1.5 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
2/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	12 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
3/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
4/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
5/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
6/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
7/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	12 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
8/10/2022	120 UND	12 KG	30 UND	55 m	30 UND	12 m	1.5 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
9/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
10/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
11/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
12/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	0 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
13/10/2022	120 UND	12 KG	30 UND	55 m	30 UND	12 m	1.5 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
14/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	7 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
15/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
16/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
17/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
18/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	0 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
19/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	12 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
20/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	7 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
21/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
22/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
23/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
24/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	0 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
25/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	12 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
26/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	7 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
27/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
28/10/2022	124 UND	12 KG	31 UND	57 m	31 UND	0 m	1.55 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
29/10/2022	120 UND	12 KG	30 UND	55 m	30 UND	0 m	1.5 Hr	3 Gal	4 Hr	3 Gal
30/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	0 m	0 Hr	0 Gal	4 Hr	3 Gal
31/10/2022	0 UND	0 KG	0 UND	0 m	0 UND	1 m	0 Hr	0 Gal	5 Hr	4 Gal
	1472 UND	142 KG	368 UND	673 m	368 UND	107 m	18.4 Hr	35 Gal	125 Hr	94 Gal

Anexo 24

Muestreo en labores de Explotación



Anexo 25

Informe de ensayo de leyes antes de la aplicación del método de circado



Laboratorios Analíticos del Sur

LABORATORIO DE ENSAYO ACREDITADO POR LA DIRECCIÓN DE
ACREDITACIÓN DEL INACAL CON REGISTRO N° LE-050



INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-AC-21-02833

Página 1 de 1
Clave generada : D15DA30E

Señores: CIA AURIFERA YARABAMBA SA
Dirección: AV. PABLO CARRIQUIRRY NRO. 149 URB. EL PALOMAR LIMA - LIMA - SAN ISIDRO
Atención: CIA AURIFERA YARABAMBA SA
Recepción: 30/09/2021
Realización: 30/09/2021
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados

*551 Método de ensayo a fuego para oro por reconocimiento absorción atómica
501 Método de Ensayo para Plata por Absorción Atómica, Método Desarrollado (Validado) - 2013 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)
601 Método de Ensayo para Cobre por Volumetría, Método Desarrollado (Validado) - 2013 (METODO DE ENSAYO ACREDITADO)

Código Interno L.A.S.	Nombre de Muestra	Procedencia de Muestra	Descripción de Muestra	*551		501		601
				Au	Ag	Ag	Cu	
				g/TM	oz/TC	g/TM	oz/TC	%
MN21013673	TV-01	No proporcionado por el cliente.	Soles platinos impresos sellados rosas y pulverizado	3,346	0,09762	125	3,65	8,59

Fin del informe

Laboratorios Analíticos del Sur S.A.S.
Sixto Vicente Juárez Niño
Gerente General
Ing. Químico C.I.R. 19474

Los ensayos acreditados del presente informe/certificado al estar en el marco de la acreditación del INACAL - DA, se encuentran dentro del ámbito de reconocimiento mutuo del os miembros firmantes de IAAC e ILAC

(*) Los métodos indicados no han sido acreditados por el INACAL-DA.

**<Valor numérico*>=Límite de detección del método, **<Valor Numérico*>=Límite de cuantificación del método

Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. Los resultados presentados solo están relacionados a la muestra ensayada.

Está terminantemente prohibida la reproducción parcial o total de este documento sin autorización escrita de LAS. Cualquier emienda o corrección en el contenido del presente documento lo anula.

Los resultados se aplican a la muestra como se recibió

Web: <https://www.laboratoriosanaliticosdelsur.com> Parque Ind. Río Seco C-1 C. Colorado-Anequipe-Parú (054)443294 - (054)446182



Anexo 26

Informe de ensayo de leyes después de la aplicación del método de circado



Laboratorios Analíticos del Sur

Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado – Arequipa – Perú
www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

+51 (054) 443294
+51 (054) 444582
+51 958 961 254
+51 958 961 253

INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-21-02250

Página 1 de 1
Clave generada : 2D3F1E79

Señores: CIA AURIFERA YARABAMBA SA
Dirección: AV. PABLO CARRIQUIRRY NRO. 149 URB. EL PALOMAR LIMA - LIMA - SAN ISIDRO
Atención: CIA AURIFERA YARABAMBA SA
Recepción: 21/04/2021
Realización: 21/04/2021
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados

- *558 Método de ensayo a fuego para oro lote por gravimetría
- *602 Método de ensayo para cobre por lote volumetría
- *653 Método de ensayo para plata por lote por absorción atómica

Código Interno L.A.S.	Nombre de Muestra	Procedencia de Muestra	Descripción de Muestra	*558	*602	*653		
				Au	Cu	Ag		
				g/TM	oz/TC	%	g/TM	oz/TC
MN21004559	MUESTRA COMUN EN TOLVA CORICANCHA CAYSA M-01	No proporcionado por el cliente	Bolsa con presnio mineral granulado	5,39	0,1572	9,77	139	4,04

Fin del informe

Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Omar A. Juárez Soto
Gerente de Operaciones
M. Sc. Ingeniero Químico CIP 114428

Valor numérico=Límite de detección del método, *Valor Numérico*=Límite de cuantificación del método

Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce. Los resultados presentados sólo están relacionados a la muestra ensayada. Está terminantemente prohibida la reproducción parcial o total de este documento sin autorización escrita de LAS. Cualquier enmienda o corrección en el contenido del presente documento lo anula.
Los resultados se aplican a la muestra como se recibió

Web: <https://www.laboratoriosanaliticosdelsur.com> Parque Ind. Río Seco C-1 C. Colorado-Arequipa-Perú,(054)443294 - (054)444582.



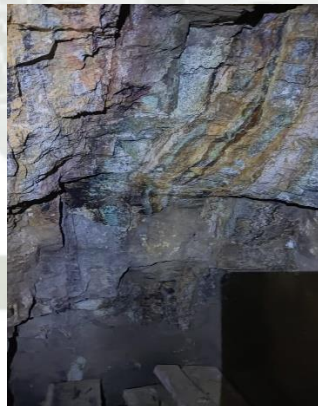
Anexo 27

Potencia de la veta



Anexo 28

Estructura de la veta



Anexo 29

Extraccion de mineral a superficie



Anexo 30

Traslado del mineral a planta de chancado



Anexo 31

Carguío del mineral a los camiones Encapsulados



Anexo 32

Traslado del mineral chancado a su venta



Anexo 33

Parámetros para el cálculo de costos operativos de producción

1. Mano de obra

DESCRIPCION	Categoría	Sueldo(S/.x mes)	Nº labores	Tareas	Tipo
Perforista	Obrero	S/ 80.00	1	1.000	Jornal
Ayudante	Obrero	S/ 70.00	1	1.000	Jornal
Peón	Obrero	S/ 60.00	1	1.000	Jornal

2. Aportaciones al empleador

PREVISIONES	DÍAS	Porcentaje	% Aportaciones	TOTAL
Seguro Social de Salud -ESSALUD				9.00%
Seguro Complementario de Trabajo de Riesgo (Salud)				1.83%
Seguro Complementario de Trabajo de Riesgo AFP-ONP				4.00%
AFP Obligatorio				2.00%
Vida ley				1.50%
				18.33%
Compensación por tiempo de servicios CTS (30 jornales + 1/6 de gratificación)	30	8.33%	1.53%	9.86%
Vacaciones	30	8.33%	1.53%	9.86%
Gratificación Fiestas Patrias	30	8.33%	1.53%	9.86%
Gratificación Navidad	30	8.33%	1.53%	9.86%
Asignación Familiar				6.00%
				45.43%
TOTAL				63.76%

3. Insumos, accesorios y consumibles de perforación

DESCRIPCION	Unidad	vida útil(pies)	costo US\$	US\$ /pie perf.
Barreno de 1'	pza	1000	\$ 54.63	\$ 0.05
Barreno de 2'	pza	1000	\$ 63.23	\$ 0.06
Barreno de 3'	pza	1000	\$ 67.91	\$ 0.07
Barreno de 4'	pza	1000	\$ 79.00	\$ 0.08
Barreno de 5'	pza	1000	\$ 91.32	\$ 0.09
Barreno de 6'	pza	1000	\$ 101.32	\$ 0.10
Broca de 36 mm	pza	250	\$ 25.59	\$ 0.10
Broca de 38mm	pza	250	\$ 27.84	\$ 0.11
Manguera de 1/2" AGUA	m	180	\$ 181.3	\$ 1.8
Manguera de 1" AIRE	m	180	\$ 336.8	\$ 3.4
Costo de Agua de Perforación	gln	0.5	\$ 0.04	\$ 0.02
Costo de aceite de Perforación	gln	0.003	\$ 13.68	\$ 0.04
Costo de Combustible	gln	0.01875	\$ 4.00	\$ 0.08

4. Insumos de voladura

DESCRIPCION	Unidad	presentación	costo \$
EMULNOR 3000 1"X7"	pza	260	0.325
MECHA RAPIDA Z-16 (150M)	m	200	0.578
CARMEX 2.10M (DETONADOR ENSAMBLADO)	pza	300	1.008

5. Implementos de Seguridad

DESCRIPCION	Unidad	vida útil (días)	costo S/.	costo US\$	\$ /día
Botas de Jebe	par	90	87.00	22.54	0.25
Barbiquejo	pza	60	2.00	0.52	0.01
Guantes de Cuero	par	10	12.00	3.11	0.31
Pantalón	pza	120	30.00	7.77	0.06
Casco de Seguridad	pza	360	22.00	5.70	0.02
Correa de porta lámpara	pza	360	12.00	3.11	0.01
Respirador	pza	180	133.00	34.46	0.19
Filtro	par	20	37.00	9.59	0.48
Lentes de seguridad	pza	360	3.00	0.78	0.00
Tapón Auditivo	pza	30	1.50	0.39	0.01
Taflete	pza	120	15.00	3.89	0.03
Ropa de Jebe	jgo.	90	100.00	25.91	0.29
Lámpara de Batería	pza	180	90.00	23.32	0.13
Guantes de Jebe	par	10	20.00	5.18	0.52
Polo manga larga	pza	120	30.00	7.77	0.06
TOTAL					2.31

6. Herramientas

DESCRIPCION	Unidad	vida útil (días)	costo US\$	US\$ /día
Atacador de madera	pza	30	1.40	0.05
Punzón de cobre	pza	180	8.50	0.05
Barretilla de 4'	pza	120	21.53	0.18
Barretilla de 6'	pza	120	26.56	0.22
Barretilla de aluminio 8'	pza	120	41.25	0.34
Barretilla de aluminio 10'	pza	120	47.50	0.40
Carretilla bugui	pza	90	56.02	0.62
Combo de 12 lb	pza	120	21.90	0.18
Combo de 8 lb	pza	120	12.44	0.10
Combo de 6 lb	pza	120	8.27	0.07
Cucharilla	pza	60	6.00	0.10
Chantillón	pza	180	20.00	0.11
Lampa Minera	pza	60	9.73	0.16
Llave francesa de 14"	pza	180	25.00	0.14
Llave Stilson de 14"	pza	180	18.40	0.10
Pico Minero	pza	60	8.50	0.14
Motosierra	pza	624	200.00	0.03
Saca Barreno	pza	60	13.70	0.23
Saca Broca	pza	360	215.00	0.60
Soga seguridad	m	90	1.09	0.01
Corvina	pza	270	28.67	0.11
Martillo de carpintero Stanley	pza	180	4.74	0.03
Azuela de acero 3 1/2"	pza	180	5.00	0.03
Punta de diamante	pza	30	8.93	0.30
spry (pintura)	pza	10	13.00	1.30
Alambre negro n° 16	kg	10	1.05	0.10
Total				5.70

7. Madera



DESCRIPCION	costo US\$
Poste de 8	\$ 7.18
Poste de 7	\$ 7.18
Poste de 6	\$ 5.64
Poste de 5	\$ 5.13
Tabla	\$ 6.67
listones	\$ 8.97
Escalera	\$ 3.85

8. Ventilación

Descripción	Unidad	Costo \$	Vida útil	US\$ /min
Grupo Electrónico 35 V	und	30000.00	15 años	\$ 0.0038
Mtto. y repuestos	%	19500.00		\$ 0.0025
Ventilador 10000 CFM	und	1500.00	5 años	\$ 0.0006
Mtto. y repuestos (65%)	%	975.00		\$ 0.0004
Transformador	und	1500.00	5 años	\$ 0.0006
Costo de Combustible	gln	0.01417		\$ 0.06
Cable trifásico vulcanizado		100 m		\$ 2.000
Manga de ventilación 10´		50 m		\$ 1.000
TOTAL				\$ 3.000

9. Acarreo y transporte

Descripción	Unidad	Costo \$	Vida útil	US\$ /min
Locomotora	und	120000.00	15 años	\$ 0.0152
Mtto. y repuestos	%	78000.00		\$ 0.0099
Carro Minero U35	und	120000.00	10 años	\$ 0.0228
Mtto. y repuestos	%	9000.00		\$ 0.0017
Riel	pza	2 und	\$ 14.5	\$ 29.00
Durmiente	pza	1 und	\$ 3.00	\$ 3.00
Eclisa	pza	2 und	\$ 3.30	\$ 6.60
Perno	pza	6 und	\$ 0.80	\$ 4.80
Clavo de Riel	pza	2 und	\$ 3.30	\$ 6.60
TOTAL				\$ 50.00

Anexo 34

Costos Operativos de producción antes en el Tajeo 575 E

LABOR : Tajeo 575 E								
I. PARÁMETROS								
1.1 Potencia de veta	0.20 m	1.13 Eficiencia de perforacion		90.00%				
1.2 Burden	0.5 m (malla triangular)	1.14 Angulo de perforacion		70				
1.3 Espaciamiento	1 m	1.14 Longitud efectiva / disparo		1.03 m				
1.4 Tipo de perforacion	Realce	1.15 Volumen roto		22.69 m3				
1.5 Longitud de la labor	27.5 m	1.16 Metros perforados		134.11 m				
1.6 Ancho de la labor	10 m	1.17 Factor de carga		1.40 kg/m3				
1.7 Tipo de Roca	Dura	1.18 Factor de perforación		5.91 m/m3				
1.8 Longitud efectiva	1.22 m	1.19 Factor de potencia		0.54 kg/TM				
1.9 Tipo de Perforacion	manual	1.20 tiempo de ciclo		12 horas				
1.10 Nº tal. disparados	110	1.21 Produccion de mineral		14.75 Tm				
1.11 Nº taladro alivio	0	1.22 Densidad de Mineral		2.6 g/cm3				
1.12 Nº total de taladros	110	Tipo de cambio		3.86 S/.x \$				
II COSTOS DIRECTOS								
2.1 MANO DE OBRA								
	Sueldo S/.	Cant.trab	Nº labores	Tareas	BB.SS.	Incidencia	S/. tarea	\$ x M3
Perforista	S/ 80.00	1.00	1	6.00	63.76%	150.00%	S/ 1,179.06	
Ayudante Perforista	S/ 70.00	1.00	1	6.00	63.76%	150.00%	S/ 1,031.67	
Peon	S/ 60.00	2.00	7	0.29	63.76%	150.00%	S/ 42.11	
				12.29			\$ 583.64	\$ 25.72
Costo por metro cubico (Mano de Obra)							\$	\$ 25.72
2.2 PERFORACION								
		Und	cant.	\$ x und	\$		\$ x M3	
Barreno 2"		pies	220.00	0.06	\$ 13.90			
Barreno 3"		pies	110.00	0.07	\$ 7.47			
Barreno 4"		pies	110.00	0.09	\$ 10.04			
Broca de 36		pies	440.00	0.10	\$ 45.06			
Manguera de 1" AIRE		pies	18000	101.04	\$ 0.01			
Manguera de 1/2" AGUA		pies	18000	54.40	\$ 0.00			
Combustible Compresora		gln	440.00	0.08	\$ 33.00			
Agua para perforacion		gln	440.00	0.02	\$ 8.80			
Aceite de perforacion		gln	440.00	0.04	\$ 18.06			
					\$ 136.34	\$	6.01	
Costo por metro cubico (Perforación)							\$	6.01
2.3 MATERIALES PARA ROTURA								
		Und	cant.	\$ x und	\$		\$ x M3	
EMULNOR 3000 1"X7" (EMULSION O HIDROGEL ENCARTUCHADA)		pza	330.00	0.33	\$ 107.31			
MECHA RAPIDA Z-16 (150M) (CORDON DE IGNICION)		m	30.00	0.58	\$ 17.34			
CARMEX 2.10M (DETONADOR ENSAMBLADO)		pza	110.00	1.01	\$ 110.88			
					\$ 235.53	\$	10.38	
Costo por metro cubico (Material de rotura)							\$	10.38
2.4 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD								
		Und	cant.	\$ x und	\$		\$ x M3	
Guantes de Jebe		jgo.	12.29	0.52	\$ 6.37			
Ropa de Jebe		par	12.29	0.29	\$ 3.54			
Botas de Jebe		par	12.29	0.25	\$ 3.08			
Pantalón		pza	12.29	0.06	\$ 0.80			
Casco de Seguridad		pza	12.29	0.02	\$ 0.19			
Correa de porta lámpara		pza	12.29	0.01	\$ 0.11			
Respirador		pza	12.29	0.19	\$ 2.35			
Filtro		par	12.29	0.48	\$ 5.89			
Tapón Auditivo		pza	12.29	0.01	\$ 0.16			
Lentes de seguridad		pza	12.29	0.0022	\$ 0.03			
Barbiquejo		pza	12.29	0.01	\$ 0.11			
Lampara de Bateria		pza	12.29	0.13	\$ 1.59			
Guantes de Cuero		pza	12.29	0.31	\$ 3.82			
Tafilete		pza	12.29	0.03	\$ 0.40			
Polo manga larga		pza	12.29	0.06	\$ 0.80			
					\$ 24.76	\$	1.09	
Costo por metro cubico (EPP'S)							\$	1.09

2.5 HERRAMIENTAS								
	und	vida útil (días)	\$ x und	\$	\$ x M3			
Atacador de madera	pza	30	\$	1.40	\$	0.05		
Punzón de cobre	pza	180	\$	8.50	\$	0.05		
Barretilla de 4'	pza	120	\$	21.53	\$	0.18		
Barretilla de 6'	pza	120	\$	26.56	\$	0.22		
Barretilla de aluminio 8'	pza	120	\$	41.25	\$	0.34		
Barretilla de aluminio 10'	pza	120	\$	47.50	\$	0.40		
Combo de 12 lb	pza	120	\$	21.90	\$	0.18		
Combo de 8 lb	pza	120	\$	12.44	\$	0.10		
Combo de 6 lb	pza	120	\$	8.27	\$	0.07		
Cucharilla	pza	60	\$	6.00	\$	0.10		
Cantillón	pza	180	\$	20.00	\$	0.11		
Lampa Minera	pza	60	\$	9.73	\$	0.16		
Llave francesa de 14"	pza	180	\$	25.00	\$	0.14		
Llave Stilson de 14"	pza	180	\$	18.40	\$	0.10		
Pico Minero	pza	60	\$	8.50	\$	0.14		
Saca Barreno	pza	60	\$	13.70	\$	0.23		
Saca Broca	pza	360	\$	215.00	\$	0.60		
Soga seguridad	m	90	\$	1.09	\$	0.01		
spry (pintura)	pza	10	\$	13.00	\$	1.30		
Alambre negro n° 16	kg	10	\$	1.05	\$	0.10		
				\$	4.59	\$ 0.20		
Costo por metro cubico (Herramientas)				\$	0.20			
2.6 Ventilación								
	Und	cant.	\$ x metro	Nº labores	\$			
Cable trifasico vulcanizado	m	1.03	\$	2.00	7.00	\$ 0.295		
Manga de ventilacion 10'	m	1.03	\$	1.00	7.00	\$ 0.147		
					\$	0.442 \$ 0.0195		
Costo por metro cubico (Ventilación)				\$	0.02			
2.7 Acarreo y Transporte								
	cant.	Horas trabajadas	\$ x min	Nº labores	\$			
Combustible (Grupo electrogeno)	1.00	8.00 Horas	\$	0.06	7.00	\$ 0.389		
	Und	cant.	\$ x metro	Nº labores	\$			
Riel	pza	2 und	\$	14.50	7.00	\$ 4.14		
Durmiente	pza	1 und	\$	3.00	7.00	\$ 0.43		
Eclisa	pza	2 und	\$	3.30	7.00	\$ 0.94		
Perno	pza	6 und	\$	0.80	7.00	\$ 0.69		
Clavo de Riel	pza	2 und	\$	3.30	7.00	\$ 0.94		
					\$	7.531 \$ 0.33		
Costo por metro cubico (Acarreo y transporte)				\$	0.33			
2.7 Enmaderado								
	Jornal	Incidencia	BB.SS.	EPP'S	Herramientas	Tarea	\$	\$ x M3
Maestro	20.73	150%	63.76%	\$ 2.31	\$ 5.70	1.00	\$	58.92
Ayudante	18.13	150%	63.76%	\$ 2.31	\$ 5.70	1.00	\$	52.56
						2.00	\$	111.48
						Cantidad	Costo	\$
Poste de 8						0	\$ 7.18	\$ -
Poste de 7						1	\$ 7.18	\$ 7.18
Poste de 6						2	\$ 5.64	\$ 11.28
Poste de 5						0	\$ 5.13	\$ -
Tabla							\$ 6.67	
listones							\$ 8.97	
Escalera							\$ 3.85	
							\$	18.46 \$ 0.81
Costo por metro cubico (Sostenimiento)				\$	5.73			
2.8 Gastos de personal; viaticos y alimentación								
	S/. x und	\$ x und	Tareas	Dias trabajados	\$		\$ x M3	
Viaticos Obreros y Empleados Mina	300	77.7	14.29	30	\$	37.01		
Gastos de viaje - personal	500	129.5	1.00	30	\$	4.32		
Alimentacion	20	5.2	14.29		\$	74.02		
					\$	115.35	\$ 5.08	
Costo por metro cubico (Viaticos)				\$	5.08			
TOTAL COSTO DIRECTOS							US \$ x m3 54.56	
4.1 Imprevistos 5% mano de obra							\$ x m3 1.29	
COSTO TOTAL (Directo)				US \$ x m3		55.85		

Anexo 35

Costos Operativos de producción después en el tajeo 575 E

LABOR : Tajeo 575 E									
I. PARÁMETROS									
1.1 Potencia de veta	0.20 m			1.13 Eficiencia de perforacion				90.00%	
1.2 Burden	0.9 m (malla triangular)			1.14 Angulo de perforacion				70	
1.3 Espaciamiento	1.0 m			1.14 Longitud efectiva / disparo				1.03 m	
1.4 Tipo de perforacion	Realce			1.15 Volumen roto				30.94 m3	
1.5 Longitud de la labor	30 m			1.16 Metros perforados				81.28 m	
1.6 Ancho de la labor	1 m			1.17 Factor de carga				0.62 kg/m3	
1.7 Tipo de Roca	Dura			1.18 Factor de perforación				2.63 m/m3	
1.8 Longitud efectiva	1.22 m			1.19 Factor de potencia				0.24 kg/TM	
1.9 Tipo de Perforacion	manual			1.20 tiempo de ciclo				12 horas	
1.10 N° tal. disparados	67			1.21 Produccion de mineral				16.09 Tm	
1.11 N° taladro alivio	0			1.22 Densidad de Mineral				2.6 g/cm3	
1.12 N° total de taladros	67			Tipo de cambio				3.86 S/x \$	
2.1 MANO DE OBRA									
	Sueldo S/.	Cant.trab	N° labores	Tareas	BB.SS.	Incidencia	S/. tarea		\$ x M3
Perforista	S/ 80.00	1.00	1	5.00	63.76%	150.00%	S/ 982.55		
Ayudante Perforista	S/ 70.00	1.00	1	5.00	63.76%	150.00%	S/ 859.73		
Peon	S/ 60.00	2.00	7	0.29	63.76%	150.00%	S/ 42.11		
				10.29			\$ 488.18		\$ 15.78
Costo por metro cubico (Mano de Obra)								\$	15.78
2.2 PERFORACION									
		Und	cant.	\$ x und	\$				\$ x M3
Maquina Perforadora		pies	266.67	0.09	\$	24.00			
Compresora Atlas Copco		pies	266.67	0.004	\$	1.06			
Barreno 2"		pies	133.33	0.06	\$	8.43			
Barreno 3"		pies	66.67	0.07	\$	4.53			
Barreno 4"		pies	66.67	0.09	\$	6.09			
Broca de 36		pies	266.67	0.10	\$	27.31			
Manguera de 1" AIRE		pies	18000	101.04	\$	0.01			
Manguera de 1/2" AGUA		pies	18000	54.40	\$	0.00			
Combustible Compresora		gln	266.67	0.08	\$	20.00			
Agua para perforacion		gln	266.67	0.02	\$	5.33			
Aceite de perforacion		gln	266.67	0.04	\$	10.94			
					\$	107.70		\$	3.48
Costo por metro cubico (Perforación)								\$	3.48
2.3 MATERIALES PARA ROTURA									
		Und	cant.	\$ x und	\$				\$ x M3
EMULNOR 3000 1"X7" (EMULSION O HIDROGEL ENCARTUCHADA)		pza	200.00	0.33	\$	65.04			
MECHA RAPIDA Z-16 (150M) (CORDON DE IGNICION)		m	30.00	0.58	\$	17.34			
CARMEX 2.10M (DETONADOR ENSAMBLADO)		pza	66.67	1.01	\$	67.20			
					\$	149.58		\$	4.83
Costo por metro cubico (Material de rotura)								\$	4.83
2.4 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD									
		Und	cant.	\$ x und	\$				\$ x M3
Guantes de Jebe		jgo.	10.29	0.52	\$	5.33			
Ropa de Jebe		par	10.29	0.29	\$	2.96			
Botas de Jebe		par	10.29	0.25	\$	2.58			
Pantalon		pza	10.29	0.06	\$	0.67			
Casco de Seguridad		pza	10.29	0.02	\$	0.16			
Correa de porta lámpara		pza	10.29	0.01	\$	0.09			
Respirador		pza	10.29	0.19	\$	1.97			
Filtro		par	10.29	0.48	\$	4.93			
Tapón Auditivo		pza	10.29	0.01	\$	0.13			
Lentes de seguridad		pza	10.29	0.0022	\$	0.02			
Barbiquejo		pza	10.29	0.01	\$	0.09			
Lampara de Bateria		pza	10.29	0.13	\$	1.33			
Guantes de Cuero		pza	10.29	0.31	\$	3.20			
Tafilete		pza	10.29	0.03	\$	0.33			
Polo manga larga		pza	10.29	0.06	\$	0.67			
					\$	20.73		\$	0.67
Costo por metro cubico (EPP'S)								\$	0.67

2.5 HERRAMIENTAS								
	und	vida útil (días)	\$ x und	\$	\$ x M3			
Atacador de madera	pza	30	\$	1.40	\$	0.05		
Punzón de cobre	pza	180	\$	8.50	\$	0.05		
Barretilla de 4'	pza	120	\$	21.53	\$	0.18		
Barretilla de 6'	pza	120	\$	26.56	\$	0.22		
Barretilla de aluminio 8'	pza	120	\$	41.25	\$	0.34		
Barretilla de aluminio 10'	pza	120	\$	47.50	\$	0.40		
Combo de 12 lb	pza	120	\$	21.90	\$	0.18		
Combo de 8 lb	pza	120	\$	12.44	\$	0.10		
Combo de 6 lb	pza	120	\$	8.27	\$	0.07		
Cucharilla	pza	60	\$	6.00	\$	0.10		
Cantillón	pza	180	\$	20.00	\$	0.11		
Lampa Minera	pza	60	\$	9.73	\$	0.16		
Llave francesa de 14"	pza	180	\$	25.00	\$	0.14		
Llave Stilson de 14"	pza	180	\$	18.40	\$	0.10		
Pico Minero	pza	60	\$	8.50	\$	0.14		
Saca Barreno	pza	60	\$	13.70	\$	0.23		
Saca Broca	pza	360	\$	215.00	\$	0.60		
Soga seguridad	m	90	\$	1.09	\$	0.01		
spy (pintura)	pza	10	\$	13.00	\$	1.30		
Alambre negro n° 16	kg	10	\$	1.05	\$	0.10		
				\$	4.59	\$ 0.15		
Costo por metro cubico (Herramientas)				\$		0.15		
2.6 Ventilación								
	Und	cant.	\$ x metro	N° labores	\$			
Cable trifasico vulcanizado	m	1.03	\$ 2.00	7.00	\$ 0.295			
Manga de ventilacion 10"	m	1.03	\$ 1.00	7.00	\$ 0.147	\$ 0.442 \$ 0.0143		
Costo por metro cubico (Ventilación)				\$		0.01		
2.7 Acarreo y Transporte								
	cant.	Horas trabajadas	\$ x min	N° labores	\$	\$ x M3		
Combustible (Grupo electrogeno)	1.00	8.00 Horas	\$ 0.06	7.00	\$ 0.389			
	Und	cant.	\$ x metro	N° labores	\$			
Riel	pza	2 und	\$ 14.50	7.00	\$ 4.14			
Durmiente	pza	1 und	\$ 3.00	7.00	\$ 0.43			
Eclisa	pza	2 und	\$ 3.30	7.00	\$ 0.94			
Perno	pza	6 und	\$ 0.80	7.00	\$ 0.69			
Clavo de Riel	pza	2 und	\$ 3.30	7.00	\$ 0.94	\$ 7.531 \$ 0.24		
Costo por metro cubico (Acarreo y transporte)				\$		0.24		
2.7 Enmaderado								
	Jornal	Incidencia	BB.SS.	EPP'S	Herramientas	Tarea	\$	\$ x M3
Maestro	20.73	150%	63.76%	\$ 2.31	\$ 5.70	1.00	\$ 58.92	
Ayudante	18.13	150%	63.76%	\$ 2.31	\$ 5.70	1.00	\$ 52.56	
						2.00	\$ 111.48	\$ 3.60
					Cantidad	Costo	\$	
Poste de 8					0	\$ 7.18	\$ -	
Poste de 7					1	\$ 7.18	\$ 7.18	
Poste de 6					2	\$ 5.64	\$ 11.28	
Poste de 5					0	\$ 5.13	\$ -	
Tabla						\$ 6.67		
listones						\$ 8.97		
Escalera						\$ 3.85		
						\$ 18.46	\$ 0.60	
Costo por metro cubico (Sostenimiento)				\$		4.20		
2.8 Gastos de personal; viáticos y alimentación								
	S/. x und	\$ x und	Tareas	Dias trabajados	\$	\$ x M3		
Viaticos Obreros y Empleados Mina	300	77.7	12.29	30	\$ 31.83			
Gastos de viaje - personal	500	129.5	1.00	30	\$ 4.32			
Alimentacion	20	5.2	12.29		\$ 63.66			
					\$ 99.80	\$ 3.23		
Costo por metro cubico (Viaticos)				\$		3.23		
TOTAL COSTOS OPERATIVOS						US \$ x m3 32.59		
4.1 Imprevistos	5% mano de obra					\$ x m3 0.79		
COSTO OPERATIVOS					US \$ x m3	33.38		

Anexo 36

Solicitud para el uso de datos de la empresa

AÑO DEL BICENTENARIO DEL PERU 200 AÑOS DE INDEPENDENCIA

SUMILLA: SOLICITO AUTORIZACIÓN PARA
REALIZAR INVESTIGACIÓN

SEÑORES DE LA COMPAÑIA AURÍFERA YARABAMABA S.A. – AREQUIPA

Yo, Manrique Zea Miguel Angel, identificado con D.N.I. N° 75145972, con domicilio en calle Pierola 216 Urb. Ciudad mi trabajo Distrito de Socabaya, siendo bachiller en Ingeniería Minera de la Universidad Católica Santa María, de distrito de Yanahuara, a Usted respetuosamente me presento y digo:

Que por motivo de continuar el procedimiento de que me otorgue la Universidad Católica Santa María el título profesional de Ingeniero Minero es que solicito encarecidamente la autorización para realizar la investigación denominada "OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN VETAS ANGOSTAS CON EL MÉTODO SELECTIVO (CIRCADO) PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN LOS TAJEOS DE LA VETA CORICANCHA, AREQUIPA 2022", el que dará realce a su representada beneficiando en costos y métodos de trabajo en el campo minero.

POR LO EXPUESTO:

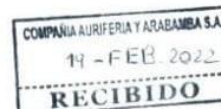
Le pido que se ordene a quien corresponde dicha autorización para proceder a realizar las actividades necesarias y poder continuar con la investigación indicada. Aprovecho la oportunidad de otorgarle mis felicitaciones por sus logros quedando de usted.

Adjunto

1. Copia de DNI

Arequipa, 19 de febrero del 2022


.....
Manrique Zea Miguel Angel
D.N.I. 75145972



Anexo 37

Autorización para el uso de datos de la empresa



Compañía Aurífera S.A.
Yarabamba

UNIDAD MINERA EL EXPLORADOR

AÑO DEL BICENTENARIO DEL PERU 200 AÑOS DE INDEPENDENCIA

CARTA N° 011-2022-GG-MC

SEÑOR: : Manrique Zea Miguel Angel

ASUNTO : Autorización

REFERENCIA : Solicitud mesa de parte 0004-MC

Tengo el agrado de dirigirme a usted a nombre de la Compañía Aurífera Yarabamba S.A., en virtud de la solicitud de Autorización para realizar la investigación para que pueda graduarse como Ingeniero de Minas, es que se autorice tal proceso para lo cual se le facilitara ante el gerente de recursos los casos que amerite en el inicio y concluir sus procedimientos. Así mismo pedirle que al término de tal proceso es necesario se me envíe los resultados que ha podido conseguir aplicando su metodología y los costos reducidos que aplicara según su proyecto.

POR LO TANTO:

AUTORIZO, realizar la investigación en las instalaciones de nuestra unidad minero para realizar la investigación mencionada.

ATENTAMENTE,

Arequipa, 22 de febrero del 2022



Compañía Aurífera S.A.
Yarabamba

ADMINISTRACIÓN
RUC: 20142565049

Liliana Archibald Williams
Apoderada legal
PASAPORTE N° 565799017

Av. Pablo Carríquirry N°149 - Urb. El Palomar, San Isidro – Lima, Perú
Telf. 08 309 3897 Cel. 938476511

Anexo 38

Matrices de sistematización

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE	TIPO DE INVESTIGACIÓN	POBLACION	TÉCNICAS	MÉTODO ANÁLISIS DE DATOS
<p>Problema General</p> <p>¿De qué manera se optimizaría la perforación - voladura en las Vetas angostas con el método selectivo (Circado) en la mejora de la producción en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>¿De qué manera se optimizaría de la perforación - voladura con el método selectivo (Circado) de las vetas angostas y el estudio geo mecánico en los tajeos de Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>¿De qué manera se optimizaría el tiempo en la perforación y voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>¿De qué manera se optimizaría los costos de producción de la perforación y voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>¿De qué manera se optimizaría la limpieza y nivelación de voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>¿Cómo mejoraríamos la menor dilución del mineral con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p> <p>¿Cómo se recuperaría el mineral con mayor ley de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022?</p>	<p>Objetivo General Determinar la optimización de la perforación - voladura con el método selectivo (Circado) de las vetas angostas y el estudio geo mecánico en los tajeos de Coricancha Arequipa 2022.</p> <p>Objetivo específico Determinar la optimización del tiempo en la perforación y voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022</p> <p>Determinar la optimización de costos de producción de la perforación y voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022</p> <p>Optimizar la limpieza y nivelación de voladura con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022</p> <p>Determinar la menor dilución del mineral con el método selectivo (Circado) de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022</p> <p>Verificar la recuperación del mineral con mayor ley de las Vetas angostas en los tajeos Coricancha Arequipa 2022</p>	<p>Hipótesis</p> <p>Ha: Mediante la optimización de la perforación y voladura en vetas angostas aplicando el método selectivo (circado) se obtendrá mejor productividad en los tajeos de la veta Coricancha.</p>	V.I. Optimización de la perforación y voladura	Cuantitativa Propositiva	Todas los tajeos de la veta Coricancha	Guía de observación Guía de análisis de datos	Método Analítico Este método se utilizará porque se podrá observar sus causas y efectos, basándose en la realidad de un problema.
			V.D. Mejor productividad en los tajeos	DISEÑO Experimental Correlacional	MUESTRA tajeo 575E de la veta Coricancha	INSTRUMENTOS Guía de observación Guía de análisis de datos	Método Sistemático: Es un método que comprende mostrar el objeto para responder a la hipótesis planteada.