

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL
CUSCO**
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**MEJORA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA
EN LAS LABORES MINERAS – ZONA II – UNIDAD MINERA
YAURICOCHA, PROVINCIA YAUYOS – REGIÓN LIMA**

PRESENTADO POR:

Br. ROYER RAUL VARGAS FERNANDEZ

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO
DE MINAS.**

ASESOR:

Mgt. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO – PERÚ

2024



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro. CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del informe técnico titulado: “MEJORA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES MINERAS – ZONA II – UNIDAD MINERA YAURICOCHA, PROVINCIA YAUYOS – REGIÓN LIMA”

Presentado por **Royer Raul Vargas Fernandez**, con DNI 47581337 y código universitario Nro. 103112 para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **8 % (ocho por ciento)**.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10 %	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a ley.	-----

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 31 de mayo de 2024.

FIRMA

POST FIRMA: Ing. Raimundo Molina Delgado
DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:358565768?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

"MEJORA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES MINERAS – ZONA II – UNIDAD MINERA YAURI

AUTOR

ROYER RAUL VARGAS FERNANDEZ

RECUENTO DE PALABRAS

12457 Words

RECUENTO DE CARACTERES

66137 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

106 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

14.2MB

FECHA DE ENTREGA

Jun 1, 2024 2:50 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jun 1, 2024 2:51 AM GMT-5

● 8% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 8% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 25 palabras)



DEDICATORIA

A dios con toda la humildad que de mi corazón puede emanar, por haberme dado fuerza y valor para culminar esta etapa de mi vida.

Lleno de regocijo, de amor y esperanza, dedico este proyecto, a cada uno de mis seres queridos, quienes han sido mis pilares para seguir adelante. Es para mí una gran satisfacción poder dedicarles a ellos, que con mucho esfuerzo, esmero y trabajo me lo he ganado.

A mi hijo JOSHUA DAYIRO quién es mi mayor motivación para nunca rendirme en los estudios y poder llegar a ser un ejemplo para él.

A ZAIDA ROXANA, por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos y por la motivación constante que me ha permitido ser una persona de bien, pero más que nada, por su amor.

A mis queridos padres CLAUDIO y SOFIA quienes me brindaron su apoyo incondicional durante el trance de mis estudios para hacer realidad mi sueño más anhelado.

A mis apreciados hermanos por ser parte de mi vida y a todos aquellos que me brindaron su más sincero apoyo desinteresado.

AGRADECIMIENTO

Dar infinitamente gracias a Dios, por haberme dado fuerza y valor para culminar esta etapa de mi vida.

Mi gratitud a los catedráticos de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica, por la enseñanza impartida durante mi formación profesional y haberme motivado constantemente para seguir adelante.

Mi reconocimiento especial al Mgt. Raimundo Molina Delgado, Asesor del presente trabajo de investigación, quien con su buena atención me acompañó y oriento académicamente en el desarrollo de mi tesis.

A mis seres queridos por su apoyo incondicional, económico y moral con el fin de culminar mis estudios superiores y optar el Título Profesional que me permitirá desempeñarme como Ingeniero de Minas.

INTRODUCCIÓN

La perforación y voladura de rocas son las actividades más importantes en la actividad minera, porque son las que de manera conjunta permiten acceder al yacimiento mineral para extraerlo y con otras operaciones mineras son dispuestas para el beneficio de la sociedad y el país.

En esa medida es cotidiano en todas las minas de nuestro país estas actividades; pero, a veces no son realizadas de la mejor manera porque no permiten lograr o alcanzar los programas de avances en labores horizontales, por ejemplo, por un deficiente diseño de las mallas de perforación y voladura, lo cual redundará en el incremento de los costos por metro de avance principalmente.

Por lo que en la investigación realizada se ha buscado realizar las mejoras en el diseño de las mallas de perforación y voladura, para lo cual se ha tenido en consideración los informes de las evaluaciones geomecánicas de la Zona II de la mina Yauricocha de Sociedad Minera Corona S.A.

La investigación es presentada en este informe final que consta de cinco capítulos, y que fueron desarrollados de la manera siguiente:

Capítulo I, consta del planteamiento del problema en el que se considera la descripción del problema, el planteamiento del problema de la investigación, así como los objetivos y sus hipótesis principalmente.

Capítulo II, contiene el marco teórico conceptual, en el que se desarrolló los antecedentes internacionales, nacionales y locales de la investigación; además, se presenta las bases científicas de proceso de la perforación y voladura, así como lo relacionado a los costos en minería.

Capítulo III, se describe la mina Yauricocha, su ubicación, la geología regional, la geología económica, los métodos de explotación usados como el sub level caving, la perforación, los equipos de perforación, entre otros.

Capítulo IV, se adjunta toda la mejora realizada del proceso de perforación y voladura en las labores mineras subterráneas, principalmente de las labores horizontales, desde el diagnóstico de la causa-efecto para un deficiente avance lineal, la evaluación geomecánica de la Zona II, el diseño de la nueva malla de perforación y voladura, hasta la implementación de dicha malla.

Capítulo V, contiene el análisis de los resultados los cuales sirven posteriormente para la demostración de las hipótesis de la investigación.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene el objetivo establecer de qué manera se puede mejorar el proceso de perforación y voladura en las labores mineras de la Zona II en Unidad Minera Yauricocha con la finalidad de disminuir los costos por metro lineal de avance para obtener beneficios económicos.

El tipo de investigación fue la aplicada porque se hizo uso de los fundamentos científicos de la perforación y voladura, así como de los costos en minería. En ese sentido se hizo la evaluación geomecánica para generar nuevos diseños de mallas de acuerdo con el tipo de terreno. En consecuencia el trabajo de investigación que se presenta, y cuyo título es “Mejora del proceso de perforación y voladura en las labores mineras – Zona II – Unidad Minera Yauricocha, Provincia Yauyos – Región Lima”

De manera general se logró concluir que el mayor avance por disparo influye positivamente en los costos de voladura en la Zona II de la Mina Central en Sociedad Minera Corona S.A.

Palabras clave: Procesos, perforación y voladura, costos, avances/disparo.

ABSTRACT

The need to improve drilling and blasting processes was the starting point for carrying out research work to achieve this goal. In this sense, the geomechanical evaluation was made to generate new mesh designs according to the type of terrain. Consequently, the research work presented, and whose title is "Improvement of the drilling and blasting process in mining work – Zone II – Yauricocha Mining Unit, Yauyos Province – Lima Region", aims to establish how the drilling and blasting process can be improved in the mining works of Zone II in Yauricocha Mining Unit in order to reduce costs per linear meter of advance to obtain Economic benefits. The type of research was applied because it made use of the scientific foundations of drilling and blasting, as well as mining costs. In general, it was concluded that the greater advance by firing positively influences the blasting costs in Zone II of the Central Mine in Sociedad Minera Corona S.A.

Keywords: Processes, drilling and blasting, costs, advances/shot.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN	vi
ABSTRACT.....	vii
CAPÍTULO I.....	16
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	16
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA.....	16
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	17
1.2.1. Problema General.....	17
1.2.2. Problemas Específicos	17
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.3.1. Objetivo General.....	17
1.3.2. Objetivos Específicos.....	17
1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.4.1. Justificación	18
1.4.2. Importancia	18
1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO	18
1.6. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN.....	19
1.6.1. Delimitación Temporal	19
1.6.2. Delimitación Espacial	19
1.7. HIPOTESIS Y VARIABLES	19
1.7.1. Hipótesis General.....	19

1.7.2.	Hipótesis Específicas	19
1.8.	VARIABLES DE ESTUDIO.....	20
1.8.1.	Identificación de Variables	20
1.9.	TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN	20
1.9.1.	Tipo de la Investigación.....	20
1.9.2.	Nivel de investigación.....	21
1.10.	POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN.....	21
1.10.1.	Población.....	21
1.10.2.	Muestra	21
1.11.	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	21
1.11.1.	Técnicas	21
1.11.2.	Instrumentos.....	21
1.11.3.	Procesamiento de Datos	22
CAPÍTULO II		23
MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL		23
2.1.	ANTECEDENTES DEL PROBLEMA.....	23
2.1.1.	Antecedentes internacionales.....	23
2.1.2.	Antecedentes nacionales	24
2.2.3.	Antecedentes locales.....	24
2.2.	BASES TEÓRICAS.....	25
2.2.1.	Geomecánica.....	25
2.2.2.	Determinación del número de taladros	28
2.2.3.	Proceso de la perforación y voladura.....	29

2.2.4. Costos en minería.....	32
2.2.5. Método Ishikawa.....	38
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS.....	40
CAPÍTULO III.....	42
DESCRIPCION DE LA MINA YAURICOCHA	42
3.1 UBICACIÓN	42
3.2 Geología regional.....	43
3.3 Geología económica.....	44
3.3.1 Mineralización	44
3.3.2 Principales Sulfuros	45
3.3.3 Minerales de Ganga	45
3.4 Operación mina.....	46
3.5 Método de explotación.....	49
3.6. Explotación en retirada (ejemplo).....	54
3.6.1. Responsabilidades en la explotación con sub level caving.....	55
3.7. Sostenimiento.....	56
3.8. Ventilación.....	57
CAPÍTULO IV.....	61
MEJORA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES	
MINERAS.....	61
4.1 Análisis causa-efecto de avance lineal.....	61
4.1.1. Resultados de la medición de los avances antes de la investigación.	62
4.2 Aspectos geomecánicos	65

4.3 Diseño de mallas para rocas de calidad RMR 31-40	73
4.4 Programa de avances.....	76
4.5 Implementación de las mallas.....	78
4.6 Resultados de las voladuras	80
CAPÍTULO V	83
ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	83
5.1 Revisión de los resultados.....	83
5.2 Prueba de hipótesis	86
5.2.1 Hipótesis general.....	86
5.2.2. Hipótesis específicas.....	88
CONCLUSIONES	94
RECOMENDACIONES	95
ANEXOS.....	97
ANEXO 1.....	97
ANEXO 2.....	99
ANEXO 3.....	100
ANEXO 4.....	104

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. <i>Operacionalización de las variables.</i>	20
Tabla 2. <i>Clasificación RMR.</i>	26
Tabla 3. <i>Medición de avances del mes de abril del 2022.</i>	63
Tabla 4. <i>Medición de avances del mes de diciembre del 2022.</i>	63
Tabla 5. <i>Tabla geomecánica según Bieniawski.</i>	67
Tabla 6. <i>Tabla geomecánica según Bieniawski.</i>	68
Tabla 7. <i>Tabla geomecánica según Bieniawski.</i>	69
Tabla 8. <i>Resumen estudio geomecánico para las labores de avances.</i>	71
Tabla 9. <i>Calidad de roca zona Esperanza.</i>	72
Tabla 10. <i>Distribución de carga sección 3,5mx3,5m corte “V”.</i>	73
Tabla 11. <i>Distribución de carga sección 3,5mx3,0 – breasting.</i>	74
Tabla 12. <i>Distribución de carga sección 3,0mx3,0m – corte “V”.</i>	75
Tabla 13. <i>Programa de avances.</i>	77
Tabla 14. <i>Resultados de perforación y voladura sección 3,5mx3,5m corte “V”.</i>	80
Tabla 15. <i>Resultados de perforación y voladura 3,5mx3,0 – breasting.</i>	80
Tabla 16. <i>Resultados de perforación y voladura sección 3,0mx3,0m – corte “V”.</i>	81
Tabla 17. <i>Resultados de perforación y voladura sección 3,5mx3,0m breasting-jumbo.</i>	81
Tabla 18. <i>Resultados de perforación y voladura sección 3,0mx3,0m jackleg.</i>	81
Tabla 19. <i>Resultados de perforación y voladura sección 4,0mx3,5m breasting-jumbo.</i>	82
Tabla 20. <i>Resumen de avances en labores programadas.</i>	85
Tabla 21. <i>Precio Unitario de avances en labores de desarrollo.</i>	86
Tabla 22. <i>Costo promedio por metro de avance.</i>	87

Tabla 23. Costo total de avances hasta julio 2023 con costo base.	87
Tabla 24. Ahorro a julio 2023.	87
Tabla 25. Avances en sección de 3m x 3m.	91
Tabla 26. Avances en sección de 3,5m x 3m.	92
Tabla 27. Avances en sección de 3,5m x 3,5m.	92
Tabla 28. Avances en sección 4m x 3,5m.	93

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.....	30
Figura 2.....	31
Figura 3.....	33
Figura 4.....	35
Figura 5.....	37
Figura 6.....	38
Figura 7.....	40
Figura 8.....	42
Figura 9.....	43
Figura 10.....	44
Figura 11.....	46
Figura 12.....	47
Figura 13.....	48
Figura 14.....	48
Figura 15.....	48
Figura 16.....	49
Figura 17.....	52
Figura 18.....	53
Figura 19.....	53
Figura 20.....	54
Figura 21.....	57
Figura 22.....	58
Figura 23.....	59

Figura 24.....	60
Figura 25.....	62
Figura 26.....	70
Figura 27.....	70
Figura 28.....	73
Figura 29.....	74
Figura 30.....	75
Figura 31.....	78
Figura 32.....	78
Figura 33.....	79
Figura 34.....	79
Figura 35.....	90
Figura 36.....	90

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

El acceso a los yacimientos de minerales, sean cuerpos o vetas se realizan principalmente mediante labores lineales, tales como galerías y subniveles principalmente.

En la Zona II de la Mina Central se realizan labores de dimensiones de 3,50 m x 3,50 m, 3,50 m x 3,00 m, 3,00 m x 3,00 m, como galerías de acceso, con jumbos con barras de 10 pies y 12 pies, y labores de las mismas dimensiones con perforadoras jackleg, con barras de 5 pies y 8 pies; en ambos casos son labores lineales que se realizan de manera cotidiana para acceder al yacimiento y preparar la explotación respectivamente. Las labores se ejecutan en rocas predominantemente de calidad IIIB y IVA y que en algunos casos requieren el sostenimiento con cimbras metálicas.

De la evaluación periódica de la perforación y voladura se ha determinado que es un problema recurrente el bajo avance por disparo, que en promedio llegan a un 83% de la longitud del total del taladro, siendo lo programado el 90%.

Ese bajo índice en avance afecta en los costos de la voladura porque la cantidad de explosivo calculado para un mayor porcentaje de avance se pierde en un 7% menos por el menor avance obtenido.

Tales consideraciones han influido en la propuesta de un trabajo de investigación que permita determinar las deficiencias en el logro de un menor avance, para posteriormente ser

mejorado y mínimo cumplir con las metas planteadas, de modo que los costos de voladura no sean altos.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema General

- ¿De qué manera la mejora del diseño del proceso de perforación y voladura en las labores mineras permite reducir los costos de operación en la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles serán las características del macizo rocoso de las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha?
- ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura óptima en las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha?
- ¿Cómo mejorar el avance por disparo y reducir los costos de operación en las labores mineras en la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo General

- Mejorar el diseño del proceso de perforación y voladura en las labores mineras para reducir los costos operativos en la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Clasificar y determinar las características del macizo rocoso de las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha.
- Mejorar el diseño de la malla de perforación y voladura en las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha

- Mejorar el avance por disparo y reducir los costos de operación en las labores mineras en la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Justificación

El porqué del trabajo de investigación se debe a que en las minas subterráneas es importante los avances en las labores lineales para acceder al yacimiento de manera oportuna, tal como ocurre en la Zona II, por lo que la investigación nos permitiría identificar y mejorar los inconvenientes tanto en la perforación como en la voladura para poder disminuir los costos en los explosivos principalmente porque los factores de avance son bajos.

1.4.2. Importancia

La importancia de la investigación se debía que se tuvo en cuenta los conocimientos actualizados en materia de perforación principalmente porque de esta actividad depende las longitudes de los taladros para lograr los avances por disparo. Además, los resultados que se lograran podían ser implementados en las diferentes zonas de la Mina Yauricocha que cuentan con la misma calidad de la masa rocosa que la Zona II.

1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO

Respecto a las limitaciones el trabajo de investigación no se ha tenido limitación alguna para el acceso de la información, así como en la metodología empleada. De igual manera el financiamiento del estudio ha estado a cargo del investigador.

La única imitación se refiere a la elección de la muestra porque dependió de la empresa de acuerdo con su disponibilidad.

1.6. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1. Delimitación Temporal

El tiempo de ejecución de la investigación fue desde el mes de enero a julio de 2023.

1.6.2. Delimitación Espacial

El trabajo de investigación se realizó en la Mina Yauricocha en la Zona II, ubicada en el distrito de Alis, en la provincia Yauyos – región Lima. El área minera activa dentro de las concesiones mineras se ubica en las coordenadas de latitud y longitud de 12.31050 S y 75.72190 W.

1.7. HIPOTESIS Y VARIABLES

1.7.1. Hipótesis General

- La mejora del diseño del proceso de perforación y voladura en las labores mineras permitirá reducir significativamente los costos operativos en la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha

1.7.2. Hipótesis Específicas

- La apropiada clasificación y determinación de las características del macizo rocoso de las labores mineras de la Zona II permitirán mejorar las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauricocha.
- La mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha permitirá mejorar el rendimiento.
- La mejora del avance por disparo y la reducción de los costos de operación en las labores mineras en la Zona II permitirán cumplir con las metas de producción en la Unidad Minera Yauricocha.

1.8. VARIABLES DE ESTUDIO

1.8.1. Identificación de Variables

Variable dependiente: Costos.

Variables independientes: Perforación y voladura.

Tabla 1. Operacionalización de las variables.

VARIABLE	DIMENSION	INDICADORES
VARIABLE DEPENDIENTE		
COSTOS	Estandarizar los Costos de voladura	- Costos de perforación.
		- Costos de explosivos.
		- Costos de accesorios
VARIABLE INDEPENDIENTE		
PERORACIÓN Y VOLADURA	- Diseño de malla.	Nro de taladros
	-Clasificación geomecánica	RMR, Q, GSI
	- Desviación de taladros	mm/m
	- Perforación	Pies/guardia
	- Factor de carga	Kg/m ³
	- Eficiencia de avance	%
	- Factor de avance	Kg/m

Fuente: Propia

1.9. TIPO Y NIVEL DE LA INVESTIGACIÓN

1.9.1. Tipo de la Investigación

El tipo de investigación será la aplicada. “La investigación aplicada es llamada también constructiva o utilitaria, se caracteriza por su interés en la aplicación de los conocimientos teóricos a determinada situación concreta y las consecuencias prácticas que de ella se deriven” (Sánchez y Reyes, 1988, p.13).

1.9.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación será el descriptivo. - explicativo “Corina Schmelkes (1988) señala que la investigación descriptiva tiene como objetivo indagar y presentar la situación del estado o momento actual de un fenómeno. Puede manejarse las hipótesis implícitamente” (Sánchez y Reyes, 1988, p.18).

1.10. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

1.10.1. Población

Como población se consideró a las labores de desarrollo y preparación de la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha.

1.10.2. Muestra

La muestra fue elegida de manera no probabilística de la Zona II de la Unidad Minera Yauricocha, por lo que se tomó como muestra a las labores de preparación y desarrollo de los siguientes niveles: Nv. 920, piso 8; Nv. 1070, piso 0; Nv. 1120, piso 11; Nv. 970, piso 0; Nv. 1120, piso 5.

1.11. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.11.1. Técnicas

La técnica para la recolección de datos fue la revisión histórica de los avances y costos de las labores de preparación y desarrollo, así como se utilizó la observación directa.

1.11.2. Instrumentos

Como instrumentos usados para la investigación se consideraron a los siguientes:

- Formatos diseñados para anotar los avances y consumos de los explosivos y accesorios de voladura en las pruebas correspondientes.
- Check list para los equipos de perforación.

- Libretas de campo.

1.11.3. Procesamiento de Datos

Para el procesamiento de los datos obtenidos se hizo uso de la estadística, la cual nos permitió una toma de decisiones para la reducción de costos en la voladura principalmente.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

2.1.1. Antecedentes internacionales

(JUAN VARGAS, 2000) “PLANIFICACIÓN DE CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS CON MÉTODOS ESTOCÁSTICOS”

Realizado en la Universidad de Llada de España.

El estudio de la tesis tiene como objetivo proponer una metodología de simulación mediante el método de Monte Carlo donde se identificaran las operaciones unitarias que comprenden el ciclo construcción del túnel mediante perforación y tronadura, asignándoles distribuciones de probabilidad, para que mediante la simulación se ajustan mejor a los tiempos reales a construcción de túnel que los planificados por métodos convencionales

(PAMELA VERSAY, 2013) “APLICACIÓN DE LAS HERRAMIENTAS DE COSTOS Y GESTIÓN A LAS ACTIVIDADES MINERAS”

Realizado en la Universidad Nacional de Cuyo - Argetina.

Sin lugar a dudas que la transversalidad en el análisis y el espíritu de trabajo en equipo redundarán no sólo en una gestión eficiente de costos, sino también en una mejora de la calidad de la información y por ello una mejora en los resultados para la compañía (p.46).

2.1.2. Antecedentes nacionales

(PARI QUISPE, 2016) “OPTIMIZACIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA LA RAJA - MINERA EL SOLITARIO S.A.C. VITOR - AREQUIPA”

Realizado en la Universidad Nacional de San Agustín.

El estudio de la tesis tiene como objetivo explicar la reducción de los costos del avance de labores de desarrollo del método de corte y relleno ascendente. Seleccionando la tecnología adecuada en función de las características geológicas, geométricas y geomecánicas del macizo rocoso, de tal manera que garantice una producción constante y de buena calidad.

(LEÓN CAVEZ, 2018) “PROYECTOS DE MEJORA Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN UNA MINA SUPERFICIAL DE COBRE”

Realizado en la Universidad Nacional de San Agustín.

El estudio de la tesis tiene como objetivo elaborar un prospecto que genere un ahorro de costos en el área de operaciones Mina (específicamente en el área de Carguío) de una mina superficial de cobre mediante la aplicación de proyectos en el área mencionada.

2.2.3. Antecedentes locales

(QUISPE ARQUE, 2018) “EVALUACIÓN DEL RENDIMIENTO DE LA EMULSIÓN GASIFICADA EN LA VOLADURA DE ROCAS DE LA MINERA LAS BAMBAS – COTABAMBAS, APURÍMAC”

Realizado en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

El estudio de la tesis tiene como objetivo evaluar el rendimiento de la emulsión gasificada y operativa de un Nuevo tipo de emulsión en las operaciones de voladura primaria en la minera las

Bambas, Éste estudio concluye que se logra un ahorro importante sin afectar la tasa de excavación de los equipos de minado, además de eliminar la generación de gases nitrosos.

(ZAPANA GAMARRA, 2018) “IMPLEMENTACIÓN DE UN AGENTE DE VOLADURA ALTAMENTE ENERGÉTICO (VISTIS) EN MACIZOS ROCOSOS COMPETENTES DE MINERAL, AUMENTANDO LA PRODUCCIÓN Y DISMINUYENDO LA GRANULOMETRÍA CIA MINERA LAS BAMBAS”

Realizado en la Universidad Nacional de San Agustín.

El estudio de la tesis tiene como objetivo de mostrar los resultados de las voladuras con una nueva tecnología en explosivo una explosiva gasificada (Vitis) de la empresa Orica, el cual desarrolla muy alta energía y desempeño, combinada con una alta velocidad de detonación, entregando muy buenos resultados en fragmentación, siendo de aplicación para taladros con agua y los beneficios que aplica en el costo de minado.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Geomecánica

La geomecánica es el estudio de cómo las rocas subterráneas se deforman o fallan en respuesta a los cambios de tensión, presión y temperatura. También se dijo que la Geomecánica es el estudio de la forma en que las rocas se estresan, incluyendo cómo y cuándo se desarrollarán las fallas. La geomecánica es la ciencia teórica y aplicada del comportamiento mecánico del material geológico. Se utiliza para reducir los riesgos y optimizar las recompensas relacionadas con la falla mecánica del yacimiento y las formaciones circundantes resultantes de las actividades de exploración y producción de petróleo y gas, como la perforación de pozos de petróleo y gas, la

fracturación hidráulica, la inundación de agua o gas y el agotamiento. El objetivo es predecir cuándo ocurrirán tales fallas y así reducir el riesgo.

2.2.1.1. Clasificación RMR

La clasificación geomecánica RMR permite obtener un índice de calidad del macizo rocoso a partir de resistencia de la roca intacta, grado de fracturación y diaclasado de las discontinuidades del macizo, presencia de agua y la orientación de las discontinuidades respecto al elemento de estudio: túnel, talud o cimentación.

El índice RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales el macizo rocoso puede clasificarse en 5 categorías, tal como se puede observar en la Tabla siguiente, que también contiene el factor de corrección por orientación de discontinuidad.

Tabla 2. *Clasificación RMR.*

N°	Parametros		Rango de Valores						
	1	Resistencia del material de roca intacta	Indice de Resistencia o de Carga Puntual	<10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para este rango bajo realizar ensayos de compresion uniaxial	
Resistencia a la compresion uniaxial (MPa)			>25	25 - 100	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
Valoracion		15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad de testigo de perforacion RQD		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
	Valoracion		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de Discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valoracion		20	15	10	8	5		
4	Condicion de discontinuidades		Superficie muy rugosa no continua sin separacion, paredes con roca sana	Superficie Ligerament e rugosa, separacion <1 mm, paredes de roca ligeramente meteorizada	Superficie ligeramente rugosa, separacion <1 mm, paredes de roca muy meteorizada	Superficie con espejo de fallas panizo <5 mm de espesor o separacion de 1-5 mm continuos	Panizo blando > 5 mm de espesor o separacion de > 5 mm continuos		
	Valoracion		30	25	20	10	0		
5	Agua subterranea	Flujo de agua por 10 m de longitud de tunel (lT/mina)	Ninguno	<10	10 -- 25	25 - 125	>125		
		Relacion: Presion de agua en discontinuidades / Esfuerzo principal	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Humedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoracion		15	10	7	4	0		

2.2.1.2. Clasificación Q

La **clasificación Q** fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos túneles. Posteriormente ha sido revisada en varias ocasiones. La contenida en este post es la *Clasificación Q Barton, 2000*.

Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar **sostenimientos para túneles** y otras excavaciones subterráneas.

El **índice Q** varía entre 0,001 y 1000 clasificándose el macizo rocoso como:

- 0,00 y 0,01: Roca excepcionalmente mala
- 0,01 y 0,1: Roca extremadamente mala
- 0,1 y 1: Roca muy mala
- 1 y 4: Roca mala
- 4 y 10: Roca media
- 10 y 40: Roca buena
- 40 y 100: Roca muy buena
- 100 y 400: Roca extremadamente buena
- 400 y 1.000: Roca excepcionalmente buena

Se calcula mediante 6 parámetros geotécnicos según la siguiente expresión:

$$Q = (RQD/J_n) \cdot (J_r/J_a) \cdot (J_w/SRF)$$

Los tres términos de la expresión de la Q de Barton representan lo siguiente:

- **(RQD/J_n)**: Tamaño de los bloques
- **(J_r/J_a)**: la resistencia al corte entre los bloques
- **(J_w/SRF)**: influencia del estado tensional

A partir de la puntuación obtenida en cada bloque podremos conocer que término tiene mayor o menor peso en la evaluación del índice Q y por tanto su influencia en la calidad del macizo rocoso.

2.2.2. Determinación del número de taladros

Existen dos ecuaciones empíricas que nos permite calcular la cantidad de taladros requeridos.

La primera ecuación es la siguiente:

$$NT = \sqrt{AxH} \times 10$$

Donde:

NT = Número de taladros.

A = Ancho de la labor, m.

H = Altura de la labor, m.

También se tiene la siguiente ecuación:

$$NT = (P / dt) + C \bullet S$$

Donde:

NT = Número de taladros

P = (S)^{1/2} x 4

S = Sección, m².

dt = Distancia de taladros.

0,5 para roca dura.

0,6 para roca intermedia.

0,7 para roca suave.

C = Coeficiente de roca.

2,0 para roca dura.

1,5 para roca intermedia

2.2.3. Proceso de la perforación y voladura

2.2.3.1. Avances por disparo

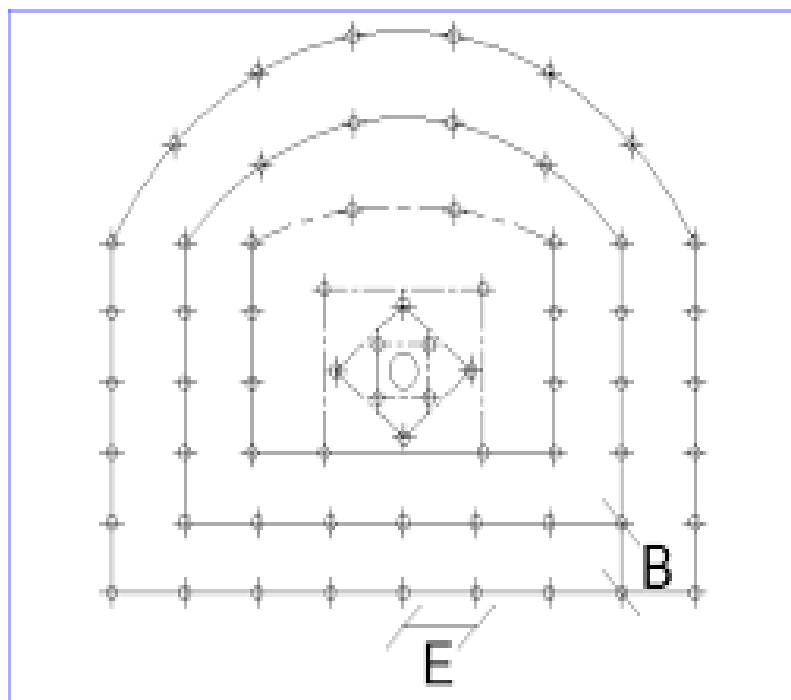
La definición de los avances por disparo son muy pocas o inexistentes en las bibliografías nacionales e internacionales. Pero, la experiencia en el campo de las operaciones de perforación y voladura, nos hacen decir que el avance por disparo es la longitud del frente de una labor lineal rota cada vez que se realiza una voladura, generalmente en cada guardia en las minas nacionales. Además, los avances dependen directamente de la perforación realizada en los frentes y voladura con el uso de explosivos. De modo que se puede señalar que el primer paso es la realización o diseño de una malla de perforación en el frente, seguidamente el pintado de los taladros, la perforación de estos y la voladura de los frentes, para obtener el avance por disparo planificado.

2.2.3.2. Malla de perforación y voladura en frentes

Para realizar los avances en las labores mineras subterráneas, generalmente se hace uso de la perforación y la voladura de rocas. Para tal fin es necesario la realización del diseño de las mallas de perforación y voladura tanto en frentes como en bancos.

La distribución de los taladros en un frente se inicia con los taladros del corte, los cuales son los más importantes, así como las ayudas, entre otros. Seguidamente se puede observar un ejemplo de una malla en frentes.

Figura 1. *Malla de perforación en frentes.*

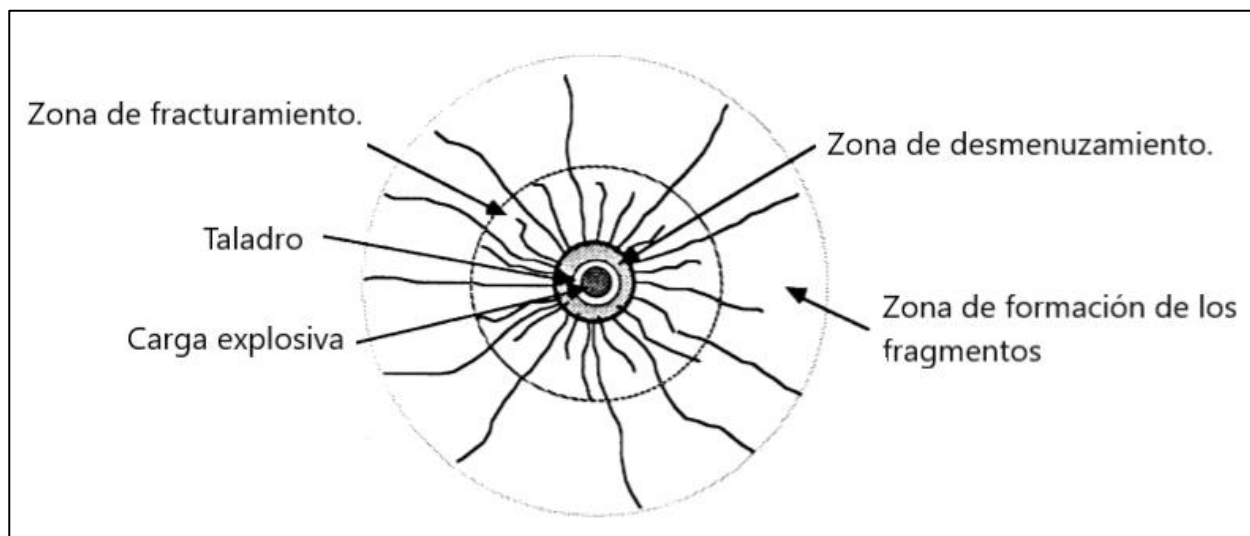


Fuente: Manual de perforación y voladura en mina Yauricocha

2.2.3.3. Voladura de rocas

Para hablar de la voladura de rocas es necesario recordar que después de la detonación del explosivo, todo el taladro con carga explosiva se llena con productos de la detonación principalmente gases a muy alta presión y temperatura. Esta presión se ejerce inmediatamente sobre la pared de taladro de voladura, generando una tensión de compresión radial, que es tan superior a la resistencia de la roca que se forma una zona delgada alrededor del taladro de voladura en el que la roca ha cedido y ha sido ampliamente rota o aplastada por agrietamiento granular, micro fallado, por compresión diferencial de las partículas y la matriz de la roca y otras formas de deformación plástica, por lo que es importante el análisis del mismo para la determinación del burden y espaciamiento que se debe tener en las mallas de perforación y voladura de los frentes de avances.

Figura 2. *Ilustración esquemática de la voladura*



Nota: en la figura se observa los procesos que ocurren en la roca alrededor de un taladro de voladura, que muestra la formación de la zona de desmenuzamiento, la zona de fractura y la zona de formación de fragmentos.

Fuente: Manual de perforación y voladura Yauricocha

En la voladura de rocas, la malla de perforación y la carga explosiva son dos parámetros principales que influyen en los avances por disparo, la fragmentación, las vibraciones del suelo y los costos generales. También son importantes tomar en cuenta el ángulo de rotura; la carga específica; el estrés y la distribución de la energía; la relación de desacoplamiento; el diámetro del taladro; y los factores que influyen en la carga y el espaciado. Los efectos de la distribución de los taladros (malla) y la carga son en la producción y la productividad, el costo del desarrollo, el back break, las vibraciones del suelo y el fallamiento de las rocas.

El avance en las labores lineales, en la mayoría de las veces, está influenciado negativamente por la desviación en la perforación de rocas a menudo causa problemas en la voladura de rocas, Demasiada desviación puede resultar en que la carga final y el espaciado se reducen o aumentan. Si se reducen en gran medida, puede producirse una detonación simpática; si

se incrementan, se producirán rocas. Independientemente de cuál ocurra, la fragmentación será peor. Además, el peor resultado causado por la desviación es que algunos taladros vecinos van juntos, haciendo el aumento de explosivos iniciado simultáneamente en varias ocasiones. En este caso, las vibraciones del suelo serán mucho más altas de lo habitual, y el equipo de ventilación, así como otros equipos cercanos serán destruidos o dañados. Esto ha sucedido en minas subterráneas. La desviación en la perforación de rocas disminuye con el creciente diámetro de los taladros y si la longitud de estos no varía tanto. Por lo tanto, con el fin de reducir la desviación, un taladro de mayor diámetro es una buena opción.

2.2.4. Costos en minería

Abrir una nueva mina o expandir una operación existente puede ser una tarea desafiante y desalentadora. Además de evaluar y analizar las preocupaciones socio ambiental y diseñar el enfoque de la minería y el movimiento de los materiales, la primera pregunta que a menudo se hace es: "¿cuánto nos costará minar?"

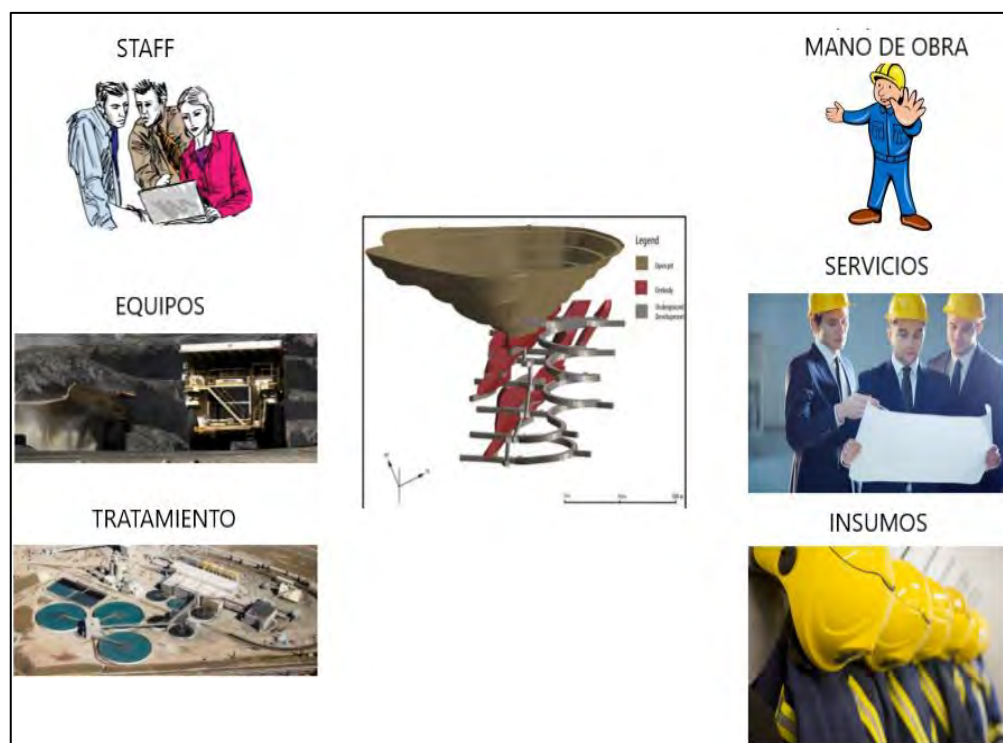
El costo de minado es posible que esto, debe determinarse incluso antes de decidir que hay un proyecto potencial. La estimación de los costos de la mina se puede hacer en muchos niveles.

Al principio, puede ser una simple estimación de que utiliza operaciones similares para comparar. Más tarde se puede decidir utilizar los costos de una mina existente de la misma compañía y comparar los costos con ellos. En las etapas finales se puede completar una estimación detallada de abajo hacia arriba basada en los primeros principios.

Los costos son el resultante de la valoración de los factores de la producción, cuyas magnitudes están relacionadas con la cantidad de producción o servicios obtenida en un periodo de tiempo.

El conocimiento del costo es el referente fundamental para delimitar las posibilidades en la determinación del precio del producto o del servicio. Toda empresa minera, con el conocimiento de sus costos y sus ingresos por ventas pueden ubicar su punto de equilibrio.

Figura 3. Costos típicos en minería



Fuente: Pamela Versay, 2013

El punto de equilibrio, para una empresa contratista de servicios mineros estará dado por la relación siguiente: Ingresos de la cantidad del mineral a entregarse = Costo total de la producción del mineral extraído para el cliente.

El precio es determinado de acuerdo con lo convenido con el cliente, por lo que constituye un referente que la empresa especializada debe considerar en su presupuesto operativo. Los ingresos son una función del estudio de la variabilidad de los costos permite su aplicación en el análisis y planificación de las utilidades, particularizando la contribución marginal y el punto de

equilibrio. El análisis de la contribución marginal se debe utilizar para determinar el efecto sobre las utilidades por cambios en:

- Precios de venta.
- Cantidades vendidas.
- Costos fijos y los costos variables.

El análisis y el comportamiento de estas relaciones, les permite a las empresas pronosticar sus costos y formular sus políticas de control, planear sus utilidades y adoptar las decisiones administrativas correspondientes. El análisis de la relación costo – volumen – utilidades conduce a la formulación del presupuesto de los factores de producción variable y a la planeación del control.

El análisis de la planeación incluye a los costos, volúmenes y precios. Los costos no siempre se enmarcan en las categorías puras de costos totalmente variables o fijos. Los costos fijos pueden aceptarse como tales para periodos limitados.

En el corto plazo, durante el avance de la producción se puede presentar aumentos en los costos que no fueron previstos en el horizonte de planeamiento, tanto en el aprovisionamiento de materiales, como en el costo de servicios.

A largo plazo, todos los costos, incluyendo a los costos fijos se manifiestan como costos variables. Algunos costos identificados como costos variables difieren de un comportamiento lineal, debido a que se relacionan de diferente manera con los niveles variables de producción.

2.2.4.1. Costos operativos

“El costo operativo de una empresa incluye todos los gastos relacionados con el funcionamiento de una organización, tales como materiales, salarios de los empleados, impuestos

comerciales, logística, entre otras necesidades diversas. Controlar estos costos permite tener un negocio rentable. (<https://maplink.global/blog/es/cual-es-costo-operativo/>).

Los costos operativos son los gastos continuos incurridos en el día a día normal de administrar un negocio.

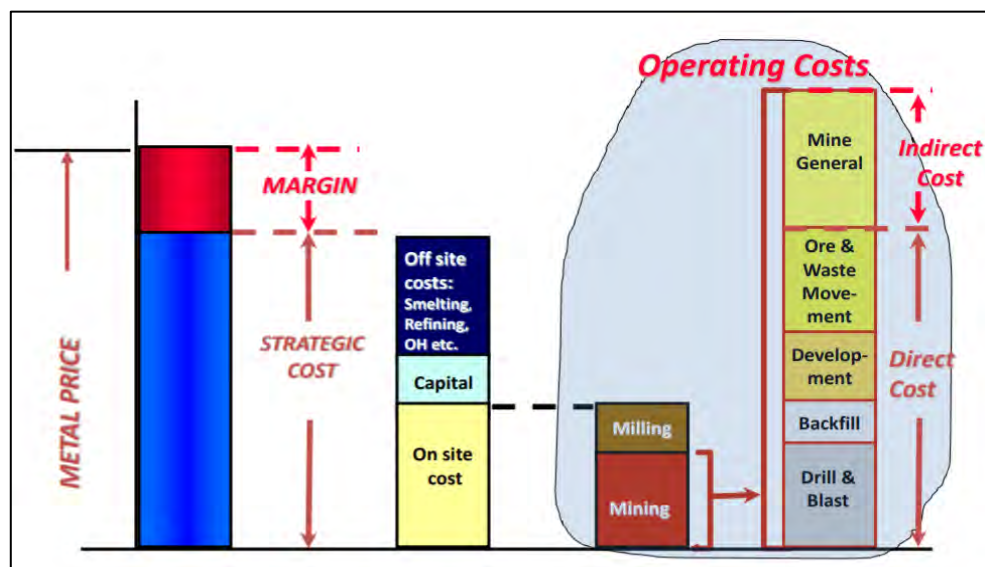
Los costos operativos incluyen tanto los costos de los bienes vendidos (COGS) como otros gastos operativos, a menudo llamados gastos de venta, generales y administrativos (SG&A).

Los costos operativos comunes además de COGS pueden incluir alquiler, equipo, costos de inventario, comercialización, nómina, seguros y fondos asignados para investigación y desarrollo.

Los costos operativos se pueden encontrar y analizar mirando el estado de resultados de una empresa.

Dentro de estos costos se considera los costos fijos y los costos variables.

Figura 4. Costos operativos.



Fuente: Pamela Versay, 2013

2.2.4.2. Costos fijos (indirectos)

Los costes fijos (CF) son aquellos que una empresa tiene que asumir siempre, ya sea que produzca mucho o poco. Al ser obligatoriamente necesarios para llevar a cabo la actividad principal, no pueden considerarse como gastos. A modo de ejemplo, tenemos el alquiler del local o de la maquinaria. Como maquinaria podemos designar a los ordenadores, no hace falta que pensemos en una gran planta industrial con grandes fábricas. (<https://www.mba-asturias.com/empresas/diferencias-costes-fijos-y-variables/>).

Un costo fijo es un gasto que no cambia cuando los volúmenes de ventas o producción aumentan o disminuyen. Los costos fijos son los gastos en los que incurre una empresa que no cambian con la cantidad de bienes producidos o servicios prestados. Estos costos no están directamente asociados con la fabricación de un producto o la entrega de un servicio. En consecuencia, los costos fijos se consideran costos indirectos, como los costos semivariables, y generalmente se enumerarán como gastos operativos en el estado de resultados de una empresa.

Los costos fijos no pueden cambiar y están basados en la actividad. En minería por ejemplo tenemos los impuestos, gastos administrativos, mano de obra, etc.

2.2.4.3. Costos variables

Por otro lado, los costes variables (CV) son aquellos que dependen de la cantidad producida. Un ejemplo es la materia prima. Si nuestro producto son camisetas, cuanto más produzcamos, más tela necesitaremos. Si reducimos la producción, requeriremos de menos tela y nuestros costes variables disminuirán. (<https://www.mba-asturias.com/empresas/diferencias-costes-fijos-y-variables/>).

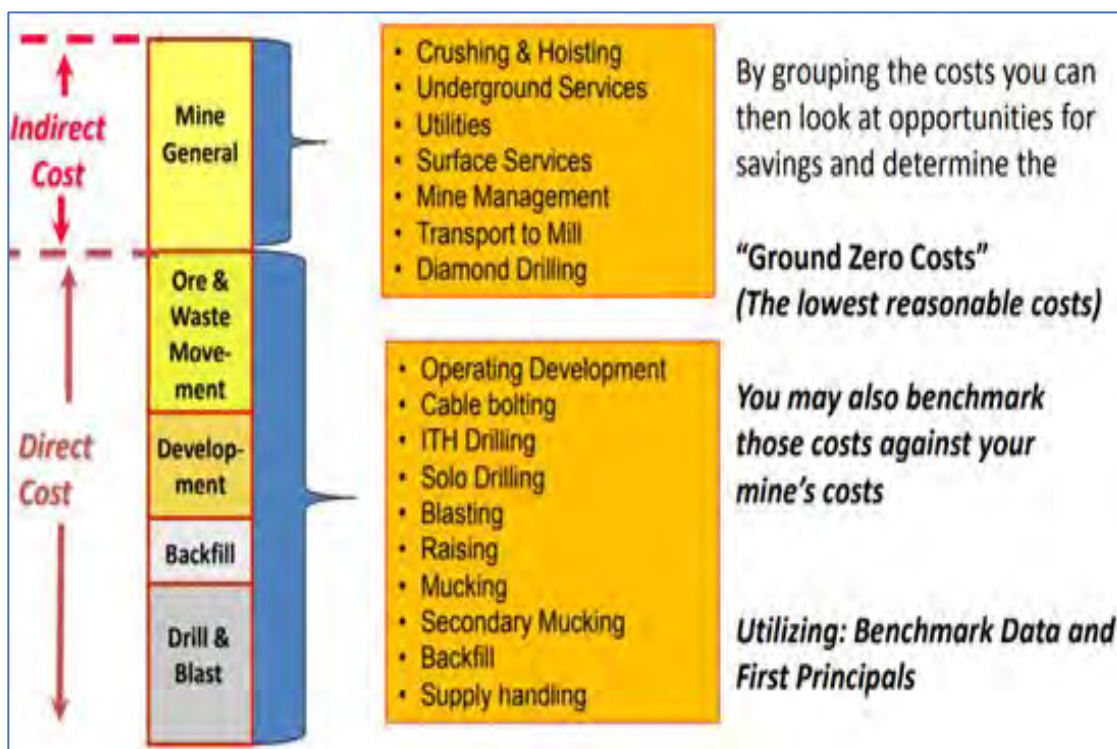
En minería podemos tener como ejemplos perforación, voladura, limpieza, carguío, transporte, etc.

2.2.4.4. Costos combinados

La mayoría de los costos en la minería es la combinación de ambos costos, es decir los costos fijos y los costos variables.

Los costos combinados pueden ser modificados y la cantidad de producción del tonelaje de mineral puede influir en ello porque en la determinación de estos a los costos fijos.

Figura 5. *Costos directos y costos indirectos en minería.*



Fuente: Propio

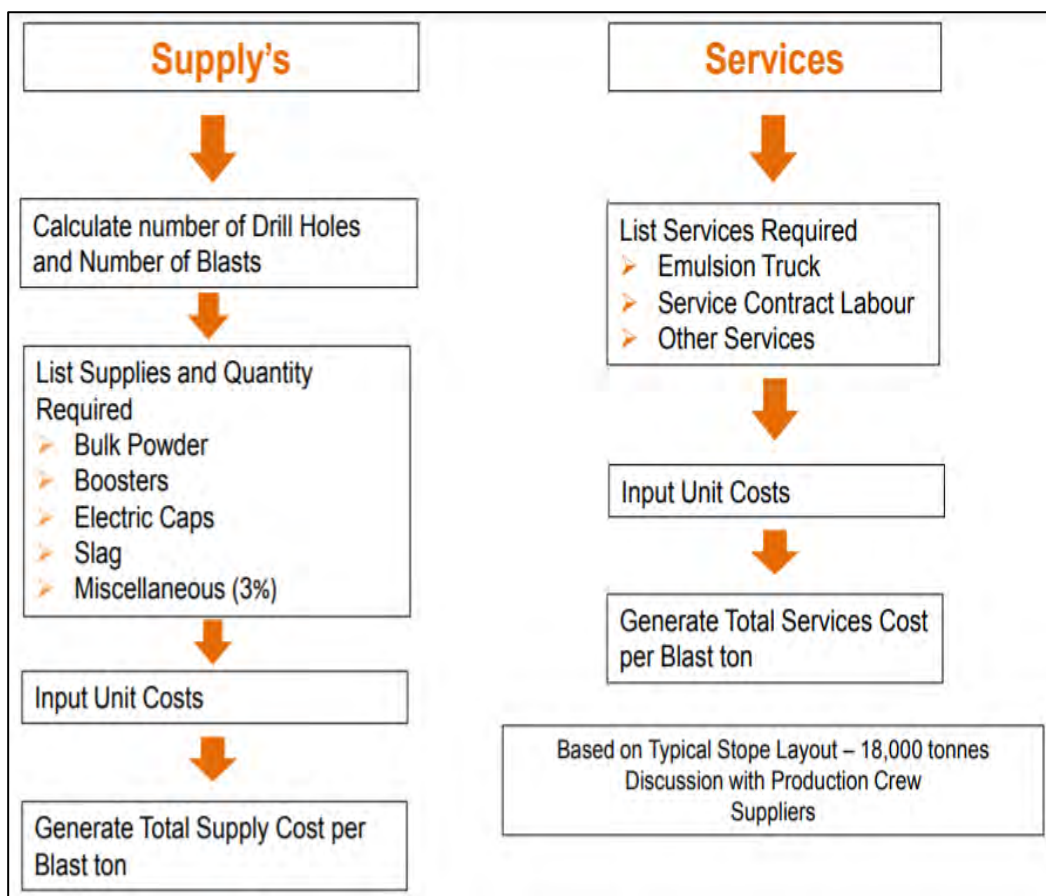
Para tener un enfoque exitoso se debe tener en cuenta a los siguientes:

- Mejorar las actividades operacionales.
- Disminuir los desperdicios.
- Incrementar el volumen de producción.
- Enfocar las salidas (outputs) y no los ingresos inputs).

2.2.4.5. Costos en perforación y voladura

Dos de las operaciones unitarias trascendentales en la explotación de las minas sean de carácter subterránea o superficial son las actividades de la perforación y la voladura de las masas rocosas, en ellas se tienen en cuenta los costos de los insumos y los servicios tal como se puede mostrar en la figura siguiente:

Figura 6. *Costos en perforación y voladura de rocas.*



Fuente: Propio

2.2.5. Método Ishikawa

El diagrama de Ishikawa, también llamado diagrama de espina de pescado es una herramienta utilizada para identificar problemas en un sistema. Muestra cómo se relacionan las causas y los efectos y ayuda a analizar lo que va mal en los sistemas, procesos y productos. El

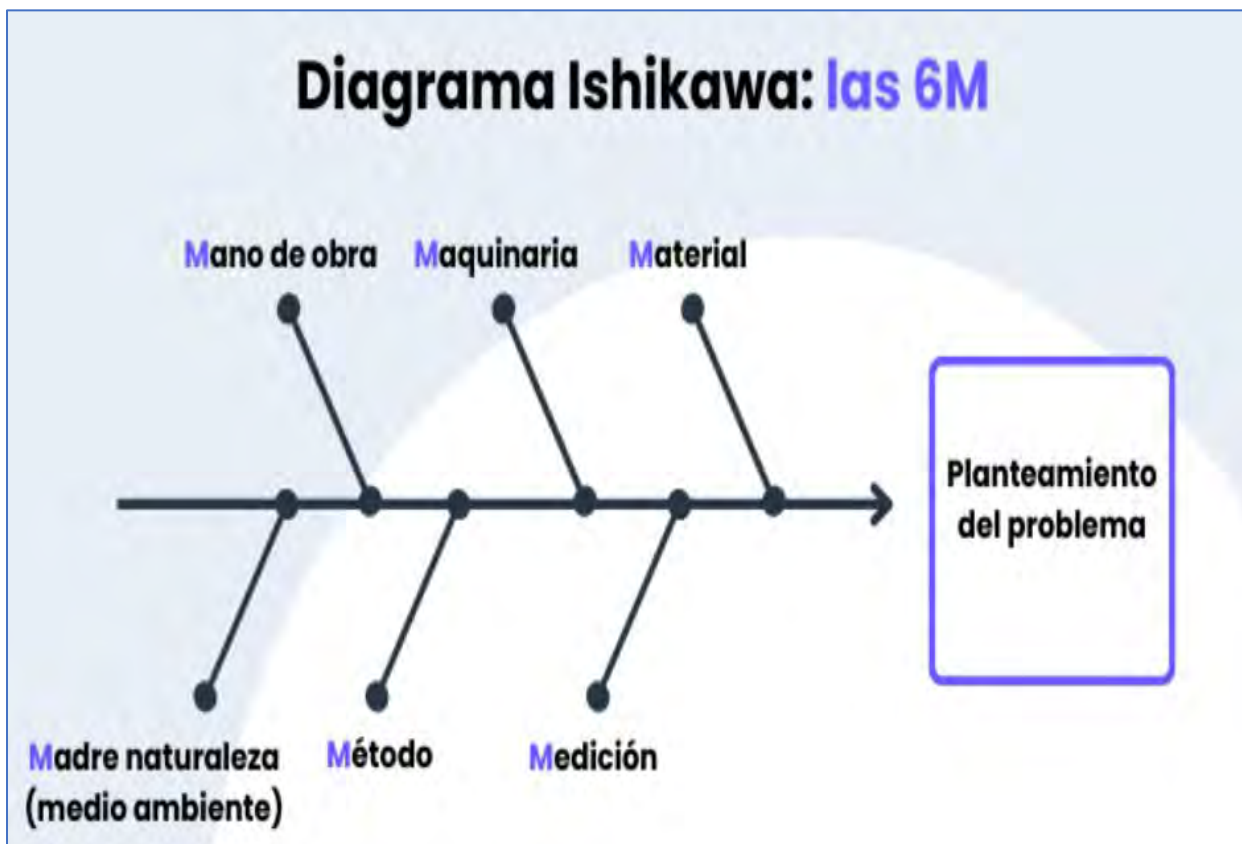
nombre proviene del ingeniero japonés Kaoru Ishikawa, que desarrolló el método en la década de 1960.

Con el diagrama Ishikawa o diagrama de pescado, los ingenieros pueden comprender mejor los defectos del proceso de fabricación.

Los diagramas Ishikawa pueden ser útiles en cualquier situación en la que sea necesario analizar problemas complejos o identificar las causas de los problemas en un sistema. Los equipos suelen utilizarlos en la fabricación, el marketing, el desarrollo de productos y otros campos que implican trabajar con personas, procesos y procedimientos. A continuación veremos las ventajas y desventajas del diagrama de Ishikawa. Algunas situaciones comunes en las que los diagramas Ishikawa pueden ser útiles son:

- Al identificar las causas de un problema
- Cuando se trata de una lluvia de ideas para solucionar un problema
- Al desarrollar o mejorar un proceso
- Al analizar los datos de las encuestas, etc.

Figura 7. Diagrama de Ishikawa.



Fuente: Pagina web safetyculture

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

Avances: El avance por disparo es la longitud del frente de una labor lineal rota cada vez que se realiza una voladura, generalmente en cada guardia en las minas nacionales.

Costo: “El costo es el desembolso económico que se realiza para la producción de algún bien o la oferta de algún servicio.” (<https://concepto.de/costo/#ixzz72dM59qQb>).

Costos fijos: Los costos fijos (CF) son aquellos costos que una empresa tiene que incurrir de manera permanente, no depende de la producción.

Costos variables: Los costos variables (CV) son aquellos que dependen de la cantidad de productos producidos por una empresa u organización.

Disparo: Es la voladura individual de un grupo de taladros que pueden ser realizados en minería subterránea, así como en la minería superficial y en obras civiles.

Perforación: “La perforación es la operación que se realiza con la finalidad de abrir huecos en el macizo rocoso, con una distribución y geometría adecuada, en donde se alojarán cargas.

explosivas” (Sonami. (2016). Perforación y tronadura. <https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2016/03/6.perforacion-y-tronadura.pdf>).

Sublevel caving: Método de explotación masivo usado en la minería subterránea que tiene como principio al flujo del mineral debido a la gravedad y al peso del mineral fragmentado.

Voladura: “La voladura es la operación que tiene por finalidad el arranque del mineral desde el macizo rocoso, aprovechando de la mejor manera posible la energía liberada por el explosivo colocado en los tiros realizados en la etapa de perforación” (Sonami. (2016). Perforación y tronadura.

<https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2016/03/6.perforacion-y-tronadura.pdf>)

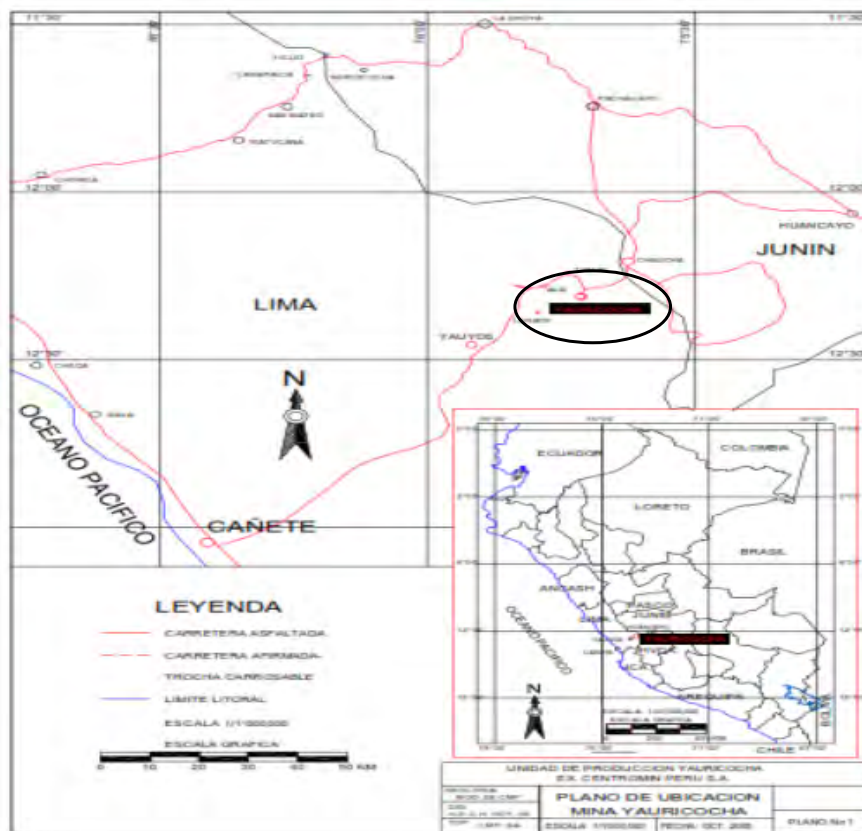
CAPÍTULO III

DESCRIPCION DE LA MINA YAURICOCHA

3.1 UBICACIÓN

La mina Yauricocha, está localizada en el distrito de Alis, provincia de Yauyos, departamento de Lima. El área de la mina se encuentra a una altura promedio de 4 600 m.s.n.m. en un amplio valle en U de origen glacial, con dirección E - NE.

Figura 8. *Ubicación de Mina Yauricocha.*

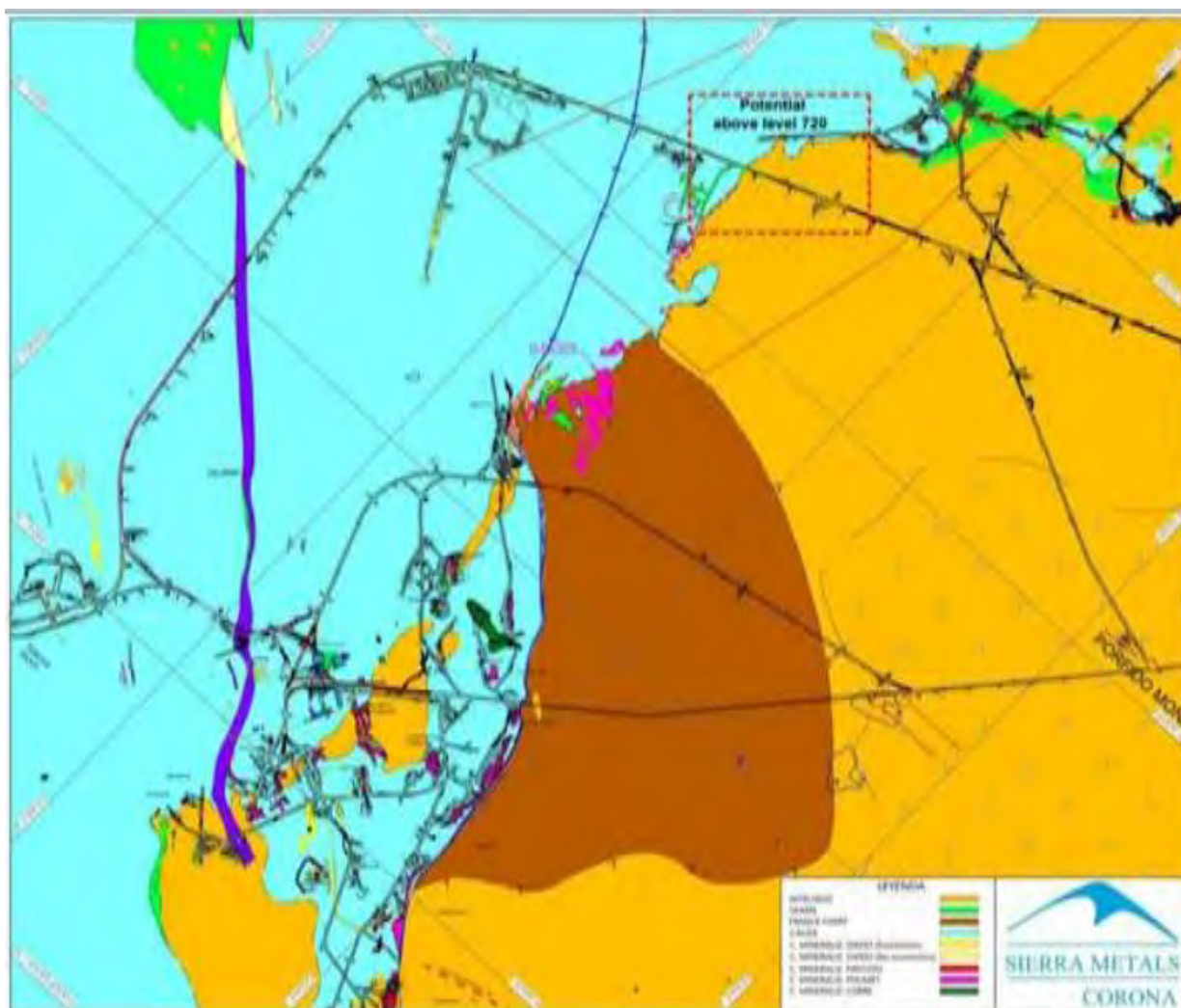


Nota: *Obtenido de la base de Datos de Gerencia de Operaciones de Minera Yauricocha*

3.2 Geología regional












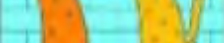


En Yauricocha se encuentra múltiples depósitos de reemplazo de carbonatos; por lo menos un Skarn y algunas expresiones de vetas de metales epitermales. La mayor parte de la estratigrafía en Perú se encuentra espacial y genéticamente relacionada con la evolución tectónica de la cordillera de los Andes. Los depósitos de mineral del Distrito Yauricocha están relacionados al stock de Yauricocha, una intrusión de la época del Mioceno de composición granodiorítica a cuarzo monzonítica.

Figura 9. Plano geológico de mina Yauricocha.



Fuente: Departamento de Geología Minera Yauricocha.

Figura 10. Columna de la estratigrafía regional en Yauricocha.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOLÓGICA	COLUMNA	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	PLEISTOCENO	DEPOSITOS GLACIALES		MORRENAS
			FORMACION TANTARA		DERRAMES DE ANDESITA Y RIODACITA
	PALEOGENO	EOCENO			INTRUSIVO
		PALEOCENO			SUBVOLCANICO
MESOZOICO	CRETACEO	SUPERIOR	FORMACION CASAPALCA		ARENISCAS Y CONGLOMERADOS
					LUTITAS Y LIMOLITAS
			FORMACION CELENDIN		LUTITAS Y CALIZAS
			FORMACION JIMASHA		CALIZAS
		INFERIOR			CALIZAS Y DOLOMITAS
			FORMACION PARIATAMBO		DOLOMITAS
			FORMACION CHULEC-PARIHUANCA		ARCILLAS CALCÁREAS
			FORMACION CARHUAZ		LIMONITAS Y ARENISCAS
			FORMACION SANTA		DOLOMITAS ARENOSAS
			FORMACION OYÓN - CHIMU		ARENISCAS Y LIMONITAS

Fuente: Departamento de Geología Minera Yauricocha.

3.3 Geología económica

3.3.1 Mineralización

La mineralización presente en el depósito mineral de Yauricocha está formada principalmente por pirita, cuarzo, enargita, chalcopirita, bornita, covelita en el núcleo y parte central de los cuerpos; y masas sueltas de pirita friable, galena, esfalerita junto con algo de chalcopirita en una ganga de calizas, arcilla y cuarzo en la periferia. Asimismo, la presencia de Au nativo se halla asociado a dichos sulfuros.

3.3.2 Principales Sulfuros

Pirita: Generalmente de textura friable a porosa y masiva distinguiéndose hasta 5 tipos que representan 5 estados diferentes de formación.

Marcasita: Se han distinguido hasta tres tipos de marcasita y se encuentran asociadas a chalcopirita, galena y esfalerita.

Enargita: Es el principal mineral de cobre, se encuentra en fragmentos irregulares y en masas grandes junto con cuarzo y pirita.

Chalcopirita: Después de la enargita, la chalcopirita es el mineral de cobre más abundante. Se encuentra remplazando fragmentos de caliza brechada, junto al cuarzo friable y pirita, o rellenando pequeñas cavidades, está asociada a oro nativo y electrum, hay un incremento de este mineral en los niveles bajos.

3.3.3 Minerales de Ganga

Cuarzo: Es el mineral de mayor abundancia en los cuerpos mineralizados.

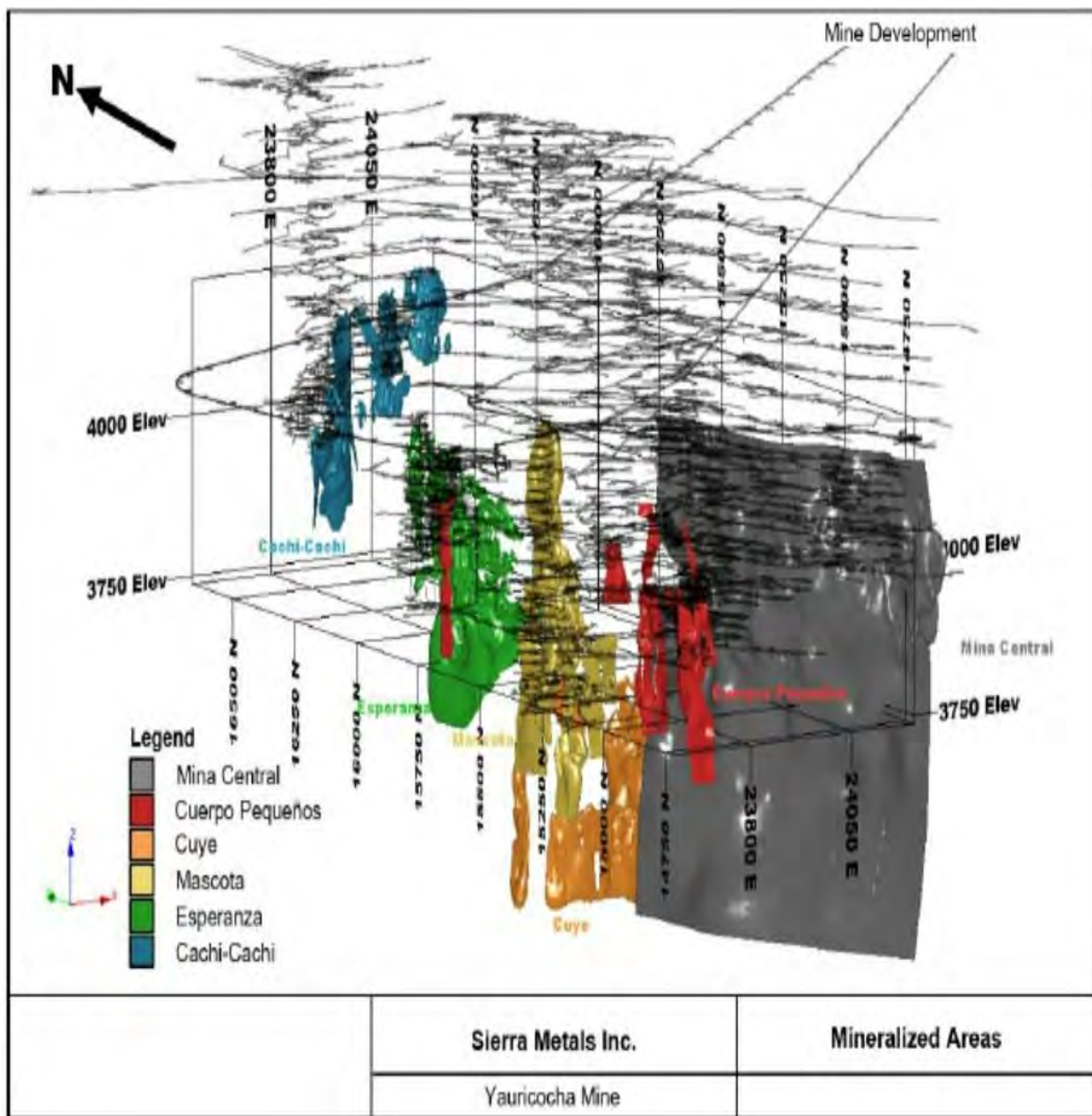
Especularita y Siderita: Se encuentra asociado en la caliza y vetas en intrusivo.

Calcita: Se encuentra en vetillas asociado con cuarzo y esfalerita

Fluorita: Depositada contemporáneamente con la galena y esfalerita dentro de los cuerpos de plomo - zinc.

Baritina: Se le encuentra en la periferia de los cuerpos de plomo-zinc emplazadas en la zona de menor temperatura.

Figura 11. Áreas mineralizadas mina Yauricocha.



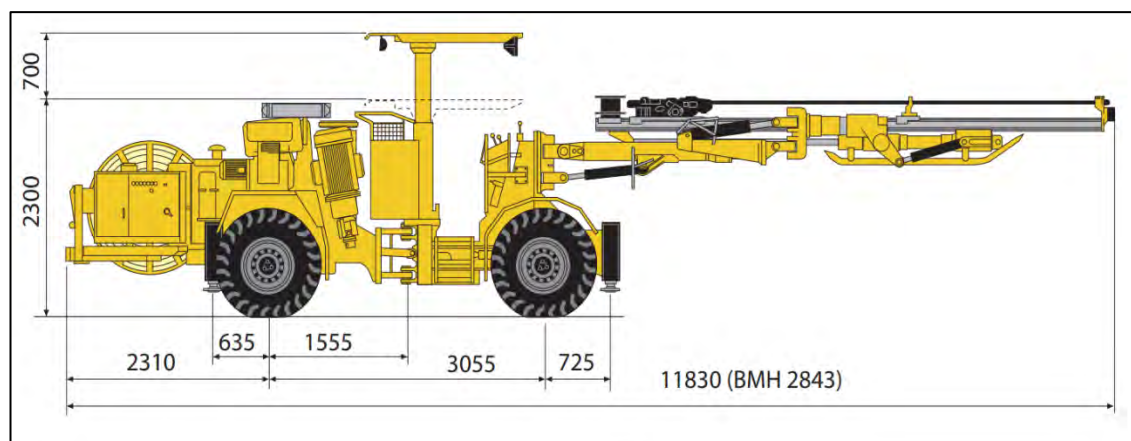
Fuente: Departamento de Geología Minera Yauricocha.

3.4 Operación mina

La perforación de las labores se realiza con equipo mecanizado para ellos se debe tener en cuenta las condiciones siguientes:

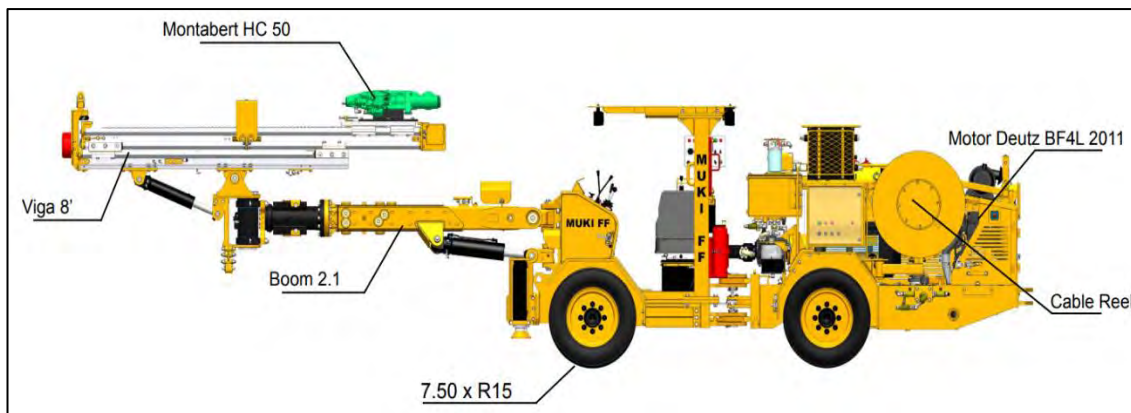
- Sea con Jumbo Frontonero (Boomer, Rhino, Quasar y Muki), Jumbo de taladros largos (Little Hammer, colibrí, RDH y Raptor), jumbo empernador (hammer bolt) se deberá contar con tablero eléctrico con puesta a tierra con una tensión de 440V.
- Se cumplirá con el diseño de las mallas de perforación definida y asignada para cada labor, determinadas por la dureza de la roca y sección de las labores en los diferentes casos como Perforación en Frentes y Tajos (Breasting, Realce y Taladros Largos).
- Se debe contar con guantes y botas dieléctricos (1KV) para manipuleo de cables y probador eléctrico (100V – 500V).
- Presión mínima de agua 4 Bar y máximo 10 Bar.
- En la perforación del arranque se usará guidores de perforación para el paralelismo de los taladros (4).
- Uso de 4 guidores de aluminio y/o madera.
- Al perforar los taladros que delimitan la excavación (voladura controlada): techo y hastiales deben hacerlo en forma paralela a la gradiente de la galería, subnivel, chimenea, cámara y otras labores.

Figura 12. *Máquina perforadora Boomer.*



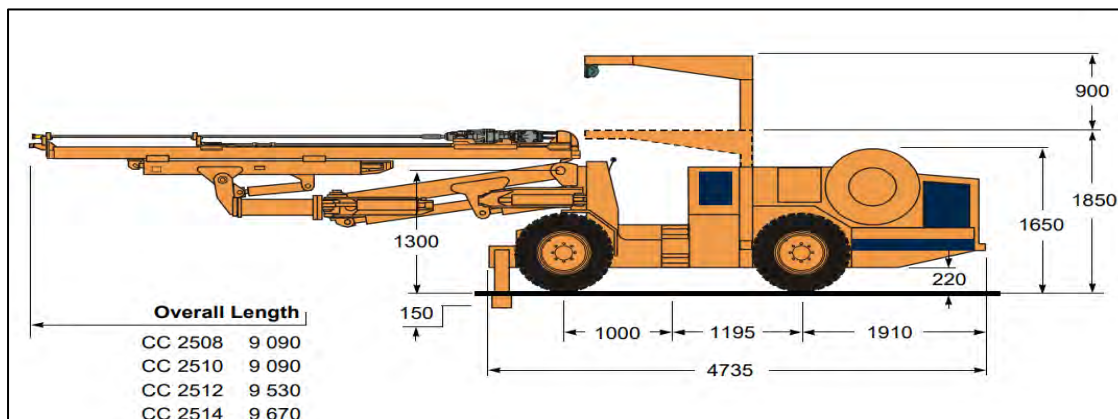
Fuente: Pagina web – Epiroc

Figura 13. Máquina perforadora Muki.



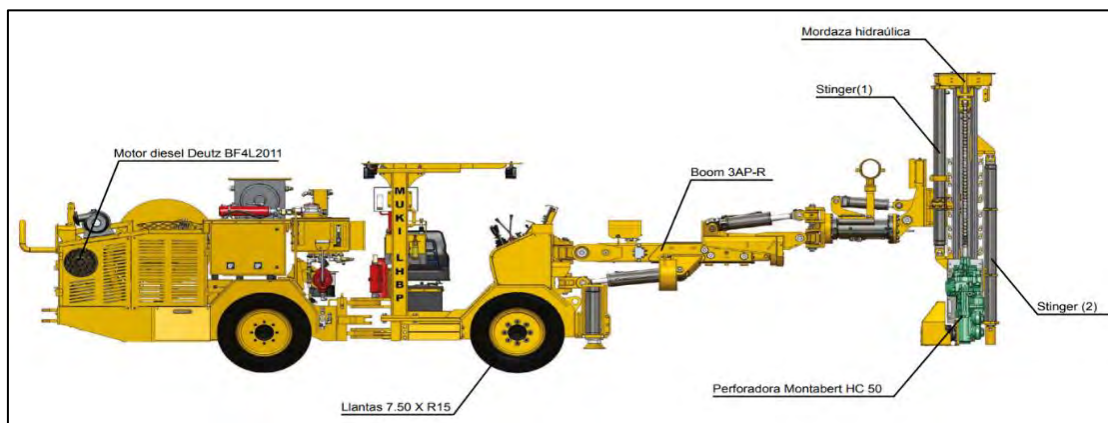
Fuente: Pagina web – Resemin

Figura 14. Máquina perforadora Quasar.



Fuente: Pagina web – Sandvik

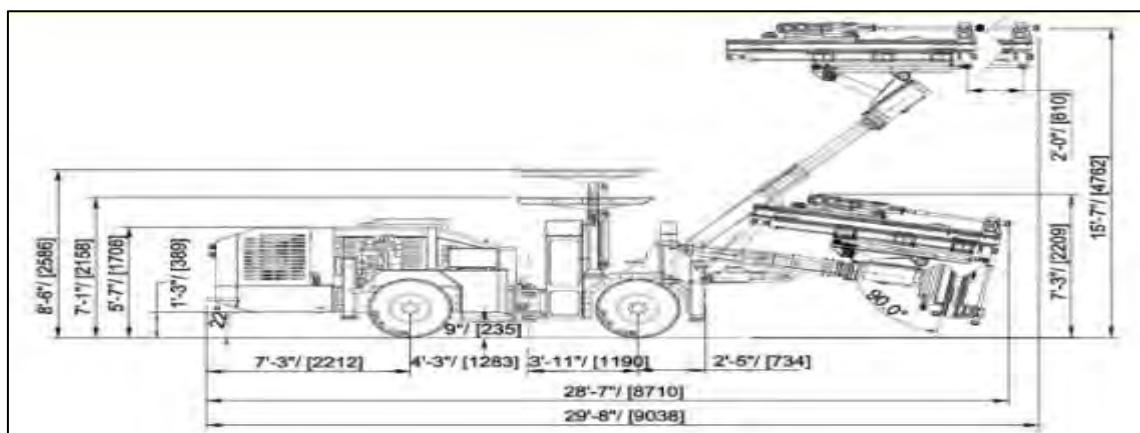
Figura 15. Máquina perforadora Muki Raptor.



Fuente: Pagina web – Resemin

- Perforación con jumbo electrohidraulico hammer / rdh / mini raptor de acuerdo con el diseño de malla de perforación.

Figura 16. Máquina perforadora RDH.



Fuente: Propia

- Se usarán tubos de PVC de 2"Ø en toda la longitud del taladro. Se usará Barras R-38 de 38 mm, de 1.20 m. Diámetro de la broca de producción 64 mm Ø. Diámetro del taladro de Rimado 4" y 5" Ø. Presión mínima de agua 4 Bar.
- Perforación con jumbo empernador hammer bolt de acuerdo con el diseño de la malla de sostenimiento.
- Asimismo, utilizara brocas de 36 mm para instalación de pernos helicoidales. Falta Split set.

3.5 Método de explotación

La explotación de la Mina Yauricocha se realiza por diferentes métodos, siendo el más usado el Sub Level Caving. El Sublevel Caving es un método basado en la utilización del flujo de gravedad del mineral derrumbado.

El método Sub Level Caving nació originalmente como un método aplicable a roca incompetente que colapsaba inmediatamente después de retirar la fortificación. Se construían galerías fuertemente sostenidas a través del cuerpo mineralizado, se retiraba la fortificación y el

mineral hundía espontáneamente para luego ser transportado fuera de la mina. Cuando la dilución llegaba a un punto excesivo, se retiraba otra corrida de fortificación y se repetía el proceso. Este método tenía alta dilución y poca recuperación, pero fue el único aplicable a ese tipo de roca en esos tiempos dada la tecnología involucrada.

En épocas recientes, el método ha sido adaptado a roca de mayor competencia que requiere perforación y voladura. Evidentemente dejó de tratarse de un método de hundimiento en referencia al mineral, pero el nombre original ha perdurado.

El SLC por su propia naturaleza implica la realización de evaluaciones y mejoras constantes. Como parte del proceso de mejora continua en la optimización de recuperación de mineral de los tajeos con la aplicación del método de explotación SLC se analiza bajo parámetros geomecánicos el comportamiento tensión - deformación del cuerpo Esperanza, tomando el diseño original de planeamiento por ventanas de secciones 3.5 x 3.5 y altura de slot de 12,5 m, así mismo se analizó el factor de seguridad (FoS) para determinar las mejores alternativas de sostenimiento.

Ventajas

- a) Es un método de explotación de bajo costo – 5.92 a 8.5 US\$/t.
- b) El método puede ser aplicado en roca "de roca buena a muy mala" RMR 12 - 40
- c) Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- d) Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las galerías debidamente fortificadas y nunca en caserones abiertos.
- e) Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- f) Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.

- g) Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- h) El método es aplicable a recuperación de pilares en faenas ya explotadas.
- i) La estandarización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de Se puede llevar la perforación adelantada lo que da holgura en caso de imprevistos.
- j) Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además, permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.

Desventajas

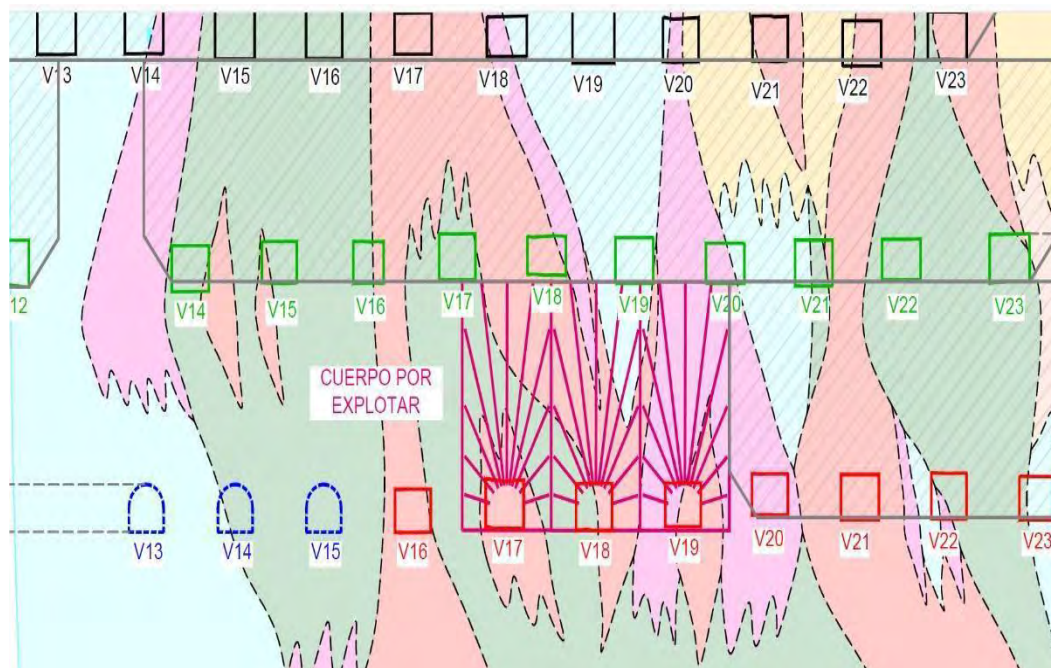
- a) Se debe admitir un cierto grado de dilución del mineral.
- b) Se debe implementar un control de producción acucioso.
- c) Existen pérdidas de mineral; al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- d) El método requiere un alto grado de desarrollos.
- e) Al generarse el hundimiento, se produce subsidencia, con destrucción de la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas de ventilación y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo.

Procedimiento

- a) Para inicio del secuencia miento de los trabajos en esperanza se pondrá en conocimiento y todo el alcance.
- b) Señalizar el área donde se realizará los trabajos programados.
- c) Reportar los trabajos a realizar al inicio de guardia correspondiente a la supervisión.
- d) Verificar que se cuenta con los materiales, equipos y personal necesarios.
- e) Planos de proyecto actualizado, plano de proyecto, cuaderno geo mecánico, plano geo mecánico y el estándar mínimo de la labor.

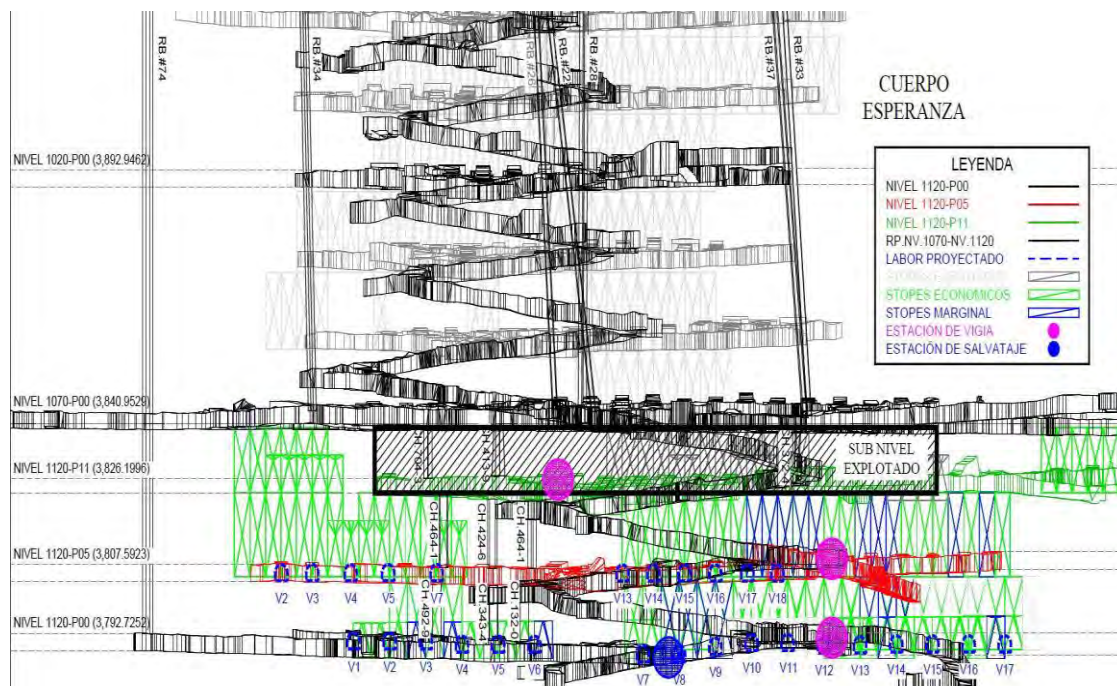
Se realizará el seguimiento diario a los trabajos planificados de acuerdo a las necesidades de la operación.

Figura 17. *Secuencia de la explotación con sub level caving en Yauricocha.*



Fuente: Sociedad Minera Corona

Figura 18. Niveles de Explotación en sub level caving en Yauricocha.



Fuente: Sociedad Minera Corona

Figura 19. Secuencia de la preparación con sub level caving en Yauricocha.

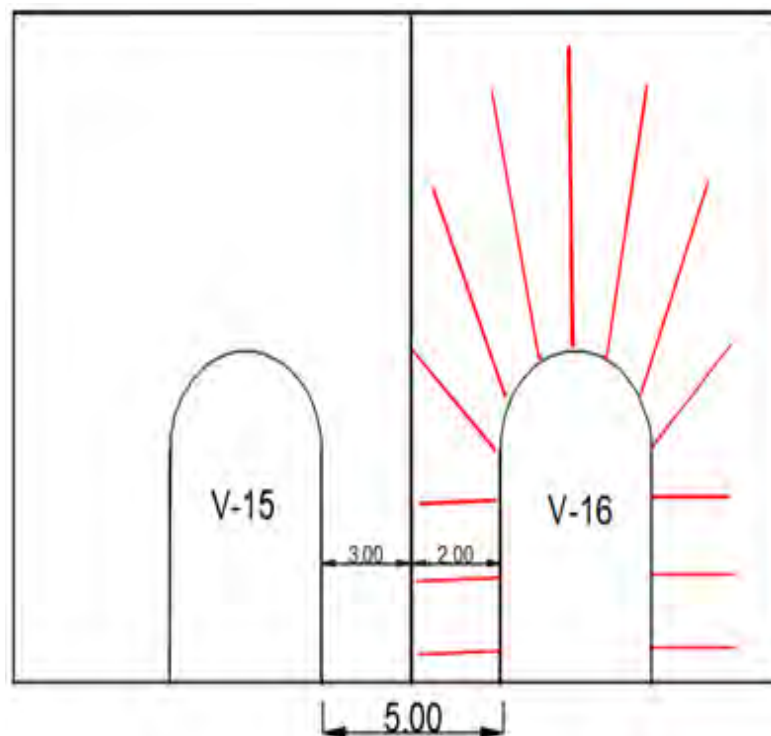


Fuente: Sociedad Minera Corona

3.6. Explotación en retirada (ejemplo)

La preparación de la ventana 16 tiene un avance de 17 metros y se está haciendo ciclo con cimbra en mineral con un avance promedio de 1 metro por guardia. La explotación de la ventana 17 comenzará perforando bolsillos del lado izquierdo sólo dos metros de profundidad y taladros de producción con una inclinación máxima de 70° hacia el lado izquierdo para no desestabilizar la preparación de la V-16 de esta manera se garantizará la estabilidad de la ventana 16 debido a que se deja un pilar de 3 m. Para la explotación se necesario poner en conocimiento las reglas básicas de seguridad y el trabajo que se ejecutará para el minado y preparación del tajo con la finalidad de evitar desviaciones innecesarias y seguir una secuencia de trabajo en coordinación con todas las áreas involucradas.

Figura 20. Preparación y perforación de ventanas para el sublevel caving.



Fuente: Propia

3.6.1. Responsabilidades en la explotación con sub level caving

Jefe de Guardia:

Dar a conocer el presente plan de minado del tajo 6950 esperanza Nv. 1070 piso 05:

1. Supervisores y al personal implicado en la zona de trabajo.
2. Verificar el cumplimiento y llenado correcto de las herramientas de gestión de seguridad.
3. Revisar la zona de la excavación en campo cada guardia.
4. Colocar letreros “**Hombres Trabajando**” y delimitar las zonas de ingreso inseguras.
5. Proporcionar todo los materiales y traslado de estos.

Del Supervisor:

1. Cumplir con lo establecido en el plan de trabajo para cruzar el tajo 6950 Esperanza, Nv. 1070 Piso 05.
2. Se dará una charla de seguridad (Registro de Asistencia) a todo el personal implicado.
3. Inspeccionar en campo los trabajos con el personal.
4. Dar la orden de trabajo y de todas las herramientas de gestión.
5. Supervisión constante en los trabajos asignados.
6. Proporcionar las herramientas y materiales.
7. Proporcionar equipo para el traslado de materiales.

Jefe/Ing. de seguridad:

1. Auditar el cumplimiento del presente en la ejecución del plan para de minado y preparación del tajo 6950 esperanza Nv 1070 Piso 05, así como la aplicación de los controles establecidos y desarrollo de las herramientas de gestión (check list diversos, orden de trabajo, PETS, PETAR).
2. El personal que realizará el trabajo será evidenciado en la distribución de personal de la labor.

3.7. Sostenimiento

Cuando se realiza el sostenimiento con cimbras en un macizo rocoso de calidad IVA y IVB, en labores de sección de 3.5 m x 3.5m, se sostiene con Cimbras H-6. Se debe tener en consideración las actividades siguientes:

- Desde el inicio del tramo de las cimbras que están chocadas por equipos, se libera e inicia con orden y limpieza, se elimina rocas sueltas, madera deteriorada en avanzada. En caso si condición inestable en la corona se lanzará shotcrete antes de reforzar las cimbras.
- Inspeccionar en forma diaria los accesos, y asegurar que estén colocadas los bloqueos, todas las herramientas para desate y sostenimiento en avanzada.
- Realizar en avanzada el aseguramiento de las Cimbras + enfierrado para el arco de concreto de alta resistencia. Una vez tejido o colocado el esqueleto del arco de concreto, se lanzará shotcrete de alta resistencia completamente embebido al arco y cimbra, esta misma secuencia se seguirá hasta terminar en reparar las 10 cimbras.
- Una vez culminada el sostenimiento se procederá a colocar alcayatas para instalar cable de energía eléctrico y soportes para tubería de aire.
- Cualquier cambio o condición del macizo rocoso, se paralizará y se hará un nuevo plan de trabajo.
- Supervisión diaria por parte de los responsables de seguridad, Planeamiento, Operación Mina y Geomecanica.
- Para la rehabilitación se utilizará cumpliendo con el PETAR en forma diaria y guardia - guardia.

Figura 21. Sostenimiento con cimbras.

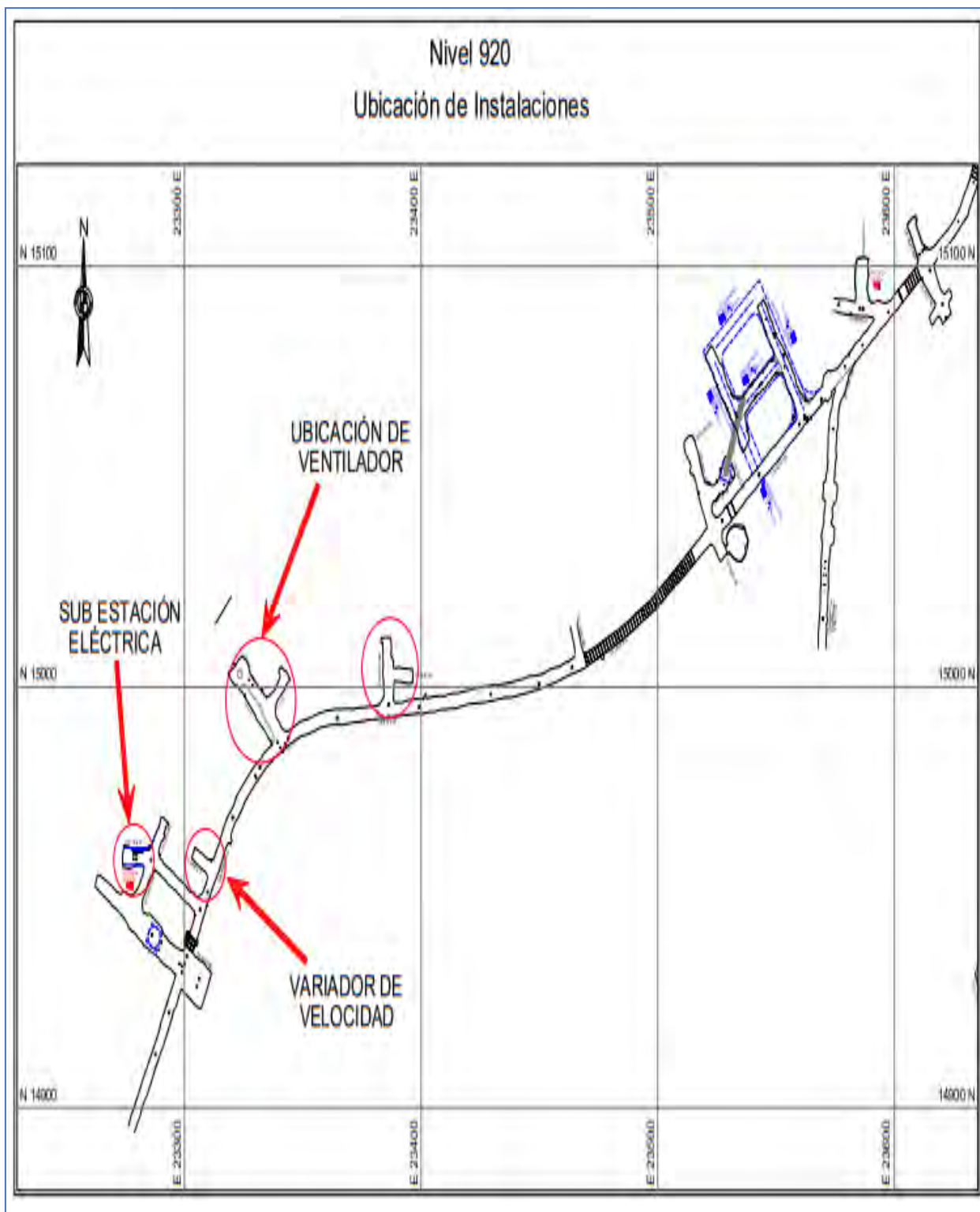


Fuente: Propia

3.8. Ventilación

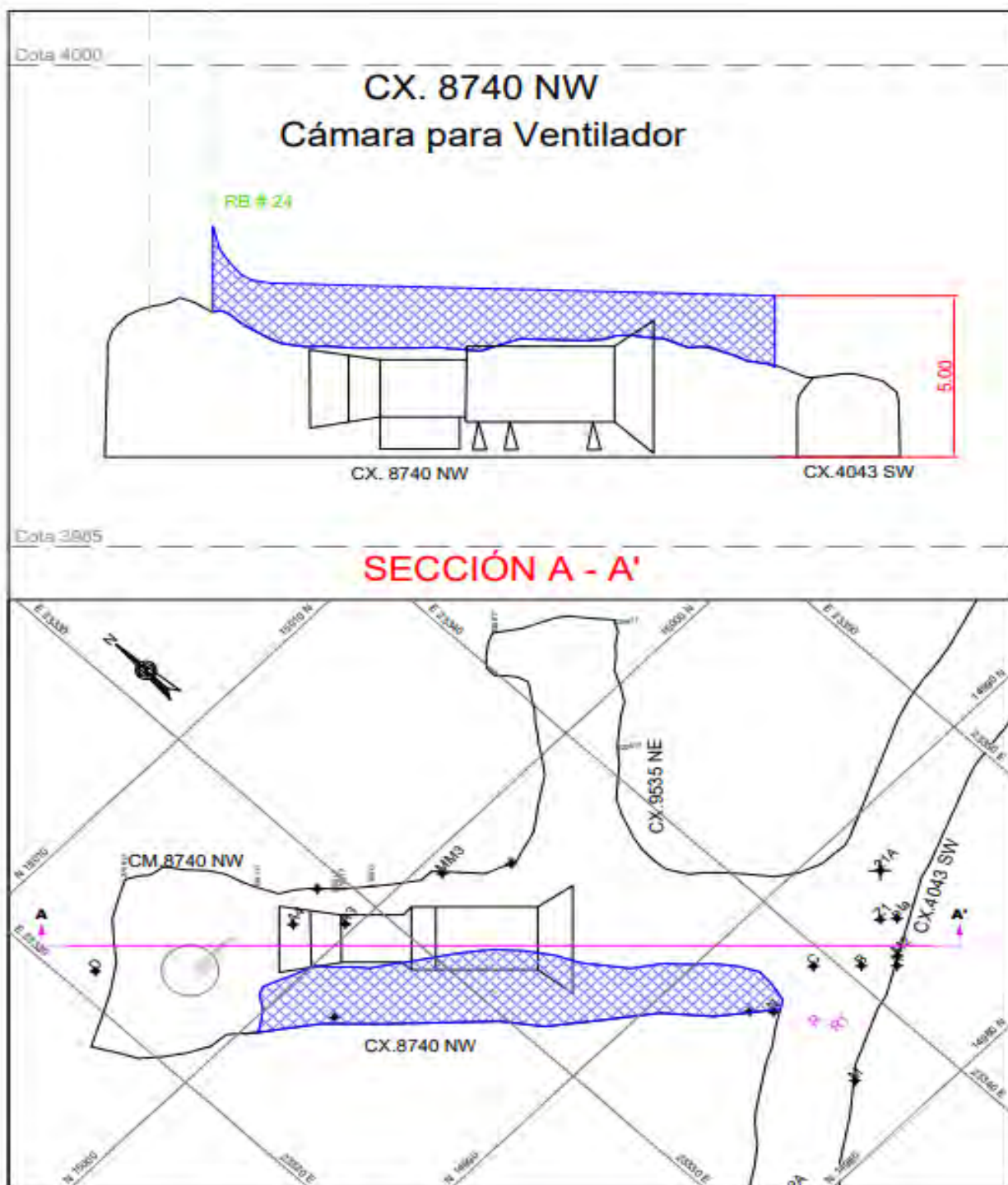
La ventilación en la mina Yauricocha se realiza mediante ventiladores mecánicos de diferentes características y que son instaladas en diferentes zonas tal como se muestra en la figura posterior.

Figura 22. Ubicación de la instalación de ventiladores.



Fuente: Propia

Figura 23. Cámara para ventilador.



Fuente: Propia

CAPÍTULO IV
MEJORA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LAS LABORES
MINERAS

4.1 Análisis causa-efecto de avance lineal

Para el logro de mejorar el deficiente avance lineal se ha realizado el análisis de la relación causa – efecto, lo cual ha permitido identificar las causas principales, entre ellos tenemos:

- Mala calidad del terreno.
- No uso de voladura controlada.
- Excesiva cantidad de taladros con distribución inadecuada.
- No uso de voladura controlada.
- Uso de explosivos enérgicos en el techo de la labor.

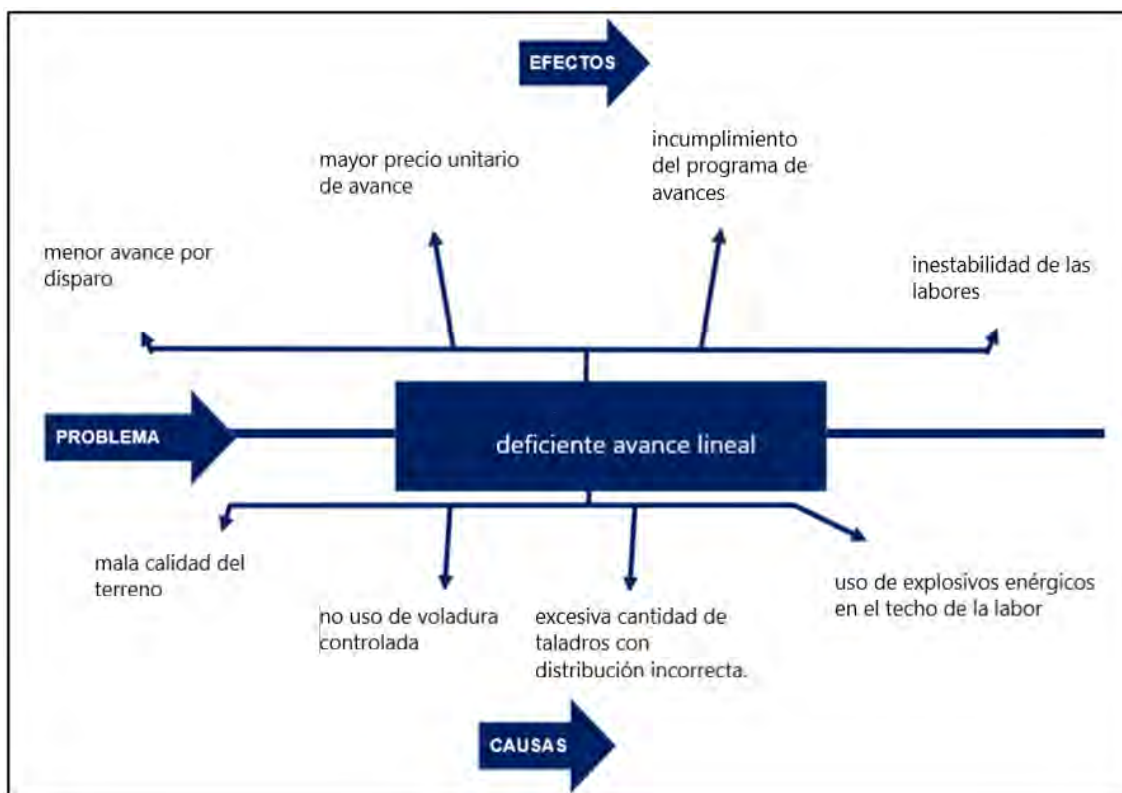
Entre los efectos tenemos:

- Menor avance por disparo.
- Mayor precio unitario de avance.
- Incumplimiento del programa de avances.
- Inestabilidad de las labores.

El diagrama de análisis de la relación causa – efecto para un deficiente avance lineal se muestra en la Figura 25.

Para la obtención de los resultados deseados también es necesario el correcto cumplimiento de las actividades que involucran a las operaciones de perforación y voladura se requiere de un rol de trabajos diarios en coordinación con área de productividad.

Figura 25. Causa-efecto para un deficiente avance lineal.



Fuente: Elaboración propia

En tal sentido se desarrollaron las actividades siguientes:

4.1.1. Resultados de la medición de los avances antes de la investigación.

Se recopiló las mediciones anteriores que se realizó por el área de topografía.

Tabla 3. Medición de avances del mes de abril del 2022.

ZONA	CUERPO	PISO	NIVEL	FASE	LABOR	AVANCE														TOTAL MTS	
						SEM 1	SEM 2	B		A		C		A		C		B			SEM 2
								15/04/22	16/04/22	17/04/22	18/04/22	19/04/22	D	N	D	N	D	N	D		
II	ESPERANZA	2	820	DESARROLLO	RP.0636 NE	13.90	10.40					1.90						1.90	26.20		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	AC. 5255							3.00		2.60			2.80	8.40	8.40		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	SN.8556 NE		10.10				2.30		2.30					4.60	14.70		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	SN.8264 NE		2.00					2.50						2.50	4.50		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	ES.8848 S	6.00						1.70		2.30				4.00	10.00		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	SN.9140 NE	3.70										2.50		2.50	6.20		
II	ESPERANZA	6	920	PREPARACIÓN	ES.9140 S											1.40		1.40	1.40		
II	ESPERANZA	1	970	PREPARACIÓN	AC.0516 NE	6.60	6.80			2.40							2.70		5.10	18.50	
II	ESPERANZA	13	1020	PREPARACIÓN	TJ 8400				2.30									2.70	5.00	5.00	
II	ESPERANZA	12	1020	PREPARACIÓN	SN.2342 NE									2.80					2.80	2.80	
II	ESPERANZA	7	1070	DESARROLLO (CAPEX)	RP.8773 NW										2.20				2.20	2.20	
II	ESPERANZA	7	1070	DESARROLLO (CAPEX)	SN 6861									2.00	2.60			2.80	7.40	7.40	
II	ESPERANZA	7	1070	DESARROLLO (CAPEX)	AC.0151						2.00								2.00	2.00	
II	ESPERANZA	7	1070	DESARROLLO (CAPEX)	SN.0151 W			2.00	2.30	2.00	2.90	2.70	2.50				2.30		16.70	16.70	
TOTAL						102.00	110.60	5.10	7.30	7.60	7.70	9.60	9.00	5.40	4.80	8.90	8.30	78.00	290.60		

SUPERVISOR
Promedio/Guardia
Promedio/Día
Avance/Guardia
Avance/Día
EFICIENCIA %

	E.H.	H. A.	E.H.	H. A.									
	3.10	2.50	2.80	2.57	2.53	2.25	2.70	2.40	2.23	2.77			
2.64	2.73	2.80	2.68	2.39	2.55	2.50	2.58						
	5.10	7.30	7.60	7.70	9.60	9.00	5.40	4.80	8.90	8.30			
	12.40		15.30		18.60		10.20		17.20				
	106.9	86.2	96.6	88.5	87.4	77.6	93.1	82.8	76.7	95.4			

Fuente: Departamento de topografía ECM Pegama

Tabla 4. Medición de avances del mes de diciembre del 2022.

LABORES PROGRAMADAS						MIÉRCOLES	JUEVES		VIERNES		SÁBADO		DOMINGO		SEM 2
ZONA	CUERPO	PISO	NIVEL	FASE	LABOR	30/11/22	01/12/22		02/12/22		03/12/22		04/11/22		
						N	D	N	D	N	D	N	D	N	
II	ESPERANZA	0	720	EXPLORACION (CAPEX)	CX.1820 NE		2.75		2.40		2.40		2.75		21.25
II	ESPERANZA	0	720	EXPLORACION (CAPEX)	CM.5214 SE										-
II	ESPERANZA	2	770	PREPARACIÓN	RP.0636 NE (-)										-
II	ESPERANZA	8	920	PREPARACIÓN	AC 6263 NE										-
II	ESPERANZA	15	1020	PREPARACIÓN	ES. 7262										-
II	YOSELIM	15	1020	PREPARACIÓN	GL.7262										-
II	YOSELIM	15	1020	PREPARACIÓN	SN.7262	2.95	2.80		2.90		2.75	3.00		2.90	27.50
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO (CAPEX)	ES 9923										-
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO (CAPEX)	RP.8773 NW	3.00		2.50	2.50					3.00	19.95
II	SULMA	2	1070	PREPARACIÓN	AC.1205 NE										-
II	KIMBERLY	5	1070	DESARROLLO	RP.9336				2.50						5.20
LABORES NO PROGRAMADAS															
II	CARMENCITA	5	970	PREPARACIÓN	AC. 9917 SE										-
II	CARMENCITA	16	1020	PREPARACIÓN	SN.5689 P.16										-
II	PRIVATIZADORA	15	1020	PREPARACIÓN	SN. 8400										-
II	JOSELYN	13	1020	PREPARACIÓN	AC. 0472										-
II	CARMENCITA	16	1070	PREPARACIÓN	SN.5689 P.16		1.00	2.60							3.60
II	PRIVATIZADORA	16	1070	PREPARACIÓN	SN.8400				2.60						2.60
II	SULMA	2	1070	PREPARACIÓN	SN. 6905 NE										-
II	SULMA	2	1070	PREPARACIÓN	SN. 6905										-
TOTAL						9.95	8.55	11.10	10.80	5.10	5.15	5.00	4.75	5.90	156.10

JUMBO	2.98	2.52	2.78	2.70	2.55	2.58	2.50	2.38	2.95
M UKI	2.98		2.78		2.63		2.54		2.66
JACK LEG	9.95	8.55	11.10	10.80	5.10	5.15	5.00	4.75	5.90
SELL / TABUL / DESO.	15.80		19.65		15.90		10.15		10.65
	102.9	86.8	95.7	93.1	87.9	88.8	86.2	81.9	101.7

Fuente: Departamento de topografía ECM Pegama

En oficina

- a) Reporte matinal de avances y producción presentación en las reuniones matinales mina.
- b) Repartir mineral de nuestros tajos programados con jefe de zona (según reporte de los jefes de guardia de turno).
- c) Actualizar los controles de avances y producción y enviar a gerencia Pegama.
- d) Control de vales de explosivos.
- e) Actualizar la base de datos avance y producción
- f) Revisar y ordenar los reportes de equipos (bolter, jumbo, scoop, hammer, locomotoras).
- g) Revisar los cuadernos de los trabajos ocultos de los jefes de guardia.
- h) Llevar a firmar los reportes de equipos a jefe de zona diario.
- i) Orden y limpieza de la oficina.

Mina

- a) Actualizar las hojas de jale (el día que no se ingrese a mina enviar al jefe de guardia/capataz de turno).
- b) Hacer el seguimiento de control de perforación con jumbo (pintado de gradiente, punto dirección)
- c) Control de sostenimiento (Split set, perno helicoidal, mallas, cimbras).
- d) Control de estandarización de las labores en avance.
- e) Verificar puntos dirección en las labores de avance, hacer pedido al área de topografía.
- f) Control de las labores a culminar según proyecto.
- g) Pedir a planeamiento los planos actualizados de nuestras labores.
- h) Verificar el stock de materiales necesarios en mina.
- i) Apoyar en hacer el programa semanal de avances y producción.

Por lo que en la investigación se consideró la necesidad de realizar un programa completo de las operaciones de perforación y voladura con fines del resolver los inconvenientes en los avances por disparo de las labores de preparación y desarrollo. Para tal fin se consideró el programa de avances, el diseño de las mallas en función a la geomecánica y los resultados de los avances por disparo con los nuevos diseños.

4.2 Aspectos geomecánicos

Los Cuerpos Catas, Antacaca y Esperanza se ubican dentro de la Mina Central, entre el Nv.1020 y Nv.1170. actualmente está en proceso preparación y explotación y se ubica aproximadamente a unos 750m de la superficie.

Para la caracterización de la masa rocosa se registraron datos principalmente a partir del mapeo geomecánico de campo, con el “método de mapeo por Estación o Celdas”.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos los siguientes:

- Tipo de roca.
- Tipo de sistema de discontinuidad.
- Orientación.
- Espaciado.
- Persistencia
- Apertura
- Rugosidad
- Tipo de relleno
- Espesor de relleno
- Intemperización
- Presencia de agua










- Resistencia de la roca
- Frecuencia de fracturamiento.

Para la clasificación geomecánica de la masa rocosa, se utilizó las características estructurales mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico, la que se trató de compatibilizar con las observaciones in situ.

La información desarrollada precedentemente permitió la clasificación de la masa rocosa involucrada en las diferentes celdas de detalle del mapeo geotécnico mediante la utilización de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR: Valoración del macizo rocoso 1989).

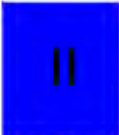









Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante.

Tabla 5. Tabla geomecánica según Bieniawski.

 TABLA GEOMECANICA TABLA GEOMECAÁNICA SEGÚN G.S.I. MODIFICADO V.05 CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidas en la labor con una wincha, pintando un cuadrado de 1metro x 1metro. Y la resistencia que se determina golpeando la roca con una picota o una barretilla de 4 pies. Parámetro estructural (pintar un cuadrado de 1m x 1m en la zona mas desfavorable) Las fracturas deben de cortar dos lados del cuadrado		Condición superficial - estructuras					
		RMR	BUENA (B) LA ROCA SE ROMPE CON TRES A MAS GOLPES DE PICOTA O BARRETILLA DE 4 PIES.	REGULAR (R) LA ROCA SE ROMPE CON UNA O DOS GOLPES DE PICOTA O BARRETILLA DE 4 PIES.	POBRE (P) CON UN GOLPE DE LA PICOTA O BARRETILLA DE 4 PIES SE HUNDE MENOS DE MEDIO CENTIMETRO EN LA ROCA	MUY POBRE (MP) LA ROCA SE DISGREGA, O SE HUNDE CON LA PICOTA O BARRETILLA DE 4 PIES MAS DE UN CENTIMETRO EN LA ROCA CON UN GOLPE.	
Estructuras	(Número de fracturas por metro cuadrado)	 FRACTURADA (F)  (RQD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	75 70	(A) II	(B) III A	(C) III B	(D) IV A
	 MUY FRACTURADA (MF)  (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)	65 60	(B) III A	(C) III B	(D) IV A	(E) IV B	
	 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)  (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	55 50	(C) III B	(D) IV A	(E) IV B	(F) V	
	 TRITURADA O BRECHADA. (T)  NO TIENE RQD (MASA ROCOSA TRITURADA, NO SE OBSERVA FRACTURAMIENTO)	45 40	— —	— —	(F) V	(F) V	
		RMR	35 30	25 20	15 10	5	

Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

Tabla 6. Tabla geomecánica según Bieniawski.

TIPO DE ROCA	ELECCIÓN DEL TIPO DE SOPORTE			
	LABORES TEMPORALES Hasta 3 años	LABORES PERMANENTES Mayor a 3 años		
 ROCA BUENA 61 - 80	Labores de avance: Split set sistemático a 1.50m x 1.50m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Split set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5')	Labores de avance: Perno Helicoidal (P. Hel.) y/o Perno Expansivo sistemático a 1.50m x 1.50m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Helicoidal y/o Perno Expansivo sistemático a 1.20m x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').		
 ROCA REGULAR - A 51 - 60	Labores de avance: Malla Electro soldada + Split Set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Split Set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').	Labores de avance: Malla Electro soldada + Perno Helicoidal y/o Perno Expansivo sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Perno Helicoidal y/o Perno Expansivo sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').		
 ROCA REGULAR - B 41-50	Labores de avance: Malla Electro soldada + Split Set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). Tajeo Corte Relleno: Malla Electro soldada + Split Set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Split Set sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').	Labores de avance: Malla Electro soldada + Perno Helicoidal y/o Perno Expansivo sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). Intersección: Malla Electro soldada + Perno Helicoidal y/o Perno Expansivo sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').		
 ROCA MALA - A 31-40	Labores de avance: SH 2" (CF) + SS y/o P. Exp. a 1.20 x 1.20m - Corona (7') - Hastiales (5'). SH de sacrificio y/o pernos en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Tajeo CR: SH 2" + SS 7' y/o P Exp. 1.20 x 120m. Corona (7') - Hastiales (5'). SH de sacrificio y/o pernos + malla en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: Intersección: SH 2" (CF) + Malla Elect + SS y/o P. Exp. a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5').	Labores de avance: SH 2" (CF) + P. Hel y/o P. Exp. a 1.20 x 1.20m. Corona (7') - Hastiales (5'). SH de sacrificio y/o pernos en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: Intersección: SH 2" (CF) + Malla + Perno Expansivo y/o Perno Helicoidal sistemático a 1.20 x 1.10m. Corona (7') - Hastiales (5'). + SH 1".		
 ROCA MALA - B 21 - 30	Labores de avance: SH 2" (CF) + Malla + P. Exp. sistemático a 1.20 x 1.10m Corona - Hastiales (7') + SH 1". SH de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: SH 2" (CF) + Malla + P. Exp. sistemático a 1.20 x 1.10m Corona - Hastiales (7') + SH 2". Tajeo CRA: SH 2" (CF) + malla + P. Exp. sistemático 1.20x0.85m. Corona - Hastiales (5'). SH 1". SH de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. VN SLC: Armado de cimbra H6, espaciados a 1m.	Labores de avance: Cimbras H6 espaciadas a 1.0 y/o arco noruego. SH de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: Cimbras H6 espaciados a 1.0m y/o SH 2" (CF)" + Malla + Perno Expansivo sistemático de 7" a 1.20 x 1.10m + SH 2" y/o arcos noruegos.		
 ROCA MUY MALA 1 - 20	Labores de avance: SH 3" (CF) preventivo + Cimbras H-6 espaciados a 1m, SH 2" de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: SH 3" (CF) Preventivo + Cimbras espaciadas a 1m. Tajeo CRA: SH 3" (CF) preventivo + Cimbras H-6 espaciados a 1m, SH 2" de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica.	Labores de avance: SH 2" preventivo (CF) + Cimbra H-6 con espaciamiento según evaluación Geomecánica. Shotcrete 2" de sacrificio en el frente de la labor, según evaluación geomecánica. Intersección: SH 2" (CF) + Cimbra H-6 con espaciamiento según evaluación Geomecánica.		
LEYENDA DE SOSTENIMIENTO				
1.- SH : Shotcrete	4.- SS : Split Set	6.- Todo el shotcrete debe ser lanzado con fibra y las cantidades de acuerdo al estándar por tipo de roca		
2.- CF : Con fibra	5.- CB H6 : Cimbras H 6			
3.- P. Exp.: Perno Expansivo				
APLICA EL PARE				

Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

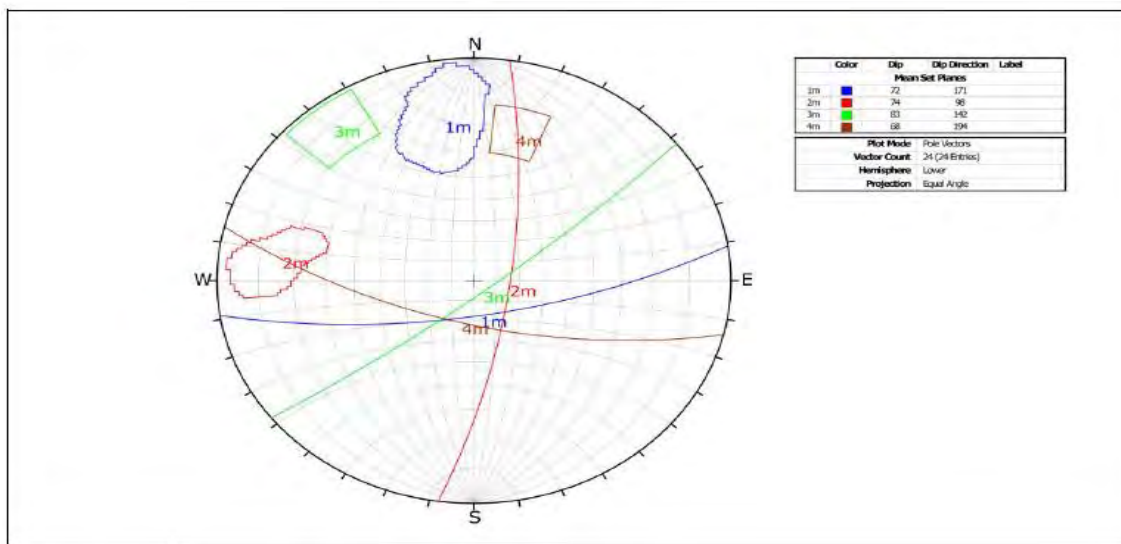
Tabla 7. Tabla geomecánica según Bieniawski.

REDESATE POR CANTIDAD DE TALADROS PERFORADOS	FRECUENCIA DE DESATADO DE ROCAS	FORMAS DE SOSTENIMIENTO TERMINANTEMENTE PROHIBIDAS
Cada 08 taladros	2 horas	<ol style="list-style-type: none"> 1. Iniciar la colocación del soporte (sostenimiento y reforzamiento) sin haber desatado correctamente. 2. Acumular taladros para colocación de pernos: "Taladro perforado, perno colocado" 3. Colocar pernos paralelos a las fallas o en zonas donde la picota se hunde profundamente. 4. Colocar el Shotcrete sobre la malla llena de fragmentos de roca, con la superficie sucia ó mal desatada. 5. Colocar las cimbras sin su respectivo apoyo en el piso, no vertical y sin asegurar o armar varias cimbras a la vez sin haberlas topeado respectivamente. 6. Reemplazar el uso de madera (cuadros, puntales), por otro tipo de sostenimiento sin usar PETAR, tener el conocimiento y la experiencia suficiente en esta actividad. 7. Dejar sin sostenimiento y reforzamiento el tope/frente de la labor paralizada (sin malla + split). 8. Dejar pernos helicoidales sin ajustar las placas y mallas sin pegar a la roca.
Cada 06 taladros	1 hora	
Cada 04 taladros	30 minutos	
Cada 03 taladros	15 minutos	<p style="text-align: center;">DEFINICIONES</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. RMR: Clasificación geomecánica de Bieniawski (rock mass rating). 2. GSI: El índice de resistencia geológica GSI o método de clasificación GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las características del macizo rocoso en el campo. 3. Sistema de Soporte: Es el conjunto de diseño del sostenimiento, (malla, shotcrete, pernos, cimbra) y el sistema de reforzamiento (es todo elemento que penetra en el macizo rocoso, pernos y cables).
Cada 02 taladros	10 minutos	
Cada 01 taladros	Colapso inmediata	
<p>IMPORTANTE:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1.- Toda labor paralizada debe estar sostenida hasta el tope, incluido el frente. Las mallas hasta 1m del piso 2.- La rehabilitación del sostenimiento en los tajos se realizará según evaluación Geomecánica en campo considerando la calidad del macizo rocoso y factores influyentes presentes. 3.- Se aplicará el criterio: "Metro Avanzado - Metro Sostenido hasta el tope" para todas las labores de interior mina. 		

Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

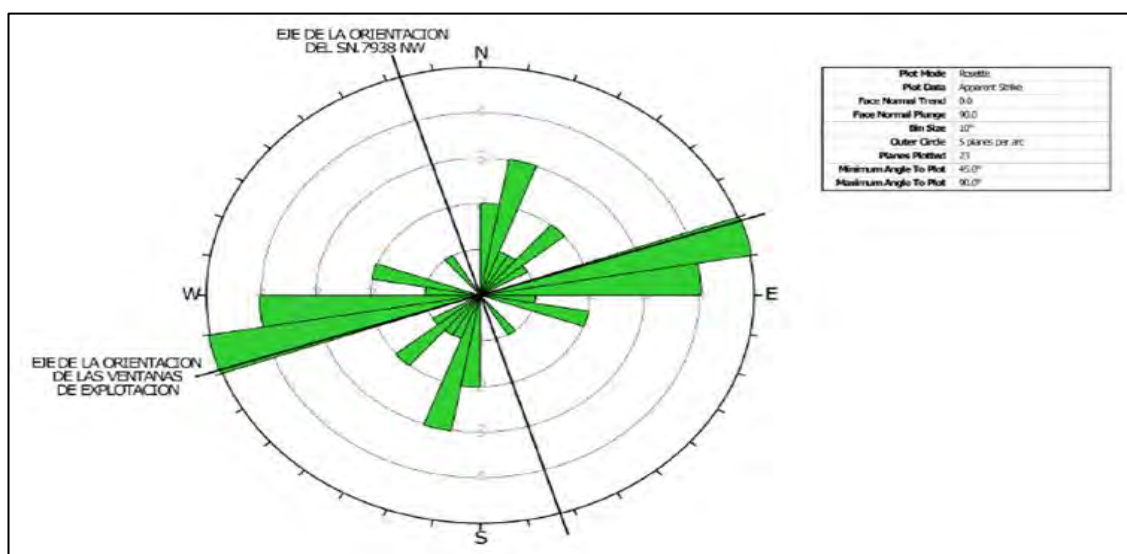
Los valores de índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

Figura 26. Set de las principales familias de discontinuidades.



Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

Figura 27. Orientación de los sistemas principales de la zona con respecto a la orientación del SN.7938 NW- SE y Ventanas.



Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

Tabla 8. Resumen estudio geomecánico para las labores de avances.

AVANCE EN OPEX														
FASE	EQUIPO	NIVEL	PISO	CUERPO	LABOR	SECCIÓN	PROGRAMADO METROS	GRADIENTE	DESMONTE		CENTRO DE COSTO			TIPO DE ROCA RMR
									M3 ESP.	TMS				
DESARROLLO	JQUA-PE-02	1070	0	ESPERANZA	CX.2411N	4.0 X 4.0	12.00	Grad.+2%	259	456	911000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	5	ESPERANZA	SN.3258NE	3.5 X 3.5	23.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	5	ESPERANZA	SN.3991NE	3.5 X 3.5	13.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	5	ESPERANZA	SN.9789NE	3.5 X 3.5	13.00	Grad.+4%	215	378	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1120	11	ESPERANZA	AC.4229NE	3.5 X 3.5	11.00	Grad.-10%	182	320	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1120	11	ESPERANZA	SN.7733NW	3.5 X 3.5	40.00	Grad.+2%	662	1,164	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1120	5	ESPERANZA	AC.0735SE	3.5 X 3.5	14.50	Grad.-10%	240	422	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1120	11	ESPERANZA	SN.1640SW	3.5 X 3.5	6.00	Grad.+2%	99	175	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1070	0	ESPERANZA	CX.2002W	3.5 X 4.0	16.3(DQ)	0	0	0	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1070	0	ESPERANZA	CX.2749W	3.5 X 4.0	28.85(DQ)	0	0	0	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1070	0	ESPERANZA	CX.1997N	3.5 X 4.0	26.30(DQ)	0	0	0	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.9798NE	3.5 X 3.5	4.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.1162NE	3.5 X 3.5	18.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.0870NE	3.5 X 3.5	24.00	Grad.+4%	397	699	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.5266NE	3.5 X 3.5	9.00	Grad.+4%	149	262	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.6742NE	3.5 X 3.5	11.50	Grad.+4%	190	335	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.5944NE	3.5 X 3.5	17.00	Grad.+4%	281	495	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.9093NE	3.5 X 3.5	2.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.3768NE	3.5 X 3.5	7.00	Grad.+2%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.8343NE	3.5 X 3.5	18.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	5	ESPERANZA	SN.0164NE	3.5 X 3.5	7.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	5	ESPERANZA	SN.9164NE	3.5 X 3.5	7.00	Grad.+4%	0	0	9122000	MINERAL		31-40
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA	CX.0278NE	3.5 X 3.5	7.00	Grad.+4%	116	204	9122000	DESMONTE		31-40
PREPARACIÓN	JQUA-PE-02	1070	0	ESPERANZA	CX.3768NE	3.5 X 3.5	8.10	Grad.+2%	134	236	9122000	DESMONTE		31-40
DESARROLLO	JQUA-PE-02	870	0	ESPERANZA	SN.3926NW	3.5 X 3.5	6.00	Grad.-11.7%	99	175	911000	DESMONTE		31-40
DESARROLLO	JACKLEG	920	0	ESPERANZA	CX.6950NE	3.5 X 3.5	20.40	Grad.+2%	337	534	911000	DESMONTE		31-40
DESARROLLO	JQUA-PE-02	870	0	ESPERANZA	ES.3027NE	1.5 X 2.1	1.20	Grad.Hz.	5	9	911000	DESMONTE		31-40
DESARROLLO	JQUA-PE-02	870	0	ESPERANZA	SN.3027NE	3.5 X 3.5	18.00	Grad.+2%	298	524	911000	DESMONTE		31-40
DESARROLLO	JQUA-PE-02	870	0	ESPERANZA	CM.3027NE	6.0 X 6.0	6(DQ)	0	0	0	911000	DESMONTE		31-40

Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

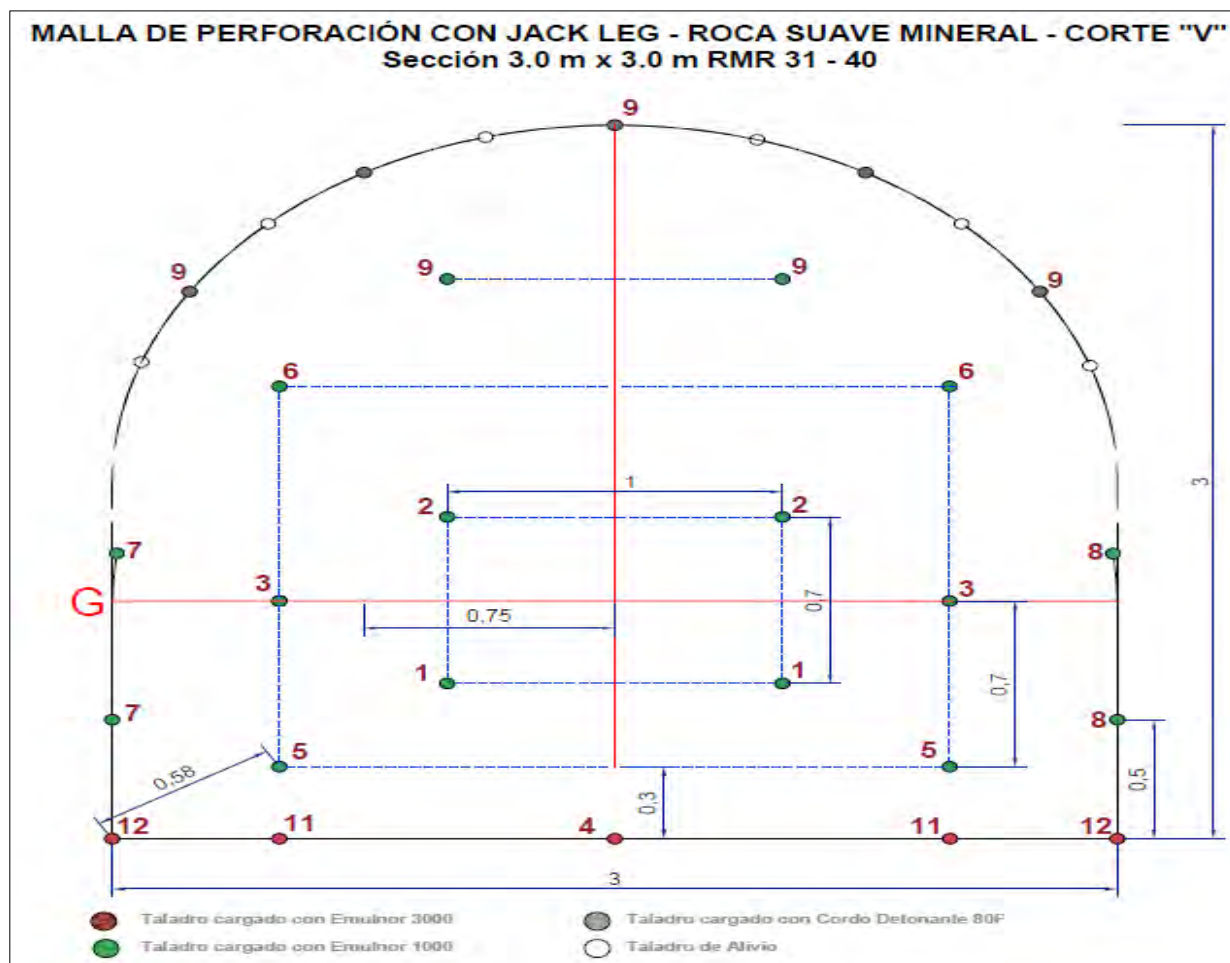
Tabla 9. *Calidad de roca zona Esperanza.*

Nº Estación	Nivel	Tipo Litología	RMR	Calidad Roca según RMR
En 1	1170	Caliza recristalizada de grano medio a grueso de color gris claro con pátinas limonitas en las fracturas.	50	Regular B
En 2	1170	Caliza recristalizada de grano medio a grueso de color gris claro con pátinas limonitas en las fracturas.	43	Regular B
En 3	1170	Caliza recristalizada de grano medio a grueso de color gris claro con pátinas limonitas en las fracturas.	41	Regular B
En 4	1170	Caliza Brechada	33	Mala A
En 5	1170	Mineral	25	Mala B

Fuente: Departamento de geomecánica Sierra Metals

Tomando como referencia los valores de RMR de Bieniawski (1989), podemos señalar que realizada la evaluación geomecánica la calidad de la masa rocosa es: Regular (Clase III-B, RMR 41-50), Mala A (Clase IV-A, RMR 31-40) y Mala B (Clase IV-B, RMR 21-30).

Figura 30. Malla perforación sección 3,0m x 3,0m – corte “V”.



Fuente: Elaboración propia

Tabla 12. Distribución de carga sección 3,0m x 3,0m – corte “V”.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA SECCION 3.0m x 3.0m - CIMBRA - TIPO DE ROCA SUAVE EN MINERAL RMR 31 -40												
Secuencia de salida	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS			CANTIDAD DE CARGA PARA 4 PIES								
				EMULNOR 1000		EMULNOR 3000		CORDON DETONANTE 80F		Total de Explosivos	DENSIDAD DE CARGA	
	Denominación	Cargados	Vacios	1 1/8" x 12"		1 1/8" x 12"		Long.	Total			Kg
1	ARRANQUE	4				3	12				2.63	0.66
2	1° AYUDA	2		3	6						1.29	0.65
3	2° AYUDA	4		3	12						2.59	0.65
4	AYUDA DE CORONA	2		3	6						1.26	0.65
5	CORONAS	5	4	3	15						3.23	0.65
6	CUADRADORES	4		3	12						2.59	0.65
7	ARRASTRE	5				4	20				4.39	0.88
TOTAL CARGADOS		26	4		51		32		0		18.01	0.69

Fuente: Elaboración propia

Para las demás secciones se presenta los diseños de las mallas de perforación y voladura en el Anexo 4.

4.4 Programa de avances

Para el trabajo de investigación se ha considerado un programa de avances en aquellas labores a cargo de la ECM PEGAMA en la Zona II de la Mina Central, y que están considerados en las labores de los niveles:

- Nv. 920, piso 8.
- Nv. 1070, piso 0.
- Nv. 1120, piso 11.
- Nv. 970, piso 0.
- Nv. 1120, piso 5.

La programación de las operaciones perforación y voladura se observa en la tabla siguiente:

Tabla 13. Programa de avances.

Fuente: Departamento de planeamiento Sierra Metals



PROGRAMA DE AVANCES

PROGRAMA DE AVANCES											
FASE	EQUIPO	NIVEL	PISO	CUERPO	LABOR	SECCIÓN	PROGRAMADO METROS	GRADIENTE	DESMONTE		
									M ³ ESP.	TMS	
DESARROLLO	JACKLEG	720	0	FORTUNA	ES.0110 SE	1.2 x 2.1	1.20	Grad. Hz	5	8	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.1040 NE-1	3.5 x 3.5	30.00	Grad. +2%	551	970	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.1040 NE-2	3.5 x 3.5	30.00	Grad. +2%	551	970	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.5467 NE	3.5 x 3.5	5.00	Grad. -1%	92	162	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.0871 NE-1	3.5 x 3.5	17.00	Grad. +2%	312	550	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	AC.2561 SE	3.5 x 3.5	40.00	Grad. +2%	735	1,294	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.3755 SW	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +2%	368	647	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	RP.8719 SW	3.5 x 3.5	40.00	Grad. +12%	735	1,294	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	SN.5551 NW	3.5 x 3.5	12.00	Grad. +2%	221	388	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.0871 NE-2	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +2%	368	647	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.2561 SW	3.5 x 3.5	5.00	Grad. +2%	92	162	
PREPARACIÓN	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	SN.0806 SW	3.5 x 3.5	12.00	Grad. +2%	221	388	
DESARROLLO	JACKLEG	720	0	FORTUNA	ES.4551 W	1.5 x 2.1	1.80	Grad. Hz	9	15	
DESARROLLO	JUMBO 01	720	0	FORTUNA	CX.0871 NE-3	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +2%	368	647	
DESARROLLO	JACKLEG	720	0	FORTUNA	ES.4551 W SE	1.5 x 2.1	1.80	Grad. Hz	9	15	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1070	0	ESPERANZA NORTE	CX.1429 NE	3.5 x 3.5	34.00	Grad. +2%	625	1,100	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA NORTE	CX.1869 SE	3.5 x 3.5	15.00	Grad. +2%	276	485	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1070	0	ESPERANZA NORTE	CX.1068 SE	3.5 x 3.5	5.00	Grad. +2%	276	485	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	ES.8229 SW	1.5 x 2.1	1.80	Grad. Hz	9	15	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	ES.9026 SW	1.5 x 2.1	1.80	Grad. Hz	9	15	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	ES.6225 SW	1.5 x 2.1	1.80	Grad. Hz	9	15	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.7264 NE-M	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	49	86	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.7264 NE-D	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	30	53	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.7539 NE-M	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	49	86	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.7539 NE-D	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	30	53	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.8333 NE-M	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	49	86	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.8333 NE-D	1.2 x 2.1	9.00	Grad.+4%	34	60	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.9129 NE-M	1.2 x 2.1	8.00	Grad.+4%	49	86	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.9129 NE-D	1.2 x 2.1	10.00	Grad.+4%	38	67	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	11	ESPERANZA	SN.2369 SE	3.5 x 3.5	11.00	Grad.+4%	202	356	
DESARROLLO	MUKI	1120	5	ESPERANZA	CH.464 -1	1.2 x 2.4	14.60	Grad. Hz	63	111	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	SN.5319 NE	3.5 x 3.5	22.00	Grad. +4%	404	711	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	SN.5599 NE	3.5 x 3.5	38.00	Grad. +4%	698	1,229	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	SN.7094 NE	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +4%	368	647	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	ES.5810 NE	1.2 x 2.1	1.20	Grad. Hz	5	8	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	ES.6506 NE	1.2 x 2.1	1.20	Grad. Hz	5	8	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	SN.7991 NE	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +4%	368	647	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA DISTAL	SN.1428 SE	3.5 x 3.5	40.00	Grad. +2%	735	1,294	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA	ES.7608 NE	1.2 x 2.1	1.20	Grad. Hz	5	8	
PREPARACIÓN	JACKLEG	1120	5	ESPERANZA DISTAL	SN.1428 SE-A	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +2%	368	647	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.0014 S	3.5 x 3.5	15.00	Grad. +2%	276	485	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	11	ESPERANZA	SN.4430 E	3.5 x 3.5	20.00	Grad. +2%	193	340	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	0	ESPERANZA	CX.0275 NE	3.5 x 3.5	40.00	Grad. +2%	735	1,294	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	0	ESPERANZA	CX.0569 NE	3.5 x 3.5	40.00	Grad. +2%	735	1,294	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	0	ESPERANZA	CX.6131 NW	3.5 x 3.5	10.00	Grad. +2%	268	647	
PREPARACIÓN	JUMBO 02	1120	0	ESPERANZA	CX.8438 SE	3.5 x 3.5	0.00	Grad. +2%	221	388	
DESARROLLO	JUMBO 02	1120	0	ESPERANZA	CX.8791 SW	3.5 x 3.5	16.00	Grad. +2%	92	162	
DESARROLLO	MUKI	1120	0	ESPERANZA	CH.986-5	1.2 x 2.4	13.00	Grad. 90°	56	99	
TOTAL AVANCE CON JACKLEG							199		3,729	6,562	
TOTAL AVANCE CON JUMBO 01							251		4,612	8,117	
TOTAL AVANCE CON JUMBO 02							271		4,010	7,058	
TOTAL AVANCE CON MUKI							28		119	210	
TOTAL							749.2		12,470	21,948	
FORECAST 5+7											

4.5 Implementación de las mallas

Realizado el diseño de las mallas se ejecutó la implementación de las mismas en los frentes de las labores de desarrollo. Se adjunta las fotografías correspondientes.

Figura 31. *Perforación del frente.*



Fuente: Propia

Figura 32. *Accesorios y explosivos para el frente.*



Fuente: Propia

Figura 33. *Carguío de accesorios y explosivos en el frente.*



Fuente: Propia

Figura 34. *Resultado del disparo.*



Fuente: Propia

4.6 Resultados de las voladuras

Realizado los disparos en los diferentes frentes que son parte de la investigación se obtienen resultados que son tabulados y presentados como resumen, tal como se puede observar en las Tablas posteriores.

Tabla 14. Resultados de perforación y voladura sección 3,5mx3,5m corte "V".

DATOS TECNICOS			CONSUMO			RESULTADOS			
DATOS TECNICOS			CONSUMO			RESULTADOS			
LONGITUD DE BARRA	1.2	m	CARMEX	2	Und.	EFICIENCIA DE AVANCE	1.1	m	
DENSIDAD DE ROCA	3.5	gr/cm ³	FANEL	30	Und.	LONGITUD PROMEDIO DE TACO	0.1	m	
SECCIÓN DE LABOR (AxH)	3.5	3.5	m	EMULNOR 1000	12.93	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	20.83	Kg.
N° TALADROS CARGADOS	30	Tal	EMULNOR 3000	7.89	Kg	VOLUMEN ROTO	13.05	m ³	
N° TALADROS ALIVIO	5	Tal	CD 80P	0.00	m	TONELAJE ROTO	45.69	t	
DIAMETRO DE TALADRO	38	mm	CD 3P	20	m	FACTOR DE CARGA	1.60	Kg/m ³	
LONGITUD PROMEDIO X TALADRO	1.2	m	TACO INERTE	30	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.46	Kg/t	
TIPO DE CORTE EMPLEADO	"V"					FACTOR DE AVANCE	19.54	Kg/m	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15. Resultados de perforación y voladura 3,5mx3,0 – breasting.

DATOS TECNICOS				CONSUMO				RESULTADOS			
ITEM	6 pies	8 pies	Und.	ITEM	6 pies	8 pies	Und.	ITEM	6 pies	8 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	1.8	2.4	m	CARMEX	2	2	pza	AVANCE POR DISPARO	1.5	2.1	m
SECCIÓN DE LABOR (AxH)	3.5	3.0	m	FANEL	22	22	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.1	0.1	m
LONG. PERF. EFECTIVA	1.6	2.2	m	EMULNOR 500	3.9	5.8	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	17.7	26.5	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	3.6		gr/cm ³	EMULNOR 1000	13.8	20.7	Kg	VOLUMEN ROTO	18.9	25.2	m ³
N° TALADROS CARGADOS	22		Tal	CD 80P	0	0	m	TONELAJE ROTO	57.5	76.7	t
N° TALADROS ALIVIO	5		Tal	CD 3P	20	20	m	FACTOR DE CARGA	0.94	1.05	Kg/m ³
DIAMETRO DE TALADRO	38		mm	TACO INERTE	22	22	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.31	0.35	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO			Tubo cortado	0	0	Und.	FACTOR DE AVANCE	11.49	12.93	Kg/m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 16. Resultados de perforación y voladura sección 3,0mx3,0m – corte “V”.

DATOS TECNICOS				CONSUMO			RESULTADOS		
DATOS TECNICOS				CONSUMO			RESULTADOS		
LONGITUD DE BARRA	1.2		m	CARMEX	2	Und.	EFICIENCIA DE	1.1	m
DENSIDAD DE ROCA	3.5		gr/cm3	FANEL	26	Und.	LONGITUD PRO	0.1	m
SECCIÓN DE LABOR (AxH)	3	3	m	EMULNOR 1000	10.99	Kg	EXPLOSIVO PO	18.014	Kg.
N° TALADROS CARGADOS	26		Tal	EMULNOR 3000	7.02	Kg	VOLUMEN RO	9.88	m3
N° TALADROS ALIVIO	4		Tal	CD 80P	0.00	m	TONELAJE ROT	34.56	t
DIAMETRO DE TALADRO	38		mm	CD 3P	20	m	FACTOR DE CA	1.82	Kg/m3
LONGITUD PROMEDIO X TALADRO	1.1		m	TACO INERTE	26	Und.	FACTOR DE PO	0.52	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	"V"						FACTOR DE AV	16.41	Kg/m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17. Resultados de perforación y voladura sección 3,5mx3,0m breasting-jumbo.

DATOS TECNICOS				CONSUMO				RESULTADOS			
ITEM	10 pies	12 pies	Und.	ITEM	10 pies	12 pies	Und.	ITEM	10 pies	12 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	3.0	3.7	m	CARMEX	2	2	pza	AVANCE POR DISPARO	2.5	3.0	m
SECCIÓN DE LABOR (AxH)	3.5	3.0	m	FANEL	17	17	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.3	0.3	m
LONG. PERF. EFECTIVA	2.7	3.3	m	EMULNOR 1000	6.9	8.6	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	34.0	40.7	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	3.6		gr/cm3	EMULNOR 3000	26.1	30.9	Kg	VOLUMEN ROTO	30.3	36.4	m3
N° TALADROS CARGADOS	17		Tal	CD 80P	10	11	m	TONELAJE ROTO	92.3	110.7	t
N° TALADROS DE ALIVIO	5		Tal	CD 3P	20	20	m	FACTOR DE CARGA	1.12	1.12	Kg/m3
DIAMETRO DEL TALADRO	45		mm	TACO INERTE	17	17	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.37	0.37	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO			Tubo cortado	0	0	Und.	FACTOR DE AVANCE	13.78	13.73	Kg/m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18. Resultados de perforación y voladura sección 3,0mx3,0m jackleg.

DATOS TECNICOS				CONSUMO				RESULTADOS			
ITEM	6 pies	8 pies	Und.	ITEM	6 pies	8 pies	Und.	ITEM	6 pies	8 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	1.8	2.4	m	CARMEX	2	2	pza	AVANCE POR DISPARO	1.6	3.1	m
SECCIÓN DE LABOR (AxH)	3.0	3.0	m	FANEL	31	31	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.1	0.2	m
LONG. PERF. EFECTIVA	1.7	2.3	m	EMULNOR 1000	2.6	3.4	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	25.6	31.3	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	2.7		gr/cm3	EMULNOR 3000	22.1	26.8	Kg	VOLUMEN ROTO	16.8	22.4	m3
N° TALADROS CARGADOS	31		Tal	CD 80P	8	10	m	TONELAJE ROTO	38.8	51.7	t
N° TALADROS DE ALIVIO	10		Tal	CD 3P	20	20	m	FACTOR DE CARGA	1.52	1.4	Kg/m3
DIAMETRO DEL TALADRO	38		mm	TACO INERTE	31	31	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.66	0.61	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO			Tubo cortado	0	0	Und.	FACTOR DE AVANCE	16.1	14.71	Kg/m

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19. Resultados de perforación y voladura sección 4,0mx3,5m breasting-jumbo.

DATOS TECNICOS				CONSUMO				RESULTADOS			
ITEM	10 pies	12 pies	Und.	ITEM	10 pies	12 pies	Und.	ITEM	10 pies	12 pies	Und.
LONGITUD DE BARRA	3.0	3.7	m	CARMEX	2	2	pza	AVANCE POR DISPARO	2.5	3.0	m
SECCIÓN DE LABOR (A x H)	4.0	3.5	m	FANEL	22	22	pza	LONG. PROMEDIO TACO	0.3	0.3	m
LONG. PERF. EFECTIVA	2.7	3.3	m	EMULNOR 1000	7.3	9.1	Kg	EXPLOSIVO POR DISPARO	43.5	51.8	Kg.
DENSIDAD DE ROCA	3.6		gr/cm ³	EMULNOR 3000	34.6	41.0	Kg	VOLUMEN ROTO	40.4	48.5	m ³
Nº TALADROS CARGADOS	22		Tal	CD 80P	15	17	m	TONELAJE ROTO	123.0	147.7	t
Nº TALADROS DE ALIVIO	5		Tal	CD 3P	20	20	m	FACTOR DE CARGA	1.08	1.07	Kg/m ³
DIAMETRO DEL TALADRO	45		mm	TACO INERTE	22	22	Und.	FACTOR DE POTENCIA	0.35	0.35	Kg/t
TIPO DE CORTE EMPLEADO	CORTE QUEMADO		Tubo cortado		0	0	Und.	FACTOR DE AVANCE	17.62	17.48	Kg/m

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1 Revisión de los resultados

De los resultados obtenidos podemos decir que se ha realizado una programación de las voladuras y que se han cumplido cabalmente con la implementación de los nuevos diseños de las mallas de perforación y voladura en el periodo de la investigación.

Para el diseño de las mallas de perforación y voladura en las diferentes labores se ha realizado un estudio geomecánico de la Zona II de la Mina Central. En aquel estudio proporcionado por el departamento de geomecánica de la Mina Yauricocha se ha establecido que de acuerdo con la caracterización con la clasificación geomecánica de Bieniawski, la calidad de roca resultante fue un RMR 31-40, denominada de calidad Roca Mala IVA.

De acuerdo con la información geomecánica analizada, se definieron tres unidades principales que corresponden a Caliza recristalizada de grano medio a grueso de color gris claro con pátinas limonitas en las fracturas con ligera alteración, calizas brechadas oxidadas y mineral polimetálico, las unidades definidas son:

- a) Unidad Geomecánica 1. Corresponde a la caja piso, macizo rocoso (Caliza recristalizada de grano medio a grueso de color gris claro con pátinas limonitas en las fracturas con ligera alteración) con un grado de fracturamiento de RQD de 50-75%, su resistencia a la compresión uniaxial promedio es de 45.67 MPa y presenta contenido de humedad. De

acuerdo con los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad es de “Regular B” con un rango de RMR entre 41-50 (según RMR de Bieniawski).

- b) Unidad Geomecánica 2. Corresponde a la caja piso, macizo rocoso (Caliza brechada oxidada, alterado por la cercanía con la brecha mineralizada), con un grado de fracturamiento de RQD de 50-75%, su resistencia a la compresión uniaxial promedio es de 41.22 MPa, y presenta contenido de humedad. De acuerdo a los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad es de “Mala A” con un rango de RMR entre 31-40 (según RMR de Bieniawski).
- c) Unidad Geomecánica 3. Corresponde a la zona mineralizada, macizo rocoso (Mineral polimetálico friable), con un grado de fracturamiento de RQD de 0-25%, su resistencia a la compresión uniaxial promedio es de 19 MPa, y presenta contenido de humedad. De acuerdo con los antecedentes descritos, la calidad del macizo rocoso presente en esta unidad es de “Mala B” con un rango de RMR entre 21-30 (según RMR de Bieniawski).

La programación de los avances se ha realizado en función al plan de minado anual que tiene la Empresa Sociedad Corona S.A. La programación de las labores de avances es principalmente de preparación y desarrollo en los diferentes niveles y pisos de la Zona Esperanza. Las labores son dimensiones convencionales y grandes dimensiones.

El estudio geomecánico ha permitido diseñar las mallas de perforación y voladura en las que se consideró la voladura controlada en los techos o alzas tal como se puede ver en las diferentes figuras de los diseños correspondientes. Además, como el terreno es suave o malo los taladros de los arranques, ayudas, coronas y cuadradores han sido cargados con el explosivo emulsión EMULNOR 1000 de 1 1/8” x 12”, solamente los taladros del arrastre han sido cargados con EMULNOR 3000 de 1 1/8” x 12”.

De los resultados obtenidos se realizan un resumen de ellos para un mejor análisis de estos.

Ver la Tabla siguiente:

Tabla 20. *Resumen de avances en labores programadas.*

Labores	Longitud barreno (m)	Longitud de taladro (m)	Avance (m)	% de avance por disparo
Sección 3,5mx3,5m corte “V”.	1,20	1,20	1,10	92
Sección 3,5mx3,0 – breasting jackleg.	1,80	1,60	1,50	94
Sección 3,5mx3,0 – breasting jackleg.	2,40	2,20	2,10	95
Sección 3,0mx3,0m – corte “V”.	1,20	1,10	1,10	100
Sección 3,5mx3,0m breasting jumbo.	3,00	2,70	2,50	93
Sección 3,5mx3,0m breasting jumbo.	3,70	3,30	3,00	91
Sección 3,0mx3,0m jackleg corte quemado.	1,80	1,70	1,60	94
Sección 3,0mx3,0m jackleg corte quemado.	2,40	2,30	2,10	91
Sección 4,0mx3,5m breasting jumbo.	3,00	2,70	2,50	93
Sección 4,0mx3,5m breasting jumbo.	3,70	3,30	3,00	91
Promedio				93

Fuente: Elaboración propia

5.2 Prueba de hipótesis

5.2.1 Hipótesis general

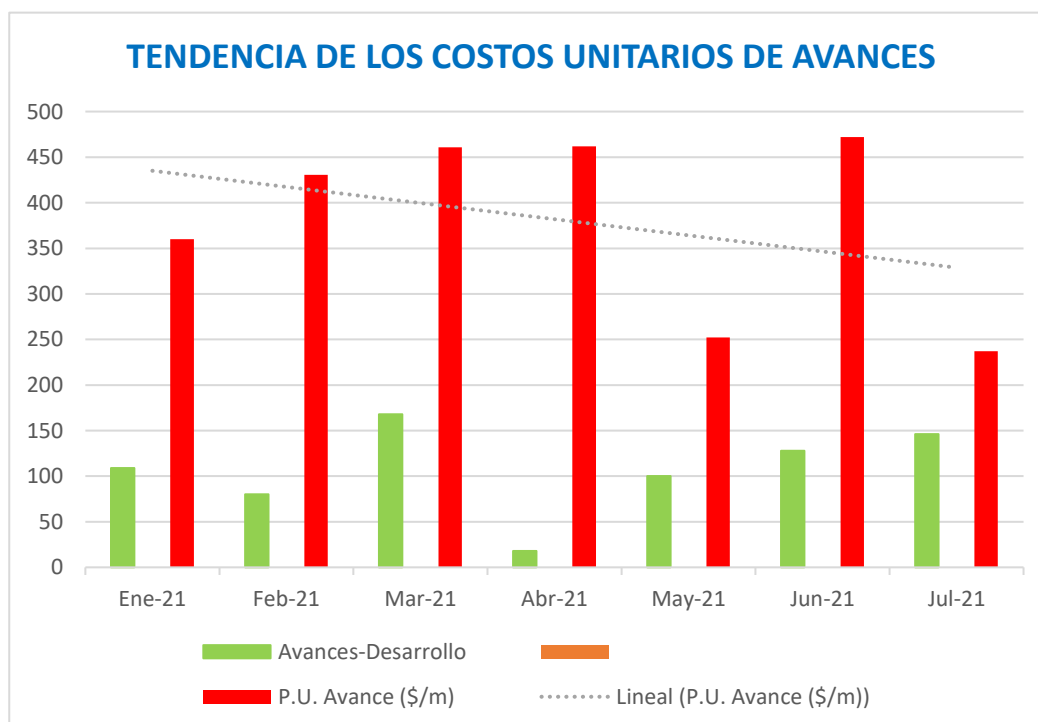
Para la demostración de la hipótesis general se ha realizado un resumen de los costos por metro de avance en las labores de desarrollo obtenido durante el año 2023, que se presentan en la tabla siguiente:

Tabla 21. Precio Unitario de avances en labores de desarrollo.

<u>LABORES DE DESARROLLO</u>	AÑO 2023						
	Ene-21	Feb-21	Mar-21	Abr-21	May-21	Jun-21	Jul-21
Avances-Desarrollo	109	80	168	18	100	128	146
P.U. Avance (\$/m)	360.01	430.7	460.87	461.7	252.17	471.91	237.02
US\$/mes	39349.30	34370.25	77333.88	8402.98	25292.65	60357.52	34604.35

Fuente: Elaboración propia

Figura 35. Tendencia de los costos unitarios de avances.



Fuente: Elaboración propia

Tabla 22. *Costo promedio por metro de avance.*

LABORES DE DESARROLLO	Acumulado	Costo promedio avance
Avances hasta julio 2023 (m)	749	
US\$/año	279 714.05	
US\$/m		373.45

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23. *Costo total de avances hasta julio 2023 con costo base.*

	Metros de avance	Costo base	Total
	enero-julio 2023	\$/m	\$/año
Total	749	390.00	292 110.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24. *Ahorro a julio 2023.*

	TOTAL (\$)
Línea base	292 110.00
Costo real 2023	279 714.05
Diferencia	12 395.95

Fuente: Elaboración propia

De las Tablas anteriores se puede decir los siguientes:

Se ha realizado la implementación de los nuevos diseños de las mallas de perforación realizadas para las labores de avances en desarrollos desde el mes de enero hasta julio del año 2023. Concluido el periodo de investigación se ha realizado 749 metros lineales con un costo total de 279 714.05 US\$, al realizar el cálculo del costo unitario promedio por metro de avance, el valor

es de 373.45 US\$/m, si lo comparamos con el costo por metro de avance que tiene como base la empresa que es del valor de 390.00 US\$/m el total sería 292 110 US\$, obteniéndose una diferencia positiva (ahorro) de 12 395.95 US\$, lo cual significa el 4,3% del costo total programado. Este ahorro se ha logrado porque si observamos la Tabla 20 los avances son mayores al 90%, en promedio se obtiene 93% de la longitud total del taladro.

Con lo argumentado se está en condiciones de afirmar que se ha cumplido con la hipótesis general que señala: Mejorar el proceso de perforación y voladura en las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha permite reducir costos, quedando por lo tanto demostrada dicha hipótesis.

5.2.2. Hipótesis específicas

Hipótesis específica a)

En la hipótesis específica a) La apropiada clasificación y determinación de las características del macizo rocoso de las labores mineras de la Zona II permitirán mejorar las operaciones de perforación y voladura en la Unidad Minera Yauricocha.

De acuerdo con la evaluación geomecánica tomando como referencia los valores de RMR de Bieniawski (1989), la calidad de la masa rocosa es:

- Regular (Clase III-B, RMR 41-50),
- Mala A (Clase IV-A, RMR 31-40), y
- Mala B (Clase IV-B, RMR 21-30).

De modo que también se ha determinado que la calidad de la masa rocosa es la de IVA, conocido como roca mala, se ha diseñado mallas de perforación con voladura controlada en la corona de las labores de desarrollo tal como se observan en las mallas líneas arriba.

Como resultado de la implementación de la malla diseñada los avances han sido mayores porque se ha evitado el debilitamiento de los techos, debido a que cuando el terreno era de menor calidad en vez de explosivo se utilizaban solamente cordón detonante reduciendo el costo de la voladura y además permitía evitar vibraciones que afecten al techo de la labor.

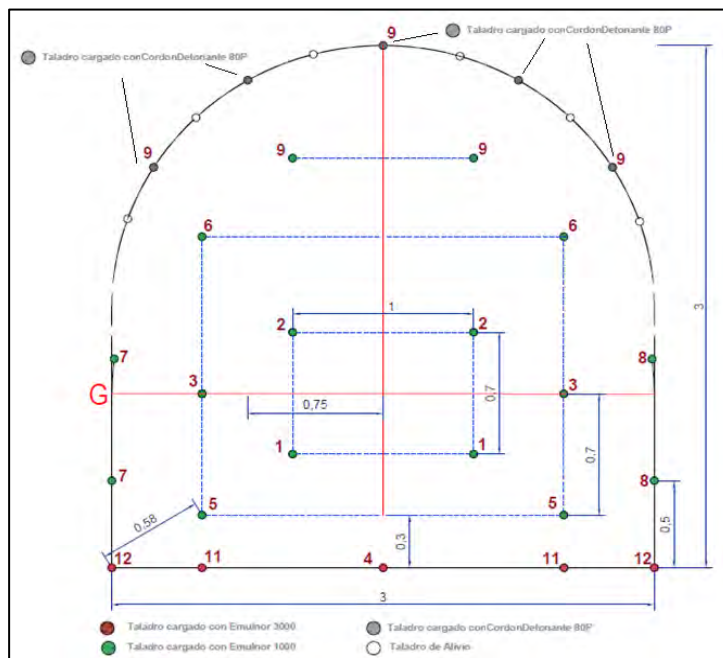
Entonces, los buenos resultados en relación con los avances lineales, así como consecuencia la reducción de los costos totales de perforación y voladura, han sido debido al diseño adecuado para el frente ubicado en terreno de calidad IVA. Consecuentemente, se da por comprobado la hipótesis específica a).

Hipótesis específica b)

Como hipótesis específica b) se planteó que: La mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en las labores mineras de la Zona II en la Unidad Minera Yauricocha permitirá mejorar el rendimiento.

Para la demostración de esta hipótesis se tiene en cuenta la malla de perforación y voladura, en la que se diseñó la voladura controlada. Para tal finalidad en la corona de la labor se perforaron taladros sin carga explosiva o alivio, de igual manera se dejó de lado el uso de cualquier tipo de explosivo, en vez de ello se introducía cordón detonante denominado 80P que está constituido por un núcleo de pentrita (PETN), recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico para el daño en su uso así como para evitar su inutilización por presencia de agua. Su uso es para voladuras de recorte, precorte y voladura amortiguada, obteniéndose superficies uniformes en los contornos finales de los túneles y cámaras subterráneas, ello ha sido demostrado después de cada disparo. El diseño de la malla usada es el siguiente:

Figura 35. Voladura controlada con cordón detonante.



Fuente: Elaboración propia

Después del disparo se obtenía techos uniformes sin sobre rotura tal como se observa en la Figura siguiente:

Figura 36. Resultados de la voladura controlada.



Fuente: Propia

De modo que contemplando las consideraciones del diseño de la malla de perforación y voladura que considera la voladura controlada y los buenos resultados en el techo de la labor después de cada disparo se puede afirmar que la hipótesis específica es verdadera.

Hipótesis específica c)

En la hipótesis específica c), se considera que: La mejora del avance por disparo y la reducción de los costos de operación en las labores mineras en la Zona II permitirán cumplir con las metas de producción en la Unidad Minera Yauricocha.

Para el análisis de los resultados obtenidos se realiza el resumen de estos de acuerdo con las dimensiones de las labores, en ellas también se considera si los avances son convencionales y el tipo de corte utilizado en cada una de las labores.

Tabla 25. *Avances en sección de 3m x 3m.*

Labores	Longitud barreno (m)	Longitud de taladro (m)	Avance (m)	% de avance por disparo
Sección 3,0mx3,0m – corte “V”.	1,20	1,10	1,10	100
Sección 3,0mx3,0m jackleg corte quemado.	1,80	1,70	1,60	94
Sección 3,0mx3,0m jackleg corte quemado.	2,40	2,30	2,10	91
Promedio				95

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla anterior se tiene los tres tipos de frentes de sección de 3m x 3m, que se diferencian en el tipo de corte y/o en la longitud del barreno, en dichos casos se ha realizado la medición de los avances y se ha medido la eficiencia en cada tipo. En dichos casos los avances sobrepasan el 90% estipulado como base.

Luego de realizar el promedio en estos tipos de labores se ha logrado un avance del 95%, 5% más de lo propuesto.

Tabla 26. Avances en sección de 3,5m x 3m.

Labores	Longitud barreno (m)	Longitud de taladro (m)	Avance (m)	% de avance por disparo
Sección 3,5mx3,0 – breasting jackleg.	1,80	1,60	1,50	94
Sección 3,5mx3,0 – breasting jackleg.	2,40	2,20	2,10	95
Sección 3,5mx3,0m breasting jumbo.	3,00	2,70	2,50	93
Sección 3,5mx3,0m breasting jumbo.	3,70	3,30	3,00	91
Promedio				93.25

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla anterior se tiene los cuatro tipos de frentes de sección de 3,5m x 3m, que se diferencian en el tipo de corte y/o en la longitud del barreno, en dichos casos se ha realizado la medición de los avances y se ha medido la eficiencia en cada tipo. En dichos casos los avances sobrepasan el 90% estipulado como base. Luego de realizar el promedio en estos tipos de labores se ha logrado un avance del 93,25%, 3,25% más de lo propuesto.

Tabla 27. Avances en sección de 3,5m x 3,5m.

Labores	Longitud barreno (m)	Longitud de taladro (m)	Avance (m)	% de avance por disparo
Sección 3,5mx3,5m corte “V”.	1,20	1,20	1,10	92
Promedio				92

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla anterior se tiene una labor de sección de 3,5m x 3,5m con corte en “V”. Luego de realizar las mediciones de los avances se ha determinado que el avance fue del 92%, 2%, 3,25% más de lo propuesto.

Tabla 28. *Avances en sección 4m x 3,5m.*

Labores	Longitud barreno (m)	Longitud de taladro (m)	Avance (m)	% de avance por disparo
Sección 4,0mx3,5m breasting jumbo.	3,00	2,70	2,50	93
Sección 4,0mx3,5m breasting jumbo.	3,70	3,30	3,00	91
Promedio				92

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla anterior se tiene los dos tipos de frentes de sección de 4,0m x 3,5m, que se diferencian en la longitud del barreno, en dichos casos se ha realizado la medición de los avances y se ha medido la eficiencia en cada tipo. En dichos casos los avances sobrepasan el 90% estipulado como base. Luego de realizar el promedio en estos tipos de labores se ha logrado un avance del 92%, 2% más de lo propuesto.

Entonces de acuerdo con lo establecido en cada análisis de las tablas analizadas para la hipótesis específica c), se puede concluir que la hipótesis específica propuesta es verdadera y cumple con los objetivos de la investigación.

CONCLUSIONES

- La calidad de la roca predominante del tipo IV-A, conocido como roca mala implementándose la voladura controlada en la corona de las labores de desarrollo y se usó para la voladura solamente cordón detonante 80P con el que se redujo el costo de la voladura y se evitó mayores vibraciones que afecten al techo de la labor.
- Con la implementación de la malla de perforación el avance promedio por disparo, de manera general ha sido 93% de la longitud total del taladro, en vez del estándar de 90%. Esto influye en el menor costo unitario por metro de avance con un ahorro de 16.55 US\$/m de avance.
- Al determinar la cantidad de metros perforados hasta de enero hasta julio del 2023, estos son 749 metros lineales con un costo total de 279 714.05 US\$, al realizar el cálculo del costo unitario promedio por metro de avance, el valor es de 373.45 US\$/m.
- Considerando el costo de la empresa por metro de avance de 390.00 US\$/m en 749 metros lineales sería el costo de 292 110 US\$, obteniéndose una diferencia positiva (ahorro) de 12 395.95 US\$, lo cual significa el 4,3% del costo total programado.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda estandarizar los indicadores obtenidos en toda la Mina en donde se encuentre zonas geomecánicas tales como la Zona II.
- Se recomienda continuar con la investigación para poder mantener los avances en mayores porcentajes y cumplir la programación de avances.
- Se recomienda capacitar a los colaboradores encargados de las operaciones de perforación y voladura con temas de costos.

BIBLIOGRAFÍA

- León, R. (2018). *Proyectos de mejora y reducción de costos en una mina superficial de cobre*. Lima, Perú: Tesis para título profesional. PUCP.
- Pari, D. (2016). *Optimización de costos unitarios en la explotación de la veta la raja - Minera El Solitario S.A.C. Vitor - Arequipa*”. Arequipa: Perú: Tesis para título profesional. UNAS.
- Quispe Arque, J. C. (2018). *Evaluación del rendimiento de la emulsión gasificada en la voladura de rocas de la minera Las Bambas – Cotabambas, Apurímac*. Tesis para título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Sánchez, H. y Reyes, C. (1988). *Metodología y diseños en la investigación científica*. Lima, Perú. Editorial Mantaro.
- Vargas, J. (2000). *Planificación de Construcciones Subterráneas con Métodos Estocásticos*. España: Tesis Doctoral.
- Verasay, P., (2013). *Aplicación de las herramientas de costos y gestión a las actividades mineras*. Argentina. Tesis de Maestría.
- Sonami. (2016). *Perforación y tronadura*. <https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2016/03/6.perforacion-y-tronadura.pdf>.
- Zapana Gamarra, E. D. (2018). *Implementación de un agente de voladura altamente energético (vistis) en macizos rocosos competentes de mineral, aumentando la producción y disminuyendo la granulometría CIA Minera las Bambas*. Tesis para título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

ANEXOS

ANEXO 1

CUADRO DE RESULTADOS JUNIO 2023

LABORES PROGRAMADAS						LUNES	MARTES		MIÉRCOLES	JUEVES		VIERNES		SÁBADO		DOMINGO		SEM 1
						26/06/23	27/06/23		28/06/23	29/06/23		30/06/23		01/07/23		02/07/23		
ZONA	CUERPO	PISO	NIVEL	FASE	LABOR	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N		
II	PROMETIDA	0	720	DESARROLLO	CX.1820-1									1.00	1.00	1.00	3.00	
II	PROMETIDA	0	720	DESARROLLO	ES. 1820-1													
II	PROMETIDA	0	720	DESARROLLO	ES. 1724													
II	PROMETIDA	0	720	DESARROLLO	ES. 7621													
II	VANESA	3	920	EXPLORACION (CAPEX)	ES. 9783	1.20											1.20	
II	KIMBERLY	6	1070	DESARROLLO	CM. 1205-1													
II	KIMBERLY	6	1070	DESARROLLO	CM. 1205-2													
II	KIMBERLY	6	1070	EXPLORACION (CAPEX)	SN. 1218	3.00		3.00			2.00						10.00	
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	RP. 8773		2.70	2.80	2.90				2.90		2.80		16.80	
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	ES. 8773-14													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	ES. 8773-15													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	ES. 8773-2													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	ES. 8773-16													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CM. 8773-4 NE													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CM. 8773-4 SE													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CM. 8773-5 E													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CH. 075-6													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CX. 5972	3.05	3.10			3.00		2.95			3.00		15.10	
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	ES. 5906							1.50					1.50	
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	RF. 6018 NE													
II	ESPERANZA	0	1070	DESARROLLO	CM. 1060 NW													
II	KIMBERLY	0	1070	DESARROLLO	RP. 9312 (-)	2.80		2.80	2.90	2.90		3.10		3.10			20.40	
II	KIMBERLY	0	1070	PREPARACIÓN	CM. 9312-3													
II	KIMBERLY	0	1070	DESARROLLO	ES. 9312-2											1.50	1.50	
II	KIMBERLY	0	1070	DESARROLLO	RF. 9312-2											1.50	1.50	
II	KIMBERLY	7	1070	PREPARACIÓN	SN. 1218 N													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 N	3.00	1.70		3.00	3.00		3.10		3.10		3.00	19.90	
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 S													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 E													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 E-1													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 E-2													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 W-1													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 W-2													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL. 1218 W-3													
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	ES. 1218													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	SN.1775													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	AC. 5690 SE					3.00	3.00		3.00	3.10		2.85	18.95	
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	ES. 5689													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	GL. 5689-1													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	GL. 5689-2													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	GL. 5689-3													
II	CARMENCITA	9	1120	PREPARACIÓN	GL. 5689-4													
LABORES NO PROGRAMADAS																		
II																		
II																		
TOTAL						13.05	7.50	8.60	8.80	11.90	5.00	10.65	5.90	10.30	6.80	9.85	109.85	

JUMBO	3.02	3.10	3.00	3.00	3.00	3.00	3.05	3.00	3.10	3.00	2.93	
MUKI	3.01		3.05		3.00	3.00	3.03		3.05		2.96	3.01
JACK LEG	13.05	7.50	8.60	8.80	11.90	5.00	10.65	5.90	10.30	6.80	9.85	
SELL / TABUL / DESQ.	16.05		16.10	14.60	14.60		15.65		16.20		16.65	
	104.0	106.9	103.4	103.4	103.4	103.4	105.2	103.4	106.9	103.4	100.9	

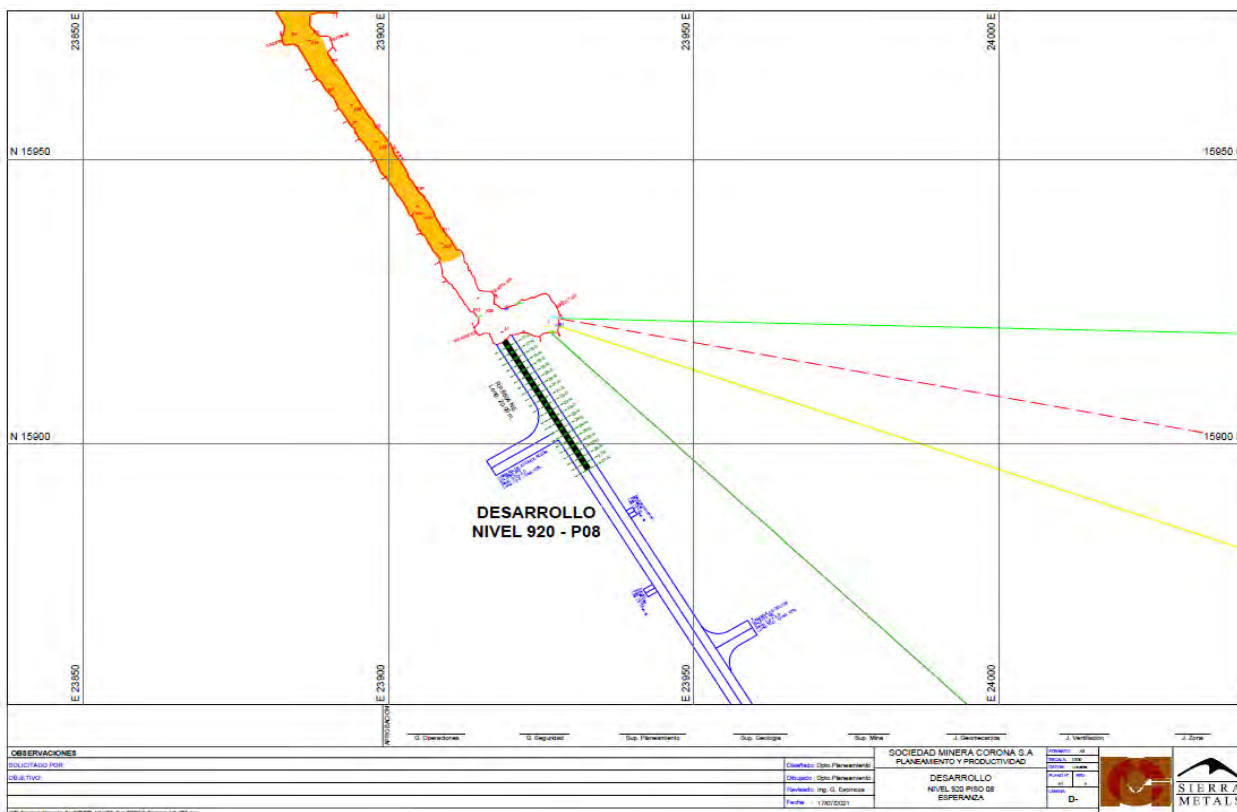
CUADRO DE RESULTADOS JULIO 2023

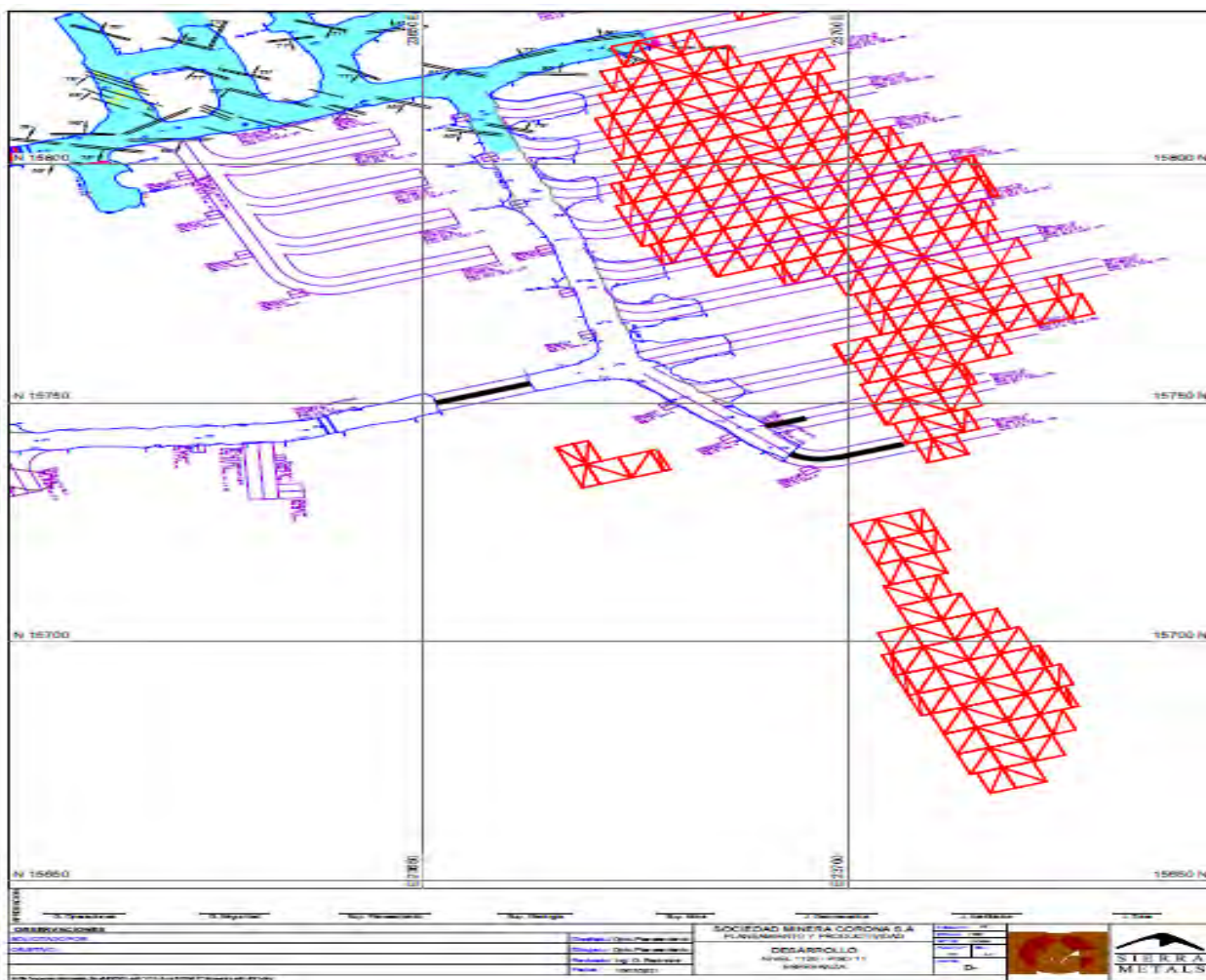
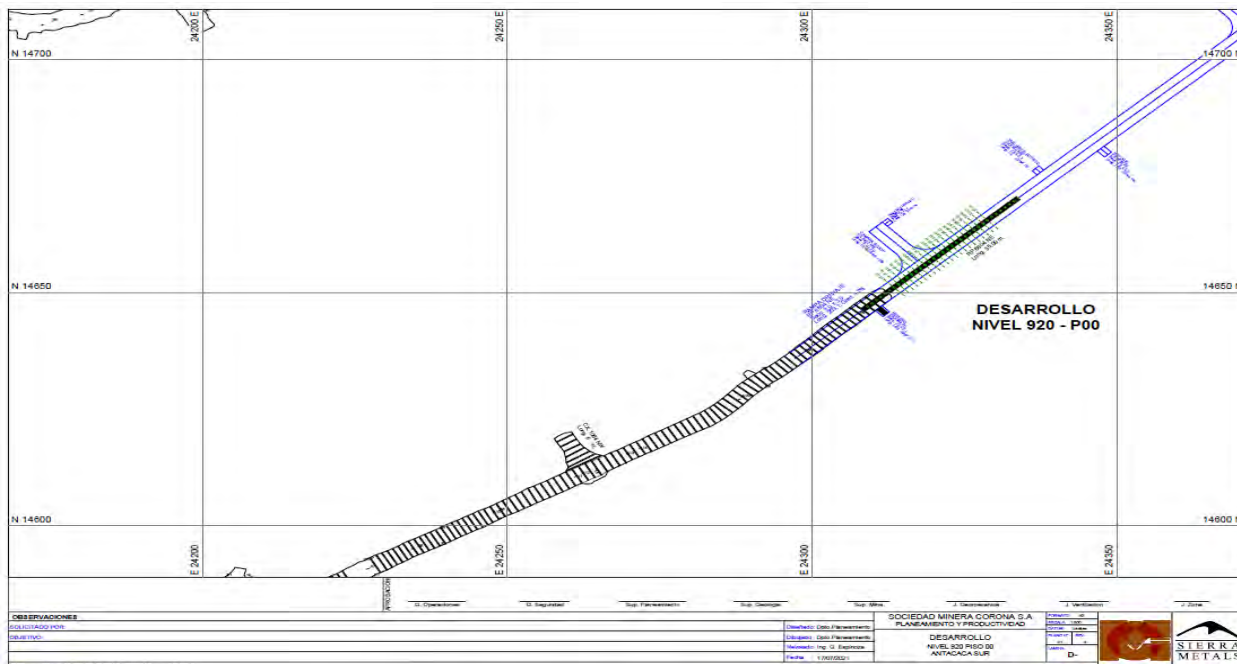
LABORES PROGRAMADAS									LUNES		MARTES		MIÉRCOLES		JUEVES	VIERNES	SÁBADO	DOMINGO			
ZONA	CUERPO	PISO	NIVEL	FASE	LABOR	SEM 1	SEM 1	SEM 2	14/08/23		15/08/23		16/08/23		17/08/23	18/08/23	19/08/23	20/08/23		SEM 3	
									D	N	D	N	D	N	N	D	D	D	N		
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	CX.1820-1	14.20	25.00	9.00													
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	CM.1820-2			2.00	2.30								2.50	2.50	2.50		12.30
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	ES.1820-3																1.00
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	ES.1820-5																
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	ES.1820-4N																
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	ES.1820-4S																
II	ESPERANZA	0	720	DESARROLLO	CM.7521				2.00		3.00	2.50	2.50								12.50
II	KIMBERLY	6	1070	DESARROLLO	CM.1205-2	9.50	5.00	3.00	3.10												3.10
II	KIMBERLY	6	1070	DESARROLLO	ES.1205 NE																
II	KIMBERLY	6	1070	DESARROLLO	ES.1205	1.50															
II	ESCONDIDA	0	1070	DESARROLLO	RF.8773-14																
II	ESCONDIDA	0	1070	DESARROLLO	RP.8773	11.00	12.20	4.80	2.70	2.80			2.80	3.00	3.00			2.60			16.90
II	KIMBERLY	0	1070	DESARROLLO	RP.9312(-)	5.00	17.70	23.20								2.80	2.80	3.00	3.05		14.65
II	KIMBERLY	0	1070	DESARROLLO	RF.9312-4																
II	KIMBERLY	10	1120	DESARROLLO	ES.3314																
II	PRIVATIZADORA	2	1070	PREPARACIÓN	SN.8400 SE1			3.00	3.00	3.00		3.00			3.10	2.00				14.10	
II	PRIVATIZADORA	5	1070	PREPARACIÓN	AC.8255			13.30		3.00											3.00
II	KIMBERLY	7	1070	PREPARACIÓN	SN.1218 N																
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL.1218 N																
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL.1218 S																
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL.1218 E								3.00								3.00
II	KIMBERLY	11	1120	PREPARACIÓN	GL.1218 E-1	3.00															
LABORES NO PROGRAMADAS																					
II																					
II																					
TOTAL						95.10	135.20	86.20	11.10	8.00	7.80	6.10	8.50	8.30	3.00	8.90	7.30	8.10	5.55	96.15	

JUMBO				3.03	3.00	3.00	3.05	3.00	3.00	3.00	3.05	-	3.00	3.05							
MUKI	3.05	3.02	3.00	3.02		3.03		3.00	3.00	3.05	3.00	3.03									3.02
JACK LEG				11.10	8.00	7.80	6.10	8.50	8.30	3.00	8.90	7.30	8.10	5.55							
SELL / TABUL / DESQ.				19.10		13.90		16.80	8.00	13.40	11.30		13.65								
	104.6	103.4	103.4	105.2	103.4	103.4	103.4	105.2	0.0	103.4	105.2										

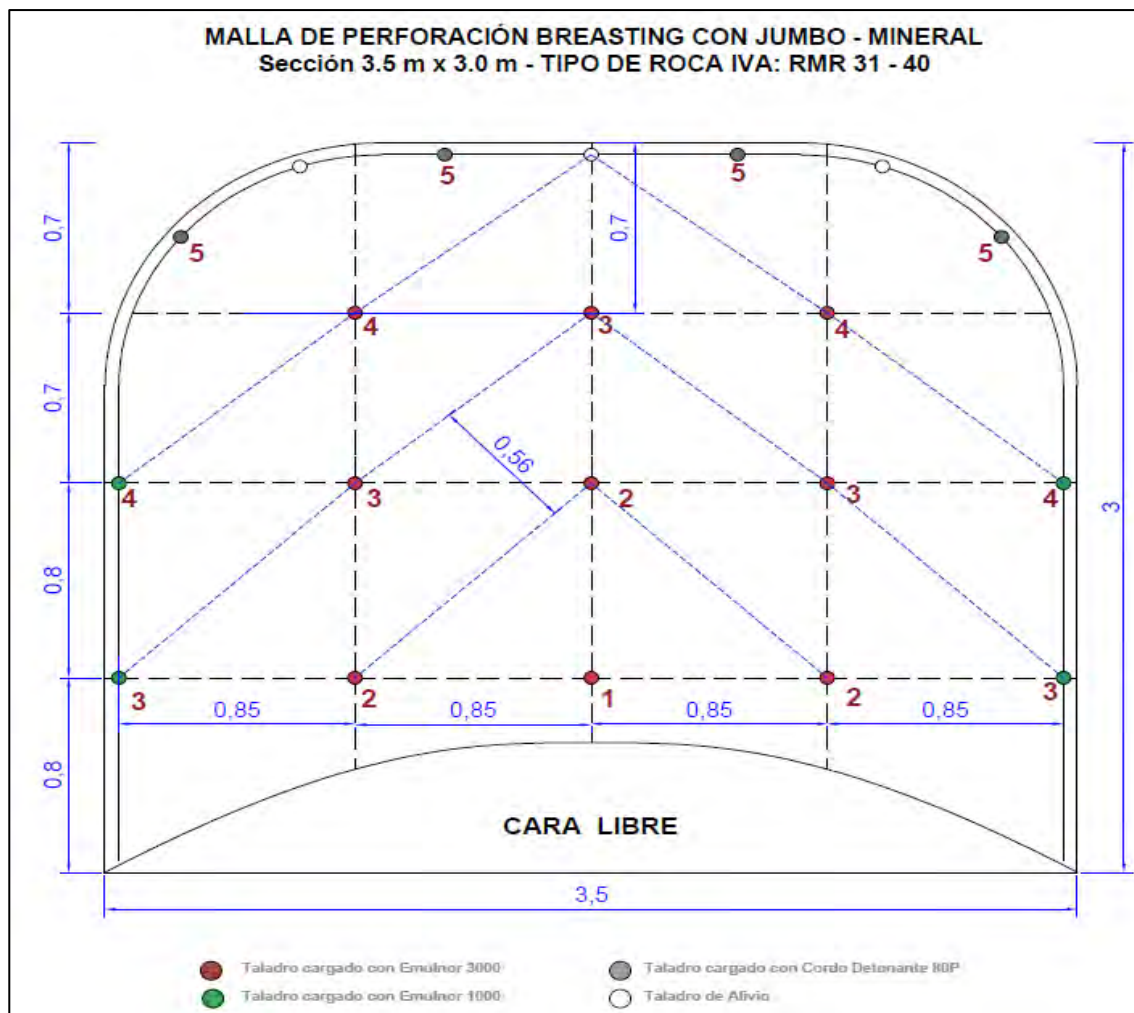
ANEXO 2

PLANOS DE UBICACIÓN DE LOS TAJEOS ELEGIDOS COMO MUESTRA



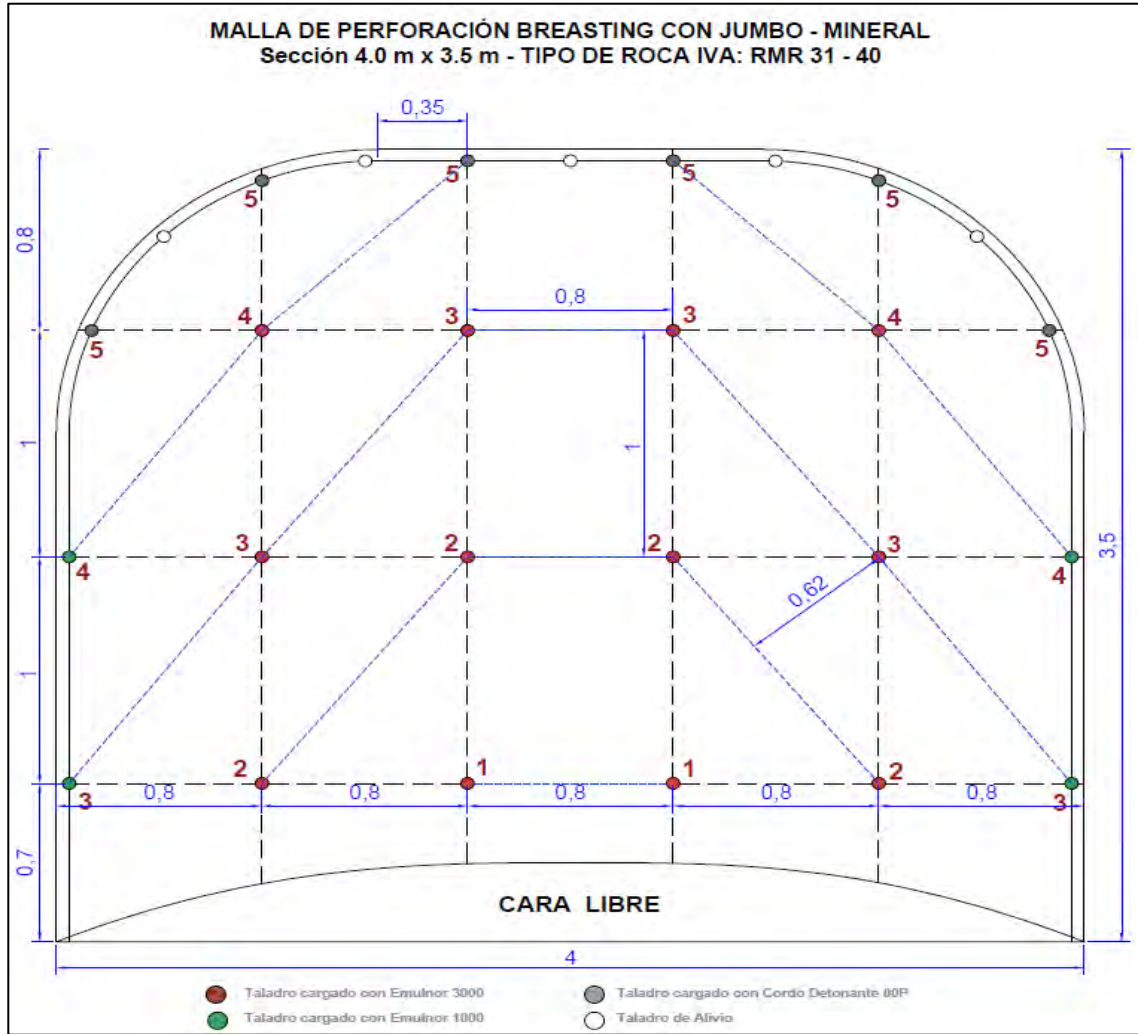


ANEXO 4.



DISTRIBUCIÓN POR TALADRO BREASTING CON JUMBO 3.5m x 3.0m - TIPO DE ROCA RMR 31-40

Secuencia de salida	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS			10 PIES					12 PIES						
				FAMECORTE	CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CORDON DETONANTE 80P	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA	FAMECORTE	CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CORDON DETONANTE 80P	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA
	Denominación	Cargados	Vacios	E-20 ggs/tal	1 1/8" x 12" lbs/tal	1 1/4" x 12" lbs/tal	m/tal	Kg	Kg/tal	E-20 ggs/tal	1 1/8" x 12" lbs/tal	1 1/4" x 12" lbs/tal	m	Kg	Kg/tal
1	1ª SALIDA	3				10		8.0	2.7					9.6	3.2
2	2ª SALIDA	3				10		8.0	2.7					9.6	3.2
3	3ª SALIDA	3				10		8.0	2.7					9.6	3.2
4	HASTIAL	4			7	1		7.1	1.8		9	1		8.8	2.2
5	CORONA	4	5		1	1	2.5	3.0	0.7		1	1	2.8	3.1	0.8
	TOTAL CARGADOS	17	4		32	98	10	34.0	2.0		40	116	11	40.7	2.4



DISTRIBUCIÓN POR TALADRO BREASTING CON JUMBO 4.0m x 3.5m - TIPO DE ROCA RMR 31-40

Secuencia de salida	DISTRIBUCION DETALADROS			10 PIES					12 PIES						
				FAMECORTE	CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CORDON DETONANTE 80P	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA	FAMECORTE	CARTUCHOS EMULNOR 1000	CARTUCHOS EMULNOR 3000	CORDON DETONANTE 80P	TOTAL	DENSIDAD DE CARGA
				E-20	1 1/8" x 12"	1 1/4" x 12"				E-20	1 1/8" x 12"	1 1/4" x 12"			
				ppa/tal	Und./tal	Und./tal	m/tal	Kg	Kg/tal	ppa/tal	Und./tal	Und./tal	m	Kg	Kg/tal
1	1ª SALIDA	4			10		10.6	2.7			12		12.8	3.2	
2	2ª SALIDA	4			10		10.6	2.7			12		12.8	3.2	
3	3ª SALIDA	4			10		10.6	2.7			12		12.8	3.2	
4	HASTIAL	4		7	1		7.1	1.8		9	1		8.8	2.2	
5	CORONA	6	5		1	1	2.5	4.5	0.7		1	1	2.8	4.7	0.8
	TOTAL CARGADOS	22	4		34	130	15	43.5	2.0		42	154	17	51.8	2.4