

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALURGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**OPTIMIZACIÓN DEL CICLO DE MINADO EN LAS LABORES HORIZONTALES
EN MINERA LUNA DE ORO S.A.C. CAMANA - AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

BACH. ALEJANDRO JOLBER CUSI GUTIERREZ

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL

DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada:.....

Optimización del ciclo de minado en las labores horizontales en minera luna de oro S.A.C. Camana - Arequipa

presentado por: Alexandra Solber Cusi Gutierrez con DNI Nro.: 47522637..... presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de Ingeniero de Minas.....

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2..... veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10.....%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

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.	
Mayor 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 página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 25 de Noviembre..... de 2024.....

[Firma]
Firma
Post firma Mgt. Odilón Contreras Arauco
Nro. de DNI 23823356
ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259 408389712

Alejandro Jolber Cusi Gutierrez

OPTIMIZACIÓN DEL CICLO DE MINADO EN LAS LABORES HORIZONTALES EN MINERA LUNA DE ORO S - correcciones.

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:408389712

Fecha de entrega

22 nov 2024, 12:53 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

22 nov 2024, 12:58 p.m. GMT-5

Nombre de archivo

OPTIMIZACIÓN DEL CICLO DE MINADO EN LAS LABORES HORIZONTALES EN MINERA LUNA DE OR....pdf

Tamaño de archivo

25.5 MB

197 Páginas

34,404 Palabras

181,041 Caracteres




10% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe


- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 20 palabras)

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 0%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
243 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A dios por darme la oportunidad de continuar con mi vida profesional y superar cada reto presentado en mi vida.

Dedico este trabajo a mis padres, a mi hija Mikaela, y a mi amada Kimberlyd, por todo este apoyo incondicional.

A mi hermano y hermanas, por su apoyo incondicional

...Alejandro Jolber Cusi Gutiérrez

AGRADECIMIENTO

Mi especial agradecimiento:

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco y la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por permitir mi formación profesional, con el perfil profesional y valores para el servicio a la sociedad.

A todos mis maestros involucrados, por su enseñanza y sabiduría en las aulas de la escuela profesional de Ingeniería de minas.

Mi agradecimiento sincero a la Gerencia General de la Minera Luna de Oro S.A.C., y todos los ingenieros que me brindaron la oportunidad y confianza necesaria para el desarrollo de la investigación de optimización del ciclo de minado de labores horizontales.

Finalmente, al Ingeniero Odilón Contreras Arana, por su dedicación, paciencia y comprensión en la culminación de la presente investigación.

PRESENTACIÓN

SEÑOR DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

SEÑORES CATEDRÁTICOS MIEMBROS DEL JURADO

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal la obtención del título profesional de Ingeniero de Minas a través de la modalidad de tesis. Para ello, se presenta el estudio titulado: **“OPTIMIZACIÓN DEL CICLO DE MINADO EN LAS LABORES HORIZONTALES EN LA MINERA LUNA DE ORO S.A.C. CAMANA – AREQUIPA”**

La deficiencia de la productividad de avance en labores horizontales del Nv. 1100 de la Minera Luna de Oro S.A.C. acarrea el incumplimiento de los programas de avance como galerías, cruceros, etc.

A partir de la baja productividad de avance en labores horizontales dan inicio a la investigación para mejorar los resultados en la perforación, voladura y un análisis a detalle de la malla de perforación y del tipo de explosivos, tomando en cuenta las características del macizo rocoso y equipos que se tiene en la unidad tomando en cuenta las medidas de seguridad adecuadas para dar condiciones a los trabajadores.

RESUMEN

El presente estudio busca optimizar los procesos del ciclo de minado en las labores horizontales del nivel 1100 de Minera Luna de Oro S.A.C., con el objetivo de reducir costos y tiempos en el avance lineal y por disparo. Se evaluaron dos labores de avance con secciones de 7' x 8' y 6 pies de longitud (GL 755 SO y CX 830 S). Los análisis identificaron problemas relacionados con el mal estado y mantenimiento de los equipos, falta de estandarización en las mallas de perforación y voladura, y distribución inadecuada de taladros, lo que afectaba la productividad y generaba retrasos críticos.

Para resolver estas limitaciones, se diseñó una nueva malla de perforación y voladura basada en el modelo matemático de Roger Holmberg y simulaciones con JK SimBlast-2D FACE, empleando emulsión encartuchada y explosivos especializados. Además, se capacitó al personal y se aseguraron condiciones óptimas para los equipos. Con esta propuesta, se mejoraron los tiempos de perforación de 3.32 a 2.28 horas, aumentó la eficiencia de perforación del 92.96% al 97%, y se alcanzó un avance promedio por disparo de 1.70 metros (frente a los 1.40 metros iniciales).

La optimización también redujo el costo por disparo de US\$ 625.51 a US\$ 507.17 y mejoró la eficiencia de voladura al 96%. Estos resultados destacan la viabilidad de implementar estas mejoras en las operaciones unitarias, logrando avances significativos en productividad y costos.

Palabras clave: **Optimización, perforación, voladura, evaluación, aplicación.**

ABSTRACT

This study aims to optimize mining cycle processes in horizontal workings at the 1100 level of Minera Luna de Oro S.A.C., with the goal of reducing costs and time for linear and blast advancements. Two development workings with cross-sections of 7' x 8' and 6 feet in length (GL 755 SW and CX 830 S) were evaluated. The analyses identified issues related to poor equipment condition and maintenance, lack of standardization in drilling and blasting patterns, and improper drill hole distribution, which affected productivity and caused critical delays.

To address these challenges, a new drilling and blasting pattern was designed based on Roger Holmberg's mathematical model and simulations using JK SimBlast-2D FACE, employing cartridge emulsion and specialized explosives. Additionally, personnel training was conducted, and optimal equipment conditions were ensured. With this proposal, drilling times improved from 3.32 to 2.28 hours, drilling efficiency increased from 92.96% to 97%, and the average advancement per blast reached 1.70 meters (compared to the initial 1.40 meters).

The optimization also reduced the cost per blast from US\$ 625.51 to US\$ 507.17 and improved blasting efficiency to 96%. These results underscore the feasibility of implementing these improvements in unit operations, achieving significant advances in productivity and cost reduction.

Keywords: Optimization, drilling, blasting, evaluation, implementation.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTO.....	II
PRESENTACIÓN.....	III
RESUMEN.....	IV
ABSTRACT.....	VI
INDICE GENERAL.....	VIII
INDICE DE TABLAS.....	XIX
INDICE DE FIGURAS.....	XXI
INTRODUCCIÓN.....	XXII

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA -----	1
1.1 Descripción del Problema.....	1
1.2 Formulación del Problema.....	2
1.2.1 Problema General.....	2
1.2.2 Problemas Específicos	2
1.3 Objetivos de Investigación.....	3
1.3.1 Objetivo General.....	3
1.3.2 Objetivos Específicos.....	3

1.4	Justificación y Delimitación de la Investigación	3
1.4.1	Justificación de la Investigación	3
1.4.2	Delimitación de la investigación.....	4
1.4.2.1	Delimitación Temporal.....	4
1.4.2.2	Delimitación Espacial.....	5
1.5	Hipótesis de la Investigación	5
1.5.1	Hipótesis General.....	5
1.5.2	Hipótesis Específicos	5
1.6	Variables e Indicadores.....	6
1.6.1	Operaciones Independientes	6
1.6.2	Variable dependiente	6
1.6.3	Operacionalización de las variables.....	7
1.7	Metodología de Investigación.....	7
1.7.1	Tipo de Investigación.....	8
1.7.2	Nivel de la investigación.....	8
1.7.3	Población y Muestra de la Investigación	8
1.7.3.1	Población	8
1.7.3.2	Muestra	9
1.7.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	9
1.7.4.1	Técnicas de recolección de la información.....	9

1.7.4.2	Instrumentos de recolección de datos	9
1.7.5	Análisis y procesamiento de recolección de datos.....	10
1.7.5.1	Análisis de datos.....	10
1.7.5.2	Procedimiento de recolección de datos	10

CAPITULO II

MARCO TEORICO	11	
2.1	Antecedentes de la Investigación.....	11
2.1.1	A Nivel Nacional	11
2.2	Bases Teóricas	14
2.2.1	Minería Subterránea.....	14
2.2.1.1	Selección de método de explotación	14
2.2.1.2	Clasificación de los métodos de explotación.....	15
2.2.2	Tipos de labores subterráneas de acuerdo a su inclinación.....	16
2.2.3	Desarrollo y Preparación de Mina	17
2.2.4	Influencias de las Condiciones Geomecánicas	18
2.2.4.1	Características Geomecánicas	18
2.2.4.2	Clasificaciones Geomecánicas de Macizo Rocoso.....	19
2.2.4.2.1	Índice de Calidad de Roca (RQD).....	19
2.2.4.2.2	Clasificación de Bieniawski (RMR)	20
2.2.4.2.3	Sistema de Clasificación de Barton (Q)	21

2.2.4.2.4	Clasificación GSI (Índice de resistencia geológica)	22
2.2.5	Sistema de Avance de labores mineras	23
2.2.5.1	Perforación.....	23
2.2.5.2	Proceso de Perforación	23
2.2.5.3	Equipos y Accesorios de Perforación.....	24
2.2.5.3.1	Compresora	24
2.2.5.3.2	Perforadora Neumática Jack Leg	25
2.2.5.3.3	Accesorios de perforación.....	25
2.2.6	Diseño de mallas de perforación en minería subterránea	26
2.2.6.1	Diseño de malla de perforación y carga mediante el método Roger Holmberg	26
2.2.6.1.1	Avance por disparo.....	28
2.2.7	Voladura.....	29
2.2.7.1	Eficiencia de Voladura	29
2.2.7.2	Esquema de voladura de labores Horizontales	29
2.2.7.2.1	Cuele o Arranque	29
2.2.7.2.2	Contracuele.....	31
2.2.7.2.3	Destroza.....	31
2.2.7.2.4	Contorno.....	32
2.2.7.3	Ventilación.....	33

2.2.7.4	Limpieza	33
2.2.8	Costos.....	33
2.3	Marco Conceptual.....	35
2.3.1	Definición de términos.....	35

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA LUNA DE ORO -----38

3.1	Generalidades.....	38
3.1.1	Ubicación	38
3.1.2	Accesibilidad.....	39
3.1.3	Breve Historia de la Mina.....	40
3.1.4	Clima.....	40
3.1.5	Relieve	41
3.1.5.1	Valles.....	41
3.1.5.2	Llanuras	42
3.1.5.3	Flanco Occidental de los Andes	42
3.2	Geología del Yacimiento	42
3.2.1	Geología Regional	43
3.2.1.1	Geología Estructural	45
3.2.1.1.1	Zona del Macizo Pre-cambriano	45
3.2.1.1.2	Zona Plegada y Fallada	45

3.2.1.1.3	Zona de Emplazamiento del Batolito Costanero.....	48
3.2.1.1.4	Zona de Depresión de Caravelí.....	48
3.2.1.1.5	Zona Poco Deformada.....	49
3.2.2	Geología Local.....	52
3.2.2.1	Rocas Intrusivas e Hipoabisales	52
3.2.3	Geología Económica.....	55
3.2.3.1	Recursos Mineros	55
3.2.3.2	Reserva de Mineral.....	56
3.2.3.3	Vida Probable de la Mina	57
3.2.4	Geomecánica.....	58
3.2.4.1	Características Geomecánicas de las Rocas	58
3.3	Minería.....	62
3.3.1	Generalidades.....	62
3.3.2	Capacidad de Producción Mina	62
3.3.3	Programación de Labores Horizontales	62
3.3.3.1	Avance en Construcción de Labores Horizontales en Condiciones Actuales .	63
3.3.3.2	Desarrollo del Ciclo de Minado en GL 755 SO, en Condiciones Actuales.....	63
3.3.3.2.1	Perforación	63
3.3.3.2.2	Voladura	70
3.3.3.2.3	Ventilación	73

3.3.3.2.4	Limpieza y Acarreo	74
3.3.3.2.5	Sostenimiento	75
3.3.3.3	Desarrollo del Ciclo de Minado del Crucero CX 830 S, en Condiciones Actuales	77
3.3.3.3.1	Perforación	77
3.3.3.3.2	Voladura en el Crucero CX 830 S (Inicial).....	84
3.3.3.3.3	Ventilación	84
3.3.3.3.4	Limpieza y Acarreo.....	85
3.3.3.3.5	Sostenimiento en el Crucero CX 830 S (Inicial).....	86
3.3.4	Método de Explotación por Tajeos	87
3.3.4.1	Diseño y Preparación de los Blocks de Explotación	87

CAPITULO IV

MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO DE CONSTRUCCIÓN DE LABORES HORIZONTALES -----89

4.1	Importancia de las labores Horizontales	89
4.1.1	Identificación de Labores Horizontales	91
4.2	Diseño y Características de las Operaciones del Ciclo de Minado en Labores Horizontales inicial de la minera	91
4.2.1	Principales problemas Detectados en las Operaciones Unitarias de Labores Horizontales	92

4.2.1.1	Problemas Principales Detectados en Labores de Avance Horizontal en Perforación y Voladura	92
4.2.1.2	Perforación y Voladura de Labores Horizontales Iniciales	94
4.2.1.3	Malla de Perforación Inicial de Estudio	94
4.2.1.4	Distribución de la Carga Explosiva de las Mallas de Perforación y Voladura Iniciales	94
4.2.1.5	Seguimiento y Análisis de los Resultados de Malla de Perforación y Voladura Inicial	96
4.3	Diseño y Aplicación Propuesto de las Operaciones Principales del Ciclo de Minado en Labores Horizontales	97
4.3.1	Análisis de la Nueva Malla de Perforación y Voladura de Acuerdo a las Características del Macizo Rocoso	97
4.3.2	Diseño de la Nueva Malla de Perforación y Voladura Propuesta el método de Roger Holmberg	99
4.3.2.1	Cálculos para labores horizontales (GL 755 SO)	99
4.3.2.1.1	Área del frente de perforación (S):.....	99
4.3.2.1.2	Análisis y Estimación del Avance o Profundidad de Taladro en Función del Diámetro Equivalente	100
4.3.2.1.3	Diseño Matemático de la malla de perforación propuesto con el modelo matemático de Roger Holmberg para el arranque	102
4.3.2.1.4	Calculo de datos del primer cuadrante de la malla de perforación	109

4.3.2.1.5	Cálculos matemáticos para los taladros de hastiales	113
4.3.2.1.6	Realizamos los cálculos para los taladros de la corona.....	117
4.3.2.1.7	Calculo para los taladros de arrastre de la galería.....	120
4.3.2.2	Resumen de los Resultados y Diseño de la Malla de Perforación y Voladura de Sección de 7' x 8' Propuesto (2.13 m x 2.44 m).....	122
4.3.3	Resultados Operativos de la Malla de Perforación Propuesta	126
4.3.4	Simulación de la Voladura con el Software JK SIMBLAST – 2D FACE de Sección 2.13 m x 2.44 m.	127
4.3.4.1	Generación de la Malla de Perforación y Carguío de Explosivos en JK SimBlast	127
4.3.4.2	Simulación de Detonación con JK SimBlast – 2D Face	129
4.3.4.3	Análisis de Isotiempos.....	131
4.3.4.4	Dimensiones y Velocidad de Picoparticulas (Vpp).....	132
4.3.4.5	Distribución de la Energia del Explosivo y su Posibles Distribución	133

CAPITULO V

ANALISIS DE RESULTADOS DEL PROYECTO ----- 134

5.1	Análisis Técnico Comparativo de Resultados Obtenidos de Construcción de Labores Horizontales	134
5.1.1	Comparación e Implementación de la Malla de Perforación y Voladura Propuesta ..	135
5.1.1.1	Optimización y Prueba de Malla de Perforación y Voladura Propuesto.....	136

5.1.2	Costos Después de la Mejora de Construcción de Labores Horizontales.....	140
5.1.2.1	Costos Actuales con la Optimización Propuesta de la GL 755 SO por Guardia	140
5.1.2.1.1	Costos de mano de Obra.....	140
5.1.2.1.2	Costos de Implementos de Seguridad	141
5.1.2.1.3	Costos de Herramientas Manuales	141
5.1.2.1.4	Costo de Perforación	142
5.1.2.1.5	Costo de Voladura.....	144
5.1.2.1.6	Costos de Ventilación.....	144
5.1.2.1.7	Costos de Limpieza	145
5.1.2.1.8	Costos de Sosténimiento	146
5.1.3	Análisis de Resultados de la Propuesta de Avance Lineal de Labores Horizontales	148
5.1.4	Resultados Comparativos de la Mejora del Ciclo de Minado de Labores Horizontales	150
5.1.5	Comparativo de Costos del ciclo de minado por Metro de Avance inicial y el propuesto.....	152
6	CONCLUSIONES -----	154
7	RECOMENDACIONES -----	156
8	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS -----	157
9	ANEXOS A: cálculos matemáticos del 2do, 3er y 4to cuadrante -----	161

10 ANEXO B: Fotografías	172
--------------------------------------	------------

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de Variables Independientes y dependiente.....	7
Tabla 2. Calidad de Roca	21
Tabla 3. Secciones de un frente según el modelo de Roger Holmberg-Persson.....	27
Tabla 4. Coordenadas de los vértices del polígono de área de estudio.....	38
Tabla 5. Accesibilidad a la minera Luna de Oro S.A.C.....	39
Tabla 6. Resumen de reservas de la Minera luna de Oro S.A.C.....	56
Tabla 7. Vida probable de la Minera.....	57
Tabla 8. Caracterización geomecánica de la roca en el Nv. 1100 – Galería Gl 755 SO.....	58
Tabla 9. Evaluación geomecánica del tipo de roca en el Nv.1100, galería GL 755 SO.....	59
Tabla 10. Monitoreo de tiempos de perforación de la malla de perforación actual.....	65
Tabla 11. Resumen de perforación en la GL 755 SO	66
Tabla 12. Costo de Mano de obra	66
Tabla 13. Costo de equipo y aceros de perforación	67
Tabla 14. Costo de equipos adicionales	67
Tabla 15. Costo de implementos de seguridad	68
Tabla 16. Costo de herramientas.....	69
Tabla 17. Costo de voladura de la GL 755 SO (Actual).....	72
Tabla 18. Costo de ventilación (Actual)	74
Tabla 19. Costo de limpieza y acarreo (Actual).....	75
Tabla 20. Costo de sostenimiento (Actual).....	75
Tabla 21. Resumen de costos de la galería GL 755 SO (Zona Florcita I)	76

Tabla 22. Monitoreo de tiempos de perforación de la malla de perforación actual CX 830 S....	79
Tabla 23. Resumen de perforación en la CX 755 S	80
Tabla 24. Costo de mano de Obra por disparo del CX 830 S	80
Tabla 25. Costo de equipo y aceros de perforación del CX 830 S	81
Tabla 26. Costo de equipos adicionales	81
Tabla 27. Costo de implementos de seguridad	82
Tabla 28. Costo de herramientas del CX 830 S	82
Tabla 29. Costos totales de perforación del CX 755 S	83
Tabla 30. Costo de voladura de la GL 755 SO (Actual)	84
Tabla 31. Costo de ventilación del crucero CX 830 S por disparo inicial	85
Tabla 32. Costo de limpieza y acarreo (Actual).....	85
Tabla 33, Costo de sostenimiento del crucero CX 830 S (Inicial).....	86
Tabla 34. Resumen de costos por disparo del crucero CX 830 S	86
Tabla 35. Distribución de la carga de explosivo de malla de perforación y voladura inicial	95
Tabla 36. Análisis de resultados de malla de perforación y voladura.....	96
Tabla 37. Parámetros para la propuesta de diseño de perforación y voladura.....	98
Tabla 38. Constante y valores de fijación	114
Tabla 39. Resumen de los cálculos matemáticos del método Roger Holmberg para roca regular tipo III – sección 2.13 m x 2.44 m	123
Tabla 40. Distribución de la carga explosiva de la malla propuesta.....	125
Tabla 42. Resultados operativos de la malla de perforación y voladura propuesto.....	126
Tabla 43. Programa de avance de labores horizontales – Octubre 2023	136
Tabla 44. Parámetros de perforación y voladura Obtenidos	137

Tabla 45. Costo mano de obra	140
Tabla 46. Costos de implementos de seguridad por guardia.....	141
Tabla 47. Costos de herramientas manuales actualizada	142
Tabla 48. Costos de aceros de perforación	143
Tabla 49. Costo de equipos adicionales de perforación.....	143
Tabla 50. Costo de explosivos y accesorios.....	144
Tabla 51. Costo de ventilación.....	145
Tabla 52. Costos de limpieza de la GL 755 SO por disparo	145
Tabla 53. Costo de sostenimiento	147
Tabla 54. Resumen de costos de la galería GL 755 SO (propuesto)	147

INDICE DE FIGURAS

Figura 1. Labores de Preparación	17
Figura 2. Evaluación del macizo rocoso después de la voladura.....	18
Figura 3. Relación de J_v en una unidad de volumen	19
Figura 4. Clasificación GSI, Hoek y Brown.....	22
Figura 5. Compresora estacionaria Atlas Copco Drill Air X28-Diesel	24
Figura 6. Perforadora Neumática JACK LEG RNP-250X	25
Figura 7. Barrenos cónicos de Atlas Copco de 6 pies	25
Figura 8. Secciones establecidas por Roger Holmberg en un frente	27
Figura 9. Cuele o Arranque disparado	30
Figura 10. Tipos de arranque	30
Figura 11. Contracuele disparado	31

Figura 12. Destroza ya disparada.....	32
Figura 13. Perfil final tras recorte	32
Figura 14. Ventilador axial de 3,000 CFM.....	33
Figura 15. Ubicación de la Minera Luna de Oro S.A.C.	39
Figura 16. Mapas metalogénicos de la actividad minera artesanal en Arequipa.....	43
Figura 17. Unidades Geomorfológicas	44
Figura 18. Plano geológico regional adaptado al cuadrángulo Caravelí	50
Figura 19. Columna Estratigráfica Regional	51
Figura 20. Columna Estratigráfica Local.....	53
Figura 21. Mapa Geológico local, adaptado del cuadrángulo de Caravelí	54
Figura 22. Veta aurífera Blanquita I, con rellenos de oro a las microfisuras de pirita y calcopirita, presencia de cuarzo y óxidos de hierro	57
Figura 23. Malla de perforación actual en la Galería 755 SO	64
Figura 24. Perforación de los taladros de arrastre de la GL755 SO	70
Figura 25. Forma de carga de ANFO de los taladros de la GL 755 SO	71
Figura 26. Proceso de amarre y secuencia de salida para cada taladro	71
Figura 27. Carguío de taladros con guías Carmex en frentes Horizontales.....	72
Figura 28. Generador Fema 120 KW y 150 KW abierto grupo electrógeno.....	73
Figura 29. Equipo LHD Sandvik LH 202 de 1.5 yd.....	74
Figura 30. Distribución y espaciamiento de los Split set de 1.20, Para roca regular III.....	76
Figura 31. Vista en planta ubicación del Crucero CX 830 S.....	77
Figura 32. Malla de perforación actual del crucero CX 830 S	78
Figura 33. Diseño de block de explotación de 30 x 45 metros	87

Figura 34. Malla estándar (Zig - Zag) de perforación para tajeos	88
Figura 35. Tajo Tj 315 en Veta Florcita I.....	88
Figura 36. Plano topográfico de ubicación y programación del cruce CX 830 S y GL 755 SO	90
Figura 37. Sección de la galería GL 755 SO	99
Figura 38. Diseño de arranque de la malla de perforación propuesto.....	104
Figura 39. Detalle del primer cuadrante calculado	111
Figura 40. Malla de perforación y voladura para la sección de 2.13 m x 2.44 m, tipo de roca regular III.....	124
Figura 41. Distribución de taladros de arranque y del 1er al 4to cuadrante.	127
Figura 42. Carguío de explosivos con Emulnor de 5000 y 3000 (1" x 7")	128
Figura 43. Secuencia de salida, amarre o enmallado y retardos	129
Figura 44. Simulación de detonación de la malla propuesto para labores horizontales	130
Figura 45. Gráficos de los isotiempo.....	131
Figura 46. Análisis de datos de VPP.....	132
Figura 47. Análisis de distribución de la energía de salida del explosivo en MJ/M3	133
Figura 48. Proceso de carguío y amarre de los faneles ms con pentacord	138
Figura 49. Fanel MS y Carmex (2.10 m).....	138
Figura 50. Disparo propuesto de la GL 755 SO en nivel 1100, fragmentación y sección uniforme	139
Figura 51. Tabla modificada de G.S.I. adaptado a la Minera Luna de Oro S.A.C.	146
Figura 52. Análisis de perforación promedio propuesto.....	148
Figura 53. Análisis de avance por disparo propuesto	149

Figura 54. Factor de potencia obtenido con la malla propuesta	150
Figura 55. Comparación de avance inicial y propuesto.....	151
Figura 56. Comparación de factor de carga (Kg/TM) Inicial y propuesto	152
Figura 57. Comparación de costos totales de construcción lineal Inicial vs Propuesto	153
Figura 58. Diseño del tercer cuadrante para la malla propuesta.....	167
Figura 59. Veta Blanquita.....	172
Figura 60. Estructura Mineral Blanquita I.....	172
Figura 61. Estructura Mineral Veta Florcita I.....	173
Figura 62. Manga de ventilación y conexión de tubería secundaria de agua y aire comprimido	173
Figura 63. Campamento de la minera Luna de Oro.....	174

INTRODUCCIÓN

La Minera Luna de Oro S.A.C., localizada en el distrito de Mariano Nicolás Valcárcel, Arequipa, desarrolla actividades mineras en el nivel 1100, utilizando el método de explotación de corte y relleno ascendente convencional. En estas labores, se han detectado deficiencias operativas puntuales que afectan el rendimiento en el avance lineal, incrementando los costos y tiempos asociados a las operaciones unitarias, como la perforación y voladura.

La principal problemática radica en la falta de estandarización en los diseños de mallas de perforación, la selección inapropiada de explosivos y accesorios, y la ausencia de un control riguroso en la ejecución de estas operaciones. Esto repercute directamente en la eficiencia de los ciclos de minado, reduciendo el avance por disparo y generando sobrecostos en la construcción de labores horizontales.

El presente trabajo de investigación busca optimizar los parámetros técnicos de perforación y voladura en las labores horizontales del nivel 1100 mediante el diseño de mallas basadas en modelos matemáticos y la simulación con software especializado, como Jk SimBlast. Asimismo, se evalúan las variables técnico-económicas críticas que afectan el desempeño de las operaciones unitarias, proponiendo soluciones que permitan mejorar la eficiencia y reducir los costos operativos.

Esta investigación, llevada a cabo entre junio y noviembre de 2023, analiza detalladamente las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y los parámetros de diseño actuales. Los resultados obtenidos serán una herramienta para la mejora continua en la planificación y ejecución de los ciclos de minado, contribuyendo al cumplimiento de las metas de desarrollo de la empresa.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1 Descripción del Problema

La empresa Minera Luna de Oro S.A.C. opera entre los niveles 1100 y 1210, llevando a cabo actividades como perforación, voladura, ventilación, limpieza, sostenimiento y explotación de minerales auríferos, utilizando el método de corte y relleno ascendente convencional en las vetas Florcita I y Florcita II. Además, realiza labores de desarrollo y preparación en la veta Blanquita II, tales como cruceros, galerías, subniveles, chimeneas de doble compartimento (buzón/camino), entre otras.

Actualmente, se presentan deficiencias en el avance lineal y en la sección inadecuada de las labores, lo que genera retrasos, altos costos de construcción y el incumplimiento de la programación en las labores horizontales, ocasionando pérdidas económicas. Es necesario reducir los costos y tiempos asociados a las principales actividades del ciclo de minado en el nivel 1100, con especial énfasis en la perforación y voladura.

Las deficiencias en los trabajos de perforación y voladura en los frentes de avance se deben, principalmente, a la falta de estandarización de las mallas de perforación para los distintos tipos de macizo rocoso y al uso inadecuado de explosivos y accesorios. Esto conlleva un bajo rendimiento en el avance lineal. Por ello, es necesario buscar optimizar los costos operativos y los parámetros de perforación y voladura mediante un adecuado diseño de mallas basado en métodos matemáticos, así como capacitar al personal en los diferentes ciclos de operación.

2.2 Formulación del Problema

La presente investigación pretende responder las siguientes preguntas

2.2.1 Problema General

¿Cómo optimizar los procesos del ciclo de minado en labores horizontales del nivel 1100 para disminuir los costos y tiempos de avance lineal de los frentes de desarrollo de la Minera Luna de Oro S.A.C.?

2.2.2 Problemas Específicos

- ¿Cómo se logrará optimizar los parámetros de perforación y voladura en las labores horizontales de la Minera Luna de Oro S.A.C.?
- ¿Cuál es el efecto que causa no conocer las variables técnico económicos en el avance lineal de la Minera Luna de Oro S.A.C.?
- ¿En qué medida influye los procesos de optimización de las operaciones del ciclo de minado en la construcción de labores horizontales en el nivel 1100 de la Minera Luna de Oro S.A.C.?

2.3 Objetivos de Investigación

2.3.1 *Objetivo General*

Optimizar los procesos del ciclo de minado en labores horizontales del nivel 1100 para disminuir costos y tiempos de avance lineal en frentes de desarrollo y preparación de la Minera Luna de Oro S.A.C.

2.3.2 *Objetivos Específicos*

- Optimizar los parámetros de perforación y voladura en labores horizontales de la minera Luna de Oro S.A.C.
- Determinar los efectos que causa las variables técnico económicos en los avances lineales de frentes de avance de la Minera Luna de Oro S.A.C.
- Determinar los procesos de optimización de las operaciones del ciclo de minado en la construcción de labores horizontales en el nivel 1100 de la Minera Luna de Oro S.A.C.

2.4 Justificación y Delimitación de la Investigación

2.4.1 *Justificación de la Investigación*

La productividad en los avances lineales de la Minera Luna de Oro S.A.C. depende de una planificación y un buen diseño de las diferentes labores mineras subterráneas propias, con la finalidad de cumplir los programas semanales y mensuales para alcanzar los objetivos trazados y aprovechar el recurso mineral.

Esto conlleva a optimizar las operaciones de avance ya sea vertical y horizontal por la falta de cumplimiento de los programas, dado que se tiene una serie de dificultades en el ciclo de minado donde la deficiencia es relevante en la perforación y voladura por el inadecuado uso de malla de perforación por falta de estandarización en los diferentes tipos de malla de perforación, falta de

control en paralelismo, mal carguío de explosivos y entre otros. Estas dificultades conllevan a retrasos en los avances lineales generando costos adicionales en perforación, voladura, limpieza, ventilación principalmente.

Con la presente investigación se pretende optimizar el método de excavación o ciclo de minado de las diferentes labores horizontales para generar beneficio económico y cumplir los programas de avance de la minera Luna de Oro S.A.C.

2.4.2 Delimitación de la investigación

La investigación estará limitada a las operaciones en el nivel 1100 por ser el nivel principal de acceso y profundización a los recursos mineros existentes en la etapa de desarrollo y preparación.

Las operaciones unitarias para la investigación y optimización estarán centradas en la GL 755 SO en la zona Florcita II, la cual garantizara una explotación de los recursos minerales de forma adecuada y sostenible en la Minera Luna de Oro S.A.C, ubicada en el departamento de Arequipa, provincia de Camaná y distrito Mariano Nicolas Valcárcel.

2.4.2.1 Delimitación Temporal

La investigación se llevó a cabo desde junio del 2023 hasta noviembre del 2023, periodo en el cual se realizó un análisis detallado de las actividades mineras desarrolladas en la empresa Minera Luna de Oro S.A.C. Durante estos meses, se enfocaron los esfuerzos en identificar y evaluar las deficiencias relacionadas con las operaciones de perforación y voladura, así como en proponer mejoras en los parámetros técnicos y metodológicos empleados. El periodo también permitió implementar estrategias iniciales para optimizar el avance lineal en las labores

horizontales y reducir los costos operativos asociados a las principales actividades del ciclo de minado.

2.4.2.2 Delimitación Espacial

El estudio se centró específicamente en el nivel 1100 de la zona Florcita II de la Minera Luna de Oro S.A.C., ubicado en el distrito de Mariano Nicolás Valcárcel, provincia de Camaná, región de Arequipa. Este nivel corresponde a una de las áreas de mayor actividad minera dentro del yacimiento aurífero, donde se lleva a cabo la explotación mediante el método de corte y relleno ascendente convencional. La elección del nivel 1100 responde a la necesidad de abordar las problemáticas operativas y económicas que impactan directamente en esta área estratégica, incluyendo retrasos en los avances lineales y costos elevados en las labores de desarrollo y preparación.

2.5 Hipótesis de la Investigación

2.5.1 Hipótesis General

Con la Optimización de los procesos del ciclo de minado en labores horizontales del nivel 1100, se logró disminuir los costos y tiempos de avance lineal de los frentes de desarrollo de la Minera Luna de Oro S.A.C.

2.5.2 Hipótesis Específicos

- La optimización de los parámetros de perforación y voladura en labores horizontales influye en el incremento de avance lineal de las labores mineras del nivel 1100.
- La evaluación técnica económica de las variables no conocidas influye en la productividad de avance económicamente en los frentes de preparación de la Minera Luna de Oro S.A.C.

- los procesos de optimización de las operaciones del ciclo de minado se logró optimizar la construcción de labores horizontales de la Minera Luna de Oro S.A.C.

2.6 Variables e Indicadores

2.6.1 Operaciones Independientes

X: Operaciones unitarias

X1 = Perforación

- RQD, RMR, GSI
- Perforación: N° tal/Disparo
- Costo de perforación: \$/ML

X2 = Voladura

- Voladura: FV (Kg/Disparo)
- Costo de Voladura: \$/ML

X3 = Ventilación

- Ventilación: m³/minuto
- Costo de Ventilación: \$/Disparo

X4 = Limpieza

- Limpieza: TM/hora.
- Costo de Limpieza: \$/TM

2.6.2 Variable dependiente

Y: Optimización del ciclo de minado

2.6.3 Operacionalización de las variables

Tabla 1. Operacionalización de Variables Independientes y dependiente

Variab les	Dimensión	Indicadores
Independientes		
Operaciones unitarias	Perforación	<ul style="list-style-type: none"> • N° Tal/disp. • US\$/ML
	Voladura	<ul style="list-style-type: none"> • FV(Kg/disp.) • US\$/ML
	Ventilación	<ul style="list-style-type: none"> • M3/min. • US\$/guardia
	Limpieza	<ul style="list-style-type: none"> • TM/hr. • US\$/TM
	Sostenimiento	<ul style="list-style-type: none"> • US\$/perno
Dependiente		
Optimización del ciclo de minado	Costo/disparo	<ul style="list-style-type: none"> • US\$/disparo

Fuente: Elaboración Propia

2.7 Metodología de Investigación

“El enfoque cuantitativo utiliza la recolección y el análisis de datos para contestar preguntas de investigación y probar hipótesis previamente hechas, confía en la medición numérica, el conteo y frecuentemente en el uso de estadística para establecer con exactitud patrones de comportamiento en una población” (Hernández, Fernández y Baptista, 2014, p. 4)

2.7.1 Tipo de Investigación

Correlacional: Porque este tipo de investigación NO EXPERIMENTAL tiene el propósito de medir el grado de relación que existe entre dos o más conceptos o variables en un contexto particular para disminuir los costos de avance en labores horizontales o lineales.

Descriptivo: es del tipo descriptivo porque se describirá una serie de parámetros operacionales unitarias, cada una de ellas independientemente, para describir, analizar y resumir los procesos del unitarios.

Investigaciones descriptivas se encargan de observar un o más variables y tratar de analizarlas sin considerar relaciones entre ellas, este análisis es puramente característico, es decir el objetivo de estas investigaciones es obtener características generales de la población (Hernández Sampieri, 2014, p98).

2.7.2 Nivel de la investigación

Explicativo: porque se optimizará el ciclo de minado con un análisis a detalle en los avances de los frentes de desarrollo de la Minera Luna de Oro S.A.C.

Para Hernández Sampieri (2014), afirma que “Su interés se centra en explicar por qué ocurre un fenómeno y en qué condiciones se manifiesta, o por qué se relacionan dos o más variables” (p. 95).

2.7.3 Población y Muestra de la Investigación

2.7.3.1 Población

Para Hernández Sampieri (2014), afirma que "una población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones" (p. 174).

La población constituye todas las labores horizontales ya sea en desarrollo o preparación que se vienen ejecutándose tales como frentes de avance.

2.7.3.2 Muestra

En las muestras no probabilísticas, la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de causas relacionadas con las características de la investigación o los propósitos del investigador (Hernández, Fernández y Baptista, 2014 (Song, 2013) (Herbert, 2014) (JAUREGUI MERCADO, 2015)).

La muestra es la GL755 SO y XC 830 S, del Nivel 1100 en la zona Florcita o galería Florcita I, en las operaciones de ciclo de minado de la Minera Luna de Oro S.A.C.

2.7.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

2.7.4.1 Técnicas de recolección de la información

- **Observación Directa:** A través de la observación directa se considera un proceso de recopilación de los datos de las operaciones unitarias de labores horizontales insitu para un análisis a detalle, con la ayuda de estándares y procedimientos mineros que se utilizan para minería subterránea, como la planificación, seguridad, operaciones de la empresa minera.

La observación se dará en la perforación de los frentes de avance, carguío de los taladros, la granulometría después del disparo, la ventilación y limpieza del material roto obtenido.

2.7.4.2 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos de recolección de datos para la investigación fueron formatos de avance por guardia, reporte de usos de explosivos y accesorios, cuaderno de notas de frete en estudio, informes diarios de avance por guardia con registro de costos a detalle de las operaciones unitarias.

2.7.5 *Análisis y procesamiento de recolección de datos*

2.7.5.1 Análisis de datos

El análisis de datos que se emplea como base es el modelo matemático de Roger Holmberg para la malla de perforación, voladura y con características de macizo rocoso como el RMR y RQD también el uso de la simulación en el software Jk Simblast.

De acuerdo a toda la información necesaria recolectada de campo se procesará y analizarán con la ayuda de software Microsoft Excel, AutoCAD, ARCGIS, JK Simblast 2D Face y Microsoft Word.

2.7.5.2 Procedimiento de recolección de datos

Para el procedimiento de recolección de datos del desarrollo de la investigación de tesis tubo la etapa preliminar, etapa de campo y la etapa final de gabinete.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

3.1 Antecedentes de la Investigación

3.1.1 A Nivel Nacional

- a) **Curasma C. & Quispe B. (2019)**. “OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE MINADO Y DE LOS COSTOS DE EXPLOTACIÓN EN LAS LABORES DEL NIVEL 610 UNIDAD JULCANI – COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A. – HUANCVELICA” presentada en la Universidad Nacional de Huancavelica para optar al título profesional de Ingeniero de Minas.

Conclusiones:

- La optimización del proceso de minado permite reducir el costo operativo unitario en las labores del nivel 610. El uso del método de corte y relleno ascendente convencional (CRAC) disminuye el metraje necesario en preparaciones y desarrollos, lo que contribuye a una menor inversión.

- La mejora en el proceso de minado reduce el costo operativo unitario en las labores del nivel 610. Al emplear el método de corte y relleno ascendente convencional (CRAC), se requiere un menor metraje en preparaciones y desarrollos, lo que disminuye los gastos de inversión.
 - Con la implementación de estándares y herramientas de gestión se ha mejorados las tareas laborales en las diferentes operaciones.
- b) **Rivera H. (2019).** “OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG EN EL PROYECTO CENTRAL HIDROELÉCTRICA SAN GABÁN III” presentada en la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, Para optar al título profesional de Ingeniero de Minas.

Conclusiones:

- Se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el modelo matemático Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel.
- Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la construcción del túnel se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal en el túnel, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal.

c) **Ticllasuca E.** (2019). “PLANEAMIENTO DE MINADO A CORTO PLAZO PARA OPTIMIZAR LA PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD MINERA PALLANCATA DE HOCHSCHILD MINING S.A.” presentada en la Universidad Continental, Para optar al título profesional de Ingeniero de Minas.

(2019)

Conclusiones:

- Los planes de avance y producción a corto plazo diseñados para la Unidad Minera Pallancata de Hochschild Mining S.A. han permitido mantener controlados los niveles de producción, asegurando que las desviaciones se mantengan dentro de lo planificado. Asimismo, estos planes ayudan a la empresa a anticipar los niveles de requerimientos y producción que deberá alcanzar la unidad minera.
- La proyección del consumo de recursos físicos y del capital humano a corto plazo en la Unidad Minera Pallancata de Hochschild Mining S.A. ha facilitado la previsión de los recursos necesarios para cumplir con los requerimientos durante la etapa de explotación.

3.2 Bases Teóricas

3.2.1 Minería Subterránea

La minería subterránea consiste en una serie de labores de excavaciones que tienen como fin acceder a los sectores mineralizados que se encuentran en la profundidad del macizo rocoso y extraer el mineral para posteriormente procesarlo y comercializarlo en el mercado internacional con el propósito de generar utilidades a los accionistas de la empresa (Song, 2013).

La minería subterránea es el proceso de extracción de recursos minerales, por métodos de explotación de acuerdo a las características geomecánicas y geológicas del yacimiento, a través de galerías, cruceros, piques, chimeneas, inclinados, etc., estas operaciones son debajo de la superficie de la tierra, sin necesidad de mover la capa superior.

3.2.1.1 Selección de método de explotación

En operaciones subterráneas, la correcta elección del método de explotación depende de la forma y el tamaño, el valor de los minerales contenidos, la composición, estabilidad y fuerza de estrato rocoso, así como la demanda de producción y las condiciones de seguridad del trabajo (aspectos que a veces son casi incompatibles). Aunque las técnicas de minería han avanzado con el paso del tiempo y cada mina es diferente, en todas se intenta conseguir un entorno de trabajo seguro y un funcionamiento rentable (Herrera Juan, 2014, p.9).

Entre los factores determinantes en la elección del método de explotación se toma las siguientes:

- Geometría del yacimiento (Forma, potencia, tamaño y regularidad)
- Aspectos geomecánicos (resistencia, fracturación, Campo tensional in-situ)

- Aspectos económicos (leyes de la mena, costo unitario, productividad y ritmo de extracción)
- Seguridad y medio ambiente (Aspectos de seguridad, impacto ambiental e impacto social)

3.2.1.2 Clasificación de los métodos de explotación

Existen una variedad de clasificaciones de los métodos de explotación utilizados en minería subterránea con enfoques y parámetros.

El diseño de un proyecto minero es cambiante por su naturaleza diversa de los depósitos subterráneos, dado que se lidia con diferentes parámetros y características de un yacimiento al diseñar un proyecto minero.

Se establece tres grandes grupos de métodos de explotación:

- **Autoportantes:** Cámaras y pilares, Cámara de almacén y Cámaras por subniveles
- **Con sostenimiento artificial:** Corte y relleno, Cámaras almacén, Entibación cuadrada.
- **Por Hundimiento:** Hundimiento por subniveles, Hundimiento por bloques y taladros largos.

Los métodos considerados autoportantes o de sostenimiento natural requieren sostenimientos puntuales, tanto el método de cámaras y pilares se emplea para extraer depósitos subhorizontales y tabulares.

Mientras que los métodos de sostenimiento artificial requieren considerables técnicas de sostenimiento para mantener la estabilidad de las labores en explotación, así como un control sistemático del macizo rocoso.

3.2.2 *Tipos de labores subterráneas de acuerdo a su inclinación*

Existen una serie o conjunto de labores que son necesarias para la explotación de un depósito de mineral, estas se construyen de acuerdo a su fin como las siguientes:

- a) **Galerías:** Son excavaciones horizontales poco inclinadas, estas labores son muy comunes en la minería subterránea, se ejecutan sobre betas, por lo general reciben distintos nombres, el cual depende de su función o su posición respecto a la roca que se quiere explotar, estas pueden ser principales o secundarias (Ítalo,2015).
- b) **Crucero:** Es una excavación horizontal que generalmente intercepta a una mineralización o veta con la finalidad de encontrar el recurso mineral o acceso hacia el recurso mineral (veta), en general es una labor entre dos galerías.
- c) **Sub niveles:** Es una labor secundaria intermedia que se construyen por encima de la galería que servirá como piso al tajo de explotación.
- d) **Rampas:** Son excavaciones subterráneas que posibilitan una vinculación entre dos o mas niveles, las que se encuentran a diferentes alturas la que permite el acceso a la superficie, estos varían de acuerdo al potencial, dimensión y capacidad de producción el cual permite diseñar la reserva mineral y posterior explotación, determinar características geomecánicas del macizo rocoso.

Estas labores tienen diferentes funciones, se realizan de acuerdo a la necesidad que se requiere en explotación subterránea como labores de acceso al depósito mineral, acceso de personal, equipos, herramientas, materiales, ventilación, extracción entre otros.

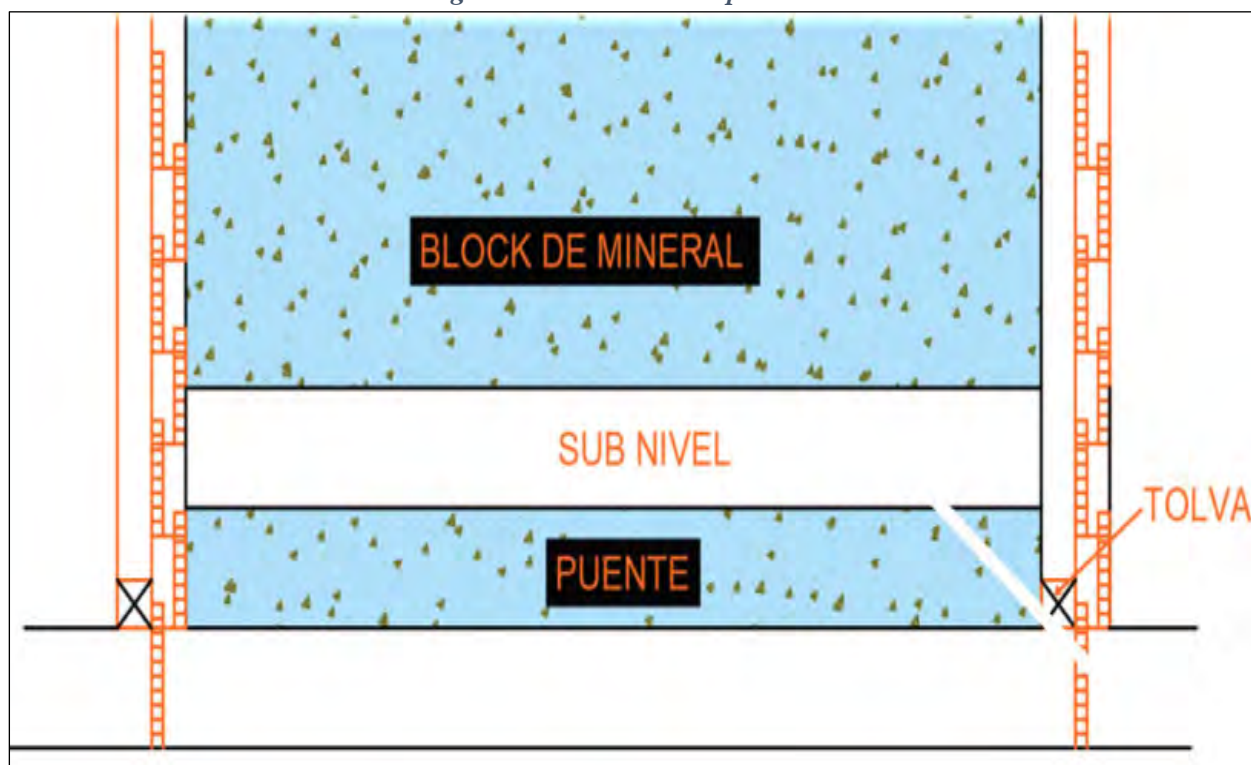
3.2.3 Desarrollo y Preparación de Mina

La etapa de desarrollo corresponde a una compleja red de galerías, cámaras para servicio como talleres, almacenamiento de materiales, polvorines, instalación específicas propios de minería subterránea.

Entre tanto las rampas, chimeneas, piques, cruceros, subniveles, etc. Son necesarias para la preparación de los frentes de explotación como los tajos las cuales inician la producción de mineral.

Todo esto se podría definir como pasos subterráneos que permiten acceso del personal a los frentes de trabajo, traslado de mineral hasta punto de carga o cámara de acumulación. En métodos de explotación, particularmente en los métodos ascendentes, se suele utilizar chimeneas o chimeneas de doble compartimiento para bajar el mineral cotas más abajo.

Figura 1. Labores de Preparación



Fuente: Introducción a las características de minería subterránea, Vol. I (2019)

3.2.4 Influencias de las Condiciones Geomecánicas

3.2.4.1 Características Geomecánicas

Conocer las características geomecánicas del macizo rocoso permite evitar y/o disminuir los incidentes/accidentes por caída de rocas, utilizando las herramientas, a fin de controlar la estabilidad de rocas, estableciendo tipos de sostenimiento en las diferentes labores mineras y garantizando la estabilidad de la masa rocosa, con el fin de brindar una operación segura y de calidad. En labores subterráneas se presentan agrietamientos de los macizos rocosos, las que manifiestan la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión, esto se determina mediante la geomecánica (Cueva, J. 2019).

Figura 2. Evaluación del macizo rocoso después de la voladura



Fuente: Elaboración Propia

3.2.4.2 Clasificaciones Geomecánicas de Macizo Rocoso

La clasificación geomecánica de rocas en minería subterráneas, garantiza la instalación adecuada de las fortificaciones de las labores (Crespo, 2013).

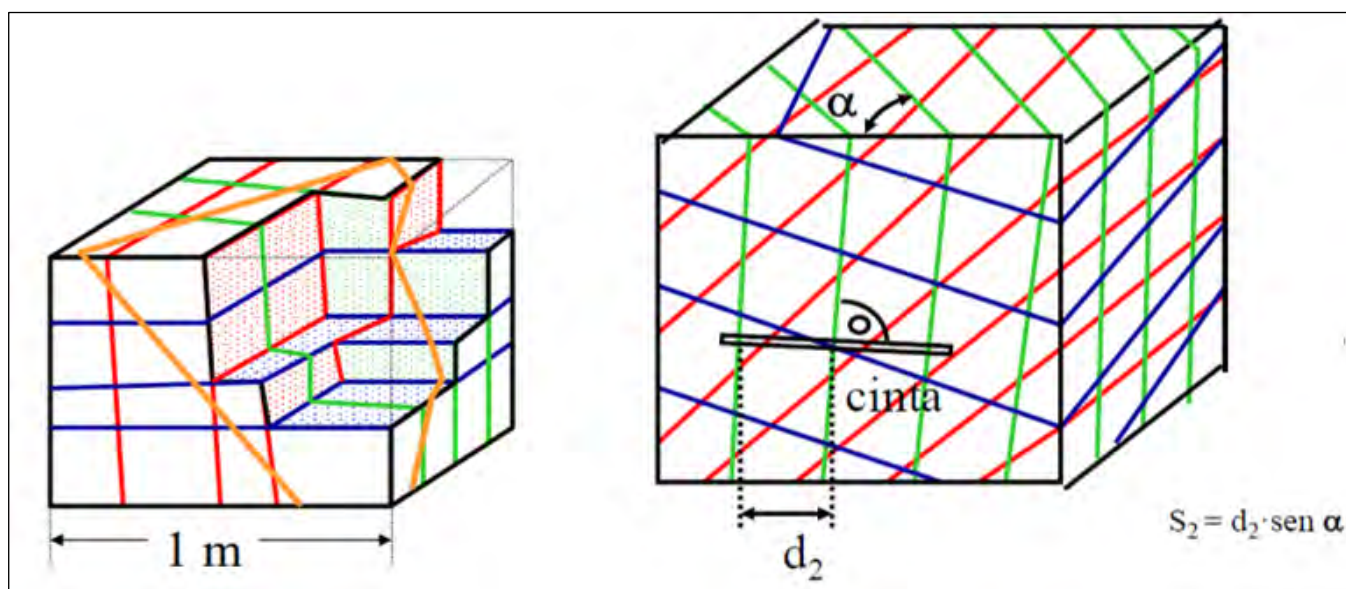
La clasificación geomecánicas se especifican en los siguientes ítems:

3.2.4.2.1 Índice de Calidad de Roca (RQD)

Se desarrollo para proveer un estimado cuantitativo de la calidad de macizo rocoso, a partir de la recuperación modificada de testigos de perforación diamantina, el índice de calidad de roca se define como porcentajes de piezas de testigos intactos mayores o iguales a 100 mm (4 pulg.) en la longitud del testigo.

(Palmstrom, 2005), fig. 3. como en el caso de la Minera Luna de Oro S.A.C., pero las trazas de las discontinuidades son visibles en afloramientos superficiales o en labores de interior de mina, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen.

Figura 3. Relación de J_v en una unidad de volumen



Fuente: Palmstrom, 1974

$$\mathbf{RQD = 115 - 3.3 J_v}$$

Donde J_v es la suma del número de discontinuidades por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades.

Para realizar el cálculo del RQD cuando no se tiene testigos de perforación se puede calcular utilizando la formula empíricas como:

$$\mathbf{RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)}$$

Donde λ es el número de discontinuidades por metro lineal

3.2.4.2.2 Clasificación de Bieniawski (RMR)

El índice RMR, en su versión más actualizada (Bieniawski 1989), fue concebido con el objeto de caracterizar el comportamiento de macizos rocosos fisurados como material de excavación de túneles, considerando el efecto escala. Este tipo de macizos se caracterizan por su naturaleza esencialmente discontinua, anisótropa y heterogénea.

Esta clasificación toma ciertos parámetros:

- La orientación de las discontinuidades respecto al eje
- Si existe presencia de agua
- Resistencia a la compresión simple de la roca matriz
- Índice de calidad de Roca (RQD)
- Estado o condición de juntas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno y meteorización)

- Espaciamiento de discontinuidades

Tabla 2. Calidad de Roca

Clase Macizo Rocoso	Descripción	RMR
I	Macizo roso de excelente calidad	81 - 100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61 – 80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41 – 60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21 – 40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0 – 20

Fuente: Bieniawski (1989)

3.2.4.2.3 Sistema de Clasificación de Barton (Q)

Desarrollado por el Instituto Geotécnico Noruego, basado en casos históricos en Barton y otros pasados entre 0.001 y 1000.

Parámetros individuales usados en el sistema Q:

- Índice de Diaclasa (J_n)
- Índice de rugosidad (J_r)
- Índice de alteración (J_a)
- Coeficiente reductor por la presencia de agua (J_w)
- SRF: factor reductor por tipo de esfuerzos actuales

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

3.2.4.2.4 Clasificación GSI (Índice de resistencia geológica)

Es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la identificación visual de las propiedades geológicas en campo, estas se basan en la apreciación del macizo rocoso a nivel estructural y de condiciones presentes en su superficie (discontinuidades) en tal sentido se toma en cuenta el nivel de alteración y meteorización de las rocas, con su historia geológica y condiciones de formación, estado de fracturamiento presentes en la roca de estudio también la disposición de la juntas o discontinuidades.

Figura 4. Clasificación GSI, Hoek y Brown

INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
<p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.</p>		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
ESTRUCTURA						
<p>INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p>	90			N/A	N/A	
<p>FRACTURADA Macizo rocos con bloques enclavados, bloques cubicos formados tres intersecciones de sistemas de dicontinuidades</p>	80	70				
<p>MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrabados y angulares formados por la interseccion de 4 o mas sistemas</p>		60	50			
<p>FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA Macizo plegado formado por bloques angulares productos de la interseccion de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificacion</p>			40	30		
<p>DISGREGADO Pobremente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p>				20		
<p>LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al debil material en los planos de esquistocidad y cizalla</p>	N/A	N/A			10	
		DECRECE EL ENCLAVAMIENTO DE LOS BLOQUES ↓				

Fuente: Gonzales, V. (2002)

3.2.5 Sistema de Avance de labores mineras

En una obra subterránea, la rotura de la roca ha de conseguirse creando con una voladura una primera cara libre o cuele seguida de la voladura principal. Los equipos de perforación, carga y transporte son específicos debiendo adaptarse a espacios, casi siempre, muy reducidos. En general, los esquemas de voladuras de interior son muy reducidos, por dos razones: una porque las voladuras tienen difícil salida, y la otra, por ser necesario obtener granulometrías pequeñas acorde con los medios de carga y transporte utilizado, apto para interior. Otra particularidad, a considerar entre el conjunto de labores de interior y a cielo abierto, es la toxicidad de los gases de voladura que, en interior, adquiere una gran importancia y en definitiva selecciona el tipo de explosivo a utilizar. (López Jimeno, 2003).

3.2.5.1 Perforación

La perforación y voladura es una técnica utilizada para extraer rocas en terrenos sólidos donde no es viable o rentable utilizar maquinaria mecánica. Esta técnica se aplica tanto en la industria minera como en la construcción, cuando se requiere movimiento de tierras. Consiste en realizar perforaciones en la roca, donde se colocan explosivos que, al detonar, generan la energía necesaria para fragmentar el macizo rocoso. Así, se distinguen dos componentes principales: la tecnología de perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras ((Bernaola Alonso y otros, 2013)).

3.2.5.2 Proceso de Perforación

La apertura de la perforación es consumir la dureza de la roca con golpes incesantes en dos extremos, el primero es golpear con filos cortantes y el otro lado es sacudido y girado de forma constante, de tal forma que cada golpe provoca un corte local en diversas direcciones, conllevando

al proceso de perforación de los taladros con un diámetro equivalente al diámetro del filo cortante utilizado (López & García, 2003).

La perforación con martillo en cabeza neumáticas es accionada con aire comprimido, para los taladros que se realiza en minería convencional, los diámetros varían desde 25mm a 50 mm para la labor plana concurriendo a métodos como Jack-Leg (perforación horizontal), Stopper (perforación chimenea) y Jack-Hammer, (perforación pique) los cuales son aplicados a los taladros de acero sistémicos acabados en broca fija tipo cincel (Chávez, Y. 2015).

3.2.5.3 Equipos y Accesorios de Perforación

3.2.5.3.1 Compresora

Son equipos o maquinas accionadas por un motor a diésel, sujetas a una compresora de tipo tornillo, estas máquinas brindan aire comprimido a las tuberías de una red distribuida en interior mina de las cuales accionan a las máquinas perforadoras neumáticas para la actividad de perforación.

Figura 5. Compresora estacionaria Atlas Copco Drill Air X28-Diesel



Fuente: Atlas Copco

3.2.5.3.2 Perforadora Neumática Jack Leg

Es una maquina neumáticas con barra de avance que se puede ser usada para realizar taladros horizontales e inclinados, están son usadas en la construcción de galerías, cruceros, ventanas, rampas, subniveles, etc., utiliza una barra de avance para sostener la perforación y proporciona la dirección de manipulación de la perforadora.

Figura 6. Perforadora Neumática JACK LEG RNP-250X



Fuente: Manual de perforadoras RNP

3.2.5.3.3 Accesorios de perforación

Se tiene accesorios de perforación para las máquinas de perforación neumáticas (Aceros) como los barrenos fig. 7 de Atlas y Sandvik de 3, 4 ,6 y 8 pies. así como brocas de perforación de 36 mm y 38 mm.

Figura 7. Barrenos cónicos de Atlas Copco de 6 pies



Fuente: Elaboración propia

3.2.6 *Diseño de mallas de perforación en minería subterránea*

El diseño de mallas de perforación es el conjunto de taladros que se perforan en un determinado frente de trabajo, este diseño se determina por parámetros o aspectos propios de la geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad de taladros.

El buen diseño de malla de perforación tiene el objetivo de reducir los costos de perforación, obtener avances favorables, determinar el orden y salida de los taladros, etc.

La malla de perforación se refiere a la distribución de los taladros en una voladura. Se considera la distancia más próxima del taladro cargado a la cara libre (burden) y la distancia entre taladros (espaciamiento), y su relación directa con la profundidad del taladro. En las operaciones de voladura subterránea, existen diferencias respecto a las voladuras en minería superficial, ya que no se cuenta con una cara adicional de alivio como suele haber en muchas operaciones a cielo abierto. En las operaciones subterráneas, solo se dispone de una cara en la cual se deben perforar los taladros y crear el alivio perpendicular a dicha cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se genera el alivio adecuado al detonar los primeros taladros, el los taladros complementarios de la voladura generará una fragmentación insuficiente y no se logrará el efecto deseado (EXSA, 2009).

3.2.6.1 *Diseño de malla de perforación y carga mediante el método Roger Holmberg*

Para la optimización de labores Horizontales de la Minera Luna de Oro S.A.C., y lograr un avance esperado y estandarizar para los diferentes tipos de roca se usará el modelo matemático de Roger Holmberg.

Persson, Holmberg & Lee (1993) buscan la eficiencia en el avance de construcción de galerías y túneles, en base al diámetro de los taladros de alivio y al uso de distintos explosivos en

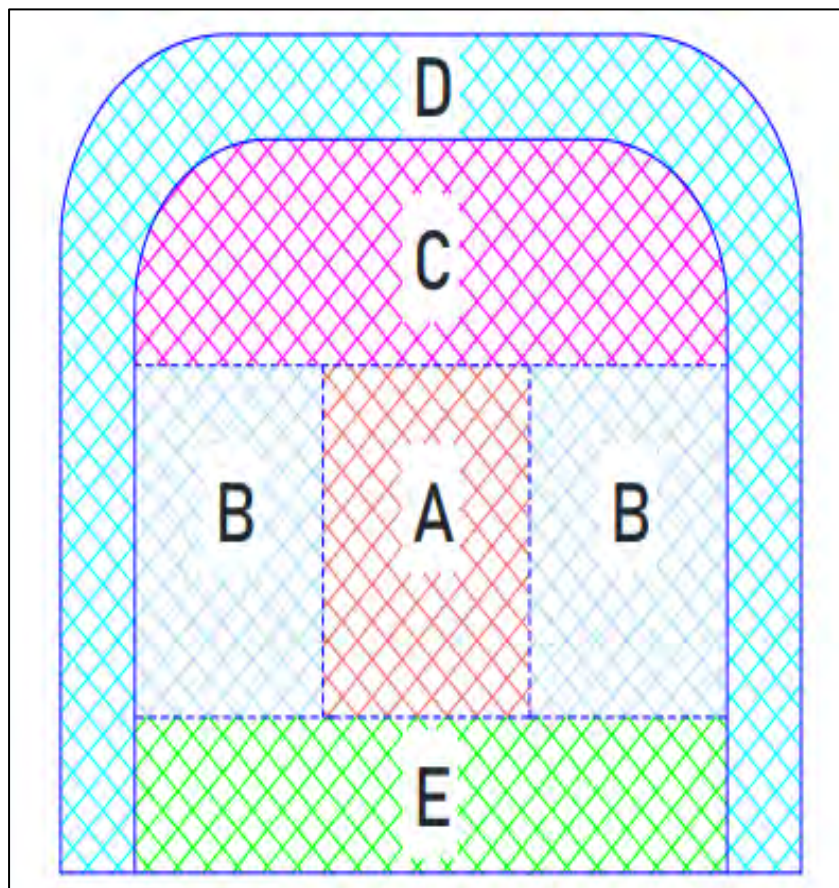
mayor cantidad, para realizar el diseño de perforación y voladura, los cuales se dividen en frente de trabajo en 5 secciones diferentes (A, B, C, D y E).

Tabla 3. Secciones de un frente según el modelo de Roger Holmberg-Persson

Secciones de un frente	
Zona A = Sección de corte	Arranque
Zona B = Sección de tajeo	Ayudas de los hastiales
Zona C = Sección de alza	Ayudas de la corona
Zona D = Sección de contorno	Hastiales y corona
Zona E = Sección de arrastre	Arrastres

Fuente: Persson, Holmberg & Lee (1994)

Figura 8. Secciones establecidas por Roger Holmberg en un frente



Fuente: Persson, Holmberg & Lee

3.2.6.1.1 Avance por disparo

Este avance por disparo está limitado por el diámetro del taladro de alivio o taladros de alivio, cabe indicar que la desviación de taladros no debe ser mayor que 2%. Holmberg indica que se debe tener un 95 % de profundidad de taladro, así mismo se debe conocer el tipo roca con las características necesarias para iniciar con el diseño de malla de perforación.

El avance de una labor está restringido por el diámetro del taladro de alivio y la desviación de los taladros (Agreda T., 1993).

- **Diámetro equivalente:** Es un taladro de alivio (\emptyset_2) que contiene el volumen de todos los taladros de alivio (\emptyset_1) se obtiene con la siguiente ecuación:

$$\emptyset_2 = \emptyset_1 \times \sqrt{N}$$

Donde:

\emptyset_1 = Diámetro del taladro de alivio.

\emptyset_2 = Diámetro equivalente.

N = Número de taladros de alivio.

- **Cálculo de la profundidad del taladro en función del diámetro equivalente**

$$H = 0.15 + 34.1 \times \emptyset_2 - 39.40(\emptyset_2)^2$$

Donde:

H = Profundidad del taladro (m).

\emptyset_2 = Diámetro equivalente (m).

- **Cálculo del avance efectivo de la perforación**

Considerando una eficiencia del 95% en la siguiente ecuación:

$$L = H_l \times \text{eficc. perf}$$

Donde:

H_l = Longitud de perforación

3.2.7 Voladura

Fundamenta que es una operación de quebrantar o desmenuzar la roca, a través de la utilización de explosivos. Los cuales se efectúan para conseguir un propósito establecido, el cual puede ser en galerías, ser a tajo abierto o subterráneo (Santana Chaves, 2013)

3.2.7.1 Eficiencia de Voladura

La eficiencia es una claridad para alcanzar un resultado en la minería para el manejo considerado y con el menor monto de recursos para lograr un objetivo con los mismos o menos recursos (Palomino Vidal, 2016).

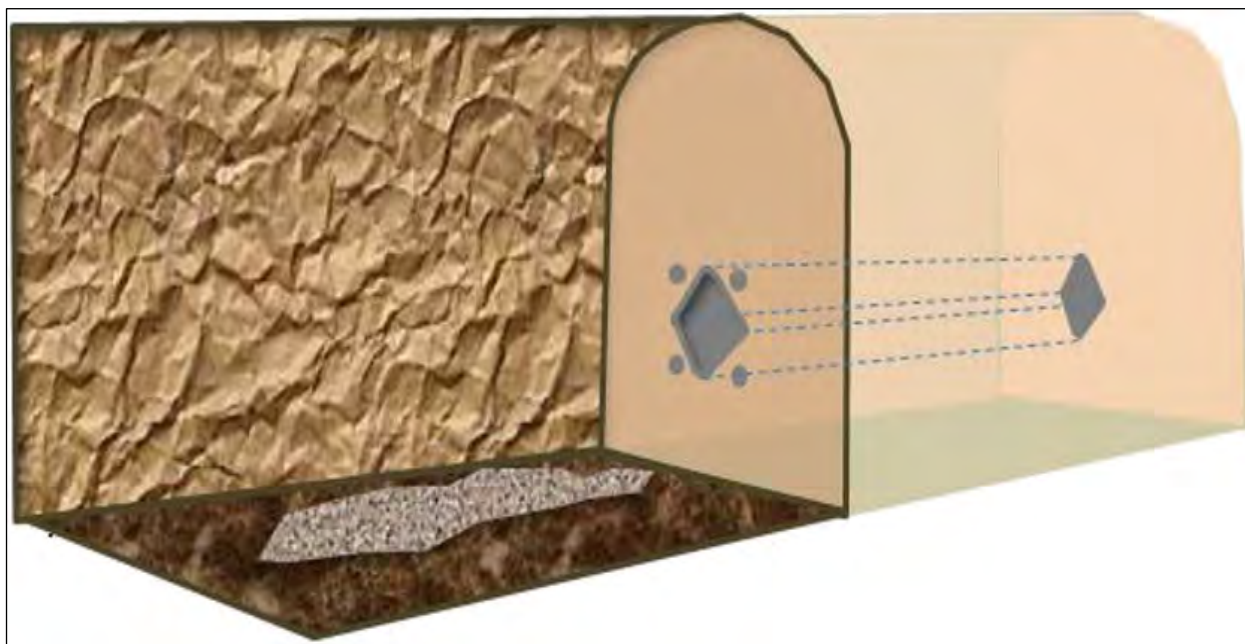
La Voladura optima, es cuando se logra disminuir la sobre - voladura del compacto rocoso y empleando los explosivos considerados de acuerdo a la energía adjudicada (Taipe Obregon & Marcañaupa Chancas, 2015).

3.2.7.2 Esquema de voladura de labores Horizontales

3.2.7.2.1 Cuele o Arranque

En estos cueles todos los taladros se perforan paralelos y con el mismo diámetro. Algunos se cargan con una gran cantidad de explosivos, mientras que otros se dejan vacíos (taladros de alivio). Al ser tan elevadas las concentraciones de carga, la roca fragmentada en la parte profunda del cuele, con la que crean la cavidad cilíndrica (Mallma Perez, 2013).

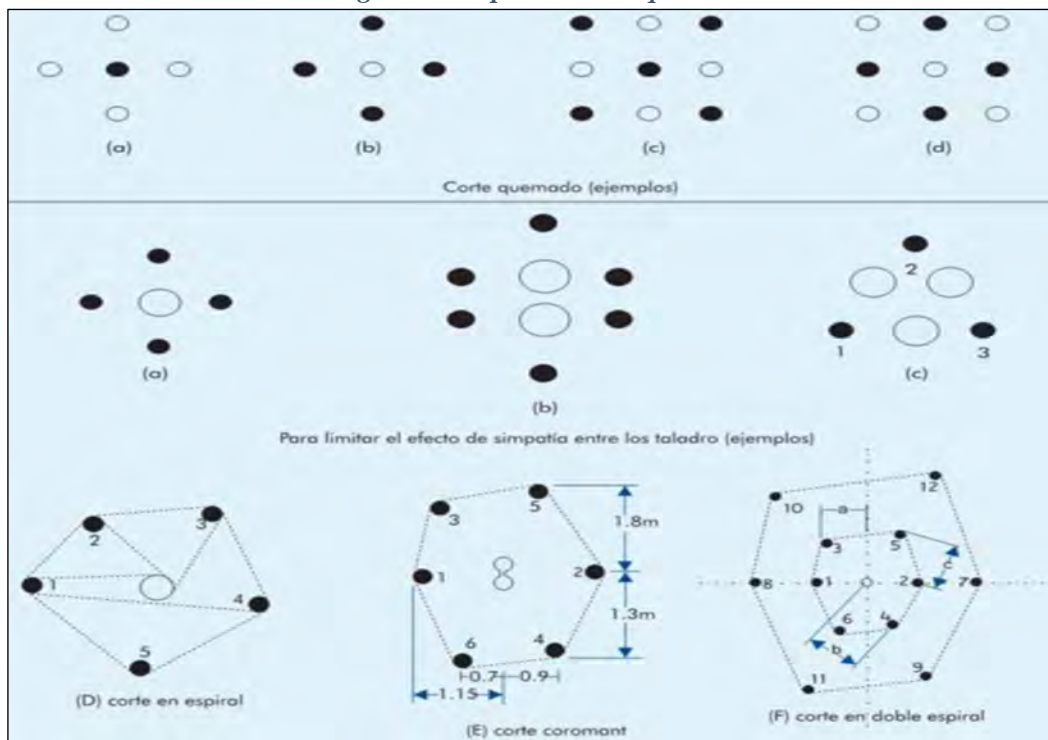
Figura 9. Cuele o Arranque disparado



Fuente: Bernaola, J. & Herrera, J. (2013)

- **Tipos de arranque:** Los tipos de arranque, se tiene el corte quemado como se observa en la siguiente figura N° 10.

Figura 10. Tipos de arranque



Fuente: Manual de perforación de EXSA

3.2.7.2.2 *Contracuele*

Los contracueles son denominados ayudas del arranque. A menudo se consideran parte de los del cuele, los encargados de romper por colapso hacia el eje del hueco central, a lo largo de toda su longitud, incrementando casi al máximo la excavación de la galería. El contracuele no presenta barrenos vacíos (Ludger, T. 2014).

Figura 11. Contracuele disparado

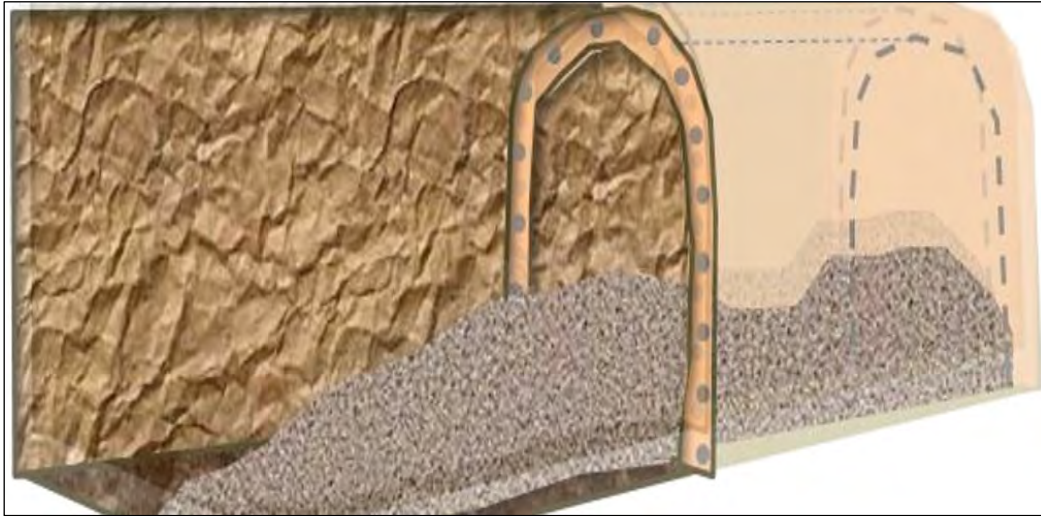


Fuente: Bernaola, J. & Herrera, J. (2013)

3.2.7.2.3 *Destroza*

Área de barrenos comprendidos entre el contracuele y el recorte, Es la parte principal de voladura en cuanto a volumen de arranque. El esquema suele ser más abierto que en el cuele, con menores consumos específicos de explosivo, empleándose frecuentemente en los barrenos carga selectiva (Bernaola, J. & Herrera, J., 2013).

Figura 12. Destroza ya disparada



Fuente: Bernaola, J. & Herrera, J. (2013)

3.2.7.2.4 Contorno

Fila de barrenos perimetrales que delimitan la sección del túnel o galería. En ocasiones se dividen en corona (techo) y hastiales (laterales, no en el piso). Los barrenos de recorte siempre se dan un poco angulados, si se disparan como recorte deben marcar el perfil final del túnel. En caso darse como voladura de contorno de recorte (habitual), deben salir con un número superior al del último de la destroza (Bernaola, J. & Herrera, J., 2013).

Figura 13. Perfil final tras recorte



Fuente: Bernaola, J. & Herrera, J. (2013)

3.2.7.3 Ventilación

Procedimiento que viene seguida a la voladura, donde se instala ventiladores mecánicos axiales para generar flujo de aire necesarias para crear una condición óptima del área de trabajo.

Figura 14. Ventilador axial de 3,000 CFM



Fuente: Elaboración propia

3.2.7.4 Limpieza

Continuamente, gracias a los procesos de minado sobre todo el de la voladura se generan residuos que dificultan el proceso de extracción del mineral. Por tanto, su inmediata limpieza es requerida. Ya sea de manera manual o mecánica, se requiere como mínimo 2 trabajadores un operador y un personal que vigila el proceso (Chugnas, 2019).

3.2.8 Costos

Obedece a las técnicas de extracción, volumen de las reservas probadas, el grado de carencia de homogeneidad, su forma, dureza del mineral, preparación de los accesos, la morfología

del suelo y la calidad de roca, asimismo en el nivel del costo de mano de obra, el método de extracción incide bastante en los trabajos del proceso de perforación y tronadura. Por ello es importante la búsqueda de un método que favorezca al incremento del porcentaje de recuperación del mineral y minimizar el factor de pérdida del mineral (Condori, 2019).

Cada empresa debe analizar la composición de su propia cadena de valor en términos económicos y formular un plan realista y con visión de medio plazo; factores que afectan el costo de construcción del túnel. (Ponce R, 2014).

a) Objetivos de los Costos

- Calcular precio unitario adecuado de productos o servicios. ⇐
- Optimizar el precio, calidad y características del producto o servicio, facilita estructurar eficientes procesos y servicios.
- Facilitar la negociación con actuales y potenciales clientes y proveedores.
- Conocer la distribución de costos por actividad, es decir la incidencia del costo de cada actividad respecto del costo total.
- Analizar costos presupuestados vs. costos reales, para la corrección de los desvíos del pasado y preparar mejor el futuro.
- Localizar las áreas, productos o servicios fuertes y débiles de la empresa, que producen utilidad o pérdida, sabiendo qué pasó, dónde, cuándo, cuánto y porqué pasó; para tomar urgentes medidas de racionalización o aplicar su tercerización, así como controlar sus impactos.
- Como instrumento de planificación y control de las operaciones.
- Como guía o criterio en las decisiones de inversión. - VAN, TIR.

- Comparar costos entre diferentes períodos.
- Comparar costos entre diferentes empresas similares.
- Facilitar el diseño e impulso de nuevos productos y servicios.
- Comparar los costos entre sus diferentes departamentos.
- Facilitar el diseño e impulso de programas de expansión y/o
- Optimización.

b) Elementos de una Estructura de Costos Unitario

La estructura del costo directo se tiene principalmente 3 grupos:

- Mano de obra
- Equipos
- Materiales

Además. Se agrega el costo indirecto es costo administrativo y la utilidad empresarial, para las empresas especializadas o contratistas que prevean servicios.

La estructura de costos unitarios es fijar el rendimiento de la obra, o la cantidad de ejecución de obra por día o por unidad de medida correspondiente.

3.3 Marco Conceptual

3.3.1 Definición de términos

- a. Mina:** una excavación hecha en la tierra para extraer minerales.
- b. Minería:** la actividad, ocupación e industria relacionada a la extracción de minerales.
- c. Ingeniería de Minas:** la práctica de aplicar principios de ingeniería al desarrollo, planificación, operación, cierre y recuperación (reclamación) de minas.

- d. Mineral:** elemento o compuesto inorgánico de ocurrencia natural, con estructura interna ordenada y con composición química, forma cristalina y propiedades físicas características.
- e. Roca:** agregado formado naturalmente de uno o más tipos de partículas minerales. Mineral (o mena; en inglés, ore): un depósito mineral que tiene suficiente utilidad y valor para ser explotado generando un beneficio (económico)
- f. Ganga:** las partículas minerales sin valor en un depósito mineral, que deben descartarse.
- g. Lastre:** el material asociado a un depósito mineral que debe extraerse para poder acceder al mineral y debe luego descartarse.
- h. Depósitos metálicos:**
- Metales ferrosos (hierro, manganeso, molibdeno y tungsteno)
 - Metales básicos (cobre, plomo, zinc y estaño)
 - Metales preciosos (oro, plata), grupo del platino [rutenio, rodio, paladio, osmio, iridio, platino)
 - Minerales radioactivos (uranio, torio y radio)
- i. Depósitos no metálicos (minerales industriales):**
- Minerales no combustibles y no metálicos
 - Incluye: fosfatos, potasa, halita, arena, grava, areniscas, azufre y muchos otros.
- j. Las vetas.** - Son cuerpos de forma tabular con dimensiones suficientemente grandes, a lo largo del rumbo y el buzamiento en cambio una tercera es muy pequeña con relación a las otras dos, denominándose potencia de veta.
- k. Galería.** - Túneles horizontales al interior de una mina subterránea.

1. **Circado.** – Este método es usado, cuando las estructuras son angostas y se explota selectivamente, de modo que en una primera voladura se extrae el material estéril o desmonte y luego en una segunda voladura la veta o el mineral.

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DE LA MINA LUNA DE ORO

4.1 Generalidades

4.1.1 Ubicación

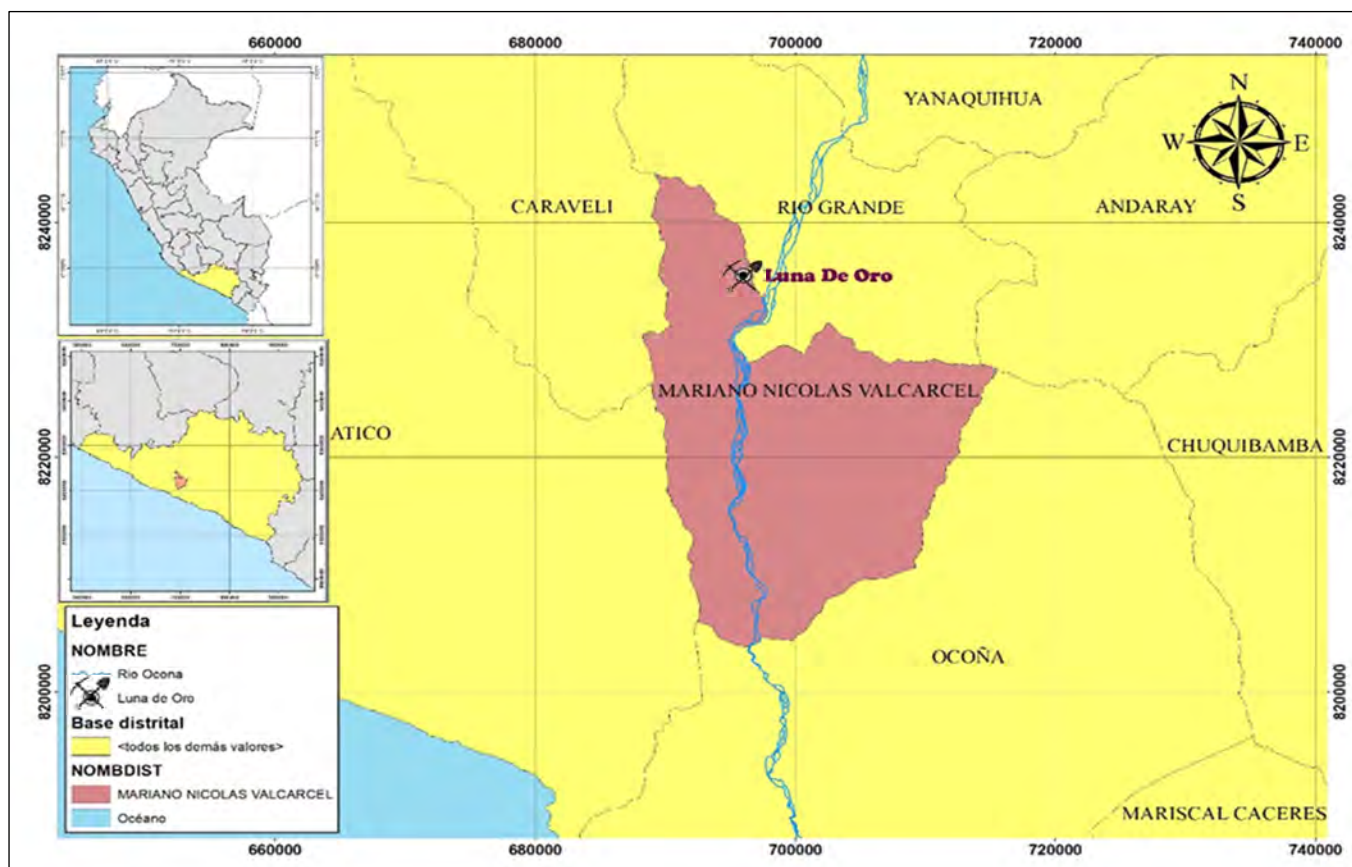
El yacimiento aurífero de la Minera Luna de Oro S.A.C., está en la jurisdicción del distrito de Mariano Nicolas Valcárcel, en la provincia de Camaná, departamento y región de Arequipa, establecido en el Sur Occidente de nuestro territorio, el cual pertenece a la franja IX, depósitos de Au relacionados con intrusivos del Cretácico Superior, Además pertenece al Cuadrángulo de Caraveli de la hoja 32-P., de la concesión “SAN ALEJANDRO I”

Tabla 4. Coordenadas de los vértices del polígono de área de estudio

Coordenadas UTM - WGS84			
Vértice	Norte	Este	Área
1	8,236,000.00	697,000.00	
2	8,235,000.00	697,000.00	100 Has.
3	8,235,000.00	696,000.00	
4	8,236,000.00	696,000.00	

Fuente: Elaboración Propia

Figura 15. Ubicación de la Minera Luna de Oro S.A.C.



Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.1.2 Accesibilidad

El acceso a la minera Luna de Oro S.A.C. se detalla en la tabla 5.

Tabla 5. Accesibilidad a la minera Luna de Oro S.A.C.

Origen	Destino	Tiempo (Aprox.)	Distancia	Vía
Lima	Arequipa	1 hr 33 min.	768 km	Área
Arequipa	Camaná	3 hr	175.2 Km	Terrestre Vía asfaltada
Camaná	Ocoña	1 hr 15 min.	57.2 Km	Terrestre Vía asfaltada
Ocoña	Camp. Central	1 hr 40 min.	52.7 Km	Terrestre Sin asfalto
Total		7 hr 28 min	288.1 Km	

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Breve Historia de la Mina

A mediados de 2001, se inicia trabajos artesanales de explotación de las vetas que afloran en la zona con métodos básicos con herramientas manuales como combo. Punta, carretilla, dando inicio a labores irregulares en dirección a las vetas.

Años después por la profundización que se tenía por los mineros informales se da inicio a la formación de sociedades por la cantidad de mineral con las cuales se logran adquirir grupos electrógenos, maquinas neumáticas (perforadoras) y compresoras a Diésel.

Por la gran rentabilidad que se tenía se logra tener 7 niveles en producción logrando alcanzar vetas principales como esperanza, dos bocas y veta Venado estos filones auríferos en el 2009 se logra cubicar en minerales probados 31,226 TM con una ley promedio de 21,36 gr Au/TM.

En el 2011 por las gestiones de socios se logra acreditar la titularidad a la empresa minera Aurifera Venado S.A. de la concesión minera San Alejandro I. esta empresa se encarga de la administración del yacimiento minero dentro de la concesión de los distintos niveles en producción, desarrollo, preparación y exploración. En 2013 se logra instalar la planta de tratamiento con el nombre de Emave S.A que está a 4 Km aproximado de las bocaminas de los distintos niveles.

4.1.4 Clima

Por la zona que presenta una topografía variada con diferentes altitudes, su clima es muy variado, donde se tiene cálido, templado y nuboso por la costa, con mayor aridez, lo que ha permitido la presencia de desiertos que es interrumpido por los valles que han formado los ríos, sus aguas llegan de la región interandina. La temperatura oscila entre 12 °C a 29 °C, con presencia

de lloviznas menudas. Hacia la cadena montañosa, el clima es seco y varía según la altitud desde cálido temprano hasta frío intenso, con un promedio de temperatura de 14 °C. (Jáuregui, 2009).

Desde una altitud de 1000 m.s.n.m., hasta los 2000 m.s.n.m., el clima es seco y templado. La aridez va disminuyendo a medida que las lluvias estaciones precipitan anualmente. Con mayor altitud a los 2500 el clima es frío, muy seco, con fuertes variaciones de temperatura.

4.1.5 *Relieve*

Dentro del área de estudio, se ha diferenciado tres unidades geomorfológicas principales, que sus orígenes están marcados por los ciclos erosivos los cuales son:

4.1.5.1 Valles

Este es el resultado de la erosión del valle y cañón, que en todo el proceso ha originado numerosas quebradas, y valles profundos, presentes en el área de estudio, por donde discurren los ríos que descienden de la cordillera de los andes, desde una altura de 4800. En Caraveli se encuentra el valle de Ocoña, que presenta gradientes más suaves y un lecho bastante amplio (Jáuregui, 2009).

Como consecuencia de la intensa actividad erosiva, en gran parte de los flancos de los valles Huanca-Huanca y Cotahuasi, se producen desmoronamientos y asentamientos ocasionados por el socavamiento de éstos, originando un ensanchamiento de los mismos. En los ríos de la hoja de Caravelí, que pertenecen al régimen costero, como son el Ocoña, el Chichas, el Churunga, etc., los desmoronamientos y asentamientos son casi nulos debido no sólo a una menor actividad erosiva, ya que su gradiente es suave, sino también porque los flancos de los valles están constituidos por rocas intrusivas y metamórficas (Jáuregui, 2009).

4.1.5.2 Llanuras

La unidad geomorfológica es la más extensa dentro del cuadrángulo de Caravelí, la llanura muestra un relieve bajo y ondulante, con una ligera inclinación al suroeste, y al lado opuesto se eleva bruscamente, que constituyen el flanco de la cordillera andina.

La llanura fue acumulada de depósitos continentales y marinos del terciario-cuaternario, que se modificó por la erosión, que afectó a la zona central, que dejó remanente y aislados de poca altura. La llanura está delimitada por el este, por la cordillera occidental y al oeste por la cordillera de la costa.

4.1.5.3 Flanco Occidental de los Andes

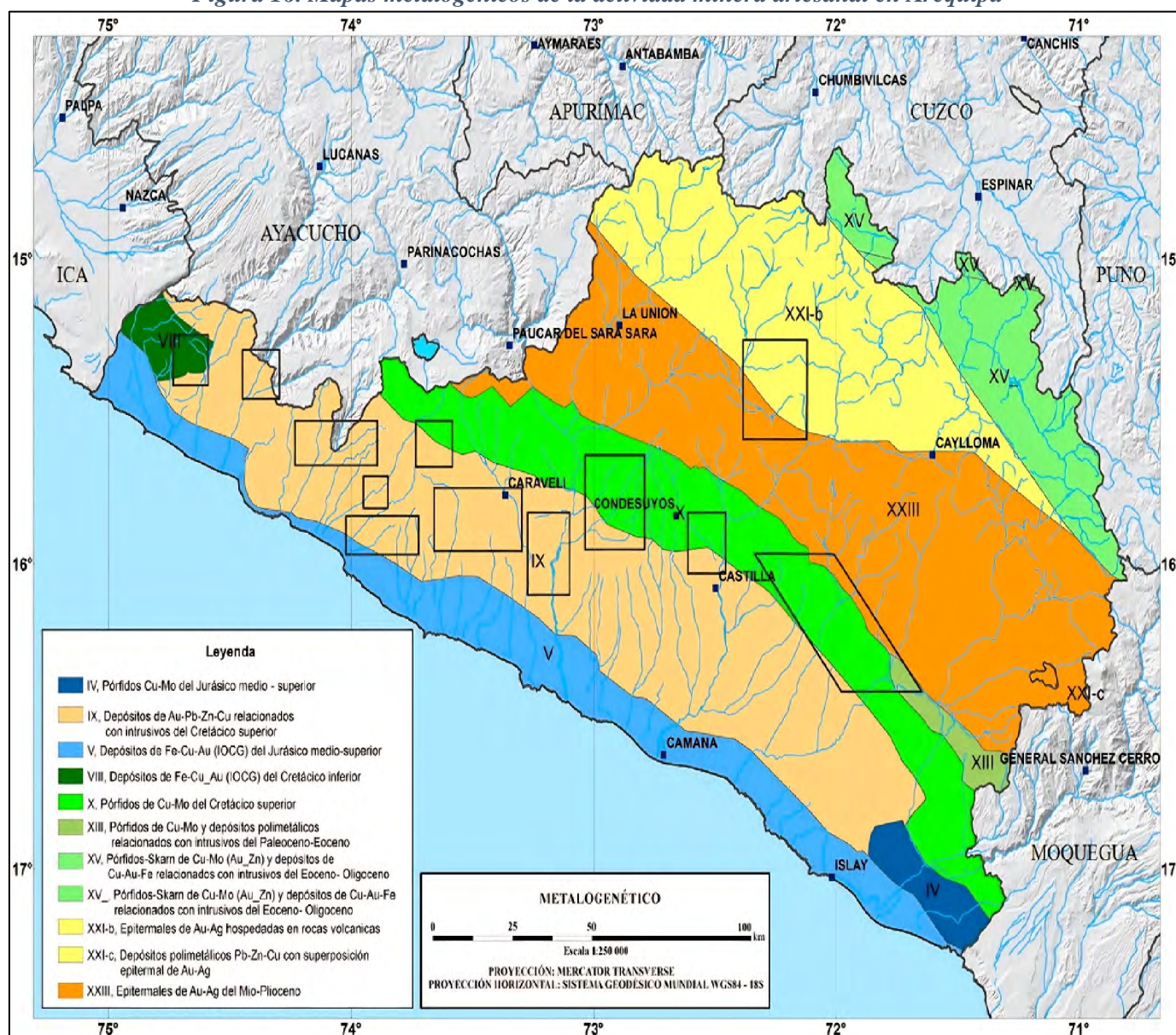
Dentro de esta geomorfología se puede reconocer tres subunidades, como primeramente una llanura baja denominada Peneplanicie de Pausa, mesetas altas denominadas Altiplano y serie de picos que sobrepasan la altiplanicie que se denominan zona de Conos Volcánicos.

4.2 Geología del Yacimiento

En el área de estudio, este está ligado directamente a rocas intrusivas del Batolito Costanero, que está asociado a intrusiones hipabasales más jóvenes de naturaleza, donde su PH varía de ácidas a básicas, donde se constituye parte del distrito aurífero de la región costanera de la región de costanera, en donde se realiza la explotación asociada a cuarzo, pirita, calcopirita.

El magmatismo andino que tiene una relación genética a la segunda región, del terciario inferior y medio, y su asociación con intrusivos hipabasales ácidos e intermedios actuales donde la explotación es de minerales cobre, zinc, plomo y ya como un subproducto el oro, fig. 16.

Figura 16. Mapas metalogénicos de la actividad minera artesanal en Arequipa



Fuente: INGEMMET 2022

4.2.1 Geología Regional

El estudio se sitúa en el Batolito de la costa, un gran complejo conformado por centenas de plutones individuales. El batolito costanero es dividido en cinco grandes super unidades los que son: Patap, Pampahuasi, Incahuasi, Linga y Tiabaya. En la parte del estudio solo encontraremos, Incahuasi, Linga y Tiabaya, tapadas por formaciones terciarias, estas mismas influyen rocas

metamórficas del complejo basal y al hipabasal Bella Unión. Este cuerpo está constituido por una asociación de diorita, cuarzodiorita, granodiorita, monzonita y tonalita, donde se tiene feldespatos potásicos muy variables, de donde es muy complicada la separación de estas unidades, en especial las 3 últimas. Esta agrupación de rocas está dirigida por un grupo más joven de rocas hipabásales de naturaleza sub-volcánicas en forma de diques y pequeñas apófisis (Alegano, 2004).

Figura 17. Unidades Geomorfológicas



Fuente: INGEMMET 2022

La topografía de la superficie del macizo rocoso se encuentra erosionada, generando una superficie de abrasión marina, ligeramente horizontal, con inclinación al sur e influenciada por cantidad de grandes fallas y fracturas con levantamientos y hundimientos verticales, donde se depositaron las formaciones terciarias (Alegano, 2004).

4.2.1.1 Geología Estructural

Con el fin de hacer una descripción sistemática de la tectónica que afectó a los terrenos que abarcan estos cuadrángulos, se ha diferenciado cinco zonas de deformación, con características propias, cuya orientación estructural sigue la tendencia andina.

4.2.1.1.1 Zona del Macizo Pre-cambriano

Estructuralmente esta unidad se distingue de las otras no sólo porque constituye el basamento de toda la secuencia que esta sobre ella, sino también por su litología y comportamiento a los efectos orogénicos, muy diferente a las otras zonas. El Macizo Pre-cambriano se encuentra emplazado en forma de un horst entre rocas ígneas del batolito costero y rocas sedimentarias del Mesozoico, a modo de una faja irregular, con rumbo NO-SE, levantado por una serie de fallas (Camiper, 2016).

Se ha observado que los principales efectos de deformación están representados por una foliación bien definida y un fuerte fallamiento.

La foliación de los gneises es producto de un metamorfismo asociado a esfuerzos tectónicos que varían de una zona a otra.

4.2.1.1.2 Zona Plegada y Fallada

Esta zona se ha diferenciado teniendo en cuenta que los mayores efectos de compresión producidos por la tectónica andina, han afectado fuertemente a las rocas mesozoicas que afloran en estos cuadrángulos, principalmente, en la región del flanco occidental de la Cordillera de los Andes, como se aprecia claramente en las laderas de los profundos valles (Cotahuasi y Anta Anta o Marán), donde la orientación general de las estructuras tiene un rumbo general NO-SE, según la tendencia general andina (Camiper, 2016).

La intensidad de la deformación, como se sabe, está condicionada a la litología, así las rocas de la cubierta superior constituidas por cuarcitas y calizas del Cretáceo inferior y medio, más competentes, se han plegado más suavemente, dando anticlinales y sinclinales bastante amplios; las lutitas y areniscas arcillosas del Jurásico superior muestran un plegamiento y fallamiento intenso. La mayoría de los pliegues que se observan son asimétricos, e inclinados hacia el noreste; tienen poca extensión y se han desarrollado, mayormente en las rocas del Grupo Yura, como se observa lo largo del río Cotahuasi del sur de Velinga hasta el cerro Tanisca (Camiper, 2016).

El sistema de fallas que caracterizan a esta zona, está constituido por fallas de rumbo NO-SE y NNE-SSO, como consecuencia de la compresión durante el plegamiento regional y la presencia de un substratum rígido en el sur de esta zona (zona del Macizo Pre-cambriano).

Las fallas de rumbo NO-SE más importantes, están representadas por la falla inversa de Taurilla, la falla de desgarre de Tanisca y la falla normal de Charcana.

- a) **Falla Taurilla:** Se le denomina así, por cruzar el área, próxima al poblado del mismo nombre. Corresponde a una estructura de compresión E-O, de carácter regional; y se extiende por muchos kilómetros, se le observa aproximadamente desde la ciudad de Arequipa, separando rocas mesozoicas de rocas metamórficas pre cambrianas.

En el cuadrángulo de Pausa y en su extremo sureste, esta falla afecta a rocas del Complejo Basal; en su extremo noroccidental limita al Mesozoico del Terciario medio.

Esta falla inversa está caracterizada, por constituir una amplia zona de deformación lo largo de su traza, donde se observa áreas cizalladas y milonitizadas, así como pequeñas fallas inversas que originan sectores de microembricamiento no mapeable a la escala de mapa de estudio (1:100,000).

b) Falla Tanisca: Representa otra gran estructura que sobresale en estos cuadrángulos; se trata de una falla de desgarre (sinistral) y de juego vertical.

Se extiende desde el cerro Tanisca, de donde proviene su nombre, hasta la quebrada de Pausa donde es cubierta por capas volcánicas modernas. Su rumbo es de N 60° O y su buzamiento aproximado de 70° al suroeste. Tiene una extensión de más de 38 km dentro del cuadrángulo de Pausa, afectando a rocas que van desde el Jurásico superior hasta el Terciario inferior y medio (Ingemmet, 2022).

En la margen derecha del valle de Cotahuasi se puede observar claramente que afecta un área de más de 500 m. de ancho donde las rocas lutáceas y arenosas han sido fuertemente fracturadas y cizalladas; este fracturamiento ha sido aprovechado por los agentes erosivos para dar origen a las quebradas Tanisca, Corculla y San José de Ushua.

El desarrollo rectilíneo de la falla, por más de 38 km, así como la ramificación de ésta en sus extremos, donde se observan complicadas estructuras y el sobrecabalgamiento del Jurásico superior sobre el Cretáceo medio en la zona de Tanisca; caracterizan a esta falla.

En el área del río Cotahuasi, el ramal desarrollado en el flanco izquierdo, recibe el nombre de falla Huaccaccmama, de tipo normal, asociada a un sistema de diaclasas de tensión, casi paralelas a la falla Tanisca (Ingemmet, 2022).

En el extremo NO de la falla Tanisca se ha mapeado la falla Airampuna, que es una bifurcación de la falla principal. En esta región no se observa ninguna complicación estructural, debido al carácter litológico de esa zona, caracterizándose solamente por un sistema de agrietamiento casi paralelo a la falla.

4.2.1.1.3 Zona de Emplazamiento del Batolito Costanero

El emplazamiento del Batolito Costanero está controlado por estructuras pre-existentes, como fallas y fracturas profundas, que siguen en patrón estructural andino. Estas fallas pre-existentes, que han jugado un rol importante en el emplazamiento del Batolito se pueden agrupar en tres sistemas. El primer sistema tiene un rumbo NO-SE y es el más importante, no sólo por el número de fallas sino también por su longitud, que pasa de algunas decenas de kilómetros. Asimismo, estas fallas ponen en contacto unidades del batolito con rocas del basamento (Ludger, 2014).

Los otros dos sistemas tienen rumbo E-O y NE-SO, siendo posiblemente muchas de éstas posteriores a los intrusivos. La gran mayoría de estas tres familias de fallas son verticales y algunas sub-verticales, muchas de las cuales están rellenas por diques de naturaleza básica, encontrándose a veces deformadas por efectos estructurales, como resultado de fases tectónicas posteriores (Ludger, 2014).

4.2.1.1.4 Zona de Depresión de Caravelí

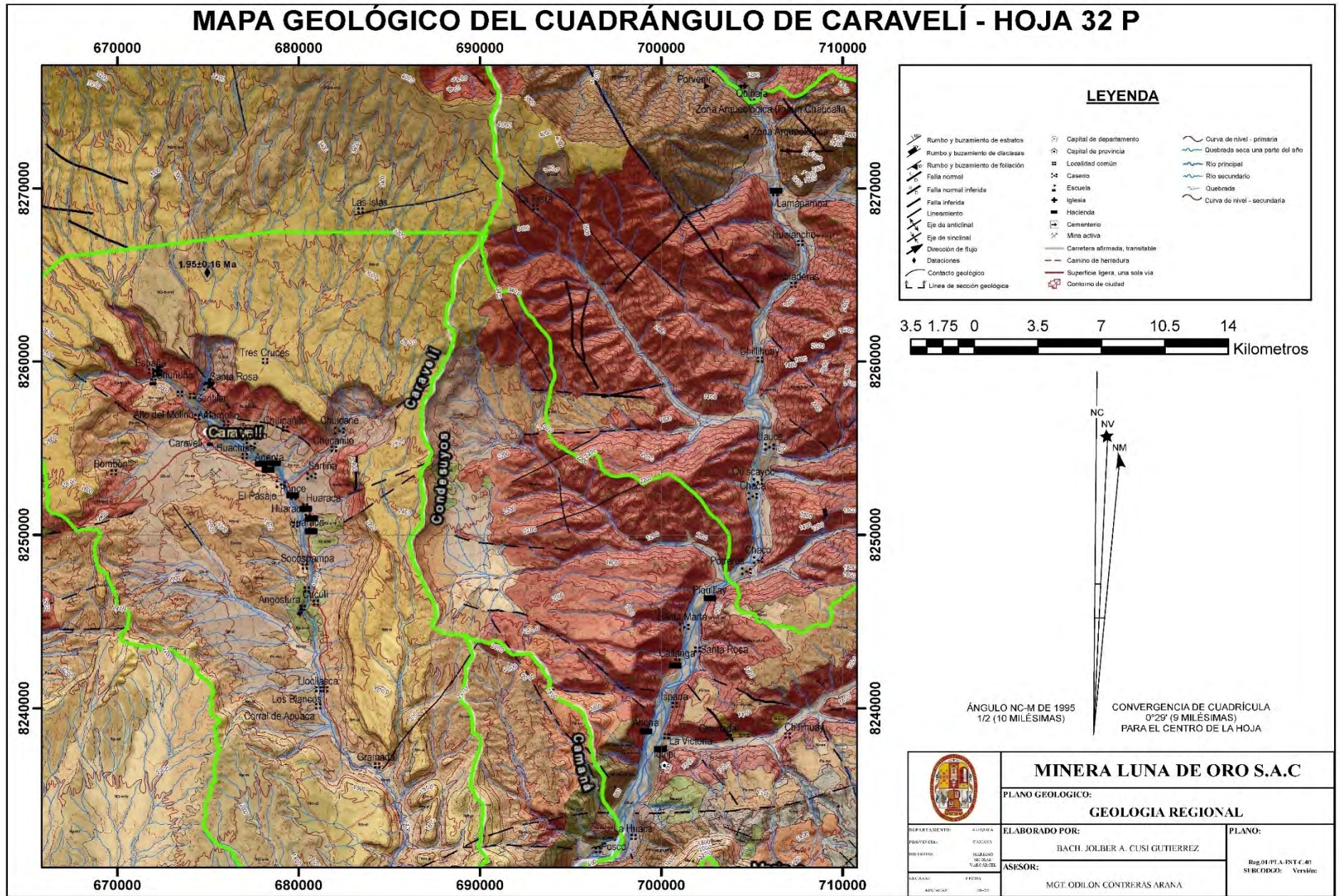
Entre la Cordillera de la Costa, que actúa como un pilar tectónico, y la Cordillera Occidental, se extiende una gran depresión longitudinal de carácter regional en forma paralela a la ribera marina; que se encuentra rellena por rocas clásticas constituyendo las denominadas Pampas Costaneras. Aunque regionalmente estas pampas, constituyen amplias llanuras, casi horizontales en el cuadrángulo de Caravelí han sido afectadas por una serie de períodos de erosión dejando como consecuencia un valle bastante amplio, que constituye en este cuadrángulo la depresión de Caravelí. El origen de esta depresión es atribuido a efectos tectónicos causados por fallas escalonadas más o menos paralelas, difícilmente visibles debido a la potente secuencia clástica que las cubre. Los efectos más saltantes de estas fallas se manifiestan por el flexuramiento

que muestran las capas terciarias, tal como sucede con las fallas Choclón y Chuicane (Ludger, 2014).

4.2.1.1.5 Zona Poco Deformada

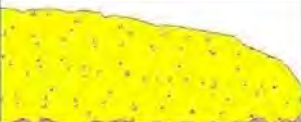



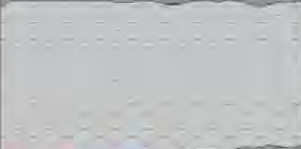


Esta zona estructural ocupa el 60% del área estudiada y está representada por rocas volcánicas y volcánico-sedimentarias cuyas edades van desde el Terciario superior al Cuaternario; tectónicamente están poco deformadas. Gran parte de estas rocas pertenecen al Grupo Barroso, el cual muestra buena estratificación y buzamientos sub-horizontales a horizontales. Cerca de los aparatos volcánicos, así como en las laderas de los grandes valles, las capas del Grupo Barroso y de las unidades más recientes tienen buzamientos que pasan los 20° (Ludger, 2014).

Figura 18. Plano geológico regional adaptado al cuadrángulo Caravelí



Fuente: Elaboración Propia

Figura 19. Columna Estratigráfica Regional

ERA	SIST	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	ESPESOR	COLUMNA ESTRATIGRAFICA	DESCRIPCION LITOLOGICA
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depositos Aluviales	200		Arenas y gravas
		PLIOCENO	Volcanico Sencca	60		Tobas riocitas ignimbritas
	CENOZOICO	EOCENO	Formacion Pisco	300		Arenas lutitas, arcilla, calizas tobaceas
			Formacion Moquegua	710		Conglomerados en matriz arenosa
		PALEOCENO	Formacion Sotillo	200		Lutitas, arcillas y venillas de Yeso
MESOZOICO	JURASICO	MALM	Grupo Yura Formacion Labra	600		Complejo Bella Union Batolito de la Costa Diques Hipoabisales Aresnicas grises intercaladas con lutitas
PROTEROZOICO	PRECAMBRIANO		Complejo Basal	?		Granitoides Gneis

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.2.2 *Geología Local*







La ubicación de la investigación está comprendida por materiales del Complejo Bella Unión del Cretáceo y del Batolito Costero, con diferencias litológicas pertenecientes al Cretácico Superior. La super unidad Incahuasi y por Monzonitas de la Super unidad Linga, las cuales son cortadas por otro grupo de rocas intrusivas hipoabisales formando diques de anchura métrica y coloración Oscura de composición andesita y dacítica.

4.2.2.1 **Rocas Intrusivas e Hipoabisales**

Las rocas intrusivas e hipoabisales afloran en gran extensión, esta representadas por la diorita y la granodiorita; en el caso de las rocas hipoabisales se tiene la andesita.

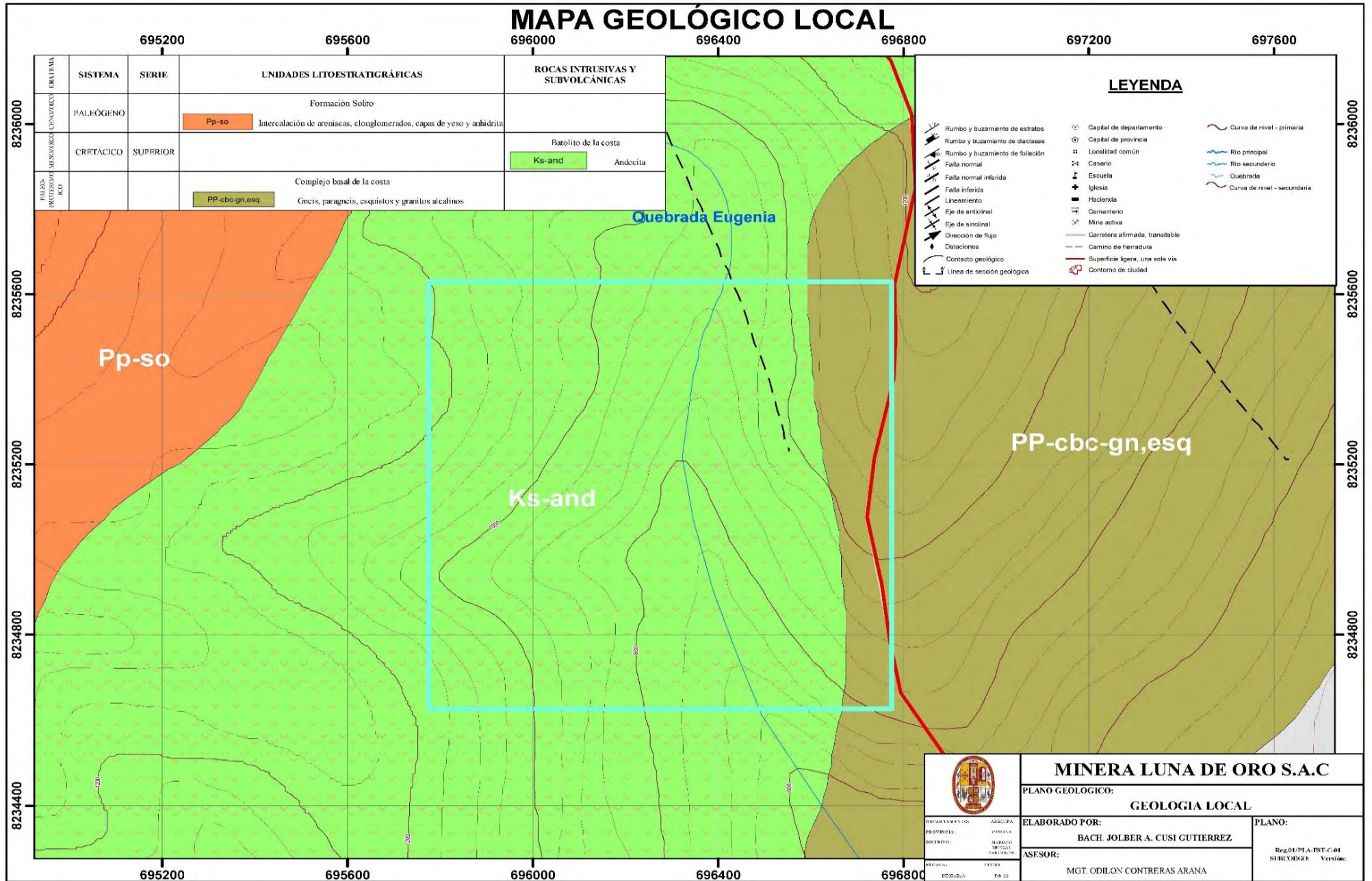
- a) **Diorita:** Esta roca intrusiva está ampliamente distribuida en la parte central del yacimiento, están emplazadas mayormente de estructuras mineralizadas.
- b) **Granodiorita:** Es una roca posterior a la Diorita, su contacto no se encuentra bien definido, se hallan pitones aislados de Diorita dentro de la Granodiorita, en la parte alta está cubierto por la formación Moquegua (Vilca W, 2018).
Esta considerado íntegramente del Batolito de la Costa (Superunidad Incahuasi) que integra generalmente por intrusivos granodioríticos, dioríticos y tonalíticos, originados por fases de pulsaciones magmáticas (Vilca W, 2018).
- c) **Andesita:** Pertenece al complejo Bella unión (Formación Rio Grande), es una roca Subvolcánica, principalmente con alteración Propilítica. En la mayoría de los casos, presenta mineralización rellenando esos contactos que tienen una dirección aproximada E-W, y además se presenta moderadamente fracturada (Vilca W, 2018).

Figura 20. Columna Estratigráfica Local

ERA	SIST	SERIE	UNIDAD	ML AÑOS	LITOLOGIA	POT. mts.	DESCRIPCION
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	DEPOSITOS ALUVIALES	2.0		100	Material Cuaternario
	PALEOGENO	PALEOCENO INFERIOR	Formación Moquegua	6.5		350	Intercalaciones de lutitas tobáceas y areniscas de grano fino
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	Batolito de la costa	95		200	Dioritas y granodioritas de grano medio a fino
		MEDIO	Complejo Bella Union	105		150	Andesita de textura afanítica
	JURASICO	MEDIO	Formación Río Grande	100		150	Pórfido andesítico y lobas líticas.
PROTEROZOICO	PRECAMBRIANO		Complejo Basal	95		?	Gneis y Esquistos

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

Figura 21. Mapa Geológico local, adaptado del cuadrángulo de Caravelí



Fuente: Elaboración Propia

4.2.3 *Geología Económica*

La explotación de los yacimientos se circunscribe a aquellos que cuentan con mayor valor y de fácil acceso, la principal producción que se tiene es del oro, con proximidad al río Ocoña.

Las áreas económicamente rentables se hallan en regiones donde presentan características geológicas propias, que tienen relación con las rocas intrusivas del batolito de la costa, ligada a intrusiones hipabísales más jóvenes de naturaleza con variaciones de acida y básica, que llegan a constituir una parte del distrito aurífero de la región costanera de la región Arequipa, donde la explotación está asociada al cuarzo, pirita, calcopirita y oro libre en menor proporción.

En el área de estudio hay presencia de hipabísales que han dado origen a zonas mineralizadas en sus contactos con rocas intrusivas y metamórficas.

4.2.3.1 Recursos Mineros

- a) **Recurso Mineral Medido:** La mayor parte de los recursos minerales con los que se puede estimar en Minera Luna de Oro, con un alto nivel de confianza, su tonelaje, sus leyes, fueron medidos por el método de los bloques de explotación, un método aplicable en yacimientos filonianos, una variante del método de la media aritmética, en el que las labores de preparación para la explotación son dividido en bloques.

Para determinar el contenido dentro del boque y la potencia, calculamos el valor medio por bloque, usando la media aritmética de las leyes y potencias; ya que es un método que tiene una sencillez, porque las exploraciones en la minera o en otras palabras los desarrollos, se van continuando a medida que la mineralización sigue manteniéndose.

b) **Recurso Mineral Indicado:** Los recursos en esta parte, son considerados a partir de los subniveles y galerías que se desarrollan, y se ven leyes por encima de la ley cut-off, las que consideramos como parte de los recursos indicados.

c) **Recurso Mineral Inferido:** En los recursos considerados como inferidos se tienen las prolongaciones de las estructuras presentes en Minera Luna de Oro.

4.2.3.2 Reserva de Mineral

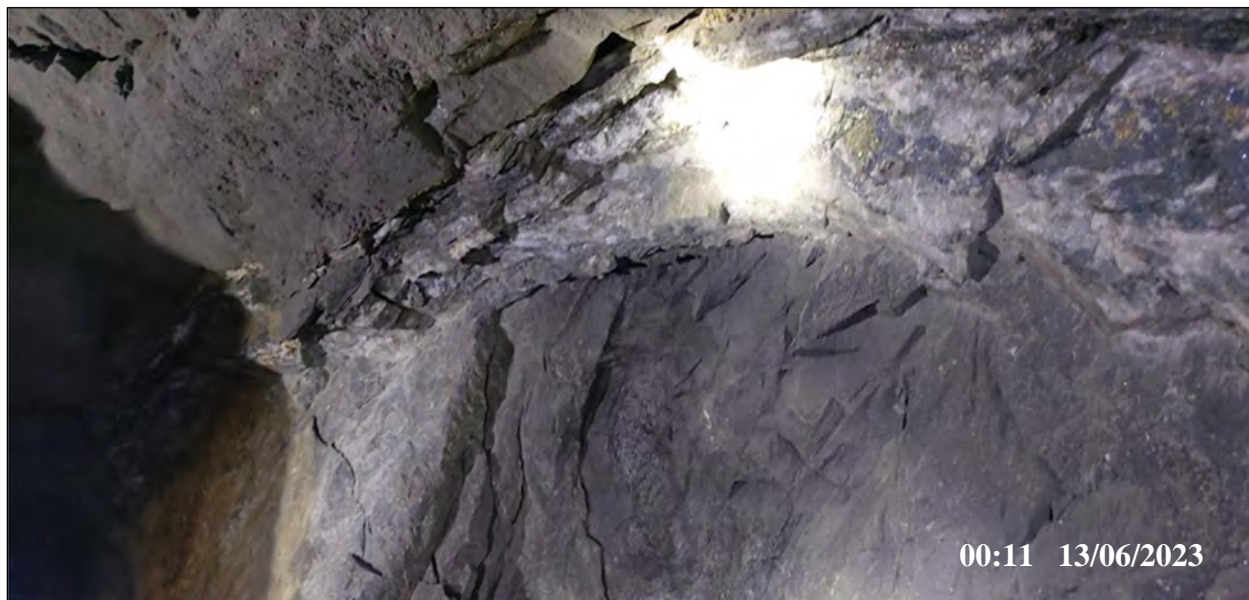
Las reservas que se calcularon, fueron elaboradas por medición propia resultados tabla 6; las leyes que se trabajan en la Minera Luna De Oro S.A.C., son leyes muy altas, para cubrir los costos operativos, de todas las labores.

Tabla 6. Resumen de reservas de la Minera luna de Oro S.A.C.

Estructura	Longitud	Potencia	Área	Volumen	TM	Ley Prom.
	(m)	(m)	(m ²)	(m ³)		(Onz/TM)
Florcita I	180.00	0.65	117.00	5265.00	12352.72	0.95
Florcita II	165.00	0.35	99.00	4455.00	10452.30	1.66
Veta Blanquita	170.00	0.55	93.50	4207.50	9871.62	1.56
Veta Principal	160	1.21	193.60	8712.00	20440.06	1.45
Veta Gemela I	85	0.6	51.00	2295.00	5384.52	1.61
Veta Gemela II	120	0.6	72.00	3240.00	7601.68	0.32
TOTAL					66102.90	

Fuente: Elaboración Propia

Figura 22. Veta aurífera Blanquita I, con rellenos de oro a las microfisuras de pirita y calcopirita, presencia de cuarzo y óxidos de hierro



Fuente: Propia

4.2.3.3 Vida Probable de la Mina

Con el ritmo actual de producción de mineral de la minera Luna de Oro S.A.C. se estima 6 años de vida véase tabla 7, este cálculo es referencial dado que se tiene labores de exploración las cuales modificarían los años de vida de la mina.

Tabla 7. Vida probable de la Minera

vida probable al ritmo de producción actual		
Reservas	66102.90	TM
Producción Diaria	30	TM/día
Producción Mensual	900	TM/mes
Producción Anual	10800	TM/año
Vida Probable	6.12	AÑOS

Fuente: Elaboración Propia

4.2.4 Geomecánica

4.2.4.1 Características Geomecánicas de las Rocas

La minera Luna de Oro S.A.C., tiene diferentes frentes de trabajo, donde se considera los diferentes parámetros para determinar el comportamiento de la roca, dicho comportamiento es necesario para determinar el tipo de sostenimiento y la elección del tipo de malla de perforación, por esta razón la zonificación geomecánica es importante de las diferentes áreas de trabajo el cual nos permitirá la evaluación correcta de las características geomecánicas de las labores en desarrollo.

El análisis geomecánico para la investigación estará enfocado en el nivel 1100 y la zona Florcita I con aproximadamente 180 metros, esta zonificación geomecánica tabla 8. nos ayudará a determinar algunos parámetros para las evaluaciones geomecánicas del tipo de roca en el nivel 1100.

Tabla 8. Caracterización geomecánica de la roca en el Nv. 1100 – Galería GL 755 SO

RMR	Tipo de Roca	Longitud	%
56	Regular III	110	61.11
51	Regular III	50	27.78
53	Regular III	20	11.11
Total		180	100

Fuente: AREA GEOMECAÁNICA DE LUNA DE ORO S.A.C.

A continuación, se tiene en las tablas 9, 10 y 11 las evaluaciones geomecánicas del tipo de roca en el nivel 1100 en la GL 755 SO.

Tabla 9. Evaluación geomecánica del tipo de roca en el Nv.1100, galería GL 755 SO

Mapeo Geomecanico de la GL 755 SO							
Nivel 1100	LABOR:	GL 755 SO	Prog. 0.0+ 110				
Valoración del macizo rocoso (R.M.R)							
PARAMETROS	Rango de Valores MARCAR (X)					Valoración	
I) R. Compre. Uniaxial (Mpa.)	>250(15)	100 - 250 (12)	50 - 100(7)	X 25 - 50 (4)	< 25 (2) < 5 (1) < 1 (0)	7	
II) RQD %	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	X 25 - 50 (8)	< 25 (3)	13	
III) Espaciamento(m)	>2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X 0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	10	
IV) Condición de juntas	Persistencia	<1 m long (6)	1 - 3m Long (4)	X 3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4
	Abertura	Cerrada (6)	< 0.1mm apert. (5)	0.1 - 1 mm (4)	X 1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	X Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	Relleno	Limpio (6)	Duro < 5 mm (4)	Duro > 5 mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
	Alteración	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterad. (3)	X Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	3
V) Agua subterránea	Seco (15)	X Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15	
VI) Corr. Por dirección y buzamiento	Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Media (-5)	X Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-5	
R.M.R.						56	
RMR corregido = (I + II + III + IV +V +VI), RMR corr. 56						REGULAR III	
Descripción	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		
	Muy buena I	Buena II	Regular III	Mala IV	Muy Mala		

Fuente: AREA GEOMECÁNICA DE LUNA DE ORO S.A.C.

Tabla 10. Evaluación geomecánica del tipo de roca en el Nv.1100, galería GL 755 SO

Mapeo Geomecanico de la GL 755 SO								
Nivel 1100	LABOR:	GL 755 SO	Prog. 110 + 50					
Valoración del macizo rocoso (R.M.R)								
PARAMETROS	Rango de Valores MARCAR (X)						Valoración	
I) R. Compre. Uniaxial (Mpa.)	>250(15)	100 - 250 (12)	50 - 100(7)	X	25 - 50 (4)	< 25 (2) < 5 (1) < 1 (0)	7	
II) RQD %	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)		25 - 50 (8)	X < 25 (3)	8	
III) Espaciamento(m)	>2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X	0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	10	
IV) Condición de juntas	Persistencia	<1 m long (6)	1 - 3m Long (4)	X	3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4
	Abertura	Cerrada (6)	< 0.1mm apert. (5)		0.1 - 1 mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)		Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	Relleno	Limpio (6)	Duro < 5 mm (4)		Duro > 5 mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2
	Alteración	Sana (6)	Lig. Alterada (5)		Mod. Alterad. (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	3
V) Agua subterránea	Seco (15)	X Húmedo (10)		Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15	
VI) Corr. Por dirección y buzamiento	Muy Favorable (0)	Favorable (-2)		Media (-5)	X Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-5	
R.M.R.							51	
RMR corregido = (I + II + III + IV +V +VI), RMR corr. 51							REGULAR III	
Descripción	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			
	Muy buena I	Buena II	Regular III	Mala IV	Muy Mala			

Fuente: AREA GEOMECÁNICA DE LUNA DE ORO S.A.C.

Tabla 11. Evaluación geomecánica del tipo de roca en el Nv.1100, galería GL 755 SO

Mapeo Geomecanico de la GL 755 SO							
Nivel 1100	LABOR:	GL 755 SO	Prog. 160 + 20.0				
Valoración del macizo rocoso (R.M.R)							
PARAMETROS	Rango de Valores MARCAR (X)					Valoración	
I) R. Compre. Uniaxial (Mpa.)	>250(15)	100 - 250 (12)	50 - 100(7)	X 25 - 50 (4)	< 25 (2) < 5 (1) < 1 (0)	7	
II) RQD %	90 - 100 (20)	75 - 90 (17)	50 - 75 (13)	25 - 50 (8)	X < 25 (3)	8	
III) Espaciamiento(m)	>2 (20)	0.6 - 2 (15)	0.2 - 0.6 (10)	X 0.06 - 0.2 (8)	< 0.06 (5)	10	
IV) Condición de juntas	Persistencia	<1 m long (6)	1 - 3m Long (4)	X 3 - 10 m (2)	10 - 20 m (1)	> 20 m (0)	4
	Abertura	Cerrada (6)	< 0.1mm apert. (5)	0.1 - 1 mm (4)	X 1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	X Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3
	Relleno	Limpio (6)	Duro < 5 mm (4)	X Duro > 5 mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4
	Alteración	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterad. (3)	X Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	3
V) Agua subterránea	Seco (15)	X Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	15	
VI) Corr. Por dirección y buzamiento	Muy Favorable (0)	Favorable (-2)	Media (-5)	X Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	-5	
R.M.R.						53	
RMR corregido = (I + II + III + IV +V +VI), RMR corr. 53						REGULAR III	
Descripción	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		
	Muy buena I	Buena II	Regular III	Mala IV	Muy Mala		

Fuente: AREA GEOMECAÁNICA DE LUNA DE ORO S.A.C.

4.3 Minería

4.3.1 Generalidades

La empresa minera Luna de Oro S.A.C., es la encargada de la explotación de mineral de las zonas de Florcita, Gemelas y blanquita desde el nivel 1100 hasta el nivel 1150, por el método **CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL**, como también los trabajos de exploración, desarrollo y preparación en labores Horizontales.

4.3.2 Capacidad de Producción Mina

La capacidad de producción de la minera Luna de Oro S.A.C., es de 30 TM/día, las cuales son generados de las zonas principales de producción como Florcita I, Florcita II y parcialmente de las vetas Gemelas.

La recuperación de mineral aurífero es por tajeos, donde se pretende minimizar la dilución, usando el método del circado, en la actualidad se obtiene un promedio de 25 TM por día de la zona Florcita, mientras 5 TM por día se obtiene de las vetas Gemelas con leyes que varían ente 1 Onz/TM a 0.4 Onz/TM.

4.3.3 Programación de Labores Horizontales

La minera Luna de Oro S.A.C., tiene una programación de labores horizontales, está planteada en función de la programación mensual en las diferentes labores de preparación, desarrollo y exploración, donde tienen el desarrollo las labores de: GL-FLOR I, GL-BLAN I y GL-FLOR II. En esta situación se tiene programado operar dos guardias por día en las galerías principalmente.

4.3.3.1 Avance en Construcción de Labores Horizontales en Condiciones Actuales

En las programaciones de avance de frentes horizontales se tiene un avance lineal promedio de 1.40 metros por disparo en galería GL 755 SO y 1.45 CX 830 S metros en el crucero.

4.3.3.2 Desarrollo del Ciclo de Minado en GL 755 SO, en Condiciones Actuales

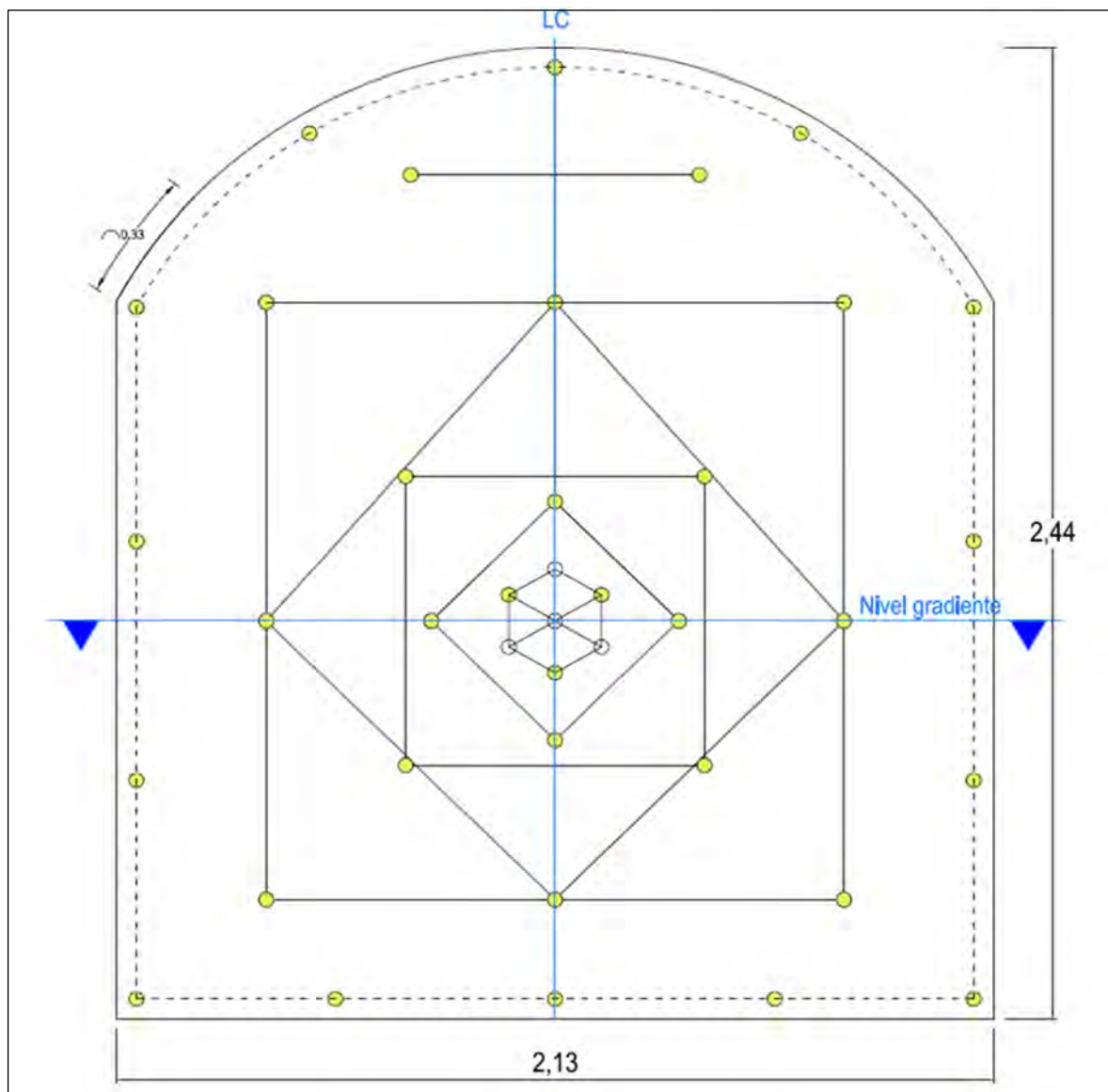
4.3.3.2.1 Perforación

Dentro de las operaciones unitarias la perforación es una de las operaciones principales, las cuales dependen de varios factores como el diseño de malla de perforación, características geomecánicas de las rocas en la zona de estudio, tipos de equipos a utilizar en el caso de la minera Luna de Oro para frentes de avance se tienen equipos Jack Leg RNP 250X y accesorios necesarios para la perforación.

Se tiene un sistema de aire comprimido conectado a todas las áreas de perforación por tuberías de 4” en labores principales mientras que en labores secundarias se tiene tuberías HDPE de 2” alimentadas por compresoras eléctricas y portátiles a diésel. De igual manera se tiene la conexión de agua que están a 250 metros por encima del nivel 1100 que garantizan un caudal adecuado la conexión a las perforadoras para el barrido de detritus.

La longitud de perforación es de 6 pies en labores horizontales ya sean galerías, cruceros, cámaras, etc. En el caso de la GL 755 SO se tiene una malla de perforación establecida estándar con 39 taladros de las cuales 35 son de producción y 4 taladros de alivio para una sección de 2.1 m x 2.4 m, cabe indicar que se tiene la única malla de perforación para las diferentes labores horizontales con ligeros cambios en el arranque según el tipo de roca.

Figura 23. Malla de perforación actual en la Galería 755 SO



Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C

En la tabla 12, se tiene el monitoreo actual de los tiempos de perforación por taladro, donde se obtuvo un tiempo total de perforación en 3.32 horas, las cuales se muestran en la siguiente tabla, cabe indicar que se perfora con equipo neumático de perforación Jack leg RNP RN 250X, con barrenos de 4 y 6 pies, y brocas de 38 mm y 36 mm para el seguidor y pasador según sea el caso.

Tabla 12. Monitoreo de tiempos de perforación de la malla de perforación actual

Taladros	Perforación (seg)	Barrido (seg)	Traslado (seg)	Tiempo (min/tal)	Log. Tal (m)	Velocidad (m/min)
T-1	274.00	27.00	35.00	5.60	1.69	0.30
T-2	271.00	29.00	36.00	5.60	1.71	0.31
T-3	254.00	33.00	34.00	5.35	1.72	0.32
T-4	237.00	34.00	39.00	5.17	1.70	0.33
T-5	239.00	35.00	30.00	5.07	1.70	0.34
T-6	243.00	25.00	36.00	5.07	1.70	0.34
T-7	225.00	27.00	33.00	4.75	1.69	0.36
T-8	239.00	30.00	35.00	5.07	1.70	0.34
T-9	230.00	33.00	36.00	4.98	1.70	0.34
T-10	229.00	25.00	35.00	4.82	1.70	0.35
T-11	246.00	28.00	32.00	5.10	1.71	0.33
T-12	227.00	25.00	39.00	4.85	1.70	0.35
T-13	235.00	34.00	31.00	5.00	1.71	0.34
T-14	226.00	35.00	38.00	4.98	1.69	0.34
T-15	243.00	29.00	38.00	5.17	1.70	0.33
T-16	244.00	25.00	32.00	5.02	1.70	0.34
T-17	236.00	27.00	40.00	5.05	1.70	0.34
T-18	236.00	33.00	31.00	5.00	1.72	0.34
T-19	252.00	30.00	39.00	5.35	1.70	0.32
T-20	244.00	30.00	40.00	5.23	1.68	0.33
T-21	250.00	28.00	38.00	5.27	1.70	0.32
T-22	227.00	34.00	33.00	4.90	1.71	0.35
T-23	253.00	27.00	34.00	5.23	1.72	0.33
T-24	244.00	27.00	33.00	5.07	1.70	0.34
T-25	248.00	28.00	40.00	5.27	1.68	0.32
T-26	242.00	29.00	39.00	5.17	1.69	0.33
T-27	251.00	32.00	40.00	5.38	1.70	0.32
T-28	236.00	35.00	36.00	5.12	1.70	0.33
T-29	249.00	25.00	33.00	5.12	1.69	0.33
T-30	231.00	31.00	35.00	4.95	1.70	0.34
T-31	229.00	28.00	36.00	4.88	1.69	0.35
T-32	250.00	25.00	36.00	5.18	1.70	0.33
T-33	242.00	33.00	37.00	5.20	1.69	0.33
T-34	253.00	25.00	37.00	5.25	1.71	0.32
T-35	225.00	35.00	34.00	4.90	1.70	0.35
TA-36	229.00	29.00	34.00	4.87	1.70	0.35
TA-37	230.00	32.00	34.00	4.93	1.72	0.35
TA-38	253.00	29.00	38.00	5.33	1.69	0.32
TA-39	246.00	29.00	34.00	5.15	1.71	0.33
Promedio	241.49	29.62	35.64	5.11	1.70	0.33

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 13. Resumen de perforación en la GL 755 SO

Perforadora JackLeg RNP RN-250X				
Labor	GAL-755 SO			
Guardia	DÍA	Tiempo Perf. (min/tal)		5.11
JACK LEG	RNP RN- 250X	Vel. Perf. (m/min)		0.33
Descripción	Hora de Inicio	Hora final	Tiempo (HH:MM:SS)	
Pintado de Malla	14:00:00	14:10:00	00:10:00	
Instalación de Equipo	14:10:00	14:17:12	00:07:12	
Perforación	14:17:00	17:36:22	03:19:22	
Fuente: Elaboración Propia				

A continuación, en la Tabla 14, se presenta el resumen de los costos actuales de perforación, donde la "incidencia" refleja el grado de participación en el trabajo. Cabe destacar que el capataz supervisa varios frentes de trabajo.

Tabla 14. Costo de Mano de obra

Descripción	Unidad	N° Personal	P.U.	Incidencia	Costo
			(US\$)	(%)	(US\$/disp.)
Capataz	HH	1	23.65	8%	1.89
Perforista	HH	1	22.40	100%	22.40
Ayudante perforista I	HH	1	20.60	100%	20.60
Ayudante perforista II	HH	1	21.05	100%	21.05
Área supervisión y administración	HH	2	26.50	11%	5.83
Sub total					71.77
Leyes sociales (87.13 %)					62.53
Costo total de mano de obra (US\$)					134.30

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

En la tabla 15, se resume los costos de perforación, incluyendo la perforadora neumática, barrenos cónicos de 4' y 6', brocas de 36 mm y 38 mm, junto con un 2% adicional por aceite y accesorios, alcanzando un costo total de \$68.76. El precio de la perforadora incluye el mantenimiento porque no tiene sin valor residual.

Tabla 15. Costo de equipo y aceros de perforación

Descripción	Unidad (Und.)	Cantidad (PP)	P.U. (US\$)	Vida Util (PP)	Costo/pie (US\$/PP)	Costo (US\$/Disp.)
Perforadora neumática + % mantenimiento	PP	234.00	8000.00	100000	0.08	18.72
Barreno cónico de 4'	PP	156.00	97.37	900	0.11	17.05
Barreno cónico de 6'	PP	78.00	116.05	900	0.13	10.14
Broca de 36 mm	PP	156.00	39.47	300	0.13	20.28
Broca de 38 mm	PP	78.00	36.84	300	0.12	9.36
Aceite + accesorios	%	4%	-	-	-	3.02
Costo total de equipos y aceros de perforación (US\$)						78.57

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

En la tabla 16, se hace un resumen de costos de los equipos adicionales, como es el compresor, grupo electrógeno Volvo 220 y el Ventilador.

Tabla 16. Costo de equipos adicionales

Descripción	Modelo	Costo/Hora (US\$)	Hs. Uso (Hrs.)	N° Labores (Und.)	Costo (US\$/Disp.)
Compresor	750 CFM	9.62	3.32	1.00	31.93
Grupo Electrónico Volvo 220	Volvo 220	5.09	-	1.00	0.00
Ventilador Axial	3000 CFM	0.98	-	1.00	0.00
Costo total de equipos adicionales (US\$)					31.93

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

En la tabla 17 se presenta un resumen de los costos de los implementos de seguridad utilizados en los frentes de trabajo. Los cálculos se realizan para 3 personas involucradas en este ciclo de minado. Es importante destacar que la vida útil de cada implemento se basa en su duración efectiva, observada durante la operación, donde puede variar según sea el desgaste. Este análisis permite prever los gastos asociados al reemplazo periódico de los equipos, garantizando así la seguridad del personal y la continuidad de las labores.

Tabla 17. Costo de implementos de seguridad

Descripción	Unidad (Und.)	Cantidad	P.U. (US\$)	Vida Útil (días)	Costo/disp. (US\$/disp.)
Casco minero	Und.	3	7.37	360	0.06
Tapones para oído	Und.	3	0.55	26	0.06
Anteojos de Seguridad	Und.	3	8.00	78	0.31
Respirador 3M	Und.	3	15.25	360	0.13
Filtro con respirador 3M	Und.	3	4.74	14	1.02
Guantes de cuero	Par	3	3.18	30	0.32
Guantes Hycron	par	3	4.26	30	0.43
Botas de jebe	Par	3	18.95	180	0.32
Mameluco	Und.	3	11.84	180	0.20
Correa porta lámparas	Und.	3	2.68	180	0.04
Costo de implementos de seguridad (US\$)					2.88

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

La tabla muestra el desglose de costos y vida útil de diversos implementos de trabajo utilizados en el frente de minado. Entre los artículos incluidos se encuentran puntas de 3/4", picos, combas, barretillas, llaves Stilson, un flexómetro y alambre. Para cada herramienta, se especifica la cantidad, el precio unitario, la vida útil en días y el costo por día de disponibilidad. El costo total estimado de las herramientas es de \$3.90 por día.

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida útil	Costo/disp.
	(Und.)		(US\$)	(Días)	(US\$/disp.)
Punta de 3/4" de ø	Und.	2	5.26	30	0.35
Pico	Und.	2	9.21	100	0.18
Comba de 6 lbs	Und.	1	12.89	150	0.09
Barretilla de 4'	Und.	2	39.47	60	1.32
Barretilla de 6'	Und.	2	39.47	60	1.32
Llave Stilson de 18"	Und.	2	23.42	150	0.31
Llave Stilson de 15"	Und.	1	22.63	150	0.15
Flexómetro de 5m	Und.	1	6.97	60	0.12
Alambre n° 16	kg	0.3	2.21	10	0.07
Costo total de herramientas (US\$)					3.90

Tabla 18. Costo de herramientas

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

El costo total de perforación se resume en la siguiente tabla:

Resumen del costo de perforación	Costo/disp.
1. Mano de Obra	134.30
2. Equipo y accesorios de perforación	78.57
3. Costo de implemento de seguridad	2.88
4. Costo de herramientas	3.90
5. Equipos adicionales	31.93
Costo total (US\$)	251.58

Fuente: Elaboración Propia

Figura 24. Perforación de los taladros de arrastre de la GL755 SO



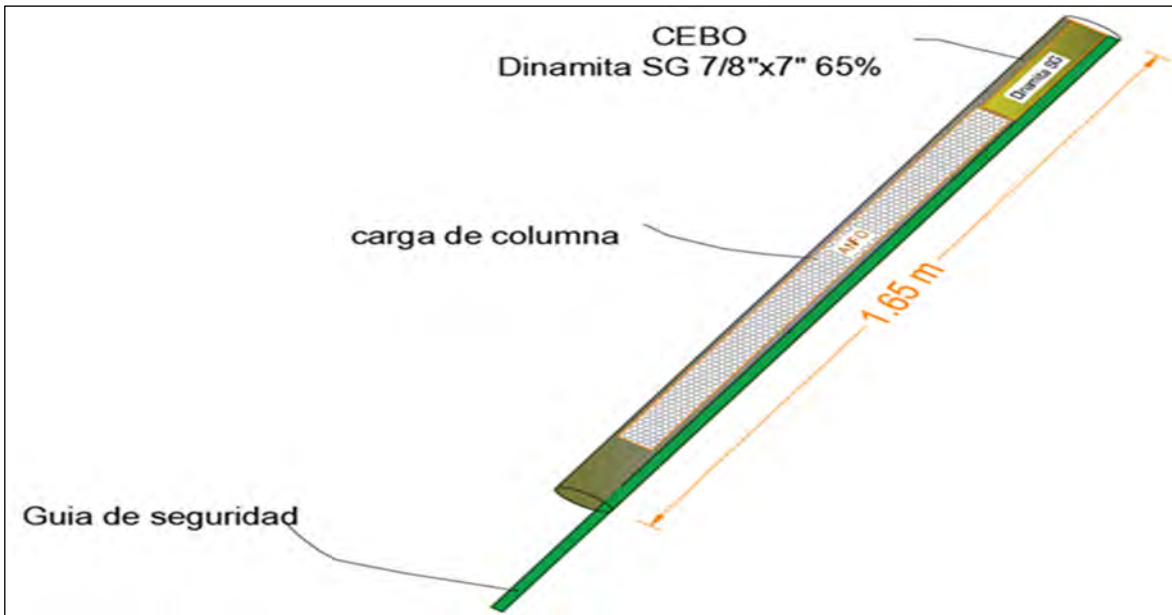
Fuente: Elaboración propia

4.3.3.2.2 Voladura

La voladura en la minera Luna de Oro, en nuestro caso en la galería en mención se utiliza explosivos y accesorias las cuales son: Dinamita SG 65 % de 7/8" x 7" como booster, y para la carga de columna se tiene o se utiliza ANFO y mecha lenta carmex de 7' (Fulminante simple N° 8 con conector a mecha rápida y su block de sujeción) y mecha rápida.

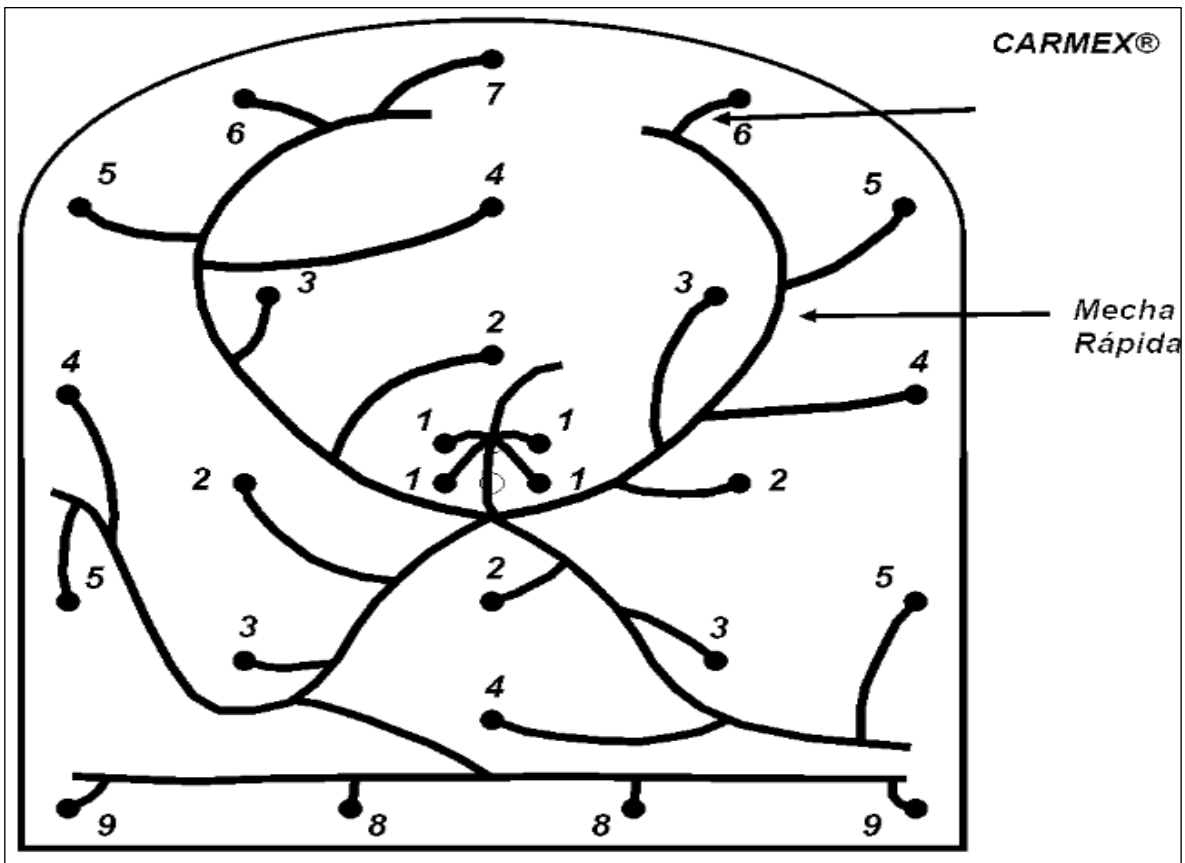
El chispeo en labores horizontales y verticales se realizan mediante el amarre de todos los taladros con mecha rápida la cual se inicia al extremo del iniciador.

Figura 25. Forma de carga de ANFO de los taladros de la GL 755 SO



Fuente: Elaboración Propia

Figura 26. Proceso de amarre y secuencia de salida para cada taladro



Fuente: Famesa Explosivos

Tabla 19. Costo de voladura de la GL 755 SO (Actual)

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/disp.
			(US\$)	(US\$/disp.)
Dinamita 7/8"x7" 65%	cart	35.00	1.01	35.46
ANFO	kg	47.63	1.16	55.15
Carmex 2,10 m	und	35.00	0.36	12.43
Mecha rápida	m	10.00	0.32	3.16
Costo Total de explosivos (US\$)				106.20

Fuente: Elaboración Propia

Figura 27. Carguío de taladros con guías Carmex en frentes Horizontales



Fuente: Elaboración propia

4.3.3.2.3 Ventilación

Actualmente la minera Luna de Oro S.A.C., dispone la ventilación forzada en labores ciegas como galerías, cruceros, chimeneas, piques y etc., la ventilación natural en la minera es parcial por falta de chimeneas de ventilación a superficie, pero esta dispone en cumplir las disposiciones del D.S 024 – 2016 E.M y sus modificatorias D.S. 023 – 2017 E.M y D.S. 034 – 2023 E.M. modifica el reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

A sismo en la actualidad se usan ventiladores uniaxiales de 3000 CFM y 5000 CFM, que son accionados por energía eléctrica provenientes de los generadores Fema de 120 KW y 150 KW (Grupo electrógeno). Como en la imagen adjunta que es la de 120 KW.

Figura 28. Generador Fema 120 KW abierto grupo electrógeno



Fuente: Ficha técnica de CAT

Tabla 20. Costo de ventilación (Actual)

Descripción	Modelo	Unidad	Costo/Hora	Hrs. Uso	Costo/disp.
			US\$/Hr.	(Hrs/guardia)	(US\$/disp.)
Compresor	Atlas Copco 750 CFM	HM		-	-
Grupo Electrónico	FEMA de 120 kw	HM	0.87	5.00	4.37
Ventilación	Vymssa de 3000 CFM	HM	0.71	5.00	3.57
Otros (5%)					0.40
Costo Total de ventilación (US\$/Disp.)					8.33

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.3.3.2.4 Limpieza y Acarreo

Para la limpieza de labores horizontales en frentes se tiene equipo LHD Scooptrams Sandvik LH 202 de 1.5 yd³ y mini Dumpers de 2 TM de capacidad, Terex – TH de 6 TM de capacidad según sea la necesidad del frente de trabajo.

Cabe indicar que la recuperación de los tajos es manual hacia los echaderos y recuperados por la tolva con los Dumper disponibles según sea el caso.

Figura 29. Equipo LHD Sandvik LH 202 de 1.5 yd



Fuente: Elaboración propia

Tabla 21. Costo de limpieza y acarreo (Actual)

Descripción	Unidad	Cantidad	Hrs/Grdia	Rend./Hra.	P.U./TM	Ton./Disp.	Costo/disp.
			(HM)	(TM/HM)	(US\$/TM)	TM/Disp.	(US\$/disp.)
Scooptrams LHD Sandvik LH 202 de 1.2 -1.5 m ³	HM	1	1.80	12.13	3.61	21.83	78.80
Dumper Terex de 6 TM	HM	2	1.76	6.20	2.12	21.83	46.28
Mini Dumers de 2 TM	HM	-	-	-	-	-	-
Otros (5%)	Varios						6.25
Costo total de limpieza y acarreo (US\$)							131.33

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

De la tabla 19. se tiene un costo total de limpieza y acarreo de US\$ 99.36 por disparo en las condiciones actuales.

4.3.3.2.5 Sostenimiento

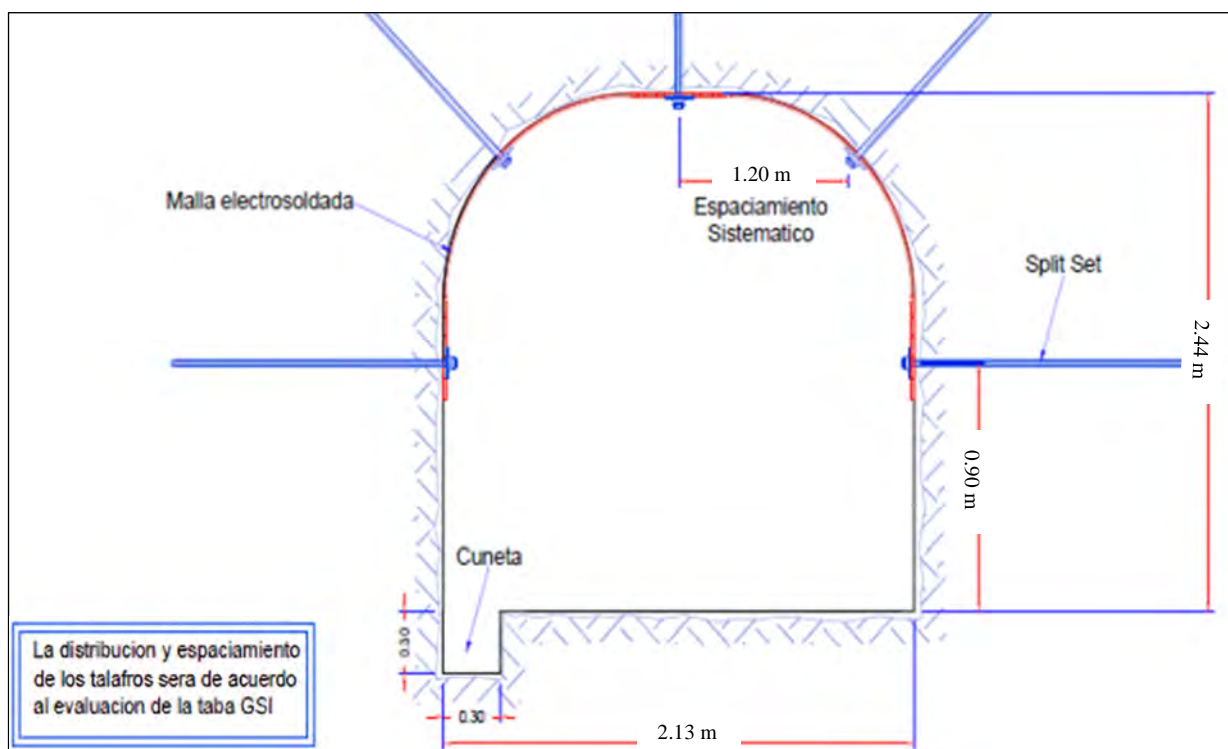
El sostenimiento en la minera es de cumplimiento obligatorio en cada guardia dado que de eso depende el proceso de reforzamiento del macizo rocoso no se relajen con el correr del tiempo en el caso de labores en estudio se tiene tipo de roca regular III y según la evaluación de la tabla GSI se debe sostener con pernos puntuales sin malla electrosoldada.

Tabla 22. Costo de sostenimiento (Actual)

Descripción (Instalación con Jack Leg) + Instalación	Unidad	Cantidad	P.U.	Avance/disp.	Costo/disp.
			(US\$)	(US\$/disp.)	(US\$/disp.)
Split Set SS-39 mm de 4 pies	und	5	26.34	1.50	197.57
Malla Electrosoldada	m ²	-	-	-	-
Costo total de sostenimiento (US\$)					197.57

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

Figura 30. Distribución y espaciado de los Split set de 1.20, Para roca regular III



Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C

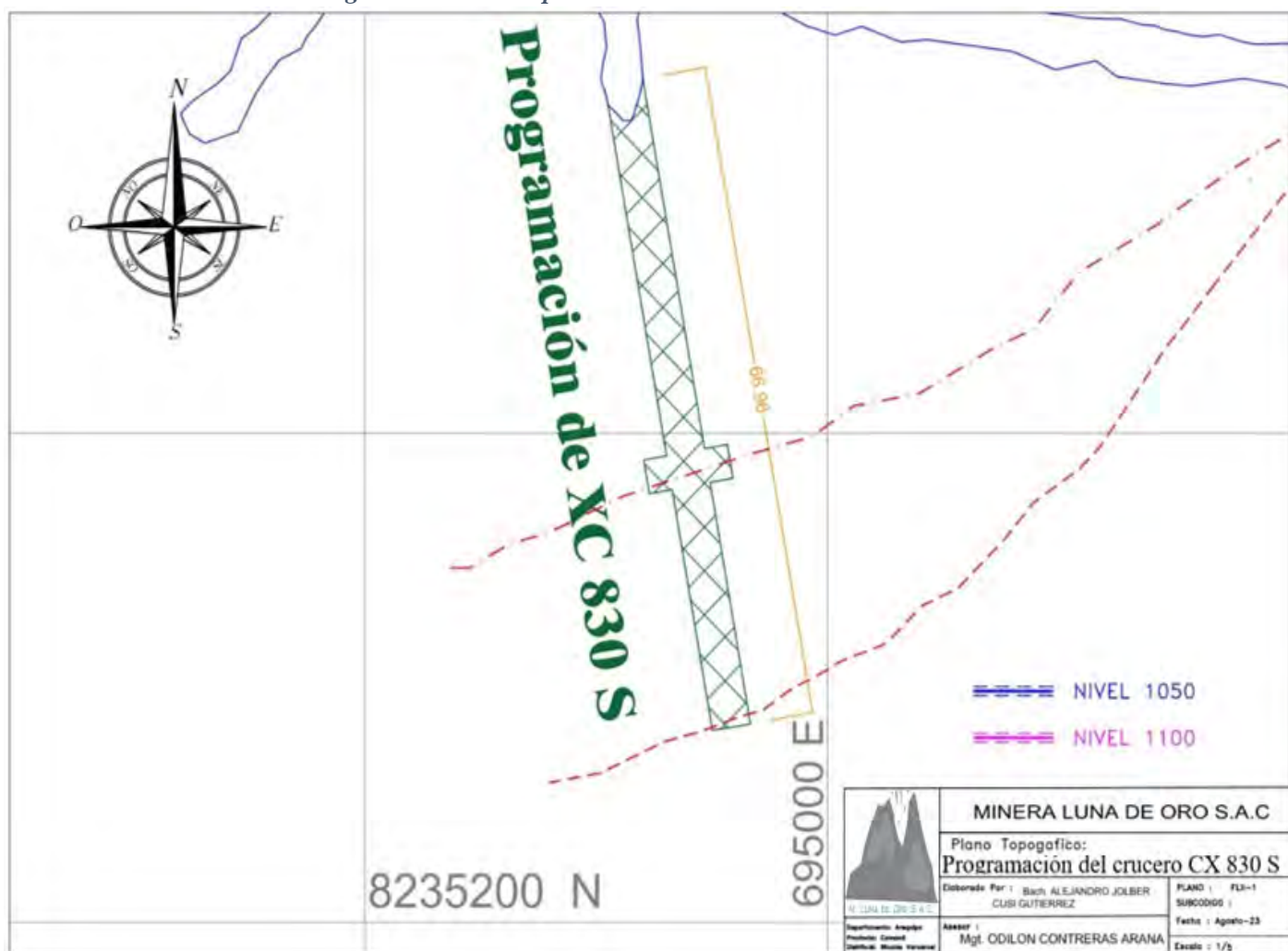
Tabla 23. Resumen de costos de la galería GL 755 SO (Zona Florcita I)

Descripción	Tipo de roca regular III	
	(US\$/Disp.)	(US\$/ML)
Costo mano de obra (US\$)	134.30	95.93
Costo implementos de seguridad (US\$)	2.88	2.06
Costo total de herramientas (US\$)	3.90	2.79
Costo total de equipos adicionales de perforación	31.93	22.81
Costo de equipos y aceros de perforación (US\$)	78.57	56.12
Costo de voladura	106.20	75.86
Costo de ventilación	8.33	5.95
Costo de limpieza y acarreo	131.33	93.81
Costo de sostenimiento	197.57	141.12
Costo Directos (US\$)	674.37	496.44
Costo Indirectos (26%) (US\$)	175.34	129.07
Costo por disparo y metro lineal (US\$)	849.71	625.51

Fuente: Elaboración propia

4.3.3.3 Desarrollo del Ciclo de Minado del Crucero CX 830 S, en Condiciones Actuales

Figura 31. Vista en planta ubicación del Crucero CX 830 S



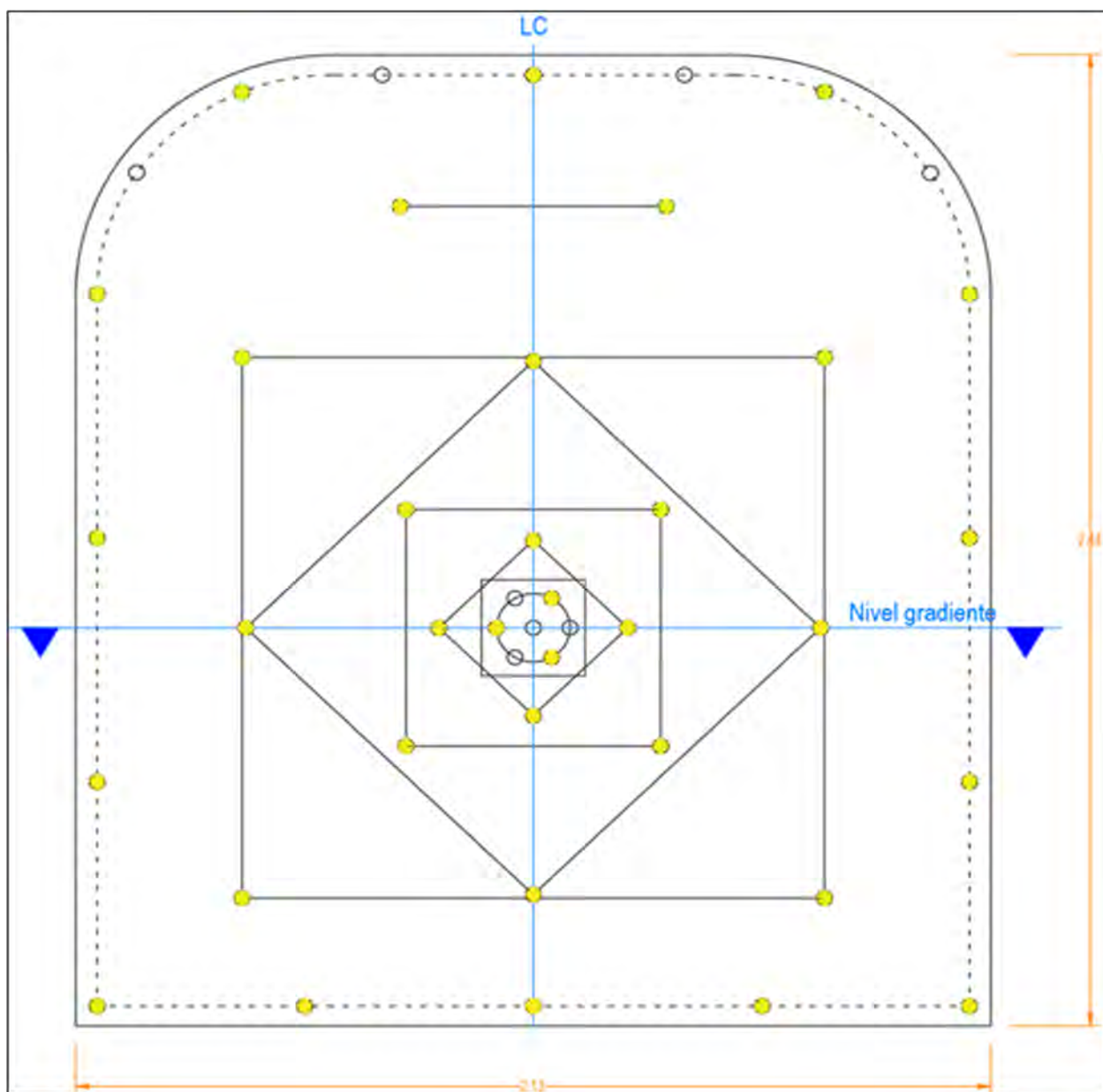
Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.3.3.3.1 Perforación

El crucero CX 830 S es una de las labores programadas en avance horizontal donde se realiza las operaciones unitarias propias de ciclo de minado donde se perfora con equipos neumáticos Jack Leg RNP 250X, donde se tiene una longitud promedio de longitud de taladro de 1.64 m de sección 2.10 m x 2.40 m y está ubicada en la zona Florcita es una labor crítica donde el avance es importante para la explotación de las reservas minerales para cumplir con las programaciones de mineral a planta de tratamiento.

La perforación del crucero es similar en todas las zonas de trabajo de la minera Luna de Oro S.A.C., cabe recordar que solo se tiene establecido esta malla de perforación como estándar con 43 taladros en total, con 4 taladros de alivio en arranque y 4 taladros de precorte, esta malla no se puede establecer en los distintos tipos de roca como buena, regular y mala por lo que genera retrasos en los avances, sobrerotura, etc.

Figura 32. Malla de perforación actual del crucero CX 830 S



Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C

Tabla 24. Monitoreo de tiempos de perforación de la malla de perforación actual CX 830 S

Taladros	Perforación (seg)	Barrido (seg)	Traslado (seg)	Tiempo (min/tal)	Log. Tal (m)	Velocidad (m/min)
T-1	250.00	35.00	35.00	5.33	1.67	0.31
T-2	255.00	34.00	32.00	5.35	1.63	0.31
T-3	225.00	29.00	43.00	4.95	1.64	0.33
T-4	229.00	33.00	31.00	4.88	1.64	0.34
T-5	228.00	31.00	33.00	4.87	1.63	0.34
T-6	254.00	25.00	34.00	5.22	1.72	0.31
T-7	230.00	25.00	37.00	4.87	1.63	0.34
T-8	236.00	25.00	35.00	4.93	1.64	0.33
T-9	221.00	25.00	45.00	4.85	1.63	0.34
T-10	236.00	29.00	43.00	5.13	1.65	0.32
T-11	235.00	32.00	35.00	5.03	1.63	0.33
T-12	233.00	30.00	44.00	5.12	1.71	0.32
T-13	237.00	35.00	31.00	5.05	1.64	0.33
T-14	242.00	30.00	41.00	5.22	1.66	0.31
T-15	241.00	34.00	30.00	5.08	1.62	0.32
T-16	244.00	35.00	33.00	5.20	1.65	0.32
T-17	229.00	35.00	36.00	5.00	1.64	0.33
T-18	236.00	32.00	44.00	5.20	1.66	0.32
T-19	250.00	35.00	39.00	5.40	1.66	0.30
T-20	251.00	31.00	31.00	5.22	1.65	0.31
T-21	249.00	25.00	36.00	5.17	1.63	0.32
T-22	253.00	27.00	35.00	5.25	1.64	0.31
T-23	231.00	25.00	35.00	4.85	1.62	0.34
T-24	229.00	28.00	31.00	4.80	1.66	0.34
T-25	241.00	34.00	33.00	5.13	1.68	0.32
T-26	251.00	26.00	45.00	5.37	1.66	0.31
T-27	225.00	30.00	31.00	4.77	1.64	0.34
T-28	235.00	30.00	42.00	5.12	1.63	0.32
T-29	238.00	26.00	39.00	5.05	1.70	0.33
T-30	255.00	31.00	37.00	5.38	1.64	0.31
T-31	223.00	26.00	43.00	4.87	1.64	0.34
T-32	233.00	35.00	30.00	4.97	1.64	0.33
T-33	250.00	30.00	31.00	5.18	1.64	0.32
T-34	247.00	34.00	32.00	5.22	1.70	0.31
T-35	223.00	29.00	34.00	4.77	1.63	0.34
T-36	231.00	31.00	44.00	5.10	1.62	0.32
T-37	231.00	29.00	45.00	5.08	1.69	0.32
T-38	236.00	30.00	45.00	5.18	1.62	0.32
T-39	236.00	29.00	42.00	5.12	1.63	0.32
TA-40	254.00	27.00	38.00	5.32	1.70	0.31
TA-41	243.00	33.00	32.00	5.13	1.64	0.32
TA-42	254.00	30.00	30.00	5.23	1.63	0.31
TA-43	247.00	31.00	38.00	5.27	1.70	0.31
Promedio	239.00	30.14	36.74	5.10	1.65	0.32

Fuente: Elaboración propia

Se tiene el monitoreo del crucero CX 830 S de los tiempos de perforación por taladro, donde se obtuvo un tiempo total de perforación en 3.66 horas, las cuales se muestran en la tabla anterior (Tabla 24), cabe indicar que se perfora con equipo neumático de perforación Jack leg RNP RN 250X, con barrenos de 4 y 6 pies, y brocas de 38 mm y 36 mm.

Tabla 25. Resumen de perforación en la CX 755 S

Perforadora JackLeg RNP RN-250X				
Labor	CX 755 S			
Guardia	DÍA	Tiempo Perf. (min/tal)	5.10	
JACK LEG	RNP RN- 250X	Vel. Perf. (m/min)	0.32	
Descripción		Hora de Inicio	Hora final	Tiempo (HH:MM:SS)
Pintado de Malla		13:30:00	14:40:00	00:10:00
Instalación de Equipo		13:40:00	14:17:12	00:07:12
Perforación		13:47:12	17:26:25	03:39:13
Fuente: Elaboración Propia				

A continuación, se tiene el resumen de costos de perforación actualmente por disparo:

Tabla 26. Costo de mano de Obra por disparo del CX 830 S

Descripción	Unidad	N° Personal	P.U. (US\$)	Incidencia (%)	Costo (US\$/disp)
Capataz	HH	1	23.65	8%	1.89
Perforista	HH	1	22.40	100%	22.40
Ayudante perforista	HH	1	20.60	100%	20.60
Peón	HH	1	21.05	100%	21.05
Área supervisión y administración	HH	2	26.50	11%	5.83
Sub total					71.77
Leyes sociales (87.13 %)					62.53
Costo total de mano de obra (US\$)					134.30

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

Tabla 27. Costo de equipo y aceros de perforación del CX 830 S

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida Util	Costo/pie	Costo
	(Und.)	(PP)	(US\$)	(PP)	(US\$/PP)	(US\$/Disp.)
Perforadora neumática	PP	258.00	4434.00	100000	0.08	20.64
Barreno cónico de 4'	PP	172.00	97.37	900	0.11	18.61
Barreno cónico de 6'	PP	86.00	116.05	900	0.13	11.09
Broca de 36 mm	PP	172.00	39.47	300	0.13	22.63
Broca de 38 mm	PP	86.00	36.84	300	0.12	10.56
Aceite + accesorios	%	4%				3.34
Costo de equipos y aceros de perforación (US\$)						86.87

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

Tabla 28. Costo de equipos adicionales

Descripción	Modelo	Costo/HM	Hs. Uso	N° Labores	Costo/disp.
		(US\$/HM)	(HM)	(Und.)	(US\$/Disp.)
Compresor	750 CFM	9.62	3.65	1.00	35.11
Grupo Electrónico Volvo 220	Volvo 220	5.09	0	1.00	0.00
Ventilación	3000 CFM	0.98	0	1.00	0.00
Costo total de equipos adicionales de perforación					35.11

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

En el cuadro resumen de costos de EPPs se hace un análisis para el caso de 3 personas. El costo total diario de implementos de seguridad para una sola persona es de 0.95 US\$. Este monto cubre todos los elementos de seguridad necesarios, como casco, protección auditiva, guantes, botas, entre otros, necesarios

para una operación segura en la mina. Esta cantidad incluye el desgaste y reemplazo periódico de los implementos, lo que asegura la disponibilidad y la protección adecuada en el ambiente laboral.

El análisis muestra que, con un costo de seguridad individual diario de 0.95 US\$, es posible proveer el equipo de seguridad básico para una persona, optimizando costos sin comprometer la seguridad en el entorno minero.

Tabla 29. Costo de implementos de seguridad

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida Útil	Costo/disp.
	(Und.)		(US\$)	(días)	(US\$/disp.)
Casco minero	Und.	3	7.37	360	0.06
Tapones para oído	Und.	3	0.55	26	0.06
Anteojos de Seguridad	Und.	3	8.00	78	0.31
Respirador 3M	Und.	3	15.25	360	0.13
Filtro con respirador 3M	Und.	3	4.74	14	1.02
Guantes de cuero	Par	3	3.18	30	0.32
Guantes Hycron	par	3	4.26	30	0.43
Botas de jebe	Par	3	18.95	180	0.32
Mameluco	Und.	3	11.84	180	0.20
Correa porta lámparas	Und.	3	2.68	180	0.04
Costo de implementos de seguridad (US\$)					2.88

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

La Tabla 29, es la misma que en la Tabla 18, por ello se coloca el cuadro resumen.

Tabla 30. Costo de herramientas del CX 830 S

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida útil	Costo/disp.
	(Und.)		(US\$)	(Dias)	(US\$/disp.)
Punta de 3/4" de ø	Und.	2	5.26	30	0.35
Pico	Und.	2	9.21	100	0.18
Comba de 6 lbs	Und.	1	12.89	150	0.09
Barretilla de 4'	Und.	2	39.47	60	1.32
Barretilla de 6'	Und.	2	39.47	60	1.32
Llave Stilson de 18"	Und.	2	23.42	150	0.31
Llave Stilson de 15"	Und.	1	22.63	150	0.15
Flexometro de 5m	Und.	1	6.97	60	0.12
Alambre n° 16	kg	0.3	2.21	10	0.07
Otros	%	5%			0.19
Costo total de herramientas (US\$)					4.09

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

El costo total de perforación se resume en la siguiente tabla:

Tabla 31. Costos totales de perforación del CX 755 S

Resumen del costo de perforación	Costo/disp
1. Mano de Obra	134.30
2. Equipo y accesorios de perforación	86.87
3. Costo de implementos de seguridad	2.88
4. Costo de herramientas	4.09
5. Costo Equipos adicionales	35.11
Costo total (US\$)	263.25

Fuente: Elaboración propia

4.3.3.3.2 Voladura en el Crucero CX 830 S (Inicial)

La voladura en el crucero CX 830 S se utiliza Anfo como carga de fondo y dinamita SG 65 % de 7/8" x 7" como booster o cebo., accesorios como mecha lenta carmex de 7' (Fulminante simple N° 8 con conector a mecha rápida y su block de sujeción) y mecha rápida.

El chispeo se realiza mediante el amarre de todos los taladros con mecha rápida la cual se inicia al extremo del iniciador.

Tabla 32. Costo de voladura de la GL 755 SO (Actual)

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/disp.
			(US\$)	(US\$/disp.)
Dinamita 7/8"x7" 65%	cart	35.00	1.01	35.46
ANFO	kg	47.63	1.16	55.15
Carmex 2,10 m	und	35.00	0.36	12.43
Mecha rápida	m	10.00	0.32	3.16
Costo Total de explosivos (US\$)				106.20

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.3.3.3.3 Ventilación

La ventilación es forzada en el CX 830 S por ser ciega, la ventilación natural en el crucero es mínimo por lo que se acumula aire viciado de consumo de los colaboradores y equipos por lo cual se dispone la instalación de ventiladores axiales de 5,000 CFM para la circulación correcta del aire y tener condiciones de trabajo para los colaboradores y cumplir las disposiciones del D.S 024 – 2016 E.M y sus modificatorias D.S. 023 – 2017 E.M y D.S. 034 – 2023 E.M. modifica el reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

Tabla 33. Costo de ventilación del crucero CX 830 S por disparo inicial

Descripción	Modelo	Unidad	Costo/Hora	Hrs. Uso	Costo/disp.
			US\$/Hr.	(Hrs/guardia)	(US\$/disp.)
Compresor	Atlas Copco 750 CFM	-	-	-	0.00
Grupo Electrónico	FEMA de 120 kw	HM	0.87	5.00	4.37
Ventilación	Vymasa de 3000 CFM	HM	0.71	5.00	3.57
Otros (5%)					0.40
Costo total de ventilación por disparo					8.33

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

A sismo para la ventilación del crucero se usa ventiladores eléctricos axiales de 5000 CFM, que son accionados por energía eléctrica provenientes de los generadores Fema de 120 KW (Grupo electrógeno).

4.3.3.3.4 Limpieza y Acarreo

Para la limpieza del crucero se tiene equipo LHD Scooptrams Sandvik LH 202 de 1.5 yd3 y mini Dumpers de 2 TM de capacidad, Terex – TH de 6 TM de capacidad según sea la necesidad del frente de trabajo.

Tabla 34. Costo de limpieza y acarreo (Actual)

Descripción	Unidad	Cantidad	Hrs/Grdia	Rend./HM.	P.U./TM	Ton. /Disp.	Costo/disp.
			(HM)	(TM/HM)	(US\$/TM)	TM/Disp.	(US\$/disp.)
Scooptrams LHD Sandvik LH 202 de 1.2 - 1.5 m3	HM	1	0.00	12.13	3.61	21.38	77.17
Dumper Terex de 6 TM	HM	2	1.76	6.07	2.12	21.38	45.32
Mini Dumers de 2 TM	HM	-	-	-	-	-	-
Otros (5%)	Varios						6.12
Costo total de limpieza y acarreo (US\$)							128.62

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

4.3.3.3.5 Sostenimiento en el Crucero CX 830 S (Inicial)

El sostenimiento en la minera es de cumplimiento obligatorio en cada guardia dado que de eso depende el proceso de reforzamiento del macizo rocoso no se relajen con el correr del tiempo en el caso del crucero es un tipo de roca de buena a regular tipo III y por recomendación de sostiene con pernos puntuales sin malla electrosoldada.

Tabla 35, Costo de sostenimiento del crucero CX 830 S (Inicial)

Descripción (Instalación con Jack Leg) + Herr Instalación	Unidad	Cantidad	P.U. (US\$)	Avance/disp. (US\$/disp.)	Costo/disp. (US\$/disp.)
Split Set SS-39 mm de 4 pies	und	4	26.34	1.50	158.05
Malla Electrosoldada	m2	-	-	-	-
Costo total de sostenimiento (US\$)					158.05

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

Tabla 36. Resumen de costos por disparo del crucero CX 830 S

Descripción	Tipo de roca regular III	
	(US\$/Disp.)	(US\$/ML)
Costo mano de obra (US\$)	134.3	92.62
Costo implementos de seguridad (US\$)	2.88	1.99
Costo total de herramientas (US\$)	4.09	2.82
Costo total de equipos adicionales de perforación	35.11	24.21
Costo de equipos y aceros de perforación (US\$)	86.87	59.91
Costo de voladura	106.2	73.24
Costo de ventilación	8.33	5.74
Costo de limpieza y acarreo	128.62	88.70
Costo de sostenimiento	158.05	109
Costo por disparo y metro lineal (US\$)	642.47	443.08
Costo Indirectos (26%) (US\$)	167.04	115.20
Costo por disparo y metro lineal (US\$)	809.51	558.28

Fuente: Elaboración propia

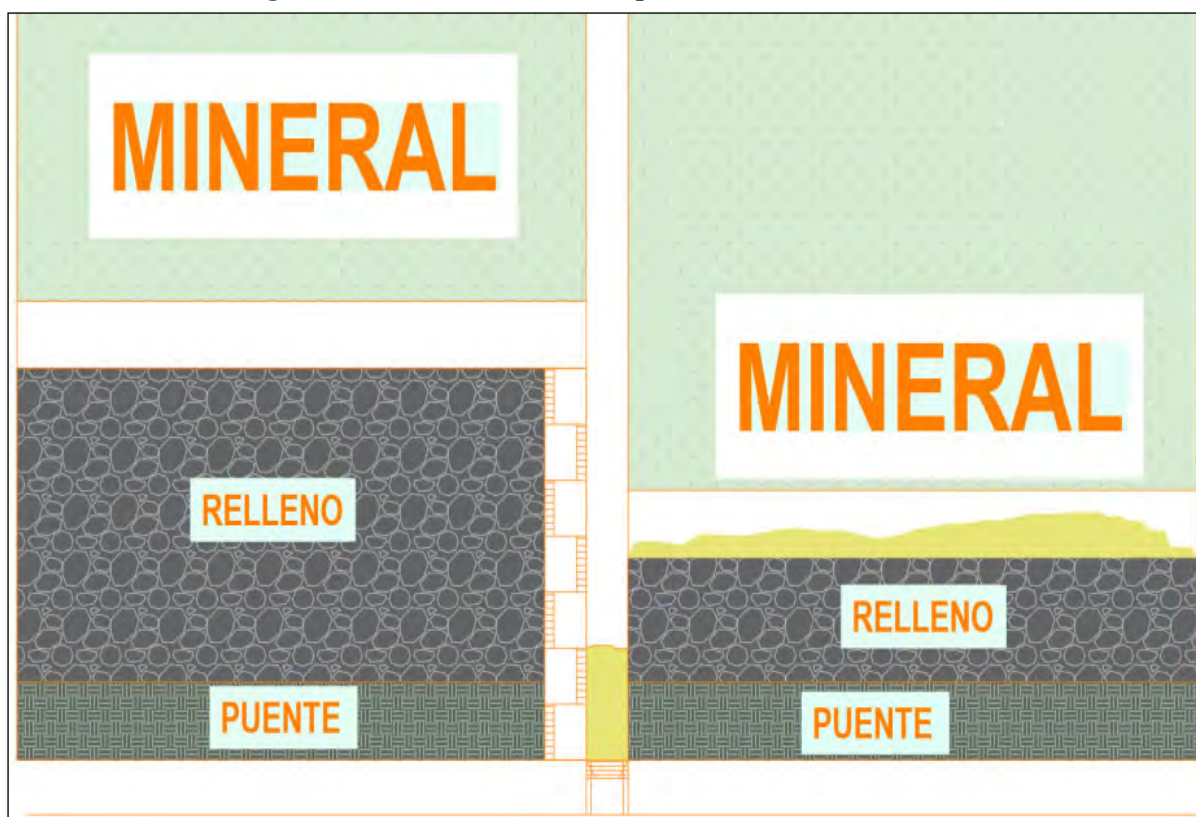
4.3.4 Método de Explotación por Tajeos

La explotación de los recursos minerales Auríferos de la minera es por el método corte y relleno ascendente convencional con la variante de circado. Esta variante es para evitar la dilución del mineral.

4.3.4.1 Diseño y Preparación de los Blocks de Explotación

Para el diseño y preparación del block de explotación se tienen dimensiones que son 30 m x 45 m estas dimensiones pueden variar según la potencia o planeamiento de la minera. Las vetas en todas las zonas tienen un ancho promedio de 0.35 m – 0.60 m. de veta. La preparación de los blocks es delimitada por chimeneas simples o de doble compartimento donde se tiene 45 m de altura como máximo.

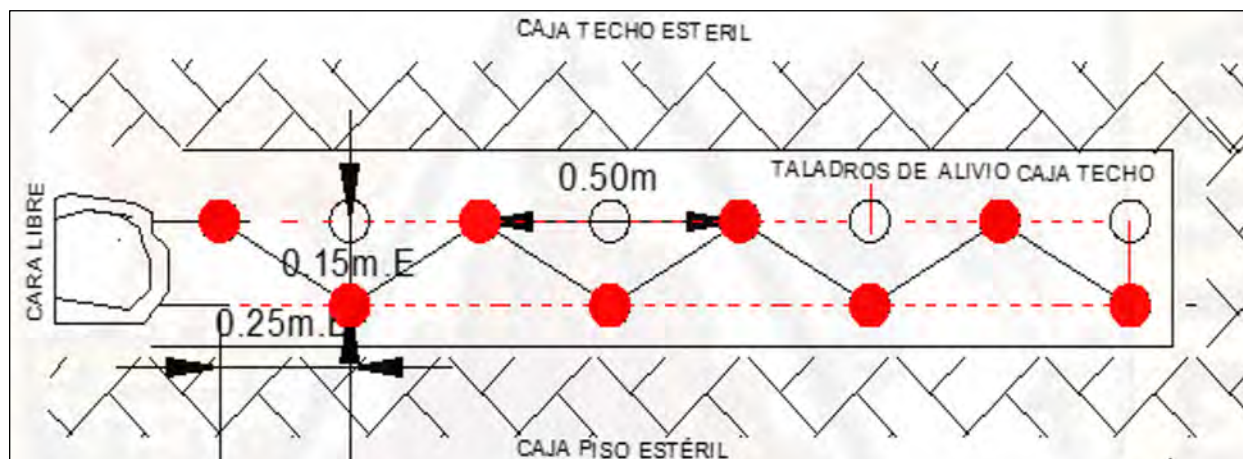
Figura 33. Diseño de block de explotación de 30 x 45 metros



Fuente: Elaboración propia

La explotación es por tajeos donde el ancho de explotación varía entre 1.20 – 1.50 metros, donde se perfora los taladros en ZIG – ZAG en tajeos con la variante en circado, el tipo de roca es regular a buena, se perfora hasta 5 pies según la evaluación geomecánica por temas de sostenimiento. se observa a continuación la malla de perforación en tajeos.

Figura 34. Malla estándar (Zig - Zag) de perforación para tajeos



Fuente: Curasma & Quispe, 2019.

Figura 35. Tajo Tj 315 en Veta Florcita I



Fuente: Elaboración propia

CAPITULO IV

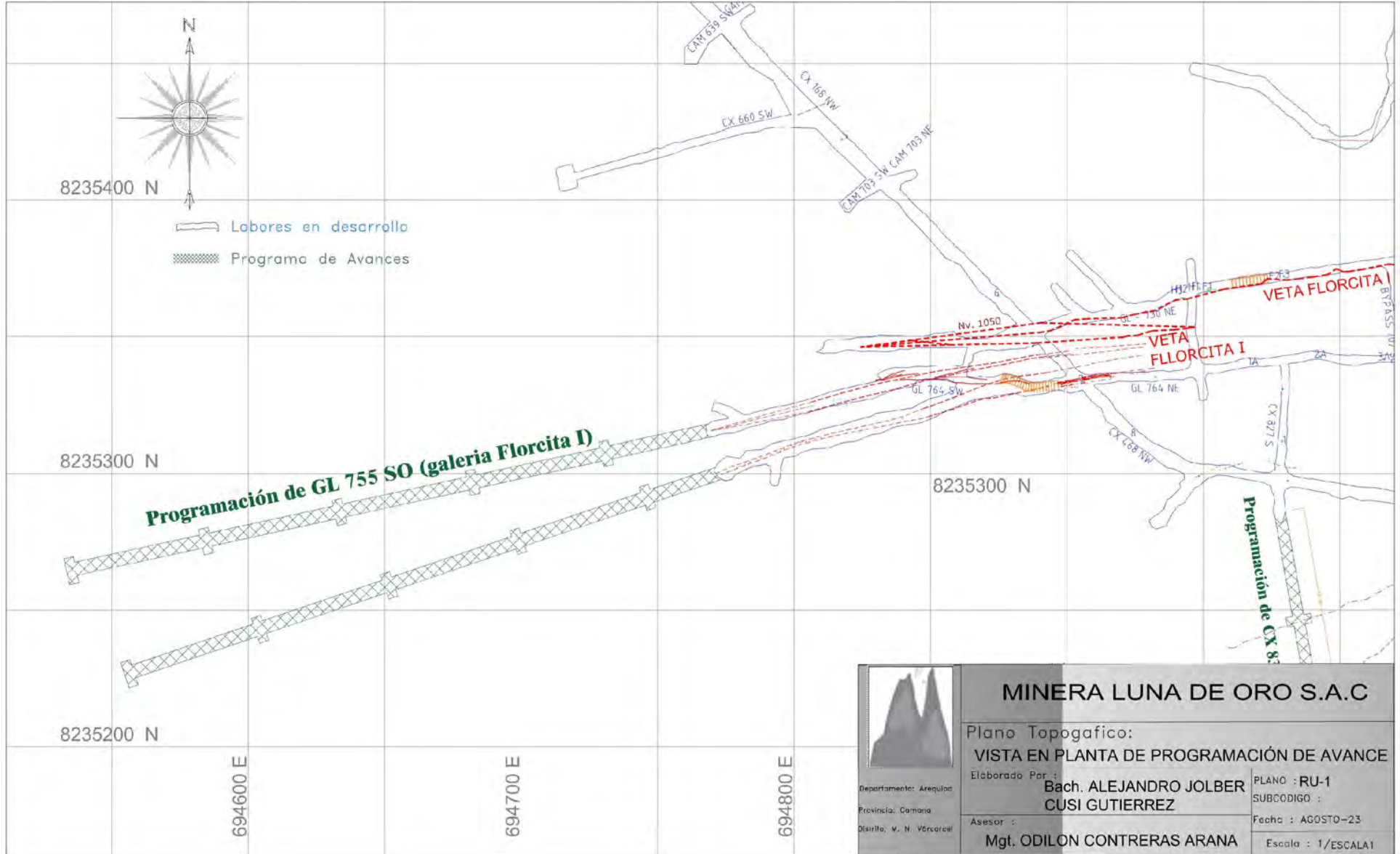
MEJORAMIENTO DE LAS OPERACIONES DEL CICLO DE MINADO DE CONSTRUCCIÓN DE LABORES HORIZONTALES


5.1 Importancia de las labores Horizontales

La minera Luna de Oro S.A.C., depende de la profundización de labores principales como galerías, cruceros, etc., para dar continuidad a la explotación de las reservas minerales existentes en las zonas de estudio.

Las programaciones de avance de construcciones de labores principales tienen objetivos de probar registros de los minerales, accesos, evaluación de la extensión (vetas Florcita I, Florcita II y Blanquita), preparación de los blocks de la veta Florcita I. estas construcciones presentan deficiencias de avance lineal las cuales son críticas por su importancia en la continuidad de la minera en el nivel principal 1100 las que generan altos costos de construcción y retrasos considerables por desquinche, deficiencia de perforación, el uso inadecuado de los explosivos y accesorios.

Figura 36. Plano topográfico de ubicación y programación del cruce CX 830 S y GL 755 SO



	MINERA LUNA DE ORO S.A.C	
	Plano Topografico: VISTA EN PLANTA DE PROGRAMACIÓN DE AVANCE	
	Elaborado Por : Bach. ALEJANDRO JOLBER CUSI GUTIERREZ	
	Asesor : Mgt. ODILON CONTRERAS ARANA	PLANO :RU-1 SUBCODIGO : Fecha : AGOSTO-23 Escala : 1/ESCALA1

Departamento: Arequipa
Provincia: Camana
Distrito: W. N. Vercorral

Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

5.1.1 Identificación de Labores Horizontales

Se identifican las principales labores horizontales en avance de la minera Luna de Oro, en las zonas Florcita y Blanquita, en la veta Florcita I se toma la GL 755 SO y el acceso e intercepción a la veta Blanquita el CX 830 S, también se tiene las galería GL 730 SO en la veta Florcita II, cabe indicar que estas labores son críticas por la importancia de desarrollo, preparación para la programación de explotación de las vetas mencionadas y generar utilidades que satisfagan a las necesidades de la minera.

La veta Florcita I es una veta de ancho que va desde 0.30 m – 1.00 m en promedio, esta estructura mineralizada de vetiformes de relleno de falla de tipo inversa con rumbo general SSOW, donde la mineralización está compuesta de cuarzo con abundante hematita. El tipo de roca es regular III, por lo que se tiene sostenimientos puntuales con Split Set sin malla electrosoldada.

La veta Florcita II, Esta estructura mineral con un ancho promedio de 0.2 m a 0.5m, está compuesta de cuarzo con abundante hematita. El tipo de roca que se encuentra en la dirección es de buena a regular, sostenimiento es condicional, en caso necesario se llegue a aplicar pernos de anclaje y malla electrosoldada.

La veta Blanquita, Esta estructura presenta mayor cantidad de pirita y calcopirita, la veta presenta sinuosidades, resultado de los cambios bruscos del buzamiento (N-E). para la intercepción y acceso de la veta Blanquita se realiza el Crucero CX 830 S.

5.2 Diseño y Características de las Operaciones del Ciclo de Minado en Labores Horizontales inicial de la minera

5.2.1 Principales problemas Detectados en las Operaciones Unitarias de Labores

Horizontales

Dado el estudio en las galerías y cruceros se observa directamente las programaciones y avances ejecutados tal como se observa en las tablas anteriores (GL 755 SO y CX 830 S) principalmente en el año 2023, se evidencia incumplimientos de avances programados mensualmente se observó que el cumplimiento no llega al 30% dando resultados alarmantes en los avances programados con baja productividad por los distintos problemas de operaciones del ciclo de minado lo cual conlleva a la investigación se enfoque en las labores horizontales.

Analizando todo el ciclo de minado a detalle en el proceso unitario de mina, se evidencia problemas en la perforación dando resultados negativos como también en la etapa de voladura que utilizan actualmente el ANFO en la carga de columna la cual no aplica técnicamente en el proceso de voladura de labores subterráneas en vetas angostas y convencional por exceso de gases de voladura.

La falta estandarización de malla de perforación en los distintos tipos del macizo rocoso, la falta de capacitación al personal de uso adecuado de explosivos y accesorios.

El no contar con los maestros perforistas idóneos para el trabajo de las labores horizontales con poco conocimiento técnico los que incurren en empirismos y resultados de avance poco eficaces para los programas de avance con resultados de tiros fallados, tiros cortados, etc.

5.2.1.1 Problemas Principales Detectados en Labores de Avance Horizontal en Perforación y Voladura

Los principales problemas son de perforación y voladura dando deficiencias que afectan en la productividad de las operaciones unitarias.

- No tener estándares de malla de perforación y voladura actualizados de acuerdo al tipo del macizo rocoso en la GL 755 SO y CX 830 S del nivel 1100 de la minera Luna de Oro.
- Deficiencias alarmantes en la perforación, no utilizar adecuadamente tu guía y con lo cual la falta de paralelismo entre taladros.
- Profundidad incompleta de perforación de los taladros, falta de espaciamiento entre taladros y burden,
- La inadecuada distribución del explosivo en los taladros, además el uso de ANFO en labores de poca ventilación generan gases nocivos para los colaboradores, tanto la carga de ANFO es cargado en un 75 % a 90 %.
- El uso de emulsiones encartuchadas implica un mayor costo inicial debido a su precio más alto que el ANFO, además de requerir equipos y procedimientos específicos para su sensibilización, lo que demanda capacitación adicional del personal. También puede presentar compatibilidad limitada con algunos sistemas de carga, requiriendo adaptaciones, y genera dependencia de proveedores especializados, lo que puede dificultar su disponibilidad en zonas remotas. Asimismo, en ciertas aplicaciones, el proceso de carga puede ser más lento en comparación con otros explosivos convencionales. Su aplicación se realiza con la gestión de la minera.
- Las emulsiones tienen consideraciones en su uso, según sean las condiciones de temperatura, y en la Unidad Minera Luna de Oro SAC, se tiene dentro de la operación 28°C, siendo como limite para el uso de las emulsiones de 40 °C, lo que nos menciona que es posible usar las emulsiones sin ningún inconveniente.

Estos resultados acarrearán el avance deficiente, con costos mayores a lo propuesto por la minera e indicadores negativos es por ello que se analiza la malla de perforación inicial de la minera con la malla propuesta de perforación y voladura con modelos matemáticos y su simulación con JK Simblast el cual garantizará su aplicación.

5.2.1.2 Perforación y Voladura de Labores Horizontales Iniciales

5.2.1.3 Malla de Perforación Inicial de Estudio

Los diseños de malla de perforación y voladura en labores horizontales o de avance lineal en la minera Luna de Oro S.A.C., tienen secciones de 7' x 8' (2.13 m x 2.44 m) las cuales se encuentran con tipo del macizo rocoso regular III en la galería de estudio GL 730 SO, mientras que en el crucero CX 830 S la calidad del macizo rocoso es regular III, los frentes de trabajo según el área geomecánica es: GL 730 SO (regular III), CAM 327 NO (buena II), CX 510 NO (regular III), CX 830 S (regular III), GL 820 SO (regular III) y BP 427 NE (regular III).

La malla de perforación de la GL 730 SO es de secciones de 2.13 m x 2.44 m del nivel 1100 en la programación donde el tipo de roca es regular III con RMR de 56 y GSI 50. Mientras que el crucero CX 830 S es del tipo de roca regular II con RMR 60 y GSI 55.

5.2.1.4 Distribución de la Carga Explosiva de las Mallas de Perforación y Voladura Iniciales

En la galería se GL 755 SO se tiene un total de 39 taladros de las cuales 35 son de producción y 4 de alivio. Donde la longitud promedio de perforación es de 1.70 m. con taladros de producción de 38 mm.

Tabla 37. Distribución de la carga de explosivo de malla de perforación y voladura inicial

Ubicación	N° taladros	N° Carmex	Kg ANFO/tal.	Dinamita/tal. 7/8"x7" 65%
Alivio	4	-		
Arranque	3	3	4.08	3
1er cuadrante	4	4	5.44	4
2do cuadrante	4	4	5.44	4
3er cuadrante	4	4	5.44	4
4to cuadrante	4	4	5.44	4
Ayuda de corona	2	2	2.72	2
Corona	5	5	6.80	5
Hastiales	4	4	5.44	4
Arrastre	5	5	6.80	5
Total	39	35	47.63	35

Fuente: Elaboración propia

La malla de perforación es de sección de 2.13 m x 2.44 m, la carga de todos taladros son iguales.

El crucero CX 880 S es del tipo bóveda de sección de 7 pies x 8 pies de 43 taladros, de las cuales 35 son de taladros de producción y 4 taladros de alivio y 4 taladros de precorte. Donde se tiene una longitud de perforación promedio de 1.65 m cabe indicar que la longitud de barreno es de 6 pies y tiene la misma tabla de distribución de carga explosiva de la malla de perforación y voladura.

5.2.1.5 Seguimiento y Análisis de los Resultados de Malla de Perforación y Voladura Inicial

El seguimiento que se realizó por observación directa y cálculos en gabinete de las labores de estudio GL 755 SO y CX 830 S ambas en tipo del macizo rocoso regular III según las evaluaciones geomecánicas. Fueron con una serie de resultados negativos como se evidencia en las siguientes tablas:

Tabla 38. Análisis de resultados de malla de perforación y voladura

Descripción	Unidad	Cantidad	Unidad	Cantidad
Labor actual	GL 755 SO		CX 830 S	
Longitud real de perforación promedio	mtrs	1.70	mtrs	1.65
Avance/ disparo promedio	mtrs	1.40	mtrs	1.45
Numero taladros de producción	und.	35.00	und.	35.00
Numero de taladros de alivio	und.	4.00	und.	4.00
Eficiencia de perforación promedio	%	92.96	%	90.22
Eficiencia de voladura Promedio	%	82.35	%	87.88
Factor de carga promedio	Kg/m ³	0.78	Kg/m ³	0.80
Factor de potencia promedio	Kg/TM	2.18	Kg/TM	2.22
Factor de avance promedio	Kg/m	34.02	Kg/m	32.85

Fuente: Elaboración Propia

Los resultados obtenidos son negativos para los fines de la empresa minera por eso nace la investigación de optimización del ciclo de minado de labores horizontales de la minera Luna de Oro S.A.C.

5.3 Diseño y Aplicación Propuesto de las Operaciones Principales del Ciclo de Minado en Labores Horizontales

Tras las evaluaciones de labores en avance (Horizontales) como se observa anteriormente con resultados desfavorables en avance por disparo y costos elevados en las etapas de perforación y voladura principalmente como las labores en estudio GL 755 SO y CX 830 S en las zonas Florcita y Blanquita del nivel 1100.

Donde el tipo de roca es regular III en mayor porcentaje y del tipo de roca buena en menor porcentaje. Estas evaluaciones indican que se debe rediseñar la malla de perforación y voladura con un tipo diferente de explosivo que genere menos gases, etc., para el caso de investigación aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg.

5.3.1 Análisis de la Nueva Malla de Perforación y Voladura de Acuerdo a las Características del Macizo Rocososo

Para optimizar las operaciones evaluadas anteriormente se debe tener en cuenta los datos geomecánicas y estimaciones geomecánicas de las áreas en investigación para el diseño de la malla de perforación y voladura propuesto.

No se tiene presencia de agua en ninguna de las labores horizontales en el nivel 1100.

Tabla 39. Parámetros para la propuesta de diseño de perforación y voladura

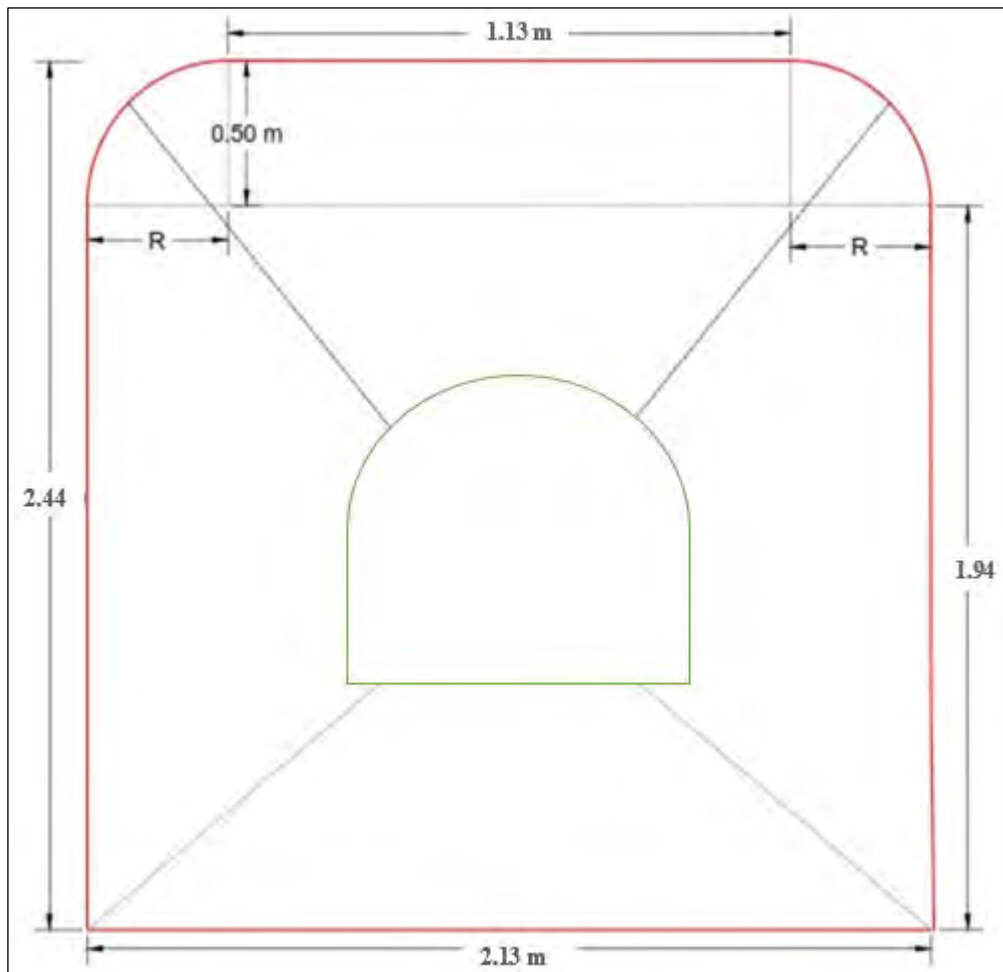
Estimación geomecánica	
Descripción	
Labor	GL 755 SO
Roca predominante	Andesita intrusiva
RMR promedio	53
GSI promedio	50
RQD promedio	60.6
Presencia de agua	Seco
Sección de labor	2.13 m x 2.44 m (7' x 8')
Resistencia a la compresión	75.2 Mpa.
Esponjamiento	40%
Perforación	
Equipo de perforación	Jack Leg RNP RN250X
Longitud de barreno	1.83 m (6 pies)
Diámetro de Broca	38 mm
Voladura	
Tipo de explosivo	Emulsión E3000, E5000
Diámetro de cartucho	25.4 mm
Long. Cartucho	17.78 cm
Potencia relativa en peso E3000	102%
Potencia relativa en peso E5000	112%
Peso unitario del explosivo E3000	0.096 kg/cart.
Peso unitario del explosivo E5000	0.1016 Kg/cart.

Fuente: AREA GEOTECNIA LUNA DE ORO S.A.C.

5.3.2 Diseño de la Nueva Malla de Perforación y Voladura Propuesta el método de Roger Holmberg

Para el rediseño de la malla de perforación y voladura, se debe tener en cuenta la sección más adecuada para todas las labores de avance horizontales.

Figura 37. Sección de la galería GL 755 SO



Fuente: Elaboración Propia

5.3.2.1 Cálculos para labores horizontales (GL 755 SO)

5.3.2.1.1 Área del frente de perforación (S):

$$S = \left(\frac{\pi \times r^2}{2} \right) + (r(A - 2r) + (A \times (H - r)))$$

Donde:

S = área de la sección de labor

A = Ancho de labor

H = altura de labor

r = radio, π = constante

$$S = \left(\frac{\pi \times 0.5^2}{2} \right) + (0.5 (2.13 - 2(0.5))) + (2.13 \times (2.44 - 0.5))$$

$$S = 5.09 \text{ m}^2$$

5.3.2.1.2 *Análisis y Estimación del Avance o Profundidad de Taladro en Función del Diámetro Equivalente*

a) **Diámetro equivalente**

$$\phi_e = \phi_{alv} \times \sqrt{N}$$

Donde:

ϕ_e = Diámetro equivalente

ϕ_{alv} = Diámetro de alivio

N = Número de taladros de alivio

$$\phi_e = 0.038 \text{ m} \times \sqrt{5}$$

$$\phi_e = 0.085 \text{ m}$$

El avance de disparo está limitado por los taladros de alivio y se calcula con la siguiente ecuación:

$$H = 0.15 + 34.1 \times \phi_e - 39.4 \times \phi_e^2$$

Donde:

H = profundidad de taladro

\emptyset_e = Diámetro equivalente

$$H = 0.15 + 34.1 \times 0.085 - 39.4 \times 0.085^2$$

$$H = 2.76 \text{ metros}$$

Este resultado es en base para 5 taladros de alivio y puede perforare hasta 2.76 metros, en el caso de estudio se perforará 1.83 m o 6 pies entonces por formulismo estamos dentro del rango.

b) Avance efectivo de perforación

Se considera una eficiencia de perforación de 95 % para la siguiente ecuación:

$$L = 0.95 \times H_j$$

Donde:

H_j = longitud de barreno o perforación

$$L = 0.95 \times 1.83m$$

$$L = 1.74m$$

c) Error de perforación

A mayores metros de perforación existe desviación se calcula el error de perforación de la siguiente ecuación:

$$\psi = (\alpha \times L) + e$$

Donde:

ψ = error de perforación

L = Profundidad de taladro

e = error de desviación o empate

$$\psi = (0.02 \times 1.74) - 0.01$$

$$\psi a, b = 0.02 \text{ metros}$$

5.3.2.1.3 *Diseño Matemático de la malla de perforación propuesto con el modelo matemático de Roger Holmberg para el arranque*

Según (Persson, Holmberg & Lee, 1994) “determina el esquema general de un arranque de 4 secciones con taladros paralelos”.

Mantiene una relación entre el diámetro equivalente (\emptyset_e) y los taladros cargados (\emptyset_{prod}), siendo que entre ambos no exista una distancia mayor a $(1.7\emptyset_e)$ si se quiere obtener un fragmentación y salida de la roca (Persson, Holmberg & Lee, 1994).

a) **Burden máximo para el arranque**

Se define como la distancia desde el taladro equivalente de alivio y el taladro cargado de eje a eje tal como se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{max} = 1.7\emptyset_e$$

Donde:

B_{0-max} = Burden máximo

\emptyset_e = diámetro equivalente

$$B_{0-max} = (1.7 \times 0.085) = 0.15 \text{ metros}$$

b) **Burden practico en el arranque (B_{0-p})**

$$B_{0-p} = (B_{0-max} - \psi)$$

Donde:

B_{0-p} = burden práctico, B_{0-max} = burden máximo, ψ = error de perforación

Cabe recordar que se considera los errores de perforación en $\psi_{a,b}$ iguales por ser arranque cuadro

$$B_{0-p} = (0.15 - 0.02)$$

$$B_{0-p} = 0.13 \text{ metros}$$

c) Ancho de abertura de arranque ($A_{h(0)}$)

Es la cavidad vacía obtenida después de generar la voladura de los taladros de arranque.

Cabe indicar que las longitudes del eje a (X_a) y eje b son iguales X_b y son distancias que son desde el centro del diámetro equivalente hasta el diámetro máximo considerado.

$$A_{h-0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

Donde:

A_{h-0} = Ancho de abertura para el arranque

X_a = Longitud en el eje a

X_b = longitud en el eje b

$$X_a = X_b = B_{0-p} + \frac{\phi_e}{2}$$

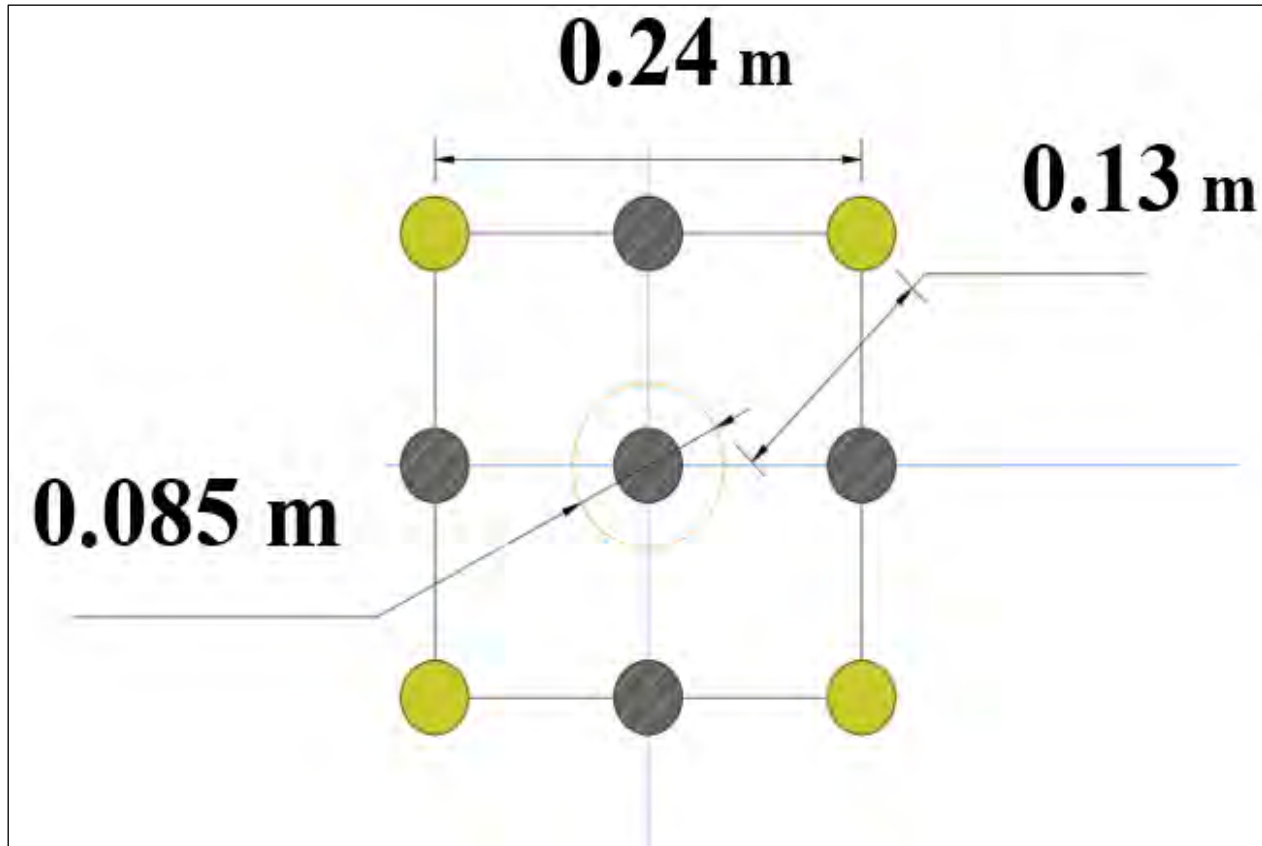
$$X_a = X_b = 0.13 \text{ m} + \frac{0.085}{2}$$

$$X_a = X_b = 0.1725$$

$$A_{h-0} = \sqrt{0.1725^2 + 0.1725^2}$$

$$A_{h-0} = 0.244 \text{ metros}$$

Figura 38. Diseño de arranque de la malla de perforación propuesto



Fuente: Elaboración propia

d) Consumo específico de explosivo C.E., Ashby (1977)

Ashby relaciona la frecuencia de las fracturas y la resistencia de cizallamiento con el consumo específico del explosivo determina que las discontinuidades estructurales en el sistema de (López, Pernia & Ortiz, 2009)

$$C.E. = \frac{0.56 \times \rho_r \times TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

Donde:

C.E. = Consumo específico del explosivo

ρ_r = Densidad de la roca

GSI = Índice de resistencia geológica

RQD = Índice de calidad de la roca

$$CE = \frac{0.56 \times 2.8 \times \text{TAN}\left(\frac{50 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 60.6}{3.3}}}$$

$$CE = 0.392 \frac{Kg}{m^3}$$

e) Cálculo de constante de la roca (C) corregido

Según Langefors, 1978. “propone un factor que representa la influencia de la roca en la rotura, este factor fue corregido en Suecia la que determina una relación lineal con el consumo específico de explosivo” se calcula con la siguiente ecuación:

$$C = 0.8784 \times CE + 0.052$$

Donde:

C = Constante de la roca sueca

$C.E.$ = Consumo específico del explosivo

$$C = 0.8784 \times 0.392 \frac{Kg}{m^3} + 0.052$$

$$C = 0.397 \frac{Kg}{m^3}$$

f) Con la finalidad de predecir el nivel de fracturamiento de la roca (AF_{roca})

Según Marcañaupa, 2011. “el factor de roca es una variable para predecir la fragmentación, se calcula con la relación polinómica es de tercer grado con la constante de roca” se calcula de la siguiente manera:

$$AF_{roca} = \frac{870}{9} \times CE^3 - 138.5 \times C.E.^2 + 75.833 \times C.E. - 4.41$$

Donde:

AF_{roca} = Factor de roca

C.E. = Consumo específico del explosivo

$$AF_{roca} = \frac{870}{9} \times 0.392^3 \frac{Kg}{m^3} - 138.5 \times 0.392^2 \frac{Kg}{m^3} + 75.833 \times 0.392 \frac{Kg}{m^3} - 4.41 m^2$$

$$AF_{roca} = 9.55 cm$$

9.55 cm es el nivel de fracturamiento esperado el cual responde a resultados favorables para los tamices que se encuentran en los echaderos.

g) Consumo específico de explosivo (q_0)

El consumo específico del explosivo es la medida de llenado de un determinado taladro en respectivo cuadrante, se considera un llenado confinado en su totalidad y se calcula:

$$q_0 = 55 \times \phi_{prod} \times \left(\frac{B_{0-max}}{\phi_e} \right)^{1.5} \times \left(B_{0-max} - \frac{\phi_e}{2} \right) \times \left(\frac{c}{0.4} \right) \times \left(\frac{1}{RWS_{emul_5000}} \right)$$

Donde:

q_0 = Concentración de carga lineal de explosivo (Kg/m)

ϕ_{prod} = diámetro de producción

ϕ_e = diámetro taladro máximo de alivio

B_{0-max} = burden máximo

C = Constante de roca sueca

RWS = Potencia relativa en peso del explosivo a utilizar

$$q_0 = 55 \times 0.038 \times \left(\frac{0.15}{0.085}\right)^{1.5} \times \left(0.15 - \frac{0.085}{2}\right) \times \left(\frac{0.397}{0.4}\right) \times \left(\frac{1}{1.12}\right)$$

$$q_0 = 0.467 \frac{Kg}{m}$$

h) Longitud de taco (L_{taco})

Es la longitud del taladro que ocupa un material inerte que sirve como tapa de los taladros cargados con explosivo y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{taco} = 10 \times \phi_{prod}$$

$$L_{taco} = 10 \times 0.038$$

$$L_{taco} = 0.38m$$

i) Longitud de carga en el arranque ()

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 1.74 - 0.38 = 1.36 m$$

j) Calculamos el número de cartuchos por taladro para los taladros de arranque

La cantidad de cartuchos va a depender de la longitud de carga y los pesos unitarios del explosivo y se calcula de la siguiente manera:

$$N \cdot \text{Cart}/\text{tal} = \frac{q_0 \times L_{carga}}{PU_{emulsión}}$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

L_{carga} = longitud de carga explosiva

$PU_{emulsión}$ = Peso unitario del explosivo emulsión 5000

$$N^{\circ}Cart/tal = \frac{0.467 \times 1.36}{0.1016}$$

$$N^{\circ}Cart/tal = 6.25 \approx 6 \text{ cartuchos / taladro}$$

k) Cálculo de la cantidad de explosivo/taladro en el arranque

Es la cantidad de masa de explosivo en kilogramos por cada taladro cargado para el arranque y se obtiene de la siguiente manera:

$$Q_e = N^{\circ}cart/tal \times (\text{Peso del cartucho})$$

$$Q_e = 6 \times 0.1016$$

$$Q_e = 0.610 \frac{Kg}{tal}$$

l) Cálculo de predicción de fragmentación por método Kuz Ram

El cálculo es mediante el modelo matemático de Kuz Ram cabe indicar que solo es predictivo (fragmentación de la roca), estima la posible dimensión de las rocas después de la voladura.

$$X = A_{F.roc} \times (C.E.)^{\frac{4}{5}} \times (Q_e)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS_{emul}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X = Tamaño de predicción de fragmentación de la roca

$A_{F.roc}$ = Factor de roca

K = Factor triturante (C.E)

Q_e = Masa explosiva por taladro

$$X = 9.55 \times (0.362)^{\frac{4}{5}} \times (0.711)^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{1.15}{1.12}\right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4.07 \text{ cm}$$

5.3.2.1.4 *Calculo de datos del primer cuadrante de la malla de perforación*

Para los cálculos en adelante, se considera que ya existe un arranque donde se usaran todos los parámetros del arranque calculado.

a) **Calculo de burden máximo B_{1-max} del primer cuadrante**

$$B_{1-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-0} \times q_0 \times RWS_{emulsión}}{\emptyset_P \times c}}$$

Donde:

B_{1-max} = Burden máximo del primer cuadrante

A_{h-0} = Abertura del arranque

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

$RWS_{emulsión}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

\emptyset_P = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_{1-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.244 \text{ m} \times 0.467 \text{ kg/m} \times 1.12}{0.038 \text{ m} \times 0.397 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_{1-max} = 0.256 \text{ m}$$

b) Cálculo de burden práctico B_{1-p} del primer cuadrante

$$B_{1-p} = B_{1-max} - \psi$$

Donde:

B_{1-p} = Burden práctico del primer cuadrante

B_{1-max} = Burden equivalente del primer cuadrante

ψ = Error de perforación

$$B_{1-p} = 0.256 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$B_{1-p} = 0.24 \text{ m}$$

c) Cálculo de abertura del primer cuadrante A_{h-1}

$$X_{a-1} = X_{b-1} = X_{a-0} \times \frac{\sqrt{2}}{2} + B_{1-p}$$

Donde:

X_{a-1}, X_{b-1} = distancia de la esquina de la abertura del 1er cuadrante al centro de la abertura

X_{a-0} = distancia de la esquina de abertura del arranque al centro

B_{1-p} = Burden práctico del primer cuadrante

$$X_{a-1} = X_{b-1} = 0.1725 \times \frac{\sqrt{2}}{2} + 0.236$$

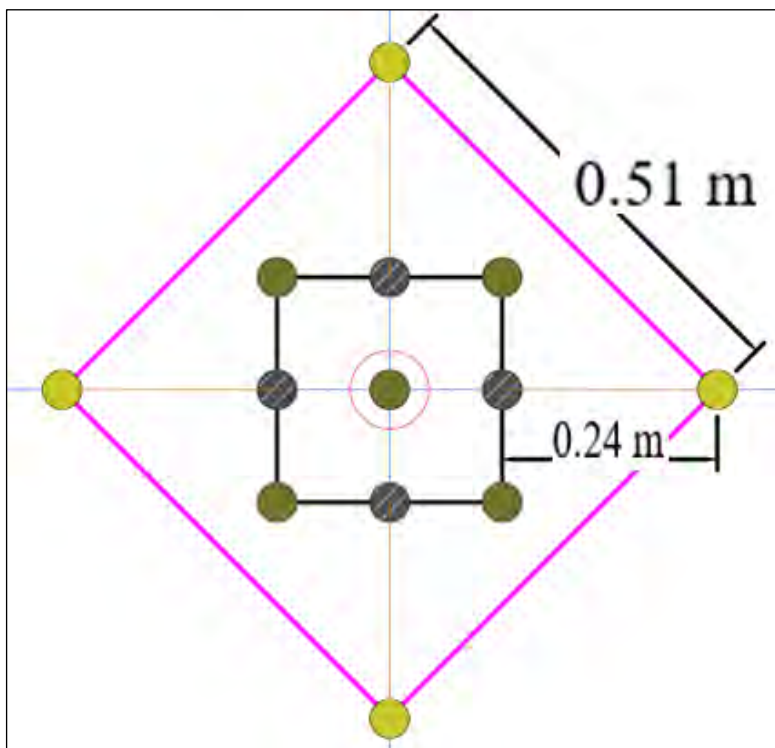
$$X_{a-1} = X_{b-1} = 0.358 \text{ m}$$

$$A_{h-1} = \sqrt{X_{a-1}^2 + X_{b-1}^2}$$

$$A_{h-1} = \sqrt{0.358^2 + 0.358^2}$$

$$A_{h-1} = 0.51 \text{ m}$$

Figura 39. Detalle del primer cuadrante calculado



Fuente: Elaboración propia

d) Cálculo de concentración de carga del primer cuadrante $q_{1cuadra}$

$$q_{1cuadra} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times c \times B_{1-max}}{RWS_{emulsión_5000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h-0}}{2 \times B_{1-max}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\phi_{prod.}$ = Diámetro de taladro de perforación

c = constante de roca sueca

B_{1-max} = burden máximo del primer cuadrante

A_{h-0} = ancho de abertura del arranque

$RWS_{emulsión_5000}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

$$q_{1cuadra} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.397 \times 0.256}{1.12 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{0.244}{2 \times 0.256} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{1cuadra} = 0.356 \text{ kg/m}$$

e) **Calculo de número de cartuchos/taladro del primer cuadrante $N^{\circ}_{cart/tal}$**

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{1cudrante}}{PU_{cartucho}}$$

Donde:

L_{carga} = longitud de carga

$q_{1cudrante}$ = densidad de carga del primer cuadrante

$PU_{cartucho}$ = peso unitario del cartucho E5000

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.356}{0.1016}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 4.77 \approx 5 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

f) **Calculo de masa explosiva por taladro para el primer cuadrante**

$$Q_e = N^{\circ}_{cart/tal} \times (\text{Peso del cartucho})$$

$$Q_e = 5 \times 0.1016$$

$$Q_e = 0.508 \frac{Kg}{tal}$$

5.3.2.1.5 Cálculos matemáticos para los taladros de hastiales

Los cálculos de los hastiales se determinan con fórmulas y la evaluación de factor de roca reajustada y cálculo de burden que relacione la longitud del taladro con la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 \times Ltal.$$

Donde:

B = Burden

L = longitud de taladro

$$B \leq 0.6 \times 1.74$$

$$B \leq 1.04$$

Dado la ecuación se determina el límite del burden que es 1.04 menores o igual la que se usa para determinar el factor de roca reajustada.

$$B < 1.4 \Rightarrow C' = C + 0.05$$

$$B < 1.4 \Rightarrow C' = C + \frac{0.07}{B}$$

Por lo tanto: $1.04 \text{ m} < 1.40 \text{ m}$, entonces cumple la función:

$$C' = 0.397 + \frac{0.07}{1.04}$$

$$C' = 0.464 \text{ kg/m}^3$$

g) **Calculo de burden máximo de los taladros de los hastiales $B_{max-hast}$**

El cálculo del burden equivalente de los taladros en los hastiales se determina tomándose en cuenta la constante y valores de fijación.

Tabla 40. Constante y valores de fijación

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	F	S/B
Hacia arriba y Horizontales	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona	-	0.80
Para taladros de piso	-	0.10

Por tratarse de labores horizontales se determina que para la constante de fijación es de 1.45 y para la relación S/B es de 1.25.

$$B_{max-hast} = 0.90 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{emul}}{c' \times f \times \frac{S}{B}}}$$

Donde:

q_0 = densidad de carga inicial

RWS_{emul} = potencia relativa en peso del explosivo E3000

f = factor de fijación

$\frac{S}{B}$ = relación entre el burden y el espaciamiento

$$B_{max-hast} = 0.90 \times \sqrt{\frac{0.467 \times 1.02}{0.464 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$B_{max-hast} = 0.68 \text{ m}$$

h) **Calculo de burden practico de los taladros de los hastiales $B_{prac-hast}$**

$$B_{prac-hast} = \frac{0.2755 \times A_{galeria}}{2}$$

Donde:

$A_{galeria}$ = ancho de galería

$$B_{prac-hast} = \frac{0.2755 \times 2.13}{2}$$

$$B_{prac-hast} = 0.29 \text{ m}$$

i) **Calculo de la dimensión disponible de altura ($H_{hastial}$)**

$$H_{hastial} = H_{túnel} - r$$

Donde:

$H_{túnel}$ = Altura de túnel

R = radio de bóveda de la galería

$$H_{hastial} = 2.44 - 0.5$$

$$H_{hastial} = 1.95 \text{ m}$$

j) **Calculo de espaciamento de taladros de los hastiales S_{hast}**

$$S_{hast} = 0.3345 \times H_{hast}$$

$$S_{hast} = 0.3345 \times 1.95$$

$$S_{hast} = 0.65 \text{ m}$$

Cabe indicar que el ancho de abertura de los hastiales es igual longitud disponible en los hastiales como se observas en la siguiente relación:

$$A_{h_hastial} = H_{hastial}$$

$$A_{h_hastial} = 1.95 \text{ m}$$

k) **Calculo de numero de taladros en los hastiales ($N^{\circ}_{taladro-hastiales}$)**

$$N^{\circ}_{taladro-hastiales} = \left(\frac{H_{hastial}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

Donde:

S/B = Relación entre el espaciamento y el burden

$$N^{\circ}_{taladro-h} = \left(\frac{1.95}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{taladro-h} = 3.56 \cong 4 \text{ taladros}$$

l) **Calculo de densidad de carga de los taladros en hastiales q_{h-hast}**

$$q_{h-hast} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times C' \times B_{max-hast}}{RWS_{emulsión3000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h-hastial}}{2 \times B_{max-hast}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\phi_{prod.}$ = diámetro de producción

C' = factor de roca corregida

$B_{max-hast}$ = burden máximo de los hastiales

$A_{h-hastial}$ = Ancho de abertura de los hastiales

$RWS_{emulsión3000}$ = potencia relativa en peso del explosivo E3000

$$q_{tal-hast} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.464 \times 0.68}{1.02 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{1.95}{2 \times 0.68} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{tal-hast} = 0.439 \text{ kg/m}$$

m) **Calculo de número de cartuchos de explosivo para cada taladro en los hastiales $N^{\bullet}_{cart/tal}$**

$$N^{\bullet}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{tal-hast}}{PU_{cartucho}}$$

Donde:

L_{carga} = Longitud de carga de explosivo

$q_{tal-hast}$ = Densidad de carga de los explosivos en los hastiales

$PU_{cartucho}$ = Peso unitario del explosivo

$$N^{\bullet}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.439}{0.096}$$

$$N^{\bullet}_{cart/tal} = 6.21 \approx 6 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

n) **Calculo de la masa explosiva en los hastiales por taladro**

$$Q_{e_cart/tal} = N^{\bullet}_{cart/tal} \times PU_{cartucho}$$

$$Q_{e_cart/tal} = 6 \times 0.096 = 0.576 \text{ kg/taladro}$$

5.3.2.1.6 *Realizamos los cálculos para los taladros de la corona*

Para los cálculos de la corona se usarán explosivos emulsión de 3000 para disminuir y controlar la sobre rotura, (Persson, 1973) estableció que el espaciamento está en función al diámetro de producción:

a) **Calculo del espaciamento entre los taladros de la corona S_{corona}**

Se calcula de la siguiente manera:

$$S_{corona} = K \times \phi_{prod.}$$

Donde:

K = Constante que toma valores de 15 y 16.

$\phi_{prod.}$ = taladros de producción

$$S_{corona} = 15 \times 0.038$$

$$S_{corona} = 0.57 \text{ m}$$

b) Cálculo de burden máximo para los taladros de la corona $B_{max-corona}$

El burden máximo para los taladros de la corona para voladura controlada se determina con la siguiente ecuación ($S/B = 0.80$), de espaciamiento y burden. Donde $S/B < 1$, por lo tanto, el burden máximo se puede calcular de la siguiente manera:

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{max-corona} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{max-corona} = \frac{0.57m}{0.80}$$

$$B_{max-corona} = 0.71 \text{ m}$$

c) Cálculo de burden practico para los taladros de corona B_{p-cor}

$$B_{p-cor} = B_{max-cor} - L \times \text{sen}\gamma - \psi$$

$$B_{p-cor} = 0.71m - 1.74m \times \text{sen}(3^\circ) - 0.02m$$

$$B_{p-cor} = 0.59 \text{ m}$$

d) **Calculo de número de taladros para la corona $N^{\circ}_{tal-cor}$**

$$N^{\circ}_{tal-cor} = \left(\frac{A_{galeria}}{B_{max-cor} \times (S/B)} \right) + 2$$

Donde:

$A_{galeria}$ = Ancho de la galería

$B_{max-cor}$ = Burden máximo de la corona

S/B = relación de espaciamento y el burden

$$N^{\circ}_{tal-cor} = \left(\frac{2.13}{0.71 \times 0.80} \right) + 2$$

$$N^{\circ}_{tal-cor} = 5.75 \cong 6 \text{ taladro/corona}$$

e) **Calculo de carga explosiva por metro de los taladros de la corona $q_{tal-cor}$**

$$q_{tal-cor} = 90 \times (\phi_{prod.})^2$$

$$q_{tal-cor} = 90 \times 0.038^2$$

$$q_{tal-cor} = 0.130 \text{ kg/m}$$

f) **Calculo del número de cartuchos por taladro en la corona $N^{\circ}_{cart/tal}$**

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{tal-cor}}{PU_{cartucho_E3000}}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.130}{0.096}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 1.84 \approx 2 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

5.3.2.1.7 Cálculo para los taladros de arrastre de la galería

Para los taladros de arrastre se debe considerar criterios con los taladros de arranque, ayudas de arranque, porque se considera un grado de inclinación respecto a la línea horizontal.

a) Cálculo del burden máximo para los taladros de arraste $B_{max-arr}$.

$$B_{max-arr} = 0.90 \times \sqrt{\frac{q_0 \times RWS_{emuln or}}{c' \times f \times \frac{S}{B}}}$$

$$B_{max-arr} = 0.90 \times \sqrt{\frac{0.467 \times 1.02}{0.464 \times 1.45 \times 0.1}}$$

$$B_{max-arr} = 0.76 \text{ m}$$

b) Cálculo del burden práctico de los taladros de arrastre B_{p-arr}

$$B_{p-arr} = B_{max-arr} - L \times \text{sen} \gamma - \psi$$

$$B_{p-arr} = 0.76 \text{ m} - 1.74 \text{ m} \times \text{sen}(3^\circ) - 0.02 \text{ m}$$

$$B_{p-arr} = 0.65 \text{ m}$$

c) Cálculo el número de taladros de arrastre $N^{\bullet}_{tal-arr}$

$$N^{\bullet}_{tal-arr} = \left(\frac{A_{gal} + 2L \times \text{sen}(\gamma)}{B_{max-arr} \times (S/B)} \right) + 2$$

$$N^{\bullet}_{tal-arr} = \left(\frac{2.13 + 2 \times 1.74 \times \text{sen}(3^\circ)}{0.76 \times (1)} \right) + 2$$

$$N^{\bullet}_{tal-arr} = 5.04 \approx 5 \text{ taladros para arrastre}$$

d) Cálculo del espaciamiento para los taladros de arrastre central $S_{1_arrastre}$

$$S_{1_arrastre} = \frac{A_{galeria} + 2 \times L \times \text{sen}(\gamma)}{N_{tal-arr} - 1}$$

$$S_{1_arrastre} = \frac{2.13 + 2 \times 1.74 \times \text{sen}(3^\circ)}{5-1}$$

$$S_{1_arrastre} = 0.58 \text{ m}$$

e) **Calculo del espaciamiento de los taladros de arrastre en las esquinas $S_{2_arrastre}$**

$$S_{2_arrastre} = S_{1_arrastre} - L \times \text{sen}(\gamma)$$

Donde:

$S_{2_arrastre}$ = espaciamiento de taladros en las esquinas

$S_{1_arrastre}$ = espaciamiento de taladros en el centro

$$S_{2_arrastre} = 0.58 \text{ m} - 1.74 \times \text{sen}(3^\circ)$$

$$S_{2_arrastre} = 0.49 \text{ m}$$

f) **Cálculo de ancho de abertura de taladros de arrastre**

$$A_{h_arrastre} = A_{galeria}$$

Donde:

$A_{galeria}$ = ancho de galería; 2.13 m.

g) **Calculamos la carga en los taladros de arrastre $q_{h_arrastre}$.**

$$q_{h_arrastre} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times C' \times B_{max-arrastre}}{RWS_{emulsión5000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h_arrastre}}{2 \times B_{max-cor}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\emptyset_{prod.}$ = diámetro de taladro de producción

$B_{max-arrastre}$ = burden máximo de arrastre

$A_{h-arrastre}$ = Ancho de abertura de taladros de arrastre

$RWS_{emulsión3000}$ = Potencia relativa en peso E5000

$$q_{h-arrastre} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.464 \times 0.76}{1.12 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{2.13}{2 \times 0.76} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{h-arrastre} = 0.451 \text{ kg/m}$$

h) **Calculo del número de cartuchos por taladro en arrastre $N^{\circ}_{cart/tal}$**

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{h-arrastre}}{PU_{cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.38 \times 0.451}{0.1016}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 6.13 \approx 6 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

5.3.2.2 Resumen de los Resultados y Diseño de la Malla de Perforación y Voladura de Sección de 7' x 8' Propuesto (2.13 m x 2.44 m)

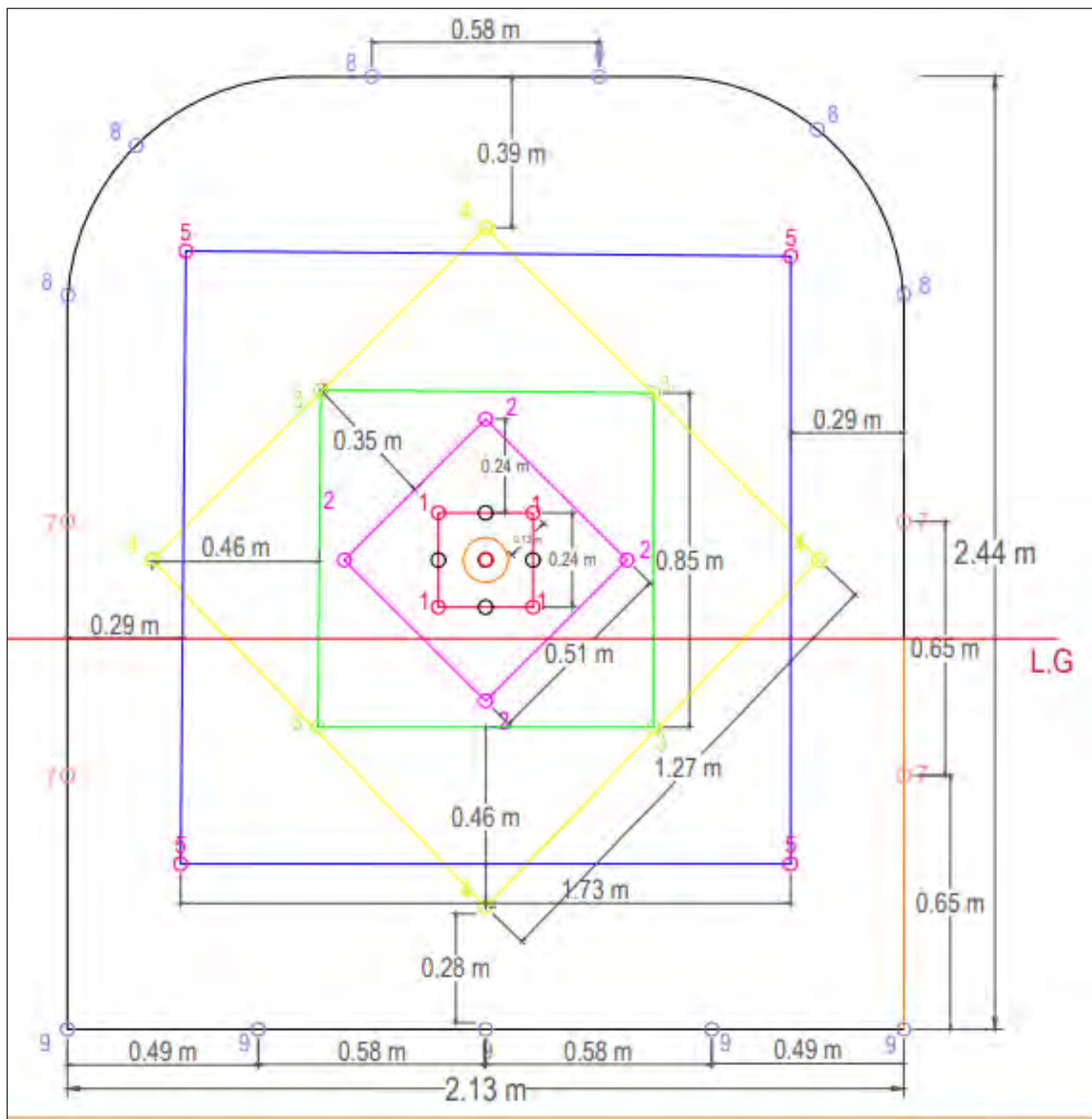
Con los resultados obtenidos en el arranque, 1er cuadrante, 2do cuadrante, 3er cuadrante, cuarto cuadrante, hastiales, corona y arrastre se resume en la tabla siguiente y se diseña la malla con los resultados que se calcularon tomando en cuenta a detalle el burden, ancho de abertura y espaciamento.

Tabla 41. Resumen de los cálculos matemáticos del método Roger Holmberg para roca regular tipo III – sección 2.13 m x 2.44 m

Descripción	B_{maximo} (m)	$B_{practico}$ (m)	S_1 (m)	S_2 (m)	A_{h_n} (m)	q_n (Kg/m)	Número taladros	Numero Cart. /tal.	Q_n (Kg/taladro)
Alivio	-	-	-	-	-	-	5	-	-
Arranque	0.15	0.13	-	-	0.24	0.467	4	6	0.610
1er Cuadrante	0.26	0.24	-	-	0.51	0.356	4	5	0.508
2do Cuadrante	0.37	0.35	-	-	0.85	0.324	4	4	0.406
3er Cuadrante	0.48	0.46	-	-	1.27	0.326	4	4	0.406
4to Cuadrante	0.58	0.56	-	-	1.73	0.335	4	5	0.508
Hastiales	0.68	0.29	0.65	-	1.95	0.439	4	6	0.576
Corona	0.71	0.59	0.57	-	-	0.130	6	2	0.192
Arrastre	0.76	0.65	0.58	0.49	2.13	0.495	5	6	0.610
TOTAL						2.844	40		
Área de la sección Crucero	5.09 m ²	$\phi_{producción}$ Taladro de producción			38 mm				
Perímetro de la sección	8.23 m	ϕ_{equ} = Diametro de taladro equiv.			0.085 m				
Constante de roca sueca	0.397 kg/m ³	\hat{C} = Constante de roca corregido			0.464 kg/m ³				

Fuente: Elaboración propia

Figura 40. Malla de perforación y voladura para la sección de 2.13 m x 2.44 m, tipo de roca regular III



Fuente: Elaboración propia con software AutoCAD con los resultados de la tabla 39

Tabla 42. Distribución de la carga explosiva de la malla propuesta

Taladros	N° Taladros	Fanel ms de 7'	N° Cart./Tal.	Emulnor 5000 1" x 7"	Emulnor 3000 1" x 7"	Peso/Cart. Kg/Cart.	Kg. Explosivo
Alivio	5	-	-	-	-	-	-
Arranque	4	4	6	24	-	0.1016	2.44
1er Cuadrante	4	4	5	20	-	0.1016	2.03
2do Cuadrante	4	4	4	16	-	0.1016	1.63
3er Cuadrante	4	4	4	16	-	0.1016	1.63
4to Cuadrante	4	4	5	20	-	0.1016	2.03
Hastiles	4	4	6	-	24	0.0960	2.30
Corona	6	6	2	-	12	0.0960	1.15
Arrastres	5	5	6	30	-	0.1016	3.05
Total	40	35	38	126	36	0.80	16.26
Nro. Total de Emulsión				162 cartuchos	Sección		5.09 m2
Total de Kg. de explosivo				16.26 Kg/disp..			
Nro. Taladros/disparo				40			

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 40 se observa la distribución de explosivos en los taladros con Emulsión (Emulnor de 5000 1" x 7" y 3000 1" x 7"), para garantizar la salida de los taladros ya que el macizo rocoso es regular III según las evaluaciones geomecánicas.

Para los taladros de arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, tercer cuadrante, cuarto cuadrante y arrastre se usa Emulnor de 5000 1" x 7". Para los taladros de corona y hastiales se usará emulsión de Emulnor 3000 1" x 7" esto para controlar la sobrerotura dado que anteriormente se utilizaba anfo como explosivo de columna.

La malla de perforación y voladura propuesta tendrá 5 taladros de alivio.

5.3.3 Resultados Operativos de la Malla de Perforación Propuesta

Se estandariza la malla de perforación para el tipo de roca regular III de RMR (40 – 60) para labores horizontales de sección común de 7' x 8' como galerías, cruceros, by pass, ect., se utilizara perforadora neumática Jack Leg RNP RN250X en óptimas condiciones sin desperfectos, se tomara al personal maestro perforista y ayudantes idóneos con capacitaciones en el modo y preparación de perforación en las longitudes indicadas de 6 pies dado que esto influye en avance/disparo, se determina lo resultados obtenidos con la nueva malla de perforación:

Tabla 43. Resultados operativos de la malla de perforación y voladura propuesto

Descripción	Unidad	Cantidad
Datos tecnicos obtenidos GL 755 SO		
Sección de labor	(A x H)	5.09
Densidad de roca	ton/m3	2.8
taladros de producción	und.	35
taladros de alivio	und.	5
Total de kg/disparo	Kg.	16.26
Diámetro de broca	mm	38
Resultados de la voladura		
Longitud real de perforación promedio	m	1.77
Avance/ disparo promedio	mtrs	1.70
Eficiencia de perforación promedio	%	97.00
Eficiencia de voladura Promedio	%	96.00
Factor de carga promedio	Kg/m3	1.34
Factor de potencia promedio	Kg/TM	0.67
Factor de avance promedio	Kg/m	9.56

Fuente: Elaboración Propia

5.3.4 Simulación de la Voladura con el Software JK SIMBLAST – 2D FACE de Sección

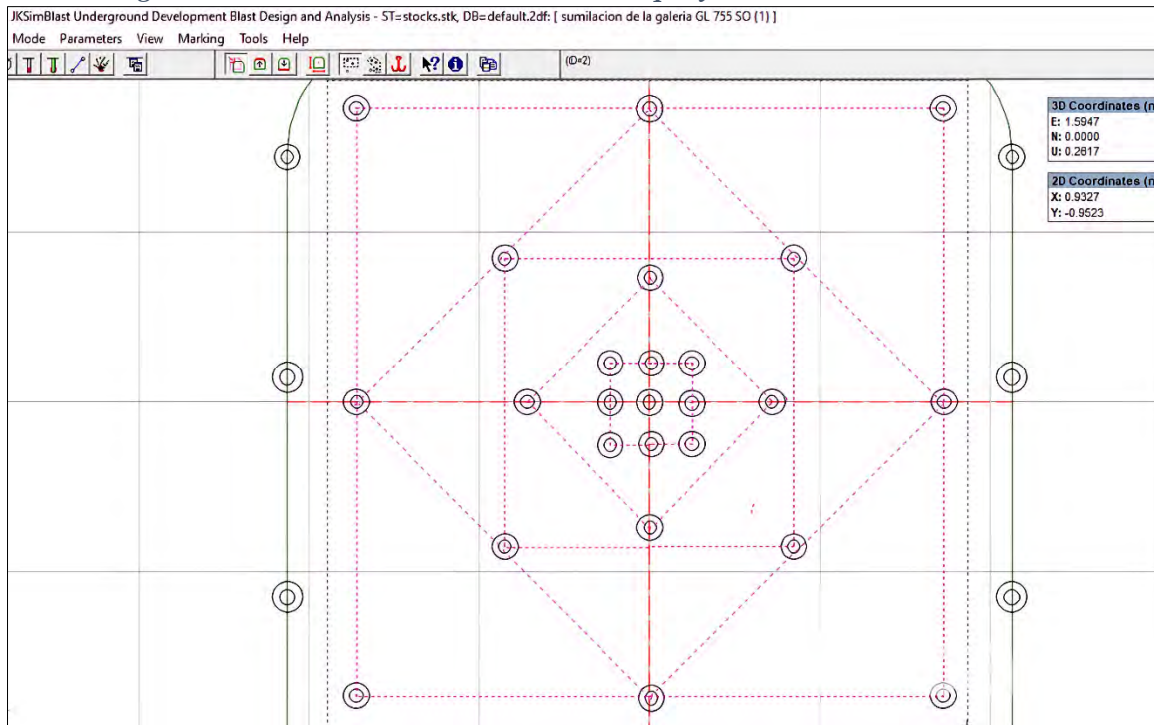
2.13 m x 2.44 m.

Se realiza la distribución de los taladros en el software Jk Simblast 2D FACE, se realiza el diseño de la malla de perforación determinados con los modelos matemáticos de Roger Holmberg con los taladros propuestos que son 5 alivios de 38 mm y 35 taladros de producción de 38 mm, cabe indicar que para la optimización se toma los aceros, equipos disponibles en la minera y la adición de Emulnor de 5000 y 3000, y Fanel ms de 2.10 m que son detonadores no eléctricos y pentacorp para el amarre para una voladura controlada.

5.3.4.1 Generación de la Malla de Perforación y Carguío de Explosivos en JK SimBlast

La distribución de los taladros en arranque y los cuadrantes calculados anteriormente:

Figura 41. Distribución de taladros de arranque y del 1er al 4to cuadrante.

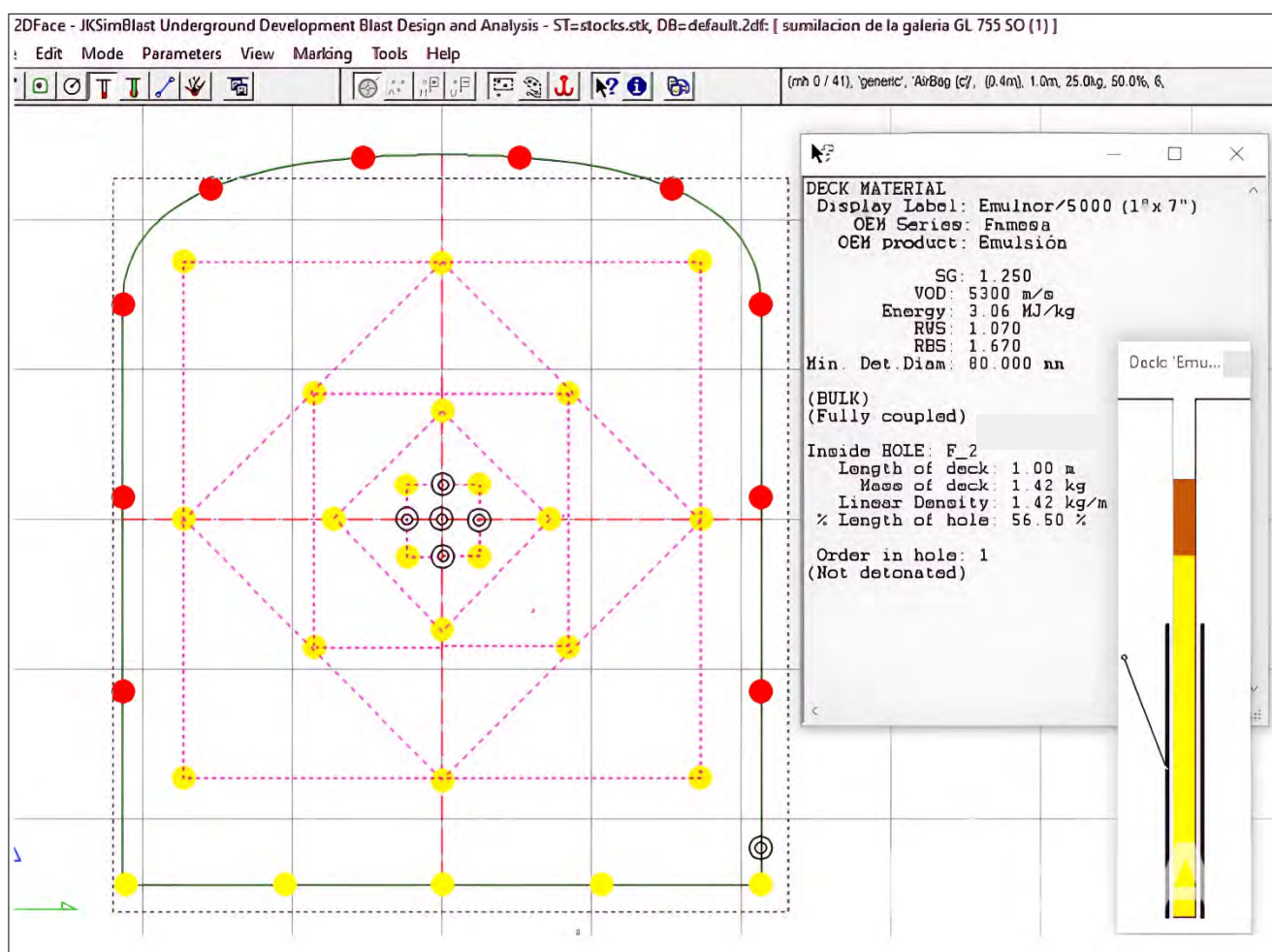


Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

La distribución de los taladros fig. 42. es en base a las distancias calculadas anteriormente con el modelo matemático de Roger Holmberg, no se agrega ningún taladro adicional dado que la distribución es la correcta por experiencia.

A continuación, se realiza el carguío de explosivos con Emulnor 5000 para el arranque de acuerdo al cálculo establecido anteriormente.

Figura 42. Carguío de explosivos con Emulnor de 5000 y 3000 (1" x 7")

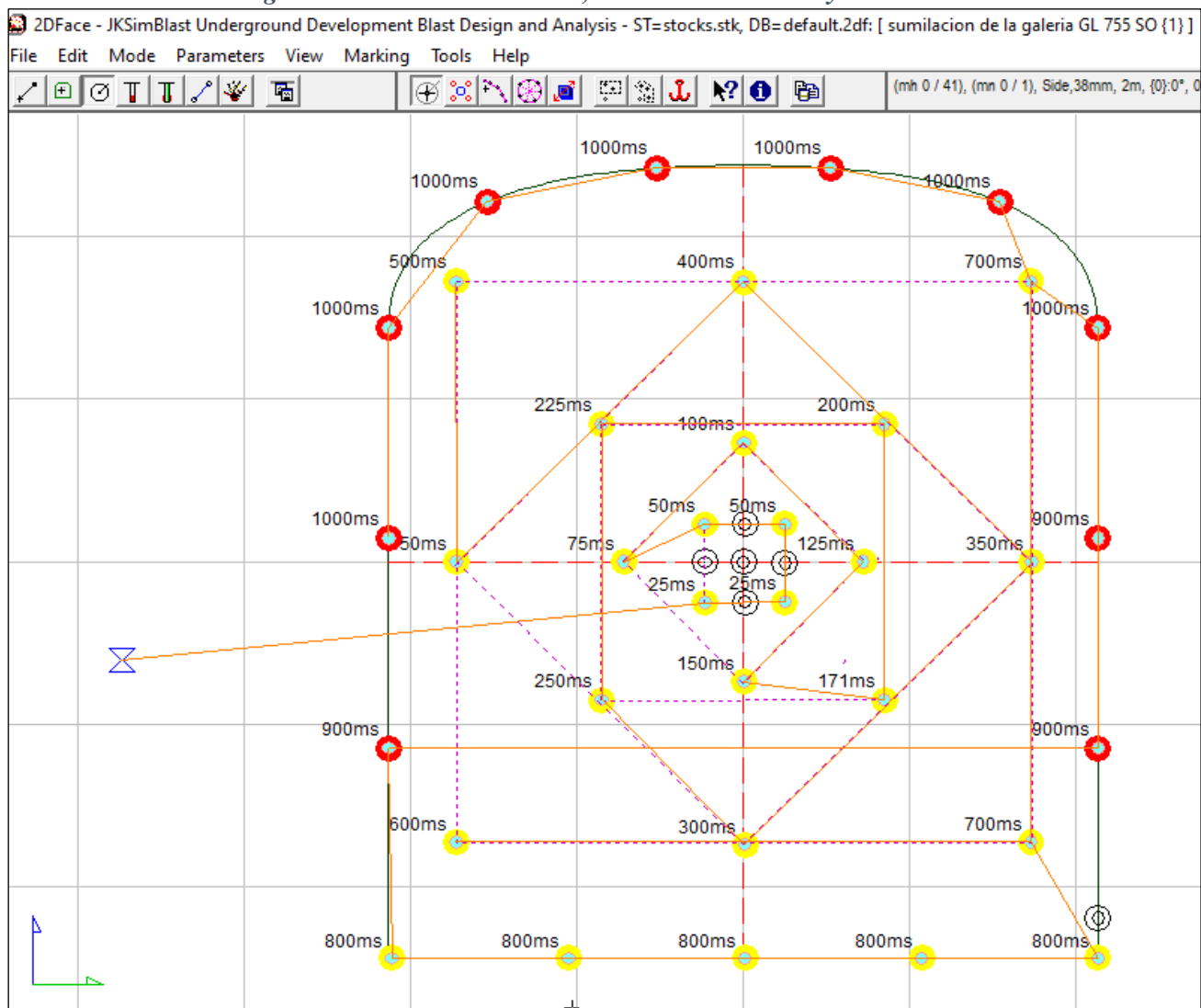


Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

5.3.4.2 Simulación de Detonación con JK SimBlast – 2D Face

En el caso del uso fanel de periodo corto MS con detonadores no eléctricos fig. 43, se debe tener en cuenta las salidas o secuencia de la voladura propuesta en la investigación donde la primera salida serán de los taladros de arranque 25 – 50 ms, seguido de los taladros de ayuda o en este caso los cuadrantes de 175 – 400 ms, posteriormente los cuadradores que va entre 500 – 700 ms que deja la abertura o cara libre necesaria para que salgan los taladros de ayuda, donde para la corona que van 1000 ms y por último los taladros de arrastre están en 800 ms.

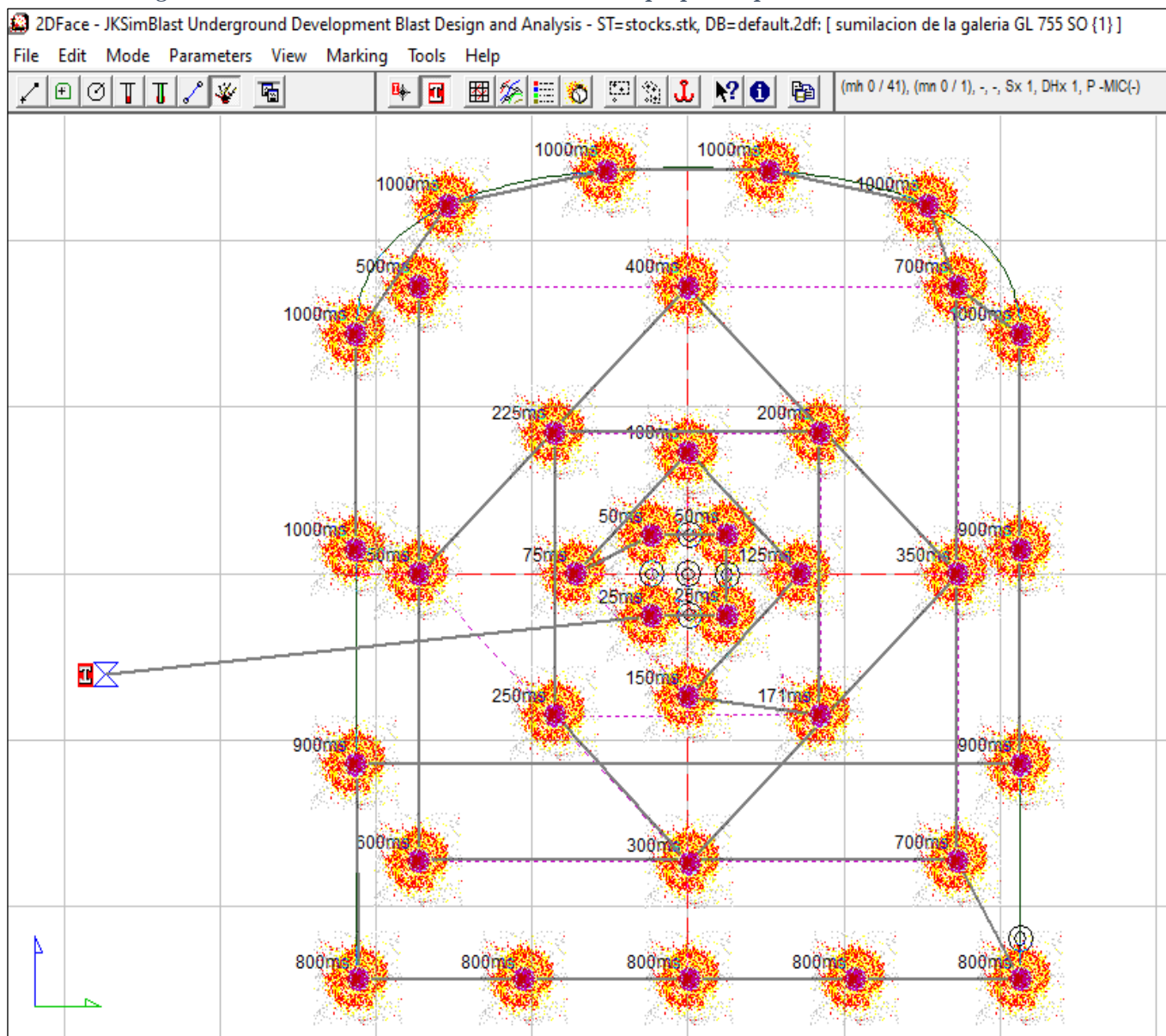
Figura 43. Secuencia de salida, amarre o enmallado y retardos



Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

Luego de culminar el amarre de todos los taladros según la secuencia o criterio que se toma, se procede con la simulación y se aprecia que todos los detonadores se activan figura 44.

Figura 44. Simulación de detonación de la malla propuesto para labores horizontales



Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

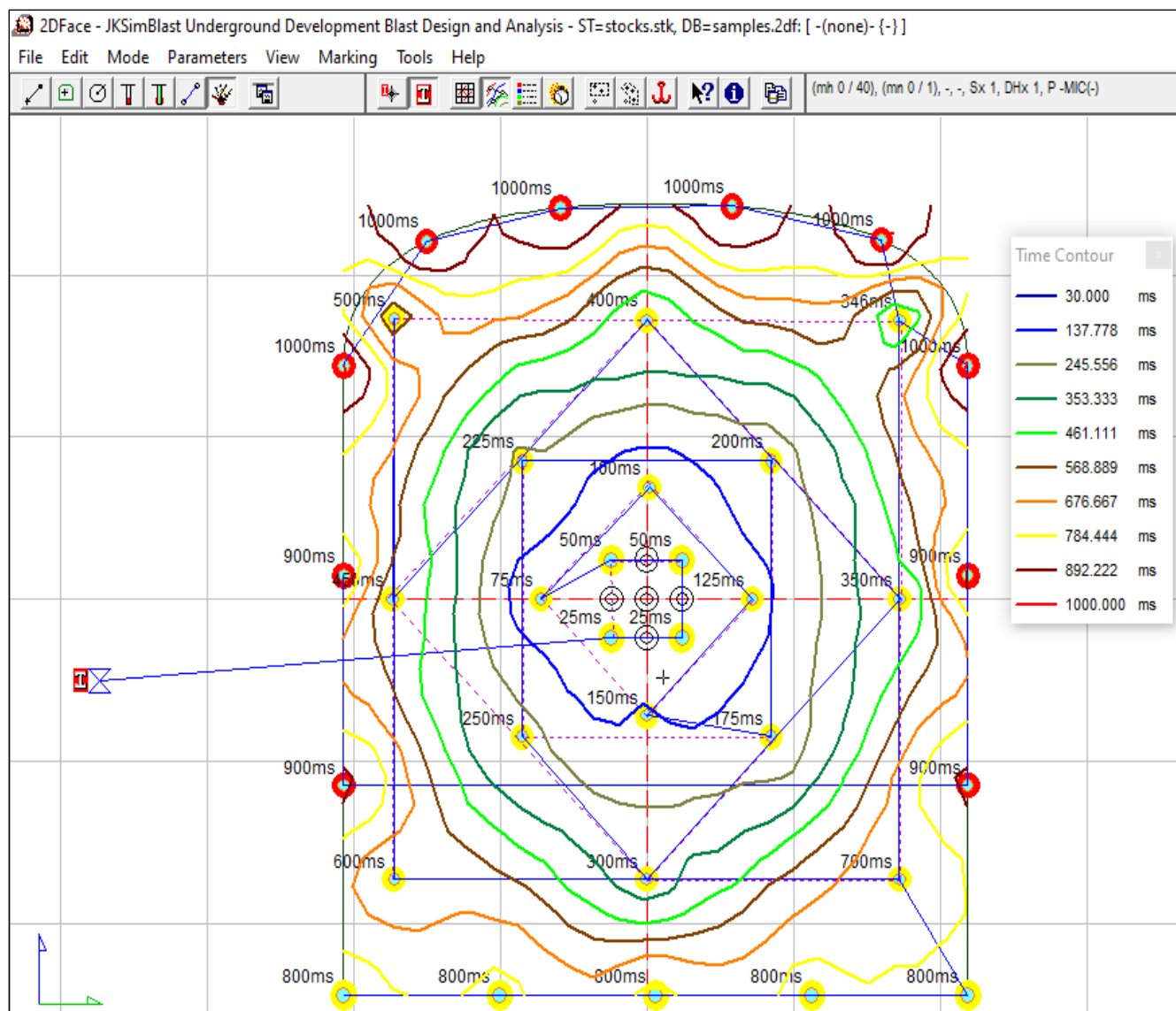
Se logra apreciar la simulación la distribución de energía explosiva distribuido y se ve que no afecta los contornos y se logra controlar la sobrerotura y la salida óptima de la galería, sin

debilitar las cajas. Con lo que el software Jk Simblast 2D FACE es una herramienta que ayudan a tomar decisiones y mejoras en labores horizontales o voladuras en frentes.

5.3.4.3 Análisis de Isotiempos

Este análisis determina la simulación por ende la generación de curvas con sus respectivos iso-valores de los tiempos de detonación se observa en la fig. 45. en cada sección de la galería con la cual se garantiza la correcta aplicación de configuración de detonación.

Figura 45. Gráficos de los isotiempo



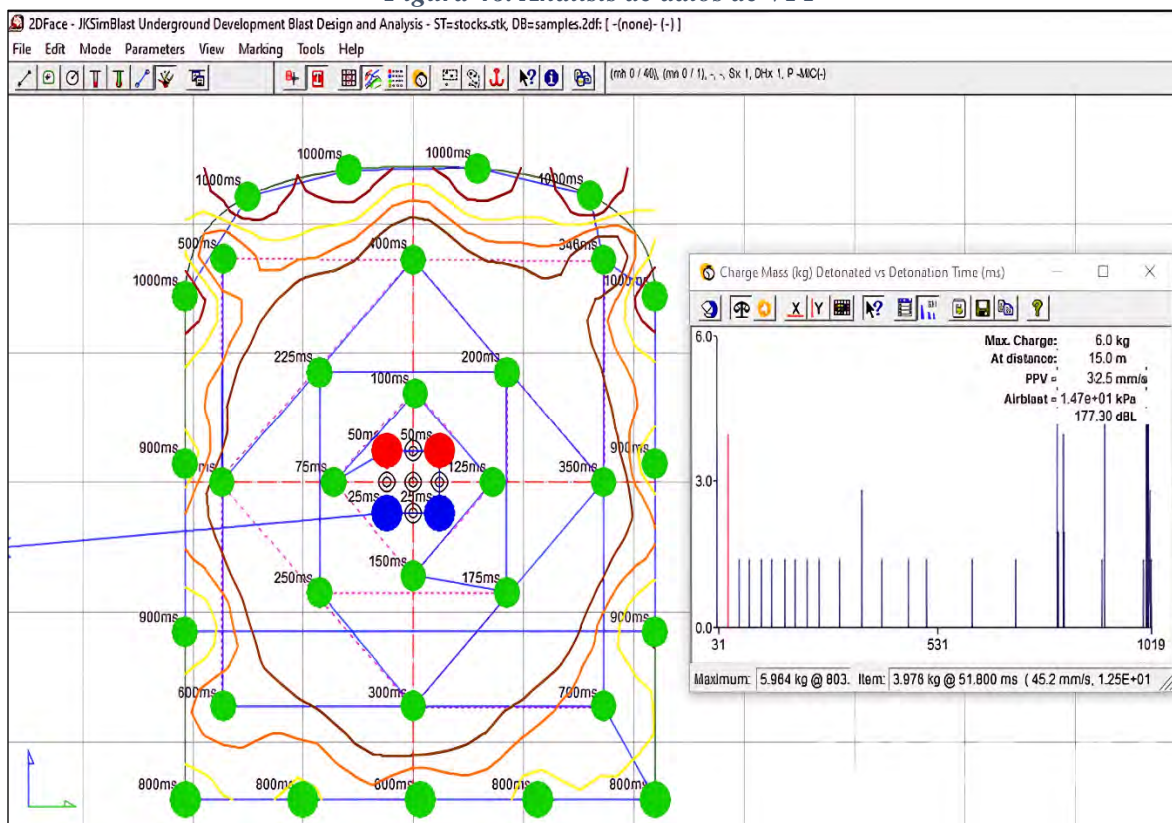
Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

5.3.4.4 Dimensiones y Velocidad de Picopartículas (Vpp)

Se determina los límites en base de las distintas normativas que están establecidas a las dimensiones de picopartículas (velocidad de picopartículas), es necesario determinar la correcta medición de los parámetros para las operaciones propias de la minera.

En la simulación de software se determinó los límites de la VPP fig. 46. establecidos por Bureau of Mines de los EE.UU., cabe indicar que la infraestructura de la mina esta encima de los yacimientos mineros explotados y en operación actualmente estos valores de picopartículas deben ubicarse en un límite de 2 in/s o 50.8 mm/s. Los valores calculados están dentro del rango de 9.7 mm/s y 32.5 mm/s. para distancias de 15 a 40 metros, y esto determina que es aceptable los niveles de vibración.

Figura 46. Análisis de datos de VPP

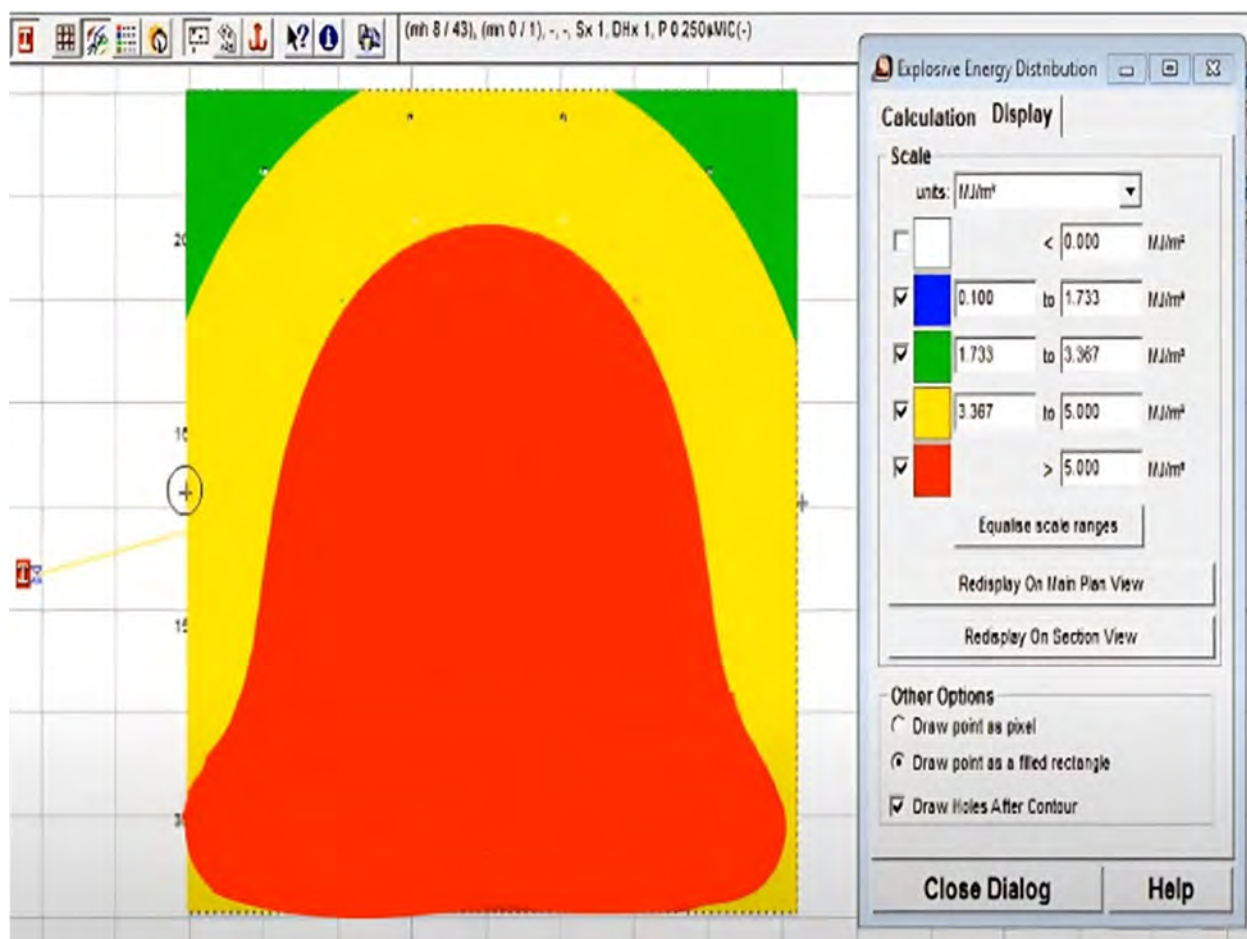


Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

5.3.4.5 Distribución de la Energía del Explosivo y su Posibles Distribución

En la figura 47 se evidencia el resultado de distribución de energía explosiva basándose en un criterio de simulación y análisis de daños a las paredes de la galería, se aprecia que en la zona central y arrastre se produce una concentración de trituración fuerte a fina de material, la zona amarilla es una intermedia donde las partículas de voladura salen en diámetros aceptables mientras la zona verde el daño es mínimo lo cual es necesario para evitar la sobrerotura la que garantiza no afectar los contornos.

Figura 47. Análisis de distribución de la energía de salida del explosivo en MJ/M3



Fuente: Elaboración propia con el software Jk SimBlast 2D FACE

CAPITULO V

ANALISIS DE RESULTADOS DEL PROYECTO

6.1 Análisis Técnico Comparativo de Resultados Obtenidos de Construcción de Labores Horizontales

En base al análisis de resultados obtenidos del ciclo de minado de labores horizontales (frentes de avance) en el nivel principal 1100 (GL 755 SO y CX 830 S) por observación directa, se determina que los retrasos en los avances y programaciones de la minera Luna de Oro S.A.C., están asociadas principalmente al uso de la malla de perforación y voladura inadecuadas por falta de actualización de la clasificación geomecánicas en zonas de perforación, uso de ANFO en labores ciegas o poca ventilación, equipos de perforación en mal estado, falta de capacitación o sinceramiento a los maestros perforistas en uso de malla de perforación y voladura para el tipo de roca, falta de supervisión especializada en labores de avance horizontal.

Se observa que la actualización de malla de perforación y voladura por el modelo matemático de Roger Holmberg para el tipo de roca y posterior simulación con software Jk SimBlast – 2D Face garantiza el buen diseño de malla y perforación de labores horizontales de la minera.

Cabe indicar que se tiene retrasos alarmantes en la perforación (tiempos excesivos de perforación), retrasos por adecuación de sección de labores en avance como desquiches de hastiales, corona, etc. Bancos de dimensiones superiores las que generan voladura secundaria (cachorros) para fragmentar a las dimensiones adecuadas para su limpieza.

Se reduce la generación de gases nitroso y otros por el uso de ANFO las que afectan a la calidad de aire se reemplazó a Emulsiones encartuchadas las que son recomendables para labores mineras subterráneas angostas.

6.1.1 Comparación e Implementación de la Malla de Perforación y Voladura Propuesta

La minera Luna de Oro S.A.C., cuenta con sus programas de avance mensuales de avance en labores horizontales, verticales y producción, estos pueden ser de desarrollo, preparación, exploración y explotación.

La investigación se enfoca en el nivel 1100, en labores horizontales en avance de la zona florcita, luego del análisis del ciclo de minado se decide proponer la malla de perforación y voladura con modelos matemáticos y posteriormente una simulación en software Jk Simblast con lo que se garantiza la propuesta de malla de perforación y lograr avances que representaran cumplir metas semanales y mensuales.

La programación de labores en avance es en función a las necesidades de producción de la minera por falta de reservas minables, con lo que el desarrollo de labores principales son prioridad

para la explotación de las reservas probadas, según la programación se tiene 276 metros de avance horizontal del mes de octubre del 2023 en labores de desarrollo y preparación

Tabla 44. Programa de avance de labores horizontales – Octubre 2023

Fase	Zona	Nivel	Labor	metros	Sección	Objetivo	
Desarrollo y Preparación	Florcita	1100	GL 755 SO	90	7' x 8'	Acceso de blocks 20,21 y 23, ancho 0.65 m, 0.95 onz/TM	
			GL 730 SO	50	7' x 8'	Preparación y acceso a veta florcita II	
			CAM 327	6	7' x 8'	Cámara de volteo y acumulación de desmonte	
			NO				
	CX 510		40	7' x 8'	Acceso para perforación y voladura y extracción de veta florcita I		
	NO						
	Blanquita			CX 830 S	40	7' x 8'	Labor de acceso a veta blanquita
				GL 820 SO	35	7' x 8'	Preparar veta blanquita
BP 427 NE		15		7' x 8'	Preparar ventanas de extracción		
Total			276				

Fuente: Elaboración Propia

6.1.1.1 Optimización y Prueba de Malla de Perforación y Voladura Propuesto

Para la optimización se considera 2 disparos por día, en promedio se logra obtener con la nueva malla de perforación una longitud de perforación de 1.77 metros y voladura 1.70 metros por disparo, a continuación, se observa los parámetros obtenidos en octubre del 2023 en la galería GL 755 SO (Labor de investigación) y posteriormente en las diferentes frentes de trabajo del nivel 1100.

Tabla 45. Parámetros de perforación y voladura Obtenidos

Descripción		Avances Obtenidos			
N° de taladros cargados	35	N° de taladros de alivio		5	
Labor	Und.	Guardia	Fecha	Perforación	Voladura
GL 755 SO	m	Dia	09/10/2023	1.77	1.72
GL 755 SO	m	Dia	10/10/2023	1.78	1.69
GL 755 SO	m	Dia	11/10/2023	1.75	1.70
GL 755 SO	m	Dia	12/10/2023	1.77	1.71
GL 755 SO	m	Dia	13/10/2023	1.76	1.70
GL 755 SO	m	Dia	14/10/2023	1.75	1.71
GL 755 SO	m	Dia	15/10/2023	1.78	1.70
Avance promedio				1.77	1.70
Eficiencia				97%	96%

Fuente: Elaboración Propia

En las siguientes imágenes se aprecia los resultados de voladura en la galería GL 755 SO de la veta Florcita I del nivel 1100, se observa una fragmentación uniforme de las rocas, no se aprecia bancos de gran dimensión como anteriormente se tenía problemas con el disparo inicial, mínima presencia de sobrerotura con lo cual se logra controlar el exceso de sobrerotura, disparo limpio sin rocas pronunciadas en los hastiales, la voladura es controlada por el uso de fanel en MS. Se evita el desquinche de paredes y corona los cuales generaban tiempos adicionales en las operaciones de construcciones de labores horizontales.

Estas condiciones facilitarían la limpieza de los fragmentos de rocas con mini scooptram adquirida recientemente por la minera hacia los Dumpers.

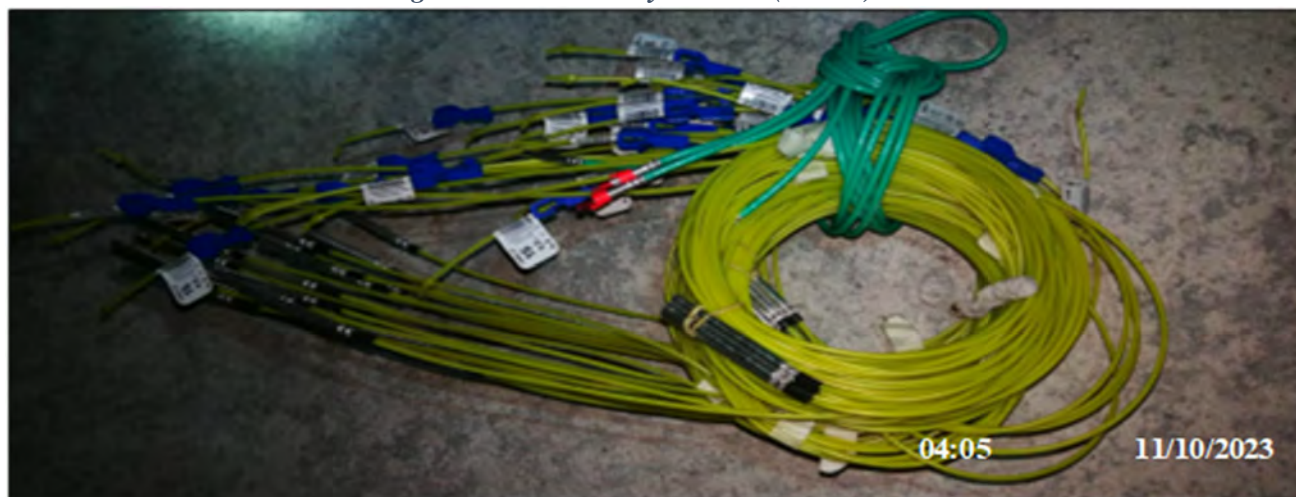
Cabe indicar que se tiene menor producción de gases de la voladura por cambio de explosivos de ANFO a emulsión las cuales cumplen las normas establecidas para labores angostas por el estado peruano.

Figura 48. Proceso de carguío y amarre de los faneles ms con pentacord



Fuente: Propia

Figura 49. Fanel MS y Carmex (2.10 m)



Fuente: Propia

Figura 50. Disparo propuesto de la Gl 755 SO en nivel 1100, fragmentación y sección uniforme



Fuente: Elaboración propia

En el frente la labor dispara se observa un contorno de sección post voladura es aceptable, no existe presencia de rocas de gran tamaño y no se observa voladizos pronunciados en la corona y se tiene una labor esperado para la investigación.

Con los datos obtenidos favorables se desarrolla los costos del ciclo de minado con los cambios propuestos en la construcción de labores horizontales en avance y para luego realizar el comparativo de las operaciones optimizadas.

6.1.2 Costos Después de la Mejora de Construcción de Labores Horizontales

Se logra la mejora de la perforación y voladura del ciclo de minado de labores horizontales o avance principalmente ya que estas operaciones unitarias carecían de estándares para los tipos de roca, malla de perforación y voladura inadecuadas, etc., se analiza a detalle los costos de construcción para la comparación con los anteriores costos obtenidos al principio de la investigación.

6.1.2.1 Costos Actuales con la Optimización Propuesta de la GL 755 SO por Guardia

Para estructurar los costos nuevos en labores de desarrollo y preparación serán la sumatoria de costos implementos de seguridad, materiales, equipos, aceros, mano de obra, perforación, voladura, ventilación, sostenimiento, limpieza e imprevistos.

6.1.2.1.1 Costos de mano de Obra

Los costos en las operaciones unitarias del ciclo de minado se consideran a detalle se consideran 3 trabajadores para la perforación y voladura por guardia, estos colaboradores se encargan de la preparación, instalación de Jack Leg, carguío de explosivos y finalmente el disparo.

Tabla 46. Costo mano de obra

Descripción	Und.	N° Personal	P.U. (US\$)	Incidencia (%)	Costo (US\$/disp..)
Capataz	HH	1	23.65	8%	1.89
Perforista	HH	1	22.40	100%	22.40
Ayudante perforista I	HH	1	20.60	100%	20.60
Ayudante perforista II	HH	1	21.05	100%	21.05
Área supervisión y administración	HH	2	26.50	11%	5.83
Sub total					71.77
Leyes sociales (87.13 %)					62.53
Costo de mano de obra (US\$)					134.30

Fuente: Elaboración propia

6.1.2.1.2 Costos de Implementos de Seguridad

Los costos de implementos de seguridad para la investigación se determinan a detalle y se desarrolla en la siguiente tabla 47, estos cálculos se realizan para la cantidad de personas involucradas en el frente de trabajo, la vida útil hace referencia en base a un implemento de seguridad:

Tabla 47. Costos de implementos de seguridad por guardia

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida Útil	Costo/disp.
	(Und.)		(US\$)	(días)	(US\$/disp.)
Casco minero	Und.	3.00	7.37	360	0.06
Tapones para oído	Und.	3.00	0.55	26	0.06
Anteojos de Seguridad	Und.	3.00	2.45	78	0.09
Respirador 3M	Und.	3.00	13.16	156	0.25
Filtro con respirador 3M	Und.	3.00	4.74	14	1.02
Guantes de cuero	Par	3.00	1.32	10	0.39
Botas de jebe	Par	3.00	18.95	180	0.32
Mameluco	Und.	3.00	11.84	180	0.20
Correa porta lámparas	Und.	3.00	2.68	180	0.04
Costo de implementos de seguridad (US\$)					2.44

Fuente: Elaboración Propia

6.1.2.1.3 Costos de Herramientas Manuales

Para las herramientas manuales se consideran todas y un porcentaje de 5% por herramientas y accesorios no mencionados en la lista, se actualiza los precios y la vida útil insitu de las herramientas.

Tabla 48. Costos de herramientas manuales actualizada

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida útil	Costo/disp.
	(Und.)		(US\$)	(Días)	(US\$/disp.)
Pala minera	und.	2	6.87	60	0.11
Punta de 3/4" de ø	und.	2	5.26	30	0.18
Pico	und.	2	9.21	60	0.15
Comba de 6 lbs	und.	1	10.53	150	0.04
Barretilla de 4'	und.	2	19.95	60	0.33
Barretilla de 6'	und.	2	23.19	60	0.39
Llave Stilson de 18"	und.	2	15.79	150	0.11
Llave Stilson de 15"	und.	1	13.42	150	0.04
Flexómetro de 5m	und.	1	3.95	60	0.03
Alambre n° 16	kg	0.3	2.21	10	0.03
Otros	%	5%			0.07
Costo total de herramientas (US\$)					1.37

Fuente: Elaboración Propia

6.1.2.1.4 Costo de Perforación

Para obtener los costos de perforación propuesto (equipos, aceros) se debe tener en cuenta la longitud real de perforación y equipo en óptimas condiciones sin deficiencias para obtener las pruebas realizadas con anterioridad que fue de 1.77 metros de perforación en promedio con una eficiencia de 97 %, se aprecia un ligero incremento de longitud de perforación obtenido por la capacitación y sinceramiento a los perforistas de perforar completamente los taladros, con ello se calcula los costos reales.

Se perfora en promedio en 2.28 horas toda malla de perforación, con un tiempo de 3.42 minutos por taladro.

Tabla 49. Costos de aceros de perforación

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Vida Útil	Costo/pie	Costo
	(Und.)	(PP)	(US\$)	(PP)	(US\$/PP)	(US\$/Disp.)
Perforadora neumática RNP 250 X	P.P.	232.28	4434.00	100000	0.08	18.58
Barreno cónico de 4'	P.P.	160.00	97.37	900	0.11	17.31
Barreno cónico de 6'	P.P.	72.28	116.05	900	0.13	9.32
Broca de 36 mm	P.P.	160.00	39.47	300	0.13	21.05
Broca de 38 mm	P.P.	72.28	36.84	300	0.12	8.88
Otros	%	4%				3.01
Costo de aceros de perforación (US\$)						78.15

Fuente: Elaboración propia

Para el costo de aire comprimido se tomará en cuenta el equipo en uso en proporción a la labor de investigación, ya que la compresora abastece a las diferentes labores de trabajo como en labores horizontales, verticales y tajeos de explotación.

Tabla 50. Costo de equipos adicionales de perforación

Descripción	Modelo	Costo/Hora	Hs. Uso	N° Labores	Costo
		(US\$)	(Hrs.)	(Und.)	(US\$/Disp.)
Compresor	750 CFM	9.62	2.28	1.00	21.93
Grupo Electrónico Volvo 220	Volvo 220	5.09	-	-	-
Ventilación	3000 CFM	0.98	-	-	-
Costo total de equipos adicionales de perforación					21.93

Fuente: Elaboración propia

6.1.2.1.5 Costo de Voladura

Par el cálculo de los costos de voladura se tomarán en cuenta los explosivos encartuchados propuestos como el uso de emulsión de Emulnor 5000 y Emulnor de 3000 para la carga de los taladros y Fanel (detonador no eléctrico) de periodo corto en milisegundos (MS) como guía iniciador, y pentacorp (cordón detonante) para el amarre de todos las guías, cabe indicar que se adiciona dos carmex de 2.10 m para el retardo general.

Tabla 51. Costo de explosivos y accesorios

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/disp.
			(US\$)	(US\$/disp.)
Emulnor 3000 (1" x 7")	cart	36.00	0.42	15.84
Emulnor 5000 (1" x 7")	cart.	126.00	0.45	56.70
Fanel MS (2.10 m)	und.	35.00	1.06	37.10
Pentacord	m.	15.00	0.16	2.40
Carmex 2,10 m	und	2.00	0.77	1.54
Costo Total de explosivos (US\$)				112.86

Fuente: Elaboración propia

6.1.2.1.6 Costos de Ventilación

Para el caso de la ventilación cabe indicar que el cambio de explosivos de ANFO a Emulsión encartuchada trae beneficios en la ventilación baja generación de gases nitrosos por ende la disminución considerable de humos tóxicos a comparación de ANFO.

Se mantiene el uso de ventiladores axiales de 5000 CFM para lograr una ventilación forzada y tener el flujo de aire a los frentes de trabajo y tener condiciones de trabajo de acuerdo las normas establecidas.

Tabla 52. Costo de ventilación

Descripción	Modelo	Unidad	Costo/Hora	Hrs. Uso	Costo/disp.
			US\$/Hr.	(Hrs/guardia)	(US\$/disp.)
Grupo Electrógeno	FEMA de 120 kw	HM	0.87	5.00	4.37
Ventilación	Vymsa de 3000 CFM	HM	0.71	5.00	3.57
Otros (5%)					0.40
Costo Total de ventilación					8.33

Fuente: Elaboración propia

6.1.2.1.7 Costos de Limpieza

Para los costos de limpieza de la zona de estudio se toma un rendimiento de Scooptram LHD Sandvik LH 202 de 12.18 TM/HM de 150 metros de recorrido, mientras que para Dumper el rendimiento es de 7.09 TM/HM para una distancia de 580 metros se cuenta de 2 Dumpers para la limpieza de frente.

Tabla 53. Costos de limpieza de la GL 755 SO por disparo

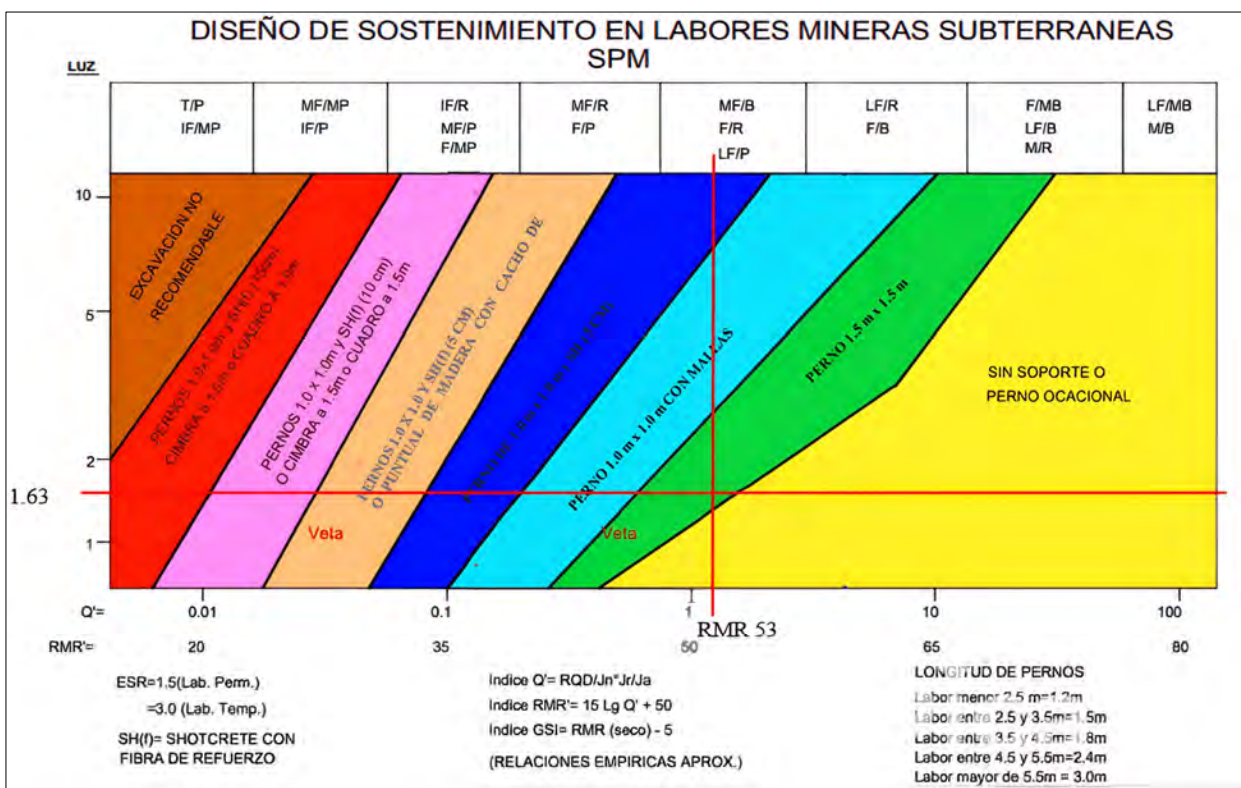
Descripción	Unidad	Cantidad	Hrs/Grdia	Rend./Hra.	P.U./TM	Ton./Disp.	Costo/disp.
			(HM)	(TM/HM)	(US\$/TM)	TM/Disp.	(US\$/disp.)
Scooptrams LHD Sandvik LH 202	HM	1	1.99	12.18	3.61	24.23	87.46
Dumper Terex de 6 TM	HM	2	1.71	7.09	2.12	24.23	51.36
Mini Dumper de 2 TM	HM	-	-	-	-	-	-
Otros (5%)	Varios						6.94
Costo total de limpieza y acarreo (US\$)							145.77

Fuente: Elaboración Propia

6.1.2.1.8 Costos de Sostenimiento

Para los determinar los costos de sostenimiento se toma en cuenta el diseño de sostenimiento adaptado a la minera Luna de Oro S.A.C., la tabla modificada según el tipo de roca y índice G.S.I. modificado determina que el sostenimiento es con pernos puntuales Split set de 4 pies con espaciamiento de 1.5 m x 1.5 m.

Figura 51. Tabla modificada de G.S.I. adaptado a la Minera Luna de Oro S.A.C.



Fuente: Minera Luna de Oro S.A.C.

En la figura se observa que se tiene la razón de soporte de la excavación para labores permanentes de 1.5 y el ancho o altura más grande que es de 2.44 por lo que el diámetro equivalente de es de 1.63 y RMR de 53. Donde el fator de seguridad de

Tabla 54. Costo de sostenimiento

Descripción (Instalación con Jack Leg) + Herr Instalación	Unidad	Cantidad	P.U.	Avance/disp.	Costo/disp.
			(US\$)	(US\$/disp.)	(US\$/disp.)
Split Set SS-39 mm de 4 pies	und	4	26.34	1.70	179.13
Malla Electrosoldada	m2	-	-	-	-
Costo total de sostenimiento (US\$)					179.13

Fuente: Elaboración Propia

A continuación, el resumen de costos unitarios del ciclo de minado propuesto:

Tabla 55. Resumen de costos de la galería GL 755 SO (propuesto)

Descripción	Tipo de roca regular III	
	(US\$/Disp.)	(US\$/ML)
Costos directos		
Costo mano de obra (US\$)	134.3	79.00
Costo implementos de seguridad (US\$)	2.44	1.44
Costo total de herramientas (US\$)	1.37	0.81
Costo total de equipos adicionales de perforación	21.93	12.90
Costo de equipos y aceros de perforación (US\$)	78.15	45.97
Costo de voladura	112.86	66.39
Costo de ventilación	8.33	4.90
Costo de limpieza y acarreo	145.77	85.75
Costo de sostenimiento	179.13	105.37
Sub total	684.28	402.52
Costos indirectos		
Gastos generales (13 %)	88.96	52.33
Utilidad (10 %)	68.43	40.25
Imprevistos (3 %)	20.53	12.08
Costo total (US\$)	862.19	507.17

Fuente: Elaboración Propia

6.1.3 Análisis de Resultados de la Propuesta de Avance Lineal de Labores Horizontales

Se realiza el análisis de ciclo de minado a detalle principalmente en las operaciones unitarias críticas que son la perforación y voladura según lo observado con anterioridad en la investigación, con el diseño adecuado de la malla de perforación, voladura y el apoyo de la simulación con Jk Simblast antes de la aplicación insitu en labores de avance horizontal.

Para la aplicación de los cambios propuestos se toma la galería GL 755 SO, esta aplicación estará estrictamente sujeta a las dimensiones calculadas con anterioridad, la correcta perforación representara una reducción en los tiempos, el cambio de explosivos será necesaria la capacitación anticipada a los involucrados en la mejora como el maestro perforista y ayudantes dado que se tubo cierta resistencia a cambio propuesto, para la correcto análisis de labores horizontales se evaluó los costos iniciales y los costos con la optimización en las operaciones criticas detectadas.

Figura 52. Análisis de perforación promedio propuesto

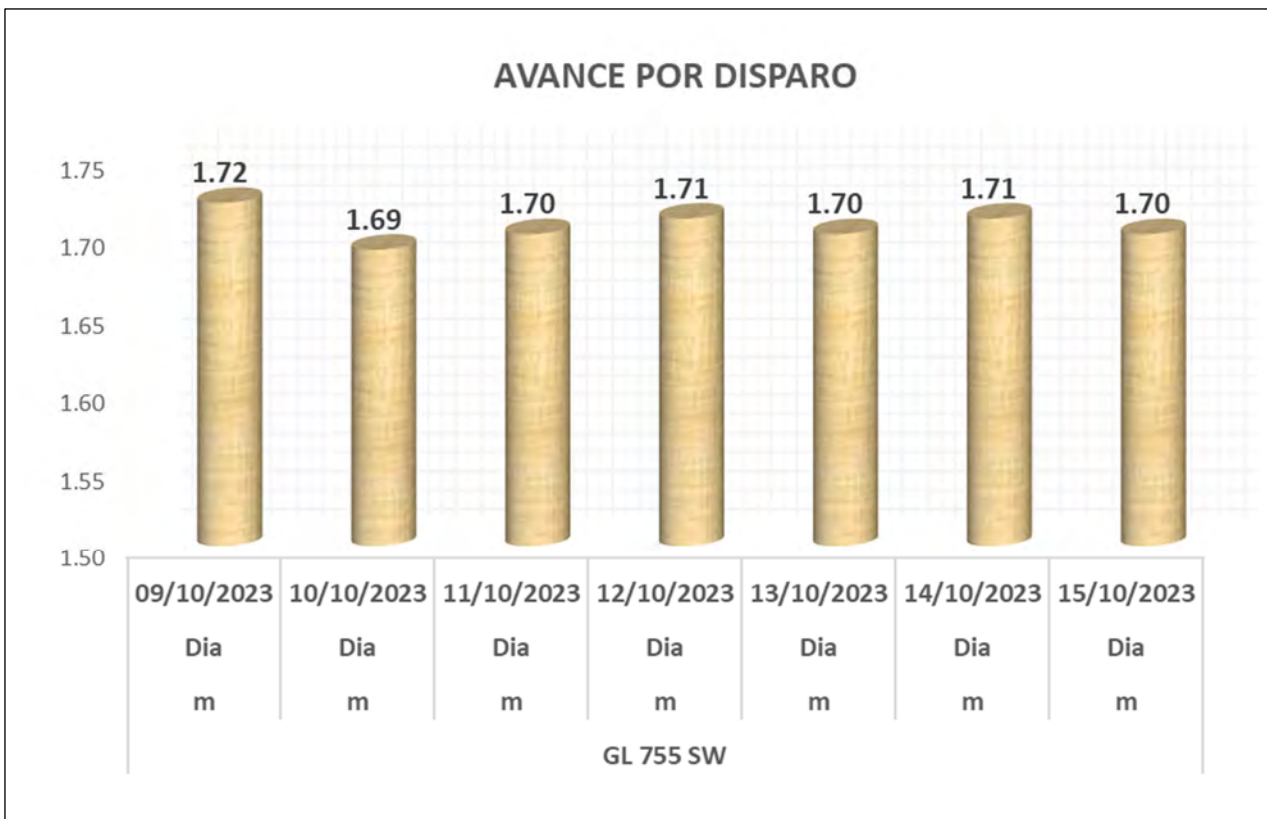


Fuente: Elaboración Propia

En la fig. 51 Se logra una perforación promedio de 1.77 metros, con una eficiencia promedio de 97%, con las mejoras propuestas.

Se logra optimizar el tiempo de perforación de 3.32 horas a 2.28 horas de perforación, esta mejora fue principalmente por las condiciones de equipo neumático de perforación ya que no reportaban el mal estado en las que encontraban, el uso inadecuado del equipo, etc., se capacito en el uso de equipos, aceros y formas de manejo para su correcta perforación con un equipo en óptimas condiciones.

Figura 53. Análisis de avance por disparo propuesto



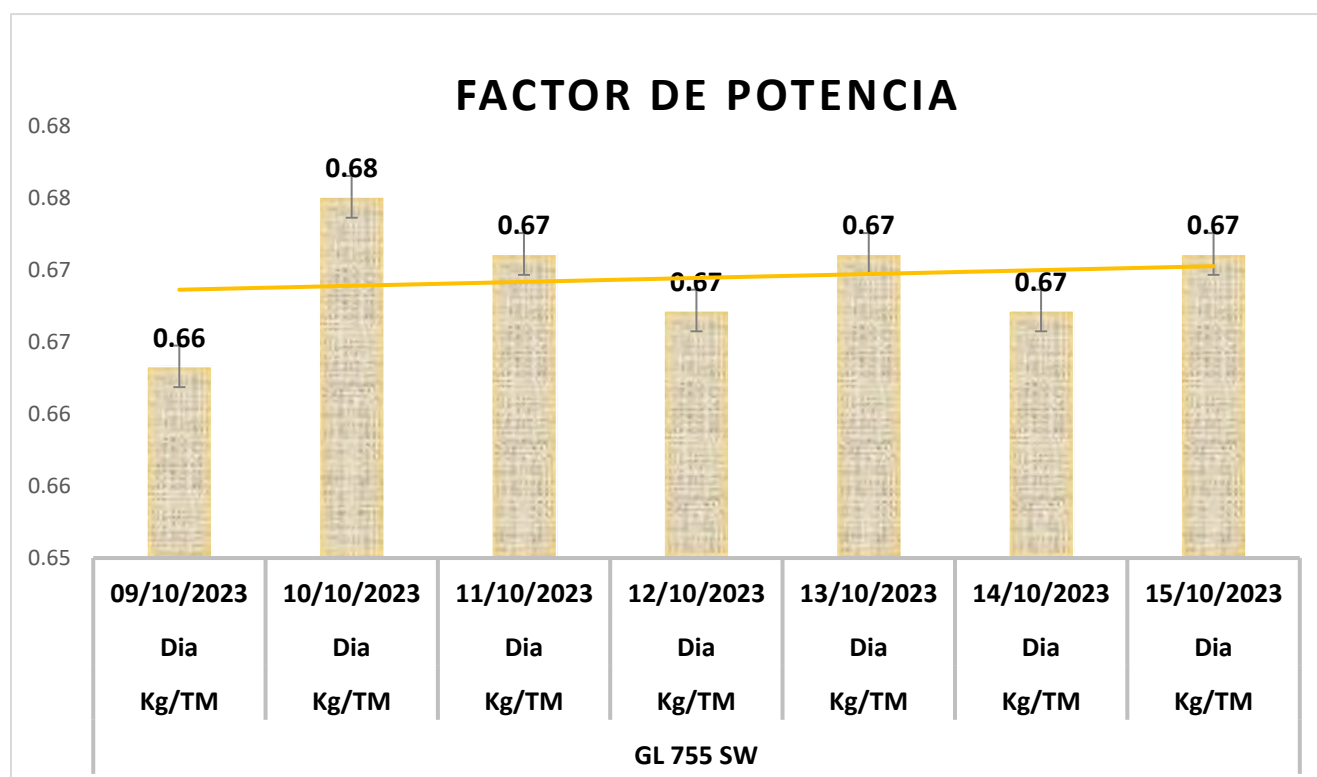
Fuente: Elaboración propia

En la fig. 52. Se observa que aplicando el nuevo diseño de malla de perforación y la buena distribución y cambio de explosivos de acuerdo al tipo de roca y con la ayuda de software Jk

SimBlast se obtuvo en la aplicación insitu en la GL 755 SO, durante 6 guardias un avance promedio de 1.70 m y una eficiencia promedio de voladura de 96 %.

Anteriormente se venía obteniendo un avance por disparo de 1.40 metros, logrando optimizar 30 centímetros en avance por disparo.

Figura 54. Factor de potencia obtenido con la malla propuesta



Fuente: Elaboración propia

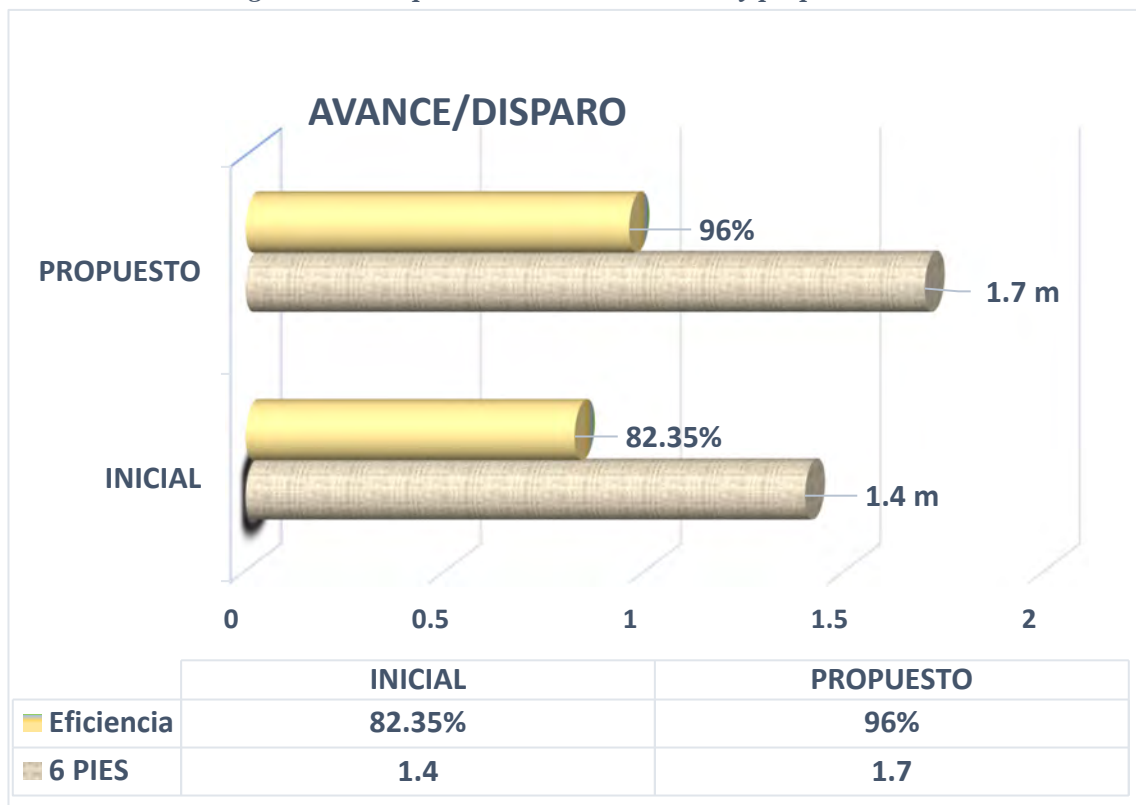
En la fig. 53 se observa el factor de potencia obtenido es en promedio 0.67 Kg/TM, para una sección de 2.13 x 2.44 m de sección y para un avance promedio de 1.70 m/disparo.

6.1.4 Resultados Comparativos de la Mejora del Ciclo de Minado de Labores Horizontales

Los resultados obtenidos de comparación de inicio y propuesto de ciclo de minado para labores horizontales de sección 7' x 8', para una longitud de perforación de 6 pies.

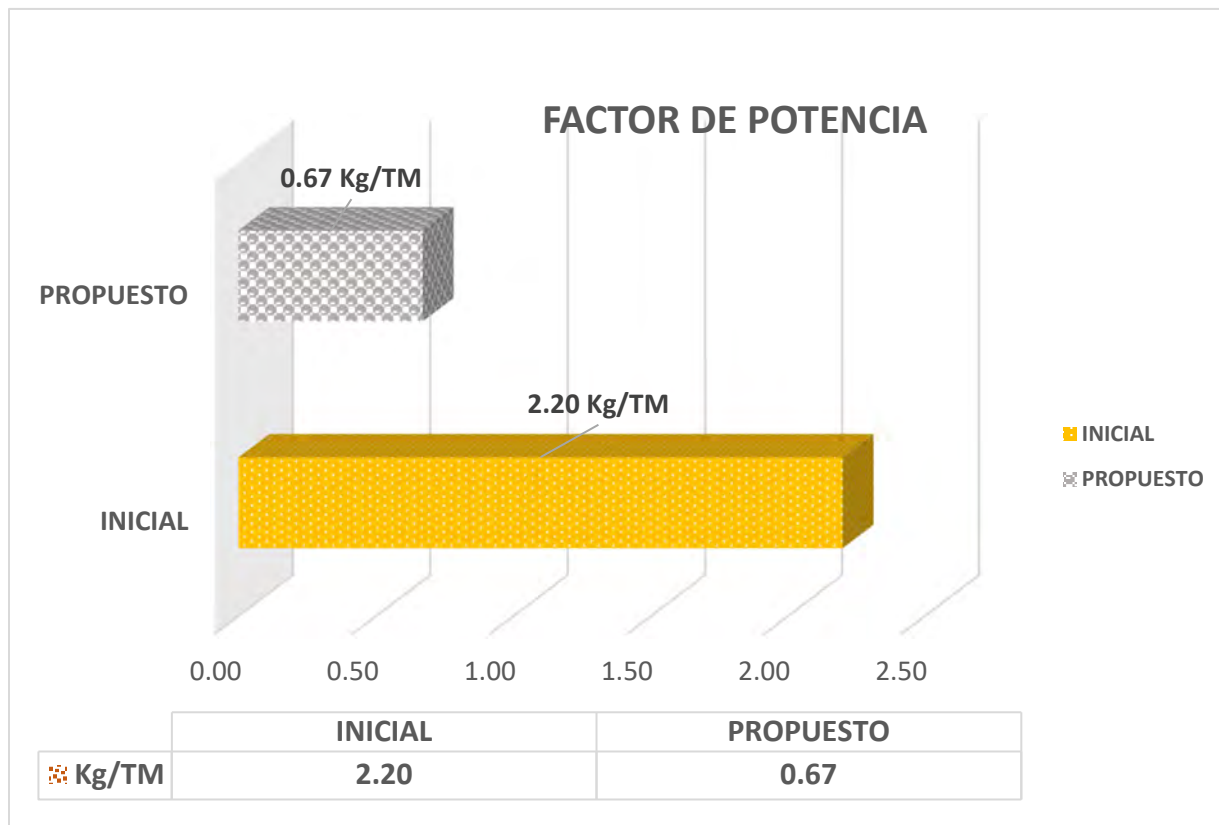
Los resultados de construcciones de avance lineal iniciales fueron 1.40 metros/ disparo en promedio con deficiencias de malla de perforación y voladura críticos, falta de capacitación adecuada, falta de experiencia de los perforistas y ayudantes, mal estado de las perforadoras las que generaban excesivos tiempos de perforación por taladro, supervisión inadecuada en frentes de avance por otro lado la optimización del ciclo de minado en especial perforación y voladura con ayuda de modelos matemáticos para luego con ayuda de software Jk SimBlast se realizó las simulaciones las que garantizaban el uso de la malla diseñada se logra obtener en la aplicación de la mejora un avance promedio de 1.70 metros/disparo en comparación se logra una mejora de 30 centímetros en promedio por disparo, cabe indicar que la sección satisface las necesidades de la mina sin alterar la paredes después del disparo y con la granulometría óptima para la limpieza y acarreo de frente de estudio.

Figura 55. Comparación de avance inicial y propuesto



Fuente: Elaboración propia

Figura 56. Comparación de factor de carga (Kg/TM) Inicial y propuesto



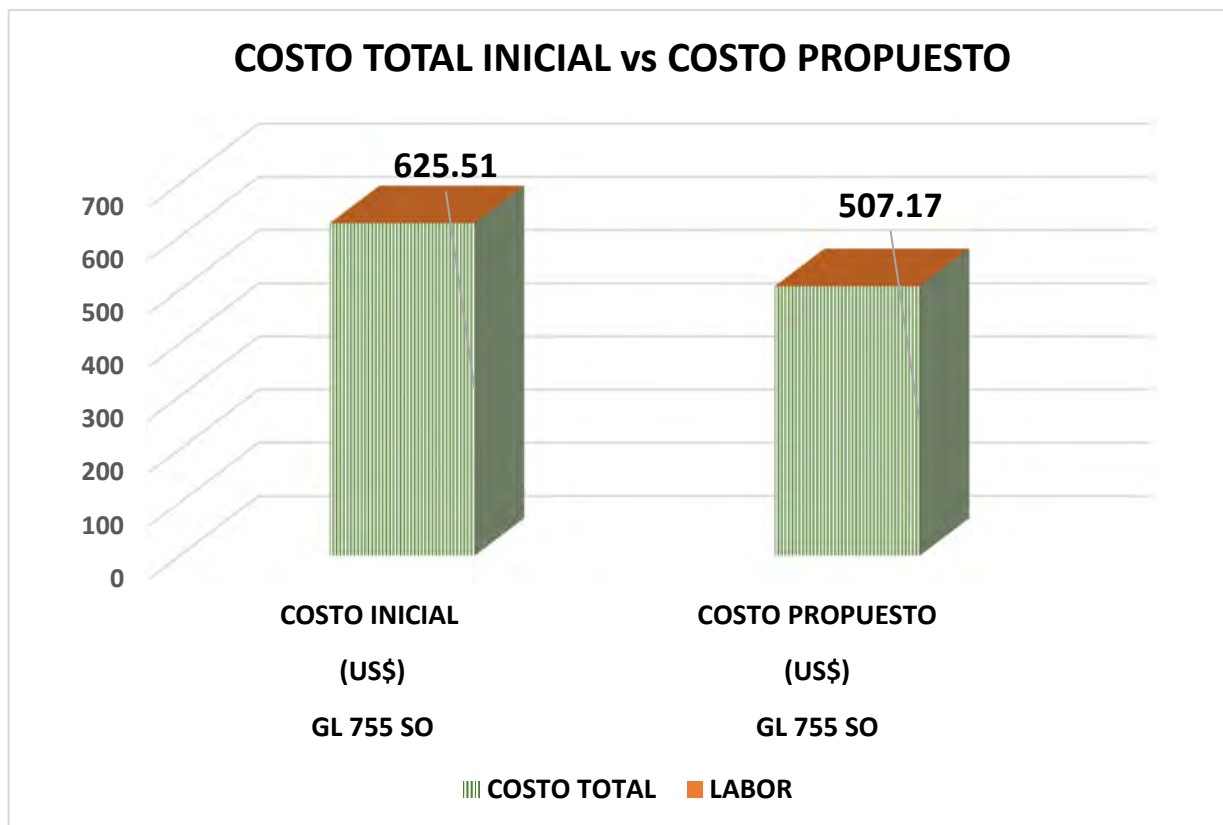
Fuente: Elaboración propia

En la fig. 55 se observa que el factor de potencia tiene una variación considerable de la propuesta respecto a lo inicial se tiene una diferencia de 1.53 Kg/TM, esta diferencia considerable se debe al cambio de explosivo de ANFO a Emulsión encartuchada con óptimos resultados para la propuesta de labores horizontales.

6.1.5 Comparativo de Costos del ciclo de minado por Metro de Avance inicial y el propuesto

Los costos del ciclo de minado se tomaron a detalle tanto para la parte inicial y para lo propuesto con resultados favorables, cabe indicar que la mano de obra es igual por la no modificación de número de trabajadores para ambos casos se observa la diferencia de costos de construcción a continuación se toma en cuenta el total de costos directos y costos indirectos (gastos generales 13%, imprevistos (3%) y utilidad (10%)).

Figura 57. Comparación de costos totales de construcción lineal Inicial vs Propuesto



Fuente: Elaboración propia

Se muestra en la fig.56 los costos unitarios totales de construcción para el costo inicial es US\$ 625.51 para un metro lineal de avance, mientras con la optimización (propuesta) es de US\$ 507.17 se tiene una reducción de US\$ 118.34 por cada metro construido.

Estos resultados evidencian beneficios con la optimización del ciclo de minado como en costos, avances, reducción de tiempos y secciones adecuadas en la construcción de labores horizontales, con parámetros técnicos nuevos propuestos para lograr la optimización principalmente en la perforación y voladura.

La aplicación de las mejoras propuestas será importante en las programaciones de avance que actualmente se tiene y por lo tanto se mejorara la productividad que requiere la minera Luna de Oro S.A.C.

CONCLUSIONES

- Se logra optimizar los procesos del ciclo de minado en las labores de avance horizontal de sección 7' x 8' y 6 pies de longitud en preparación y desarrollo en el nivel 1100, mediante una evaluación detallada de las operaciones unitarias del proceso. Este análisis permitió identificar las operaciones críticas en términos de tiempos y costos de avance lineal. Gracias a estas evaluaciones, se implementó una propuesta de mejora enfocada en las operaciones de perforación y voladura, apoyada en modelos matemáticos y simulaciones con JK SimBlast. Con esta propuesta, se optimizaron tanto los costos como los tiempos de avance lineal, logrando una reducción significativa en el costo de construcción, que pasó de US\$ 625.51 a US\$ 507.17, cumpliendo así con el objetivo de mejorar la eficiencia en las labores de preparación y desarrollo.
- Se optimizan los parámetros de perforación y voladura, logrando 35 taladros de producción, 5 de alivio y una correcta distribución, empleando 16.26 kg de explosivo por disparo. Además, se mejora la granulometría de las rocas después del disparo, con un promedio de 9.55 cm, alcanzando así el objetivo de optimizar los parámetros de perforación y voladura en labores horizontales. La optimización establece una nueva malla de perforación y voladura para labores horizontales de la Minera Luna de Oro S.A.C., utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg y simulando la detonación con Jk SimBlast. Con los explosivos propuestos (Emulsiones encartuchadas y Fanel MS) y para el tipo de roca regular III, RMR 53 en promedio.
- Se demuestra técnica y económicamente los efectos de optimizar las operaciones unitarias críticas en la construcción de labores horizontales (GL 755 SO, frente de aplicación), logrando una mejora en los avances lineales. Los resultados muestran que se incrementó el avance por disparo a 1.70 metros con una eficiencia del 96 % en la propuesta optimizada, en comparación con el avance inicial de 1.40 metros por disparo y una eficiencia promedio de 82.35 %. Estos efectos reflejan el

impacto positivo de las variables técnico-económicas en los avances lineales de los frentes de avance en la Minera Luna de Oro S.A.C

- Con la optimización de los procesos del ciclo de minado en la construcción de labores horizontales en el nivel 1100 de la Minera Luna de Oro S.A.C., se logra cumplir con las programaciones de avance mensual. Estos avances se encuentran dentro de los parámetros optimizados, como una perforación promedio de 1.70 m, un factor de potencia de 0.67 Kg/TM y costos de construcción por disparo de US\$ 835.87. Estos resultados demuestran la efectividad de los procesos de optimización aplicados a las operaciones del ciclo de minado.

RECOMENDACIONES

1. Aplicar todos los cambios propuestos para optimizar el ciclo de minado y la construcción de labores horizontales, con un enfoque especial en las actividades de perforación y voladura, esenciales para cumplir con las programaciones establecidas.
2. Realizar un mapeo geomecánico continuo en todas las labores de avance, ajustado al tipo de roca y liderado por el área geomecánica, para garantizar el diseño adecuado de la malla de perforación, voladura y el sostenimiento.
3. Asegurar que el personal esté debidamente capacitado en el uso de máquinas neumáticas Jack Leg y que cuenten con una supervisión eficiente para garantizar el cumplimiento de los avances programados y las mejoras propuestas.
4. Sustituir el uso de ANFO por emulsión encartuchada para reducir la emisión de gases tóxicos, mejorando las condiciones laborales y la calidad del aire en los frentes de trabajo, además de continuar evaluando alternativas para la mejora continua de las operaciones unitarias, teniendo en cuenta las condiciones óptimas de uso de las emulsiones.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Agreda T., C. (1993). Tecnología de Explosivos y Voladura de Rocas. Lima, Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Alejano Monge, L., & Ramirez Oyanguren, P. (2004). *Mecanica de roca: fundamentos e ingenieria de taludes*. Madrid: Red Desir.
- Apaza Arivilca, E. (2013). *"Implementación de taladros largos en vetas angostas para determinar su incidencia en la productividad, eficiencia y seguridad de las operaciones mineras - Pasha, Mina Huarón"*. Arequipa: Univerisidad nacional San Agustín de Arequipa.
- Apepucho, E. (2019). *"Estandarización de malla de perforación y voladura y su influencia en costos del CX 20, Unidad Minera Untuca-Cori Puno"*. Universidad Naciaonal de San Antonio Abad del Cusco.
- Atlas Copco. (2015). *Compresoras industriales de pistón* . Bélgica: Atlas Copco.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Universidad Politécnica de Madrid.
- Bieniawski. (1989). *Clasificación Geomecánica RMR*.
- Camiper. (2016). *Diplomado: Ingeniria Geotécnica Aplicada en Minería Módulos I y IV*. Lima.
- Crespo, J. (2013). Elección del Sistema de Explotación del Bloque R-Norte de la veta Santa Ana, Distrito Minero Zaruma-Portovelo. *Tesis de Pregrado*. Portovelo, Portovelo, Ecuador: Escuela Superior Politecnica del litoral.

- Curasma, N., & Quispe, R. (2019). *"Optimización del proceso de minado y de los costos de explotación en las labores del nivel 610 - Unidad Julcani-compañía minera Buena Ventura S.A.A."*. Universidad Nacional de Huancavelica.
- Duran, J. (2021). *"Análisis y optimización de costos unitarios de perforación y voladura en el diseño y construcción de galería Nv. 4790, Unidad Operativa Huarcaya - Compañía Minera PGM"*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Explosivos, F. (2019). *Manual de perforación y voladura*. Lima: Grafica Biblos S.A.
- Herbert, J. H. (2014). *Introducción a la minería subterránea*. Escuela Politécnica de Madrid.
<https://doi.org/10.20868/UPM.book.62726>
- Hernández Sampieri, R., & Mendoza Torre, C. (2016). *Métodología de la investigación: las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. México: Mc Graw Hill Education.
- INGEMMET. (2022). *Actividad minera artesanal en la región Arequipa*.
- JAUREGUI MERCADO, I. R. (2015). *Estudio técnico económico de la profundización mediante el pique inclinado 043 niveles 18 al 20 veta esperanza- mina casapalca*. unsa.
- Jáuregui, O. (2009). *Reducción de costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Jimmy Gerardo, C. R. (2019). *Caracterización geomecánica*. Universidad Privada del Norte.
- Lopez Jimeno, c. (1987). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España: Instituto Geológico y Minero de España.

- López, C., López, E., & Garcia, P. (2003). *Manual de perforación y voladura*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España.
- López, C., López, E., Pernia, J., & Ortiz, F. (2009). *Manual de perforación y Voladura de rocas*. Madrid, Madrid, España: Instituto Geológico y Minero de España.
- Luger, O. (s.f.). *Introducción a la Ingeniería de Rocas de Superficie y Subterránea*. Colombia, Medellin.
- Mallma Perez, I. (2013). Optimizacion del uso de aceros de perforacion en la UEA SAN CRISTOBAL DE MINERA BATEAS SAC. *Tesis de Pregrado*. Huancayo, Perú: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ.
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomécanicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima: Osinermin.
- Palmstrom, A. (2005). Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD). Norconsult as, Norway: Tunnels and Underground Space Technology.
- Palomino Vidal, H. A. (2016). Optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A. Trujillo, Perú: UNIVERSIDAD NACIONAL DE TRUJILLO.
- Persson, A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos: CRC Press LLC.
- Persson, P., Holmberg, R., & Lee, J. (1993). *Rock blasting and Explosives engineering*. acid-free paper. <https://doi.org/93-28150>

- Quispe, B. (2019). *"Optimización del ciclo de minado del método de explotación Long Wall para reducir costos de operación de MARSA"*. Universidad Nacional del centro del Perú.
- Rivera, H. (2019). *"Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central Hidroeléctrica San Gaban III"*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Romero, M. (2016). *"Tablas dinámicas para optimizar toma de decisiones en perforación y voladura en consorcio Minero Horizonte S.A."*. Universidad Nacional del centro del Perú.
- Sampieri, H., & Batista, F. &. (2014). *Metodología de la investigación* . Sexta edición México: Mc Graw Hill.
- Santana Chaves, L. (2013). Impactos ambientais gerados por mineração no município de CAPANERA-PA. Capanema: Instituto Federal de Educação, Ciência e Tecnologia do Pará.
- Song, M. (2013). *Process Mining Manifesto*. BPM 2011 Workshops.
- Taipe Obregon, J., & Marcañaupa Chancas, D. (2015). "Implementacion de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la mina San Cristobal de la CIA. Minera Bateas S.A.C". *Tesis de Pregrado*. Perú, Huancayo: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU.
- Vidal, C., & & Correa, I. (2017). *Modelo matematico de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A. - 2017*. Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.

ANEXOS A: cálculos matemáticos del 2do, 3er y 4to cuadrante

1. Cálculo de datos del segundo cuadrante de la malla de perforación

Para los cálculos en adelante, se considera que ya existe un arranque y se usará el ancho de abertura del primer cuadrante.

a) Cálculo de burden máximo B_{2-max} del segundo cuadrante

$$B_{2-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-1} \times q_0 \times RWS_{emulsión}}{\phi_{Prod} \times c}}$$

Donde:

B_{2-max} = Burden máximo del segundo cuadrante

A_{h-1} = Abertura del primer cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

$RWS_{emulsión}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

ϕ_p = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_{2-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.51 \text{ m} \times 0.467 \text{ kg/m} \times 1.12}{0.038 \text{ m} \times 0.397 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_{2-max} = 0.37 \text{ m}$$

b) Cálculo de burden práctico B_{2-p} del segundo cuadrante

$$B_{2-p} = B_{2-max} - \psi$$

Donde:

B_{2-p} = Burden práctico del segundo cuadrante

B_{2-max} = Burden equivalente del segundo cuadrante

ψ = Error de perforación

$$B_{2-p} = 0.37 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$B_{2-p} = 0.35 \text{ m}$$

c) **Calculo de abertura del segundo cuadrante A_{h-2}**

$$X_{a-2} = X_{b-2} = X_{a-1} \times \frac{\sqrt{2}}{2} + B_{2-p}$$

Donde:

X_{a-2}, X_{b-2} = distancia de A_{h-1} a la esquina del segundo cuadrante

X_{a-1} = distancia de la esquina de abertura del primer cuadrante

B_{2-p} = Burden práctico del segundo cuadrante

$$X_{a-2} = X_{b-2} = 0.358 \times \frac{\sqrt{2}}{2} + 0.35$$

$$X_{a-2} = X_{b-2} = 0.60 \text{ m}$$

$$A_{h-2} = \sqrt{X_{a-2}^2 + X_{b-2}^2}$$

$$A_{h-2} = \sqrt{0.60^2 + 0.60^2}$$

$$A_{h-2} = 0.85 \text{ m}$$

d) **Calculo de concentración de carga del segundo cuadrante $q_{2cuadra}$**

$$q_{2cuadra} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times c \times B_{2-max}}{RWS_{emulsión_5000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h-1}}{2 \times B_{2-max}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\phi_{prod.}$ = Diámetro de taladro de perforación

c = constante de roca sueca

B_{2-max} = burden máximo del segundo cuadrante

A_{h-1} = ancho de abertura del primer cuadrante

$RWS_{emulsión_5000}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

$$q_{2cuadra} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.397 \times 0.37}{1.12 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{0.51}{2 \times 0.37} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{2cuadra} = 0.324 \text{ kg/m}$$

e) **Calculo de número de cartuchos/taladro del segundo cuadrante $N^{\circ}_{cart/tal}$**

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{2cudrante}}{PU_{cartucho}}$$

Donde:

L_{carga} = longitud de carga

$q_{2cudrante}$ = densidad de carga del segundo cuadrante

$PU_{cartucho}$ = peso unitario del cartucho E5000

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.324}{0.1016}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 4.33 \approx 4 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

f) Cálculo de masa explosiva por taladro para el segundo cuadrante

$$Q_e = N^{\circ}_{cart/tal} \times (\text{Peso del cartucho})$$

$$Q_e = 4 \times 0.1016$$

$$Q_e = 0.406 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}$$

2. Cálculo de datos del tercer cuadrante de la malla de perforación

Para los cálculos en adelante, se considera que ya existe una abertura y se usará ancho de abertura del segundo cuadrante.

a) Cálculo de burden máximo B_{3-max} del tercer cuadrante

$$B_{3-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-2} \times q_0 \times RWS_{emulsión}}{\phi_{Prod} \times c}}$$

Donde:

B_{2-max} = Burden máximo del segundo cuadrante

A_{h-2} = Abertura del segundo cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

$RWS_{emulsión}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

ϕ_p = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_{3-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{0.85 \text{ m} \times 0.467 \text{ kg/m} \times 1.12}{0.038 \text{ m} \times 0.397 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_{3-max} = 0.48 \text{ m}$$

b) Calculo de burden práctico B_{3-p} del tercer cuadrante

$$B_{3-p} = B_{3-max} - \psi$$

Donde:

B_{3-p} = Burden práctico del tercer cuadrante

B_{3-max} = Burden equivalente del tercer cuadrante

ψ = Error de perforación

$$B_{3-p} = 0.48 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$B_{3-p} = 0.46 \text{ m}$$

c) Calculo de abertura del tercer cuadrante A_{h-2}

$$X_{a-3} = X_{b-3} = X_{a-2} \times \frac{\sqrt{2}}{2} + B_{3-p}$$

Donde:

X_{a-3}, X_{b-3} = distancia de A_{h-2} a la esquina del tercer cuadrante

X_{a-2} = distancia de la esquina de abertura del arranque al centro

B_{3-p} = Burden práctico del tercer cuadrante

$$X_{a-3} = X_{b-3} = 0.60 \times \frac{\sqrt{2}}{2} + 0.48$$

$$X_{a-3} = X_{b-3} = 0.90 \text{ m}$$

$$A_{h-3} = \sqrt{X_{a-3}^2 + X_{b-3}^2}$$

$$A_{h-3} = \sqrt{0.90^2 + 0.90^2}$$

$$A_{h-3} = 1.27 \text{ m}$$

d) **Calculo de concentración de carga del tercer cuadrante $q_{3cuadra}$**

$$q_{3cuadra} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times c \times B_{3-max}}{RWS_{emulsión_5000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h-2}}{2 \times B_{3-max}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\phi_{prod.}$ = Diámetro de taladro de perforación

c = constante de roca sueca

B_{3-max} = burden máximo del terder cuadrante

A_{h-2} = ancho de abertura del segundo cuadrante

$RWS_{emulsión_5000}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

$$q_{3cuadra} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.397 \times 0.48}{1.12 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{0.85}{2 \times 0.48} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{3cuadra} = 0.326 \text{ kg/m}$$

e) **Calculo de número de cartuchos/taladro del tercero cuadrante $N^{\bullet}_{cart/tal}$**

$$N^{\bullet}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{3 cudrante}}{PU_{cartucho}}$$

Donde:

L_{carga} = longitud de carga

$q_{2\text{ cuadrante}}$ = densidad de carga del segundo cuadrante

$PU_{cartucho}$ = peso unitario del cartucho E5000

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.326}{0.1016}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 4.36 \approx 4 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

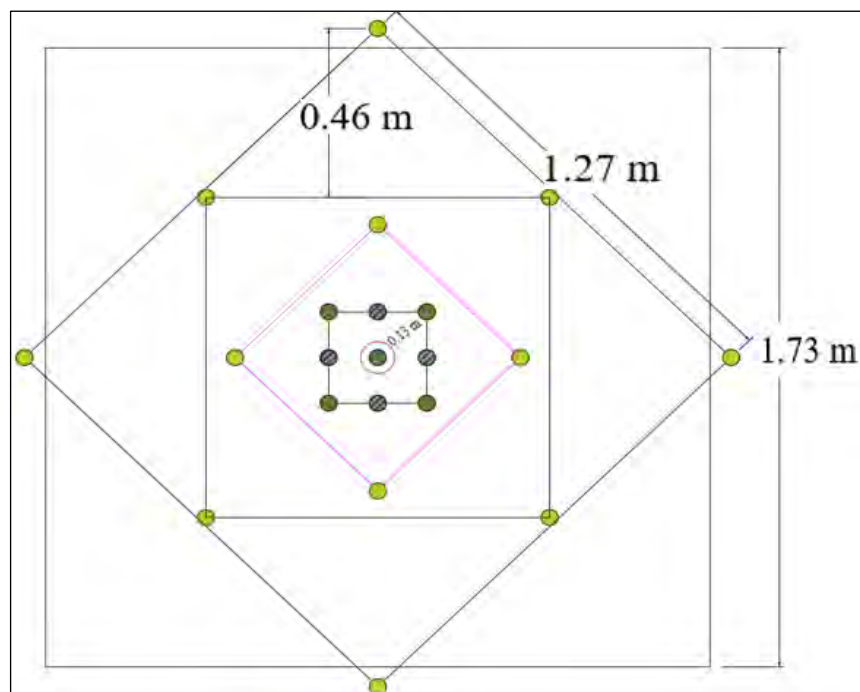
f) Calculo de masa explosiva por taladro para el segundo cuadrante

$$Q_e = N^{\circ}_{cart/tal} \times (\text{Peso del cartucho})$$

$$Q_e = 4 \times 0.1016$$

$$Q_e = 0.406 \frac{\text{Kg}}{\text{tal}}$$

Figura 58. Diseño del tercer cuadrante para la malla propuesta



Fuente: Elaboración propia

3. Calculo de datos del cuarto cuadrante de la malla de perforación

Si se requiere un cuadrante más será necesario la relación siguiente.

$$A_{h(x)} \leq \sqrt{L}$$

Donde:

$A_{h(x)}$ = Ancho de abertura en un cuadrante x

L = longitud de taladro

$X = 3$ cuadrantes

$$1.27 \leq \sqrt{1.74}$$

$1.27 \leq 1.32$; el ancho de abertura es menor que la restricción por lo tanto se agrega el cuarto cuadrante.

a) Calculo de burden máximo B_{4-max} del cuarto cuadrante

$$B_{4-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{A_{h-3} \times q_0 \times RWS_{emulsión}}{\phi_{Prod} \times c}}$$

Donde:

B_{4-max} = Burden máximo del cuarto cuadrante

A_{h-3} = Abertura del tercer cuadrante

q_0 = Densidad de carga inicial en el arranque

$RWS_{emulsión}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

ϕ_p = Diámetro de taladro de producción

c = Constante de roca

$$B_{4-max} = 0.088 \times \sqrt{\frac{1.27 \text{ m} \times 0.467 \text{ kg/m} \times 1.12}{0.038 \text{ m} \times 0.397 \text{ kg/m}^3}}$$

$$B_{4-max} = 0.58 \text{ m}$$

b) **Calculo de burden práctico B_{4-p} del cuarto cuadrante**

$$B_{4-p} = B_{4-max} - \psi$$

Donde:

B_{4-p} = Burden práctico del cuarto cuadrante

B_{4-max} = Burden equivalente del cuarto cuadrante

ψ = Error de perforación

$$B_{4-p} = 0.58 \text{ m} - 0.02 \text{ m}$$

$$B_{4-p} = 0.56 \text{ m}$$

c) **Calculo de abertura del cuarto cuadrante A_{h-2}**

$$X_{a-4} = X_{b-4} = X_{a-3} \times \frac{\sqrt{2}}{2} + B_{4-p}$$

Donde:

X_{a-4}, X_{b-4} = distancia de A_{h-3} a la esquina del cuarto cuadrante

X_{a-3} = distancia de la esquina de abertura del arranque al centro

B_{4-p} = Burden práctico del cuarto cuadrante

$$X_{a-4} = X_{b-4} = 0.90 \times \frac{\sqrt{2}}{2} + 0.58$$

$$X_{a-4} = X_{b-4} = 1.22 \text{ m}$$

$$A_{h-4} = \sqrt{X_{a-4}^2 + X_{b-4}^2}$$

$$A_{h-4} = \sqrt{1.22^2 + 1.22^2}$$

$$A_{h-4} = 1.73 \text{ m}$$

d) **Calculo de concentración de carga del cuarto cuadrante $q_{3cuadra}$**

$$q_{3cuadra} = \frac{32.3 \times \phi_{prod.} \times c \times B_{4-max}}{RWS_{emulsión_5000} \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h-3}}{2 \times B_{4-max}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$\phi_{prod.}$ = Diámetro de taladro de perforación

c = constante de roca sueca

B_{4-max} = burden máximo del cuarto cuadrante

A_{h-3} = ancho de abertura del tercer cuadrante

$RWS_{emulsión_5000}$ = Potencia relativa en peso del explosivo E5000

$$q_{4cuadra} = \frac{32.3 \times 0.038 \times 0.397 \times 0.58}{1.12 \times \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{1.27}{2 \times 0.58} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{4cuadra} = 0.335 \text{ kg/m}$$

e) **Calculo de número de cartuchos/taladro del cuarto cuadrante $N^{\bullet}_{cart/tal}$**

$$N^{\bullet}_{cart/tal} = \frac{L_{carga} \times q_{4cuadrante}}{PU_{cartucho}}$$

Donde:

L_{carga} = longitud de carga

$q_{4\text{ cuadrante}}$ = densidad de carga del segundo cuadrante

$PU_{cartucho}$ = peso unitario del cartucho E5000

$$N^{\circ}_{cart/tal} = \frac{1.36 \times 0.335}{0.1016}$$

$$N^{\circ}_{cart/tal} = 4.5 \approx 5 \frac{\text{cartuchos}}{\text{taladro}}$$

f) Calculo de masa explosiva por taladro para el cuarto cuadrante

$$Q_e = N^{\circ}_{cart/tal} \times (\text{Peso del cartucho})$$

$$Q_e = 5 \times 0.1016$$

$$Q_e = 0.508 \frac{Kg}{tal}$$

ANEXO B: Fotografías*Figura 59. Veta Blanquita*

Fuente: Elaboración propia

Figura 60. Estructura Mineral Blanquita I

Fuente: Elaboración Propiaproia

Figura 61. Estructura Mineral Veta Florcita I



Fuente: Elaboración propia

Figura 62. Manga de ventilación y conexión de tubería secundaria de agua y aire comprimido



Fuente: Elaboración propia

Figura 63. Campamento de la minera Luna de Oro



Fuente: Elaboración propia