

**UNIVERSIDAD NACIONAL SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, METALURGICA Y DE
MINAS**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**PROPUESTA DE MEJORA EN LOS PARAMETROS DE
PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIAS DE LA ZONA
COTURCAN EN LA CIA MINERA LINCUNA S.A. – ANCASH**

PRESENTADO POR:

Br. JON WILDEN HERRERA YUCRA

**PARA OPTAR EL TITULO
PORFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

ASESOR:

Mg. Edmundo Alarcón Cáceres

CUSCO – PERU

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro. CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor EDMUNDO ALARCON CACERES
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesistitulada: PROPUESTA DE MEJORA EN LOS PARAMETROS
DE PERFORACION Y VOLADURA EN GALERIAS DE LA ZONA COTURCAN
EN LA CIA MINERA LINCUNA S.A. - ANCASH

Presentado por: JON WILDEN HERRERA YUCRA DNI N° 48495649 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en 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 sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	<input checked="" type="checkbox"/>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	<input type="checkbox"/>
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	<input type="checkbox"/>

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 09 de Abril de 2026

Edmundo Alarcón C.
.....
Firma

Post firma Edmundo Alarcón C.

Nro. de DNI 23829183

ORCID del Asesor 0000-0002-6390-4003

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:575905908

Tesis Final - JON HERRERA YUCRA 101439 - Ing. de Minas.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:575905908

Fecha de entrega

7 abr 2026, 6:34 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

7 abr 2026, 6:36 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

Tesis Final - JON HERRERA YUCRA 101439 - Ing. de Minas.pdf

Tamaño del archivo

5.5 MB

115 páginas

22.039 palabras

115.170 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 12 palabras)

Fuentes principales

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 8%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
139 caracteres sospechosos en N.º de página
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.

A mi querida familia y amigos,

Por estar conmigo en este camino...

Y en los que aún faltan por recorrer.

Agradecimientos

Agradezco a Dios por cuidarme y darme fuerzas durante todo este proceso. Se bien que trabajar en mina no es fácil ni mucho menos que tenemos la vida comprada, se bien que sin su protección no habría llegado hasta aquí.

A mi familia, que siempre ha sido mi apoyo incondicional. Mas a mi hijo Stefan Alaric, que es la luz que me guía y la fuerza que me levanta cada vez, todo este esfuerzo lo hice pensando en él.

A mis compañeros de trabajo, con quienes compartí no solo jornadas pesadas, amonestaciones verbales, amonestaciones escritas, suspensiones, sino también aprendizajes, errores y buenos momentos. Gracias por enseñarme desde el primer día, por corregirme cuando fue necesario, con palabras duras o suaves, pero siempre con la intención de que aprenda, ustedes saben mejor que nadie lo que cuesta trabajar en mina, por eso les tengo un respeto enorme.

Y sé que cuando quienes me conocen lean esto, me dirán “¡Ya era hora!” en vez del clásico “Felicidades” ... Gracias!

Introducción

En la minería subterránea, los procesos de perforación y voladura son primordiales para garantizar la eficiencia operativa y la rentabilidad económica. Sin embargo, en la unidad Minera Lincuna S.A. (Lincuna S.A.), específicamente en las galerías de la zona de Coturcan, se ha identificado un bajo rendimiento operativo, caracterizado por un avance promedio de 2.8 metros por disparo y un elevado consumo de explosivos. Esta situación incrementa los costos y reduce la productividad, motivando la búsqueda de soluciones técnicas basadas en metodologías comprobadas.

Bajo este contexto, este trabajo se orienta a perfeccionar el diseño de la malla de perforación y el consumo de explosivos, fundamentando dicha optimización en los principios propuestos de Roger Holmberg (1982), enfoque reconocido por su capacidad para diseñar mallas de perforación y cargas explosivas precisas. El objetivo principal es incrementar el avance por disparo y reducir el consumo de insumos, evaluando el impacto desde una perspectiva técnico-económica.

La investigación adopta un enfoque experimental, comparando 15 ciclos operativos antes y después de rediseñar la malla en las galerías de estudio. Los resultados obtenidos demuestran una mejora del 11% en el avance lineal y una reducción significativa en el uso de explosivos, validando la efectividad del modelo para estandarizar procesos en condiciones geomecánicas similares.

Resumen

La presente investigación aborda el bajo rendimiento operativo en los procesos de perforación y voladura en la zona Coturcan de la Unidad Minera Lincuna S.A., donde se registraba un avance promedio de 2.8 metros por disparo y un elevado consumo de explosivos (75 kg. Por disparo). El objetivo general fue diseñar e implementar una propuesta de mejora basada en el modelo matemático de Roger Holmberg para optimizar estos parámetros técnicos y económicos. La metodología adoptada fue de tipo aplicada y experimental, comparando 15 ciclos operativos antes y después del rediseño de la malla de perforación en las galerías. Los resultados obtenidos demostraron una mejora significativa del 11% en el avance real por disparo, incrementando de 2.79 a 3.11 metros. Asimismo, se logró una reducción del 7.6% en el consumo de explosivos, bajando a 69.29 kg por disparo, lo que generó un impacto económico positivo con ingresos adicionales de \$28,064.02. Se concluye que la estandarización de procesos mediante el modelo de Holmberg es eficaz para mejorar la productividad y reducir costos en operaciones con características geomecánicas similares (RMR de 45), validando su utilidad técnica en la minería subterránea.

Palabras Clave: Roger Holmberg, Perforación, Voladura, Eficiencia operativa, Minería subterránea

Abstract

The present research addresses the low operational performance in drilling and blasting processes in the Coturcan area of the Lincuna S.A. Mining Unit, where an average advance of 2.8 meters per blast and high explosive consumption (75 kg per blast) were recorded. The general objective was to design and implement an improvement proposal based on Roger Holmberg's mathematical model to optimize these technical and economic parameters. The methodology adopted was applied and experimental, comparing 15 operational cycles before and after the redesign of the drilling pattern in the GL 0370 gallery. The results obtained showed a significant improvement of 11% in the actual advance per blast, increasing from 2.79 to 3.11 meters. Likewise, a 7.6% reduction in explosive consumption was achieved, dropping to 69.29 kg per blast, which generated a positive economic impact with additional income of \$28,064.02. It is concluded that process standardization through the Holmberg model is effective in improving productivity and reducing costs in operations with similar geomechanical characteristics (RMR of 45), validating its technical utility in underground mining.

Keywords: Roger Holmberg, Drilling, Blasting, Operational efficiency, Underground mining

Índice general

Dedicatoria	2
Agradecimientos.....	3
Introducción	4
Resumen	5
Abstract	6
Capítulo I	12
Planteamiento del problema.....	12
I.1. Descripción de la Realidad del Problema	12
I.2. Formulación del Problema.....	14
I.2.1. Problema General.....	14
I.2.2. Problemas Específicos	15
I.3. Objetivos de la Investigación.....	15
I.3.1. Objetivo General.....	15
I.3.2. Objetivos Específicos	15
I.4. Justificación de la Investigación	15
I.4.1. Justificación Técnica	15
I.4.2. Justificación Operacional.....	16
I.4.3. Justificación Económica	16
I.5. Delimitación de la Investigación	16
I.5.1. Delimitación Temporal	16
I.5.2. Delimitación Espacial.....	16

I.6.	Formulación de la Hipótesis	17
I.6.1.	<i>Hipótesis General</i>	17
I.6.2.	<i>Hipótesis Específicas</i>	17
I.7.	Variables e Indicadores	17
I.7.1.	<i>Operacionalización de Variables</i>	17
Capítulo II.....		18
Metodología de la Investigación.....		18
II.1.	Tipo de Investigación.....	18
II.2.	Nivel de Investigación	18
II.3.	Población.....	19
II.4.	Muestra	19
II.5.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	19
II.5.1.	<i>Técnicas Directas (Recolección en Campo)</i>	19
II.5.2.	<i>Técnicas Documentales (Datos Secundarios)</i>	19
II.5.3.	<i>Instrumentos de Recolección de Datos</i>	20
II.6.	Procesamiento de Datos	21
II.6.1.	<i>Estadística descriptiva</i>	21
II.6.2.	<i>Análisis comparativo</i>	21
II.6.3.	<i>Análisis de costos</i>	21
II.6.4.	<i>Validación de la técnica</i>	21
Capítulo III.....		22

Marco Teórico y Conceptual.....	22
III.1. Antecedentes de la Investigación.....	22
III.1.1. Antecedentes Internacionales	22
III.1.2. Antecedentes Nacionales	23
III.1.3. Antecedentes Locales.....	25
III.2. Bases Teóricas.....	26
III.2.1. Modelo Matemático de Roger Holmberg	26
III.2.2. Índice de Calidad de Roca (RQD).....	42
III.2.3. Sistema Rock Mass Rating (RMR).....	43
III.2.4. Índice de Resistencia Geológica (GSI).....	45
III.2.5. Consumo Específico de Explosivo (CE)	47
III.2.6. Constante de Roca (c).....	48
III.3. Marco Conceptual.....	48
III.3.1. Minería	48
III.3.2. Galería.....	48
III.3.3. Geomecánica	48
III.3.4. Carga Especifica	48
III.3.5. Cara Libre	49
III.3.6. Explosivos	49
III.3.7. Emulsiones Explosivos (Sensibles al fulminante).....	49
III.3.8. Métodos de Explotación	49

III.3.9. <i>Simpatía</i>	49
III.3.10. <i>Accesorios de Voladura</i>	49
III.3.11. <i>Densidad de la Roca</i>	50
III.3.12. <i>Perforación</i>	50
III.3.13. <i>Voladura</i>	50
III.4. Marco Contextual.....	50
III.4.1. <i>Ámbito General del Área de Estudio del Proyecto</i>	51
III.4.2. <i>Geología del Yacimiento</i>	53
III.4.2.1. <i>Geología Local</i>	57
III.4.2.2. <i>Geología Coturcan</i>	58
III.4.2.3. <i>Geología Económica</i>	61
III.4.2.4. <i>Descripción del Método de Explotación - Coturcan</i>	62
III.4.2.5. <i>Operaciones Unitarias</i>	67
Capitulo IV.....	77
Propuesta de Mejora en los Parámetros de Perforación y Voladura en Galerías	77
IV.1. Aplicación del Modelo Matemático de Roger Holmberg.....	77
IV.1.1. <i>Diámetro Equivalente de los Taladros de Alivio (Φ_e)</i>	79
IV.1.2. <i>Longitud de Taladro con Respecto al Diámetro Equivalente (L)</i>	79
IV.1.3. <i>Longitud de Avance Requerido por Disparo L1</i>	79
IV.1.4. <i>Error de Perforación (ψ)</i>	79
IV.1.5. <i>Diseño de Arranque</i>	80

IV.1.6.	<i>Diseño para el Primer Cuadrante</i>	85
IV.1.7.	<i>Diseño para los Sigüientes Cuadrantes</i>	88
IV.2.	Diseño de la Malla de Perforación Propuesta	89
IV.3.	Tablas de Resumen	92
IV.4.	Costo de Sostenimiento.....	94
IV.5.	Costo de Limpieza y Acarreo (Scoop 4.2 yd3).....	94
IV.6.	Costo de Mano de Obra (MO)	95
Capitulo V	96
Resultados y Discusión	96
V.1.	Cuadros Comparativos.....	96
V.1.1.	<i>Análisis Comparativo de Perforación</i>	96
V.1.2.	<i>Análisis Comparativo de Voladura</i>	97
V.2.	Análisis Comparativo de Costos.....	98
V.2.1.	<i>Análisis comparativo en costos de perforación</i>	98
V.2.2.	<i>Análisis comparativo en costos de voladura</i>	99
V.2.3.	<i>Análisis comparativo del factor del avance por disparo</i>	100
V.3.	Evaluación de Económica.....	100
Conclusiones	103
Recomendaciones	104
Referencias Bibliográficas	105
Anexos	106

Capítulo I

Planteamiento del problema

I.1. Descripción de la Realidad del Problema

El sector minero constituye un pilar estratégico para el crecimiento económico del Perú, actuando como un motor que impulsa el desarrollo mediante la generación de ingresos y beneficios fiscales para la nación. Debido a ello es la exigencia de las empresas mineras de contar con profesionales que logren minimizar costos e incrementar utilidades y que estos estén comprometidos con la seguridad y el progreso de nuestro país.

Hoy en día, el desafío crítico en el sector minero radica en la deficiencia de sus ciclos operativos; específicamente, alcanzar la máxima eficiencia en el avance lineal tras cada voladura se considera el factor más determinante para el éxito del proyecto.

Actualmente en la Unidad Minera LINCUNA S.A. cuenta con 3 zonas de producción de mineral, los cuales son HERCULES, COTURCAN y CARIDAD. De las zonas

mencionadas, la de mayor producción, con más del 50% de aportación es COTURCAN, por ende, la exigencia en cuanto a seguridad y producción son altas.

La unidad operativa COTURCAN, perteneciente a la Compañía Minera Lincuna S.A., enfrenta desafíos críticos relacionados con la baja eficiencia en las voladuras de sus frentes de avance. Esta deficiencia operativa limita el progreso de las labores de desarrollo minero, obteniendo solo un avance promedio de 2.8 metros por disparo con una barra de perforación de 12 pies, obteniendo un factor de carga elevado, generando pérdidas económicas como son: las horas hombre, aceros de perforación, horas máquina y consumo de explosivo.

En el proceso de perforación en las labores de desarrollo con jumbo electrohidráulico se observó que la malla de perforación utilizado varía según el operador a su criterio, no siguiendo ningún modelo matemático para su ejecución, por lo cual además de tener un factor de carga deficiente también se tiene una sobre excavación de la labor en un 15% o mayor, haciendo que también se genere un costo adicional en tema de limpieza de carga y sostenimiento de la labores, generando incluso, más pérdidas económicas.

Para el carguío de taladros se utiliza EMULNOR, además de los accesorios como son los faneles y carmex de 7 pies. En dicho proceso los maestros cargadores junto con el jefe de guardia realizan el pedido del explosivo y accesorios en el polvorín principal, pero muchas veces solo se asume el número de taladros según su experiencia, por ende, cuando llegan a la labor puede ser que haya más o menos taladros de lo que se proyectaron, lo que nos lleva a un exceso en el consumo de explosivo. En caso de haber pedido un exceso de explosivo se evidencio que este lo utilizan en los taladros de la corona, hastiales o en el arranque, de ahí el alto consumo de explosivo en el frente.

Figura 1

Material explosivo remanente de los frentes de disparo



Nota. Esta fotografía corresponde al explosivo devuelto a polvorín principal al no ser utilizado en los frentes programados. Fotografía propia.

Los programas de las labores de desarrollo son tan importantes como el programa de producción porque si no damos importancia en el desarrollo y profundización de la mina llegara un momento de deficiencia de mineral lo cual llevaría a una parada de la planta concentradora.

Para evitar este tipo de panoramas, en CIA MINERA LINCUNA S.A. se realizó el presente estudio para presentar una propuesta de mejora en la perforación y voladura en galerías de la zona coturcan, buscando identificar la incidencia de los parámetros de perforación y voladura en la ejecución de galerías.

I.2. Formulación del Problema

I.2.1. Problema General

¿De qué manera la propuesta de mejora en los parámetros de perforación y voladura optimiza la eficiencia operativa y la rentabilidad económica en la zona Coturcan?

1.2.2. Problemas Específicos

- a) ¿Cómo influye el diseño de la nueva carga específica en la reducción del consumo de explosivos?
- b) ¿En qué medida la estandarización de la malla de perforación impacta en la calidad del disparo y la reducción de costos de sostenimiento?
- c) ¿Cuál es el impacto de la optimización integral de los ciclos de minado en la rentabilidad económica por metro lineal?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo General

Establecer una propuesta de mejora en los parámetros de perforación y voladura para optimizar la eficiencia operativa y rentabilidad económica en la zona Coturcan.

1.3.2. Objetivos Específicos

- a) Determinar el impacto del rediseño de la carga específica mediante el modelo de Roger Holmberg en la reducción del consumo de explosivos por disparo.
- b) Evaluar la influencia de la malla de perforación estandarizada en la calidad del disparo y la reducción de los costos de sostenimiento
- c) Analizar la rentabilidad económica total de la propuesta mediante la optimización de los ciclos de minado.

1.4. Justificación de la Investigación

El presente trabajo de investigación se justifica de 3 maneras, tanto en el aspecto técnico, operaciones y económico detallados a continuación:

1.4.1. Justificación Técnica

Mediante el empleo del algoritmo de Roger Holmberg, se logró reestructurar el diseño de la malla y la carga explosiva, lo que resulto en un incremento del 11.8%, en la eficiencia

del avance lineal por cada ciclo de voladura, al mejorar la distribución de los taladros se minimiza la sobre excavación reduciendo los costos asociados posteriores.

I.4.2. Justificación Operacional

Al incrementar el avance por disparo, se logra alcanzar la longitud necesaria de la galería para poder empezar la explotación de mineral en retirada, así evitar penalidades por incumplimiento de objetivos. Al tener una misma longitud de la galería se aplicaría menor cantidad de disparos que es directamente proporcional al tiempo de preparación del tajo.

I.4.3. Justificación Económica

Al ser una empresa contratista, los metros avanzados están ligados a la valorización mensual, puesto que el costo por metro lineal disminuye al requerir menos ciclos de trabajo para la longitud programada de la galería.

I.5. Delimitación de la Investigación

I.5.1. Delimitación Temporal

La recolección de datos se realizó entre octubre y noviembre del año 2024, cubriendo 15 ciclos de perforación y voladura antes y después de la implementación de la nueva malla usando el modelo matemático de Roger Holmberg, este plazo permite comparar resultados bajo condiciones operativas similares como son el equipo de trabajo, características geomecánicas y proceso de ejecución.

I.5.2. Delimitación Espacial

El presente trabajo de investigación se realizó en la galería GL 0370 de la zona coturcan, ubicado en el nivel 290 de la Unidad Minera Lincuna S.A. Esta zona presenta características geomecánicas homogéneas, esta labor fue elegida por presentar con más frecuencia los disparos deficientes.

I.6. Formulación de la Hipótesis

I.6.1. Hipótesis General

La propuesta de mejora en los parámetros de perforación y voladura optimizará significativamente la eficiencia operativa y la rentabilidad económica en la zona Coturcan.

I.6.2. Hipótesis Específicas

- El diseño de una nueva carga específica permitirá reducir el consumo de explosivos.
- La estandarización de la malla de perforación impactará positivamente en la calidad de disparo y en la reducción de costos de sostenimiento.
- La optimización integral reducirá el costo por metro lineal, generando una mayor utilidad por labor avanzada

I.7. Variables e Indicadores

I.7.1. Operacionalización de Variables

Tabla 1

Operacionalización de variables

Variable	Dimensión	Indicadores	Instrumentos de medición
Variable Independiente (VI): Optimización de los parámetros de perforación y voladura			
Optimización de los Parámetros de Perforación y Voladura	Diseño de Malla de Perforación	Malla de perforación	Reporte de Jumbo
		Burden y espaciamiento (m)	Plano de diseño de malla
		Diametro de taladro de alivio y producción (mm)	
	Carga Explosiva	Tipo de explosivo	Vale de salida de explosivo
		Secuencia de iniciación	Reporte de carguío
		Carga explosiva (kg/disparo)	
	Factor de carga (kg/m ³)		
Variable Dependiente (VD): Eficiencia Operativa y Rentabilidad Económica			
Eficiencia Operativa y Rentabilidad Económica	Eficiencia Técnica y Operativa	Avance real por disparo (m)	Reporte de operaciones
		Eficiencia de avance (%)	Medidor laser / Flexometro
		Sobre Rotura (%)	
		Calidad de Macizo Rocosó	Mapeo geomecánico
	Rentabilidad Económica del ciclo	Costo de Perf. Y Vol. (\$/m)	Precios unitarios
		Costo de Sostenimiento (\$/m)	Reporte de sostenimiento
		Costo de Limpieza y Acarreo (\$/m)	Reporte de scoop
	Rentabilidad Económica (\$/m)	Control de gestión mensual	

Nota. Esta tabla corresponde a la identificación y operacionalización de variables.

Elaboración propia basada en datos de campo.

Capitulo II

Metodología de la Investigación

II.1. Tipo de Investigación

El estudio llevado a cabo en el sector de COTURCAN, perteneciente a la unidad operativa Lincuna S.A., se clasifica bajo el siguiente modelo de investigación:

Aplicada, porque se utiliza el conocimiento teórico (Modelo Matemático de Roger Holmberg) para resolver un problema práctico en el Unidad Minera Lincuna S.A.

II.2. Nivel de Investigación

Esta investigación se sitúa en un nivel de carácter descriptivo y explicativo, en vista de que detalla las condiciones operativas vigentes y fundamenta de que manera las variaciones en el diseño de perforación impactan directamente en los costos y en la eficiencia del avance.

II.3.Población

El universo de estudio de esta investigación abarca la totalidad de los frentes de avance y galerías correspondientes a la zona de Coturcan, dentro de las operaciones de la Cia. Minera Lincuna S.A.”

II.4.Muestra

Se determinó un muestreo de carácter probabilístico, fundamentado en la selección de eventos de voladura bajo parámetros técnicos definidos, tanto en la etapa previa como posterior a la optimización de la malla. Durante el diagnóstico inicial, se evaluó una serie de 15 disparos continuos, recolectando datos críticos como el progreso lineal, la densidad de taladros, la profundidad taladrada y el factor de carga explosiva.

Posteriormente en la fase experimental se consideró 15 disparos con la nueva malla de perforación y voladura en donde al igual que las actividades anteriores se registró el avance por disparo, numero de taladros por disparo, longitud de perforación y consumo de explosivo, dentro de todos los datos obtenidos se evaluará el aspecto técnico y económico.

II.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

II.5.1. Técnicas Directas (Recolección en Campo)

Mediante la observación estructurada se monitorea y registra el proceso de perforación y voladura in situ verificando el paralelismo de los taladros con guidores, medir el avance real haciendo uso del distanciómetro laser dejando una contra anterior al disparo y documentar los datos obtenidos comparándolos con los registros operativos como el reporte de operador de jumbo, reporte de perforación y voladura del jefe de Guardia.

II.5.2. Técnicas Documentales (Datos Secundarios)

También se accedieron al historial de avances mensuales, reportes geomecánicas y con estos a los costos operativos en cuanto al consumo de explosivos y aceros de perforación.

Así como a los estándares de la empresa para el diseño de mallas de perforación y se utilizó el manual de EXSA para el uso de emulsiones.

II.5.3. Instrumentos de Recolección de Datos

Con el fin de recopilar la información necesaria, se utilizó un formato de registro técnico (Reporte de Perforación y Voladura). Este instrumento permitió documentar sistemáticamente los datos operativos y las variables de ingeniería vinculadas a ambas etapas del ciclo de minado.

a) Herramientas

- **Reportes operativos:** se utilizaron registros históricos de perforación y voladura proporcionados por el área de productividad de la contrata, que incluían datos como el avance real por disparo, número de taladros, consumo de explosivos y tiempo de perforación.
- **Mediciones directas:** Se empleó un distanciómetro laser para medir el avance real después de cada voladura y un flexómetro para verificar la alineación y profundidad de los taladros.
- **Fotografías:** Se documentó visualmente el estado del frente antes y después de la voladura.

b) Método de aplicación

El reporte de perforación y voladura se completó durante cada ciclo de perforación y voladura recopilando el número de taladros perforados, longitud de perforación, consumo de explosivo, avance real por disparo y observaciones sobre la fragmentación y la sobre rotura de labor. Se realizó el seguimiento continuo durante 15 disparos antes y después de implementar la nueva malla de perforación y voladura, asegurando la consistencia en las condiciones geomecánicas y operativas.

II.6. Procesamiento de Datos

Para el procesamiento de datos obtenidos anteriormente se utilizó el método de análisis, mediante técnicas cuantitativas para evaluar la eficacia de la nueva malla de perforación y voladura, detallándose en los siguientes pasos:

II.6.1. Estadística descriptiva

El procesamiento de datos incluyó el cálculo de medias aritméticas, desviaciones estándar y variaciones porcentuales. Esto permitió contrastar el rendimiento de avance lineal y el factor de carga antes y después de la optimización, además de evaluar la eficiencia de la voladura mediante la relación entre el progreso real y el diseño teórico.

II.6.2. Análisis comparativo

Se aplicó una prueba “t” de Student para determinar si las diferencias en avance y consumo de explosivos eran estadísticamente significativas.

II.6.3. Análisis de costos

Se compararon los costos operativos (perforación y explosivos) antes y después de la implementación, calculando el ahorro económico por metros ejecutado.

II.6.4. Validación de la técnica

Se contrastaron los resultados con los parámetros teóricos del modelo matemático de Roger Holmberg, verificando si los burden y espaciamientos aplicados generaron una fragmentación óptima.

Los datos se procesaron en Microsoft Excel para cálculos estadísticos básicos y gráficos comparativos, los resultados se compararon con los informes mensuales de avance del área de productividad.

Capítulo III

Marco Teórico y Conceptual

III.1. Antecedentes de la Investigación

III.1.1. Antecedentes Internacionales

- a) Tema: “Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros”

Autor: Oscar Eduardo Araya Arrio

Universidad: Universidad Nacional Andrés Bello

Año: 2018

Objetivo General: “Desarrollar la metodología de Roger Holmberg diseñando la frente de un túnel. Explicando paso a paso su desarrollo y analizar sus resultados y variables importantes en un caso ficticio construido a partir de información de diferentes casos que sean útiles para territorio nacional evaluando su utilidad”

Conclusión: “El desarrollo de esta tesis da una idea de que factores hay que tener en consideración al diseñar una frente con esta metodología, es un método que hay que implementar analizando si el resultado obtenido fue el esperado e implementar mejoras en el diseño en el caso de que se aleje de los cálculos esperados.”

III.1.2. *Antecedentes Nacionales*

- a) Tema: “Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III.”

Autor: Br. Harry Alex Rivera Huirse

Universidad: Universidad Nacional del Altiplano

Año: 2019

Objetivo general: “Optimizar las operaciones de perforación y voladura en el túnel de la central hidroeléctrica San Gabán III, mediante la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg”

Conclusión: “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 con los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel”

- b) Tema: “Reducción de la sobre rotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la Unidad Minera de PARCOY de CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. – LA LIBERTAD”

Autor: Br. Nilo Castañeda Rojas

Universidad: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

Año: 2019

Objetivo general: “Reducir la sobre rotura para incrementar la profundización de la RP 2705, cumplir con la producción y avance requerido y disminuir los costos

unitarios en la zona norte – Balcón en la Unidad Minera de PARCOY de CMH S.A.”

Conclusión: “La voladura controlada precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobre rotura de 15.33% a 6.79% en promedio de 30 disparos, y con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó eficiencia de voladura de 94% con la cual se logró incrementar la profundización de la RP2705 y el cumplimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado de la Mina – Balcón.”

- c) Tema: “Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.5m*3m. en roca tipo II veta PAPAGAYO MINA PODEROS, 2017”

Autor: Br. Wilmer Ubemar Quezada Jacobo

Universidad: Universidad Nacional de Trujillo

Año: 2017

Objetivo general: “Realizar un análisis del actual diseño y aplicación de perforación y voladura en frentes para luego aplicar el método de Holmberg y optimizar estas operaciones unitarias”

Conclusión: “Se concluye que la aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg en el diseño de malla de perforación y voladura permite optimizar estas operaciones unitarias”

III.1.3. Antecedentes Locales

- a) Tema: “Optimización de la perforación y voladura mediante el modelo de Roger Holmberg en la zona minera de la región Cusco”

Autor: Br. Arapa, J. y Huaman, R.

Universidad: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

Año: 2021

Objetivo general: “Optimizar los parámetros de diseño de la malla de perforación y carga explosiva utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg para incrementar la eficiencia del avance lineal en labores de desarrollo subterráneo.”

Conclusión: “Se determinó que la aplicación rigurosa de las fórmulas de Holmberg para el cálculo del burden y espaciamiento, en función al diámetro del taladro de alivio, permitió un incremento del 12% en el avance real por disparo, reduciendo simultáneamente el factor de cargo en rocas de calidad media (RMR 45-55)”

- b) Tema: “Evaluación técnica de los parámetros de perforación y voladura para reducir costos operativos en minería subterránea”

Autor: Br. Quispe M.

Universidad: Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

Año: 2019

Objetivo general: “Evaluar la influencia de los parámetros técnicos de perforación y voladura en la estructura de costos operativos para proponer mejoras que optimicen el ciclo de minado.”

Conclusión: “El estudio concluyó que la falta de un diseño estándar de malla y excesivo error de perforación generaban un sobre-quebre (overbreak) del 18% mediante la implementación de un control de alineamiento y la redistribución de la

carga explosiva, se logró reducir los costos de limpieza y sostenimiento, mejorando la rentabilidad por metro avanzado”

III.2. Bases Teóricas

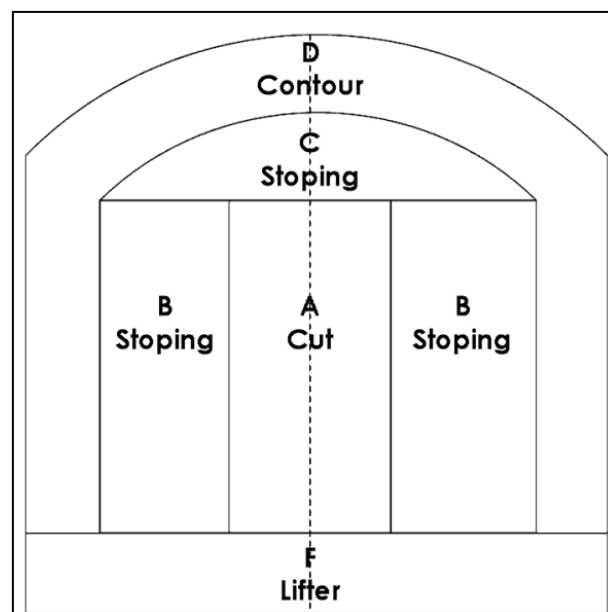
III.2.1. *Modelo Matemático de Roger Holmberg*

Como lo menciona Quispe (2017), Con el objetivo de simplificar las operaciones matemáticas en excavaciones subterráneas y túneles, la metodología de Holmberg fragmenta la cara de perforación en cinco áreas diferenciadas. Cada segmento requiere un análisis técnico particular para su dimensionamiento; dichas zonas se clasifican de la siguiente manera:

- A: Sección de corte (Cut)
- B: Sección de tajeo (Stoping Section)
- C: Sección de alza (Stoping)
- D: Sección de contorno (Contour)
- E: Sección de arrastre (Lifters)

Figura 2

Las cinco secciones de un frente de trabajo



Nota. Esta ilustración representa a un frente de ataque dividido en 5 secciones. Tomado de Academia, por Quispe J, 2017, *Algoritmo Holmberg*

El factor determinante para el éxito de la voladura en excavaciones subterráneas radica en la apertura de la cara libre inicial. Para dimensionar la carga explosiva necesaria, el modelo desarrollado por este autor propone un procedimiento de cálculo basado en la siguiente lógica:

- a) Cálculo para determinar el avance.
- b) Cálculo del corte (Cut).
- c) Primer cuadrante.
- d) Segundo cuadrante.
- e) Tercer cuadrante.
- f) Cuarto cuadrante.
- g) Cálculo de arrastres.
- h) Cálculos de taladros de contorno (piso).
- i) Cálculos de taladros de contorno (hastiales).

La metodología y procedimiento analítico desarrollados por Roger Holmberg se presentan como una herramienta óptima para el dimensionamiento y planificación de disparos en excavaciones bajo tierra y obras de túneles.

a) Cálculo para determinar el avance

➤ **Diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_e)**

Como lo menciona Araya (2018), Cuando el diseño contempla el uso de múltiples taladros de expansión en lugar de uno solo, este modelo permite simplificar el análisis tratándolos como una unidad. Para ello, se calcula un diámetro resultante que simula la integración de todos los taladros de alivio empleando la fórmula de equivalencia que se presenta a continuación:

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N} \quad \Rightarrow \text{Ec. 01}$$

Donde:

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

ϕ_a = Diámetro de los taladros de alivio (m)

N = Número de los taladros de alivio (unid.)”

➤ **Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente (L)**

De acuerdo con los planteamientos de Velarde (2017), la configuración de múltiples taladros de expansión y su correspondiente dimensión equivalente posibilitan alcanzar longitudes de perforación que se alinean con las proyección matemáticas del diseño.

$$L = 0.15 + 34.1 * (\phi_e) - 39.4 * (\phi_e)^2 \quad \Rightarrow \text{Ec. 02}$$

Donde:

L = Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

➤ **Longitud de avance requerido por disparo (L_1)**

Como lo menciona Velarde (2017), “Es la longitud que se debe alcanzar en la perforación de acuerdo con la longitud efectiva de barra que se está empleando y se asumirá como aceptable el 95% de eficiencia de voladura.”

$$L_1 = 95\% * L_0 \quad \Rightarrow \text{Ec. 03}$$

Donde:

L_1 = Longitud de taladro requerido (m)

L_0 = Longitud de barra efectiva (m)

➤ **Error de perforación (ψ)**

Según sostiene Quispe (2017), las imprecisiones durante la perforación impactan de forma crítica en la configuración de la malla. Estas desviaciones alteran las dimensiones del

burden y el espaciamiento, lo que degrada la calidad de la voladura al comprometer la fragmentación de la roca, el progreso lineal y el rendimiento general del ciclo.

Cuanto mayor error se tenga será menor la eficiencia de la voladura y viceversa.

Estos errores se calculan con la siguiente formula:”

$$\psi = (\alpha * L_1) + e \quad \Rightarrow \text{Ec. 04}$$

Donde:

ψ = Error de perforación.

L_1 = Profundidad del taladro

α = Desviación angular

e = Error de emboquille o empate

b) Cálculo de corte o Diseño de arranque

Como lo menciona Quispe (2017), “Debido a que las excavaciones subterráneas carecen inicialmente de superficies de alivio, más allá del propio frente de trabajo, la estrategia fundamental del disparo consiste en generar una cara libre artificial mediante el arranque. Una vez establecida esta cavidad inicial, el resto de los taladros de la malla actúan de forma secuencial para completar la sección de la labor.”

La ubicación del arranque influye directamente a la longitud de proyección y a la fragmentación de roca, así como al avance de la labor por disparo, mencionado lo anterior los arranques pueden clasificarse en dos grandes grupos:

➤ **Arranque con taladros en paralelo**

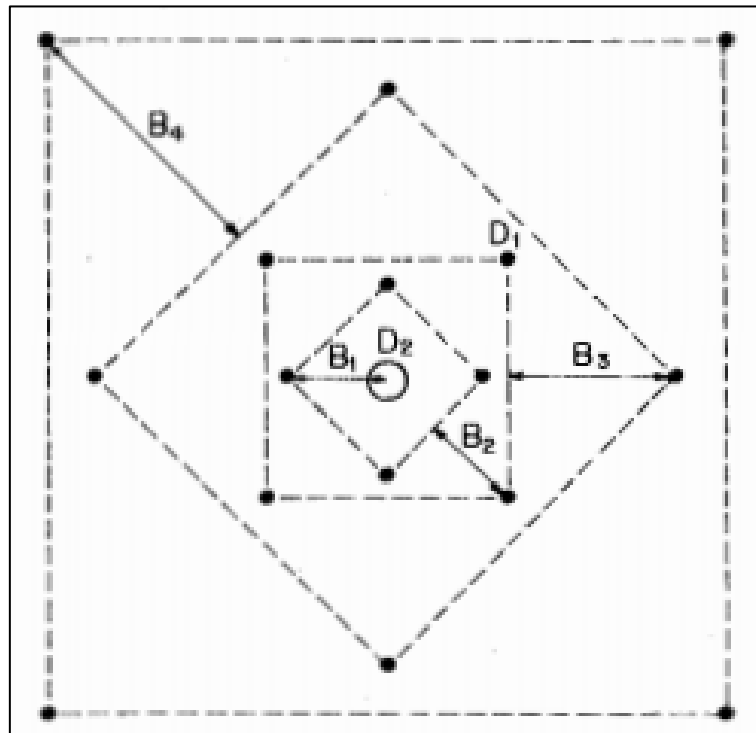
La perforación del arranque con taladros en paralelo son los más utilizados en la minería mecanizada en base a los equipos de perforación, los jumbos hidráulicos con uno o varios brazos cuentan con el paralelismo de su perforación.

➤ **Arranque con taladros en ángulo**

El arranque con taladros en ángulo poco a poco se está dejando de utilizar por su dificultad al realizarse, normalmente se realizan en labores pequeñas y convencionales.”

Figura 3

Arranque de cuatro secciones



Nota. Esta ilustración representa a un frente de ataque dividido en 5 secciones. Tomado de Academia, por Quispe J, 2017, *Algoritmo Holmberg*

Como lo menciona Kihlstrim (1987), “La distancia entre el taladro de alivio y los primeros taladros cargados no debe exceder a $1.7D^2$, donde D viene a ser el diámetro del taladro de alivio, Con el propósito de maximizar el desprendimiento del material y garantizar una fragmentación adecuada, se debe considerar que la rotura de la matriz rocosa está supeditada a las propiedades del agente explosivo seleccionado, así como a la separación precisa entre perforaciones de producción y taladros de alivio.

Al analizar la Ilustración 2, se observa lo siguiente:

Para burden mayores de $2D_2$ el ángulo de la salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los taladros.

Para burden menores a $2D_2$, la concentración de carga sería demasiado elevada y se producirá la compresión y fallo del arranque

Por tales motivos se recomienda que el burden se calcule según a la ecuación del burden equivalente máximo.”

➤ **Burden equivalente máximo ($B_{e\ max.}$)**

Como lo menciona Quispe (2017), “El burden equivalente se define como la separación medida entre los centros del diámetro resultante y el taladro con carga. Para determinar este valor, se aplica la expresión matemática que se detalla a continuación:”

$$B_{e\ max.} = \frac{\pi * \phi_e}{2} \quad \Rightarrow \text{Ec. 05}$$

Donde:

$B_{e\ max.}$ = Burden equivalente máximo (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

➤ **Burden practico (B_p)**

$$B_p = B_{e\ max.} - \psi \quad \Rightarrow \text{Ec. 06}$$

Donde:

B_p = Burden practico en el arranque

$B_{e\ max.}$ = Burden equivalente máximo en el arranque

ψ = Error de perforación

➤ **Ancho de abertura (A_{h0})**

i. **Cálculo del burden practico “a” ($B_{p(a)}$)**

$$B_{p(a)} = B_p - 0.05 \quad \Rightarrow \text{Ec. 07}$$

Donde:

$B_{p(a)}$ = Burden practico "a" (m)

B_p = Burden practico (m)

ii. Cálculo del burden practico "b" ($B_{p(b)}$)

$$B_{p(b)} = B_p + 0.08 \quad \Rightarrow \text{Ec. 08}$$

Donde:

$B_{p(b)}$ = Burden practico "b" (m)

B_p = Burden practico (m)

iii. Cálculo de la longitud de X_a

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{p(a)} \quad \Rightarrow \text{Ec. 09}$$

Donde:

X_a = Longitud medida desde el centro hacia el arranque (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

$B_{p(a)}$ = Burden practico "a" (m)

iv. Cálculo de la longitud de X_b

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{p(b)} \quad \Rightarrow \text{Ec. 10}$$

Donde:

X_b = Longitud medida desde el centro hacia el arranque (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

$B_{p(b)}$ = Burden practico "b" (m)

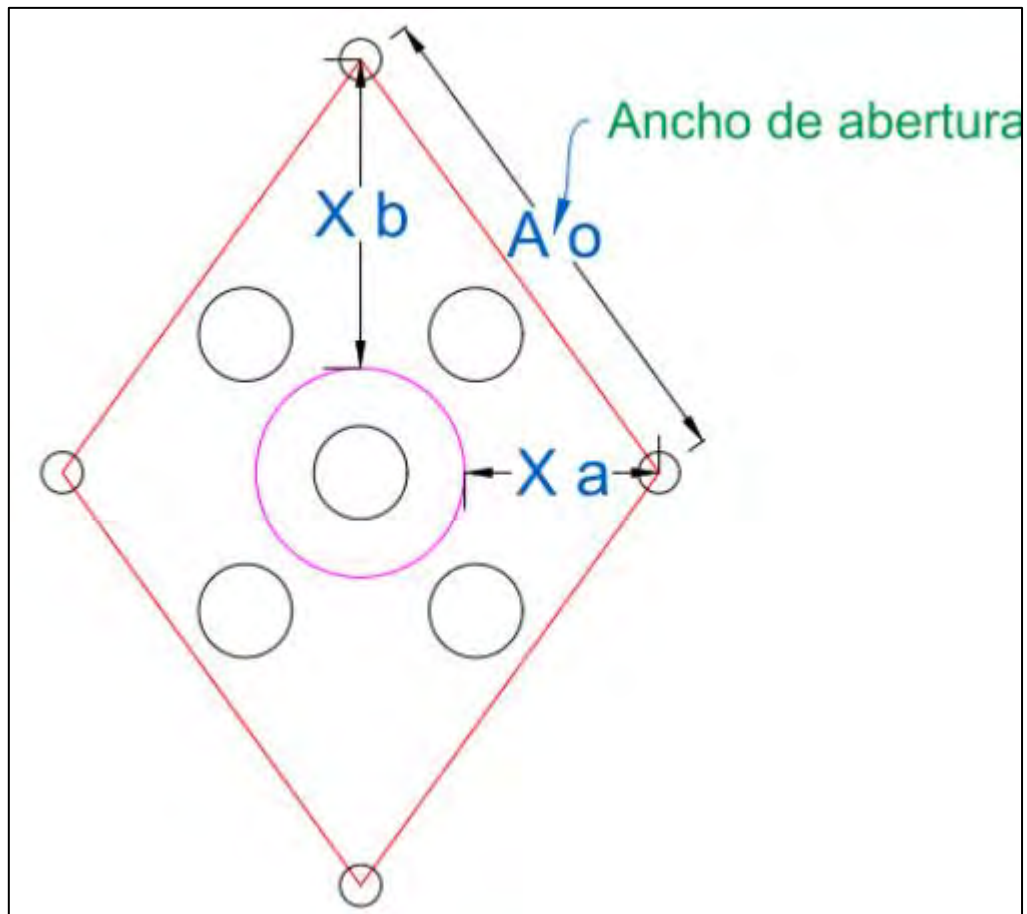
➤ **Cálculo del ancho de abertura (A_{h0})**

Como lo menciona Quispe (2017), "El ancho de abertura se define como la cavidad de los taladros de arranque que se genera con la voladura, la cual quedara una cara libre luego de la detonación de los 4 primeros taladros cargados.

Según la ilustración N°04 se comprende la forma de determinar el ancho de abertura."

Figura 4

Ancho de abertura



Nota. Esta ilustración representa la distancia referencial del ancho de abertura. Tomado de “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA Minera ARES S.A.C. – U.O. ARCATA” por Velar E., 2017, Ancho de Abertura.

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \Rightarrow \text{Ec. 11}$$

Donde:

A_{h0} = Ancho de abertura de los taladros de arranque

X_a = Longitud medida desde el eje del taladro de alivio

X_b = Longitud medida desde el eje del taladro de alivio

➤ **Cálculo de la constante de roca (C) – formula sueca**

Como menciona Arrio (2018), “La constante de roca es un factor que se propone por Langefors para representar la influencia de la roca, para los diseños de tronadura se usa un valor de la constante de 0.4 kg/m3. En 1974, Larson expuso que este valor puede variar 25 %. El valor de la constante se extrae de la siguiente ecuación:”

$$C = 0.8784 * CE + 0.052 \quad \Rightarrow \text{Ec. 13}$$

Donde:

C = Constante de roca

CE = Consumo específico de explosivo (kg/m3)

➤ **Consumo específico de explosivo por Ashby. (CE)**

Como menciona Arrio (2018), “De aquí se desprende el consumo específico de explosivos (kg/m3), valor que se puede obtener de la fórmula modificada de Ashby:”

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}} \quad \Rightarrow \text{Ec. 12}$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivo

ρ_r = Densidad de roca (dato del área de geomecánica)

GSI = Índice de resistencia geológica (dato del área de geomecánica)

RQD = Designación de calidad de roca (dato del área de geomecánica)

➤ **Densidad de carga en el arranque (q_0)**

Como lo menciona Quispe (2017), “Se define como el volumen de energía explosiva alojada en una perforación específica dentro de su área de influencia. Se establece que la

densidad de carga alcanza la unidad cuando el taladro es ocupado totalmente por el explosivo, sin presencia de espacios de aire; este valor se determina mediante la expresión:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_0 * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_0}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{RWS_{Anfo}} \quad \Rightarrow \text{Ec. 14}$$

Donde:

q_0 = Densidad de carga en el arranque (kg/m)

ϕ_0 = Diámetro de taladro de producción (m)

ϕ_e = Diámetro equivalente (m)

B_e = Burden equivalente (m)

C = Constante de roca (kg/m³)

RWS_{Anfo} = Potencia relativa por peso con respecto al anfo.

➤ **Longitud de taco (L_{Taco})**

$$L_{Taco} = 10 * \phi_0 \quad \Rightarrow \text{Ec. 15}$$

Donde:

L_{Taco} = Longitud de taco (m)

ϕ_0 = Diámetro de taladro de producción (m)

➤ **Longitud de carga en el arranque (L_C)**

Se refiere a la longitud del taladro que estará cargado con el explosivo calculándose con la siguiente formula:

$$L_C = L - L_{Taco} \quad \Rightarrow \text{Ec. 16}$$

Donde:

L_C = Longitud cargada por taladro en arranque (m)

L = Longitud total del taladro (m)

L_{Taco} = Longitud de taco o material inerte (m)

➤ **Masa explosiva por taladro en arranque (Q_e)**

$$Q_e = q_0 * L_C \quad \Rightarrow \text{Ec. 17}$$

Donde:

Q_e = Masa de explosivo por taladro (kg. /tal.)

L_C = Longitud carga por taladro en arranque (m)

q_0 = Densidad de carga en el arranque (kg/m)

➤ **Numero de cartuchos por taladro en arranque** $\left(N^{\circ}_{\frac{Cart.}{Tal.}} \right)$

$$N^{\circ}_{\frac{Cart.}{Tal.}} = \frac{Q_e}{Kg.de\ explosivo\ por\ cartucho} \quad \Rightarrow \text{Ec. 18}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\frac{Cart.}{Tal.}}$ = Cantidad de cartuchos por taladro (unidad/taladro)

Q_e = Masa de explosivo por taladro (kg. /tal.)

c) Cálculos para el primer cuadrante

Como lo menciona Quispe (2017), “Para estos calculo se considera que ya existe una abertura o cara libre de ancho (A_{h0}) y la concentración lineal de explosivo en el arranque (q_0), con estos datos se calculara Burden máximo en el primer cuadrante.”

➤ **Burden máximo en el primer cuadrante** (B_{max-1})

$$B_{max-1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}} \quad \Rightarrow \text{Ec. 19}$$

Donde:

B_{max-1} = Burden máximo en el primer cuadrante (m)

A_{h0} = Ancho de abertura en el arranque (m)

q_0 = Densidad de carga en el arranque (kg/m)

RWS_{Anfo} = Potencia relativa por peso con respecto al anfo (1.02) (El explosivo utilizado es el EMULNOR 3000 1 ¼” x 8”)

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción (m)

C = Constante de roca

➤ **Burden practico en el primer cuadrante (B_{p1})**

Se define el burden practico como la magnitud lineal empleada para proyectar el esquema de perforación en el cuadrante inicial, tomando como referencia el ancho de la cavidad generada en el arranque

$$B_{p1} = B_{max-1} - \psi \quad \Rightarrow \text{Ec. 20}$$

Donde:

B_{p1} = Burden practico en el primer cuadrante (m)

B_{max-1} = Burden máximo en el primer cuadrante (m)

ψ = Error de perforación

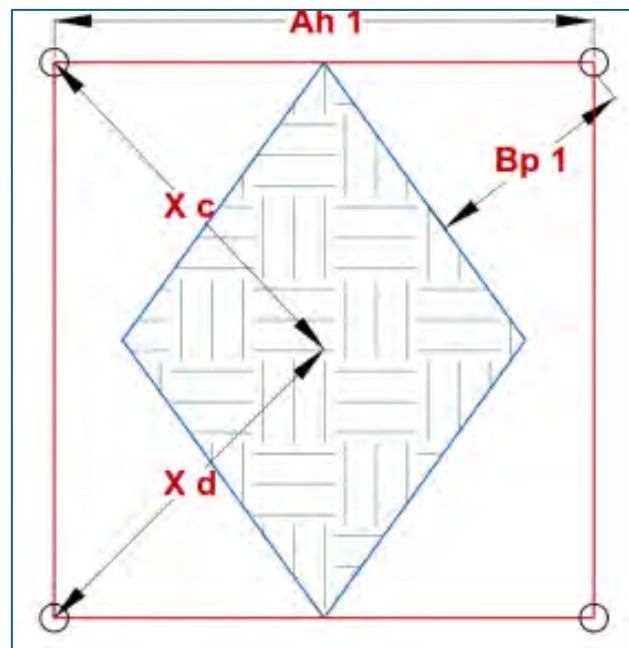
➤ **Ancho de abertura en el primer cuadrante (A_{h1})**

i. Cálculo de longitud de X_c y X_d

Es la longitud desde en ancho de abertura del arranque hacia la esquina del primer cuadrante, tal como se muestra en la ilustración:

Figura 5

Burden practico y ancho de abertura en el primer cuadrante



Nota. Esta ilustración representa la distancia referencial del burden practico y ancho de abertura en el primer cuadrante. Tomado de “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA Minera ARES S.A.C. – U.O. ARCATA” por Velar E., 2017, Ancho de Abertura.

Las longitudes de X_c y X_d se calculan con la siguiente formula:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad \Rightarrow \text{Ec. 21}$$

Donde:

X_c y X_d = Longitud desde el A_{h0} hacia la esquina del primer cuadrante (m)

A_{h0} = Longitud de abertura en el arranque (m)

B_{p1} = Burden practico en el primer cuadrante (m)

ii. Cálculo del ancho de abertura en el primer cuadrante

Una vez que se determina los valores de X_c y X_d se procede a hallar el valor del ancho de abertura en el primer cuadrante con la siguiente formula:

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \Rightarrow \text{Ec. 22}$$

Donde:

A_{h1} = Ancho de abertura en el primer cuadrante (m)

X_c y X_d = Longitud desde el A_{h0} hacia la esquina del primer cuadrante (m)

➤ **Densidad de carga en el primer cuadrante (q_1)**

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max-1}}{RWS_{Anfo} * \sin\left(\tanh^{-1}\left(\frac{A_{h0}}{2 * B_{max-1}}\right)^{1.5}\right)} \quad \Rightarrow \text{Ec. 23}$$

Donde:

q_1 = Densidad de carga en el primer cuadrante (kg/m)

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción (m)

B_{max-1} = Burden máximo en el primer cuadrante (m)

C = Factor de roca

RWS_{Anfo} = Potencia relativa por peso respecto al anfo

A_{h0} = Ancho de abertura en el arranque (m)

➤ **Masa de explosivo por taladro en el primer cuadrante (Q_{e1})**

En la cantidad de explosivo por taladro en el primer cuadrante y se halla con la siguiente formula:

$$Q_{e1} = q_1 * L_c \quad \Rightarrow \text{Ec. 24}$$

Donde:

Q_{e1} = Masa de explosivo por taladro (kg)

q_1 = Densidad de carga en el primer cuadrante (kg/m)

L_c = Longitud cargada del taladro (m)

➤ **Numero de cartuchos por taladro en el primer cuadrante $\left(\frac{N^o_{Cart}}{Tal} 1\right)$**

$$N_{\frac{\text{cart}}{\text{Tal}}}^{\circ} \mathbf{1} = \frac{Q_{e1}}{\text{Kg.de explosivo por cartucho}} \Rightarrow \text{Ec. 25}$$

Donde:

$N_{\frac{\text{cart}}{\text{Tal}}}^{\circ} \mathbf{1}$ = Cantidad de cartuchos cargados por taladro (unidades)

Q_{e1} = Masa de explosivo por taladro (kg)

d) Cálculos para el “n-esimo” cuadrante

➤ Burden máximo en el n-esimo cuadrante

$$B_{max-n} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h(n-1)} * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}} \Rightarrow \text{Ec. 26}$$

Donde:

B_{max-n} = Burden máximo en el n-simo cuadrante (m)

$A_{h(n-1)}$ = Ancho de abertura en el (n-1) cuadrante (m)

q_0 = Densidad de carga en el arranque (kg/m)

RWS_{Anfo} = Potencia relativa por peso con respecto al anfo

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción (m)

C = Constante de roca

➤ Burden practico en el n-simo cuadrante

$$B_{p(n)} = B_{max-n} - \psi \Rightarrow \text{Ec. 27}$$

Donde:

$B_{p(n)}$ = Burden practico en el n-simo cuadrante (m)

B_{max-n} = Burden máximo en el n-simo cuadrante (m)

ψ = Error de perforación

➤ Ancho de abertura en el n-simo cuadrante

$$X_i = X_j = \frac{A_{h(n-1)}}{2} + B_{p(n)} \Rightarrow \text{Ec. 28}$$

Donde:

X_i y X_j = Longitud desde el $A_{h(n-1)}$ hacia la esquina del n-simo cuadrante

$A_{h(n-1)}$ = Longitud de abertura en el (n-1) cuadrante (m)

$B_{p(n)}$ = Burden practico en el n-simo cuadrante (m)

$$A_{h(n)} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2} \quad \Rightarrow \text{Ec. 29}$$

Donde:

$A_{h(n)}$ = Ancho de abertura en el n-simo cuadrante (m)

X_i y X_j = Longitud desde el $A_{h(n-1)}$ hacia la esquina del n-simo cuadrante

➤ **Densidad de carga en el n-simo cuadrante**

$$q_n = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max-n}}{RWS_{Anfo} * \sin\left(\tanh^{-1}\left(\frac{A_{h(n-1)}}{2 * B_{max-n}}\right)^{1.5}\right)} \quad \Rightarrow \text{Ec. 30}$$

Donde:

q_n = Densidad de carga en el n-simo cuadrante (kg/m)

ϕ_0 = Diámetro del taladro de producción (m)

B_{max-n} = Burden máximo en el n-simo cuadrante (m)

C = Factor de roca

RWS_{Anfo} = Potencia relativa por peso respecto al anfo

$A_{h(n-1)}$ = Ancho de abertura en el (n-1) cuadrante (m)

➤ **Masa de explosivo por taladro en el n-simo cuadrante**

$$Q_{e(n)} = q_{(n)} * L_c \quad \Rightarrow \text{Ec. 31}$$

Donde:

$Q_{e(n)}$ = Masa de explosivo por taladro en el n-simo cuadrante(kg)

$q_{(n)}$ = Densidad de carga en el n-simo cuadrante (kg/m)

L_c = Longitud cargada del taladro (m)

➤ **Numero de cartuchos por taladro en el n-simo cuadrante**

$$N_{\frac{Cart}{Tal}}^o \mathbf{1} = \frac{Q_{e1}}{Kg.de\ explosivo\ por\ cartucho} \Rightarrow Ec. 32$$

Donde:

$N_{\frac{Cart}{Tal}}^o (n)$ = Numero de cartuchos por taladro en el n-simo cuadrante (unidades)

$Q_{e(n)}$ = Masa de explosivo por taladro en el n-simo cuadrante (kg)

➤ **Validación de datos para más cuadrantes**

Como lo menciona (Quispe, 2017), “Para el cálculo de los siguientes cuadrantes se debe comprobar la longitud del ancho de abertura del último cuadrante no debe exceder a la raíz cuadrada de la profundidad del taladro.

$$Ah_i \leq \sqrt{L} \Rightarrow Ec. 33$$

Si sucede lo contrario indica que ya no se debe diseñar más cuadrantes en el frente”.

III.2.2. Índice de Calidad de Roca (RQD)

Como lo menciona España (1987), Resulta fundamental medir la solidez del macizo rocoso para establecer un lenguaje técnico uniforme que facilite el intercambio de datos y la creación de lineamientos en ingeniería de rocas. En este contexto, el RQD (Rock Quality Designation) destaca como uno de los indicadores más utilizados para determinar la integridad estructural de la formación rocosa.

Tabla 2

Interpretación de valores de RQD

Descripción del Índice de Calidad de Roca	Valor del RQD
Muy Pobre	0 - 25
Pobre	25 - 50
Regular	50 - 75
Buena	75 - 90
Excelente	90 - 100

Nota. Esta ilustración representa la distancia referencial del ancho de abertura. Tomado de “Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las

incidencias de voladuras deficientes en CIA Minera ARES S.A.C. – U.O. ARCATA” por Velarde E., 2017, Ancho de Abertura.

Este indicador se fundamenta en el registro de la densidad de discontinuidades naturales halladas en el macizo rocoso según la línea de medición. Existe una relación inversamente proporcional entre ambos factores: a mayor presencia de fracturas, menor será la valoración porcentual del RQD.

III.2.3. Sistema Rock Mass Rating (RMR)

El sistema de clasificación geomecánica Rock Mass Rating (RMR), desarrollado por Z.T. Bieniawski en 1973 y actualizado en 1989, es una de las herramientas más utilizadas en la minería subterránea para estimar la calidad del macizo rocoso y determinar los requerimientos de sostenimiento y parámetros de voladura. Según Bieniawski (1989), el sistema RMR se basa en la suma ponderada de cinco parámetros básicos que describen el estado físico y estructural de la roca.

A continuación, se detallan estos parámetros aplicados al contexto de las galerías en la Unidad Minera Lincuna S.A., donde se ha determinado un valor de RMR de 45, correspondiente a una roca de calidad “Regular” (Clase III):

- **Resistencia Compresiva de la Roca Intacta:** Este parámetro mide la capacidad de la matriz rocosa para resistir cargas antes de fallar. En el área de estudio, la roca presenta una resistencia que influye directamente en la “Constante de Roca” del modelo de Holmberg, determinando la energía específica necesaria para la fragmentación.
- **Índice de Calidad de Roca (RQD):** El RQD es un indicador del grado de fracturamiento del macizo. Para la zona Coturcan, el valor registrado es del 58%, lo cual indica una roca de calidad aceptable, pero con presencia de bloques

definidos por las discontinuidades, lo que facilita el desplazamiento de bloques durante el disparo.

- **Condición de Discontinuidades:** Evalúa la rugosidad, apertura y relleno de las fracturas. La presencia de “panizo” (material arcilloso de alteración) en las juntas de la zona Coturcan reduce la fricción entre bloques, aumentando el riesgo de inestabilidad y requiriendo un diseño de voladura que no sobre excave las paredes.
- **Espaciamiento de Discontinuidades:** Se refiere a la distancia entre los planos de debilidad (juntas, diaclasas o fallas). En una roca con RMR 45, el espaciamiento suele ser moderados, lo que dicta el tamaño de la malla de perforación; una malla muy abierta es este tipo de roca podría generar bolones (fragmentos grandes).
- **Presencia de Agua Subterránea:** La condición hidrológica es crítica para la selección del explosivo. En las galerías, la presencia de agua influye en la cohesión de las discontinuidades y obliga al uso de agentes de voladura resistentes al agua, como las emulsiones encartuchadas.

Las integraciones de estos factores permiten clasificar el terreno como Clase III (RMR 41-60), lo que implica un tiempo de auto soporte limitado y una respuesta elasto-plástica ante la liberación de energía por el disparo, validando la necesidad e optimizar la malla de perforación para evitar daños estructurales al macizo remanente.

Tabla 3

Interpretación de los valores de RMR

Descripcion	RMR	Clase de Macizo Rocos
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Regular	41 - 60	III
Roca Mala	21 - 40	IV
Roca Muy Mala	0 - 20	V

Nota. Este cuadro corresponde a la clasificación del macizo rocoso según el RMR. Tomado de “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.” Por Osinergmin, 2017, Sistema RMR

III.2.4. Índice de Resistencia Geológica (GSI)

Siguiendo los criterios de Bieniawski (1989), este sistema de clasificación geomecánica analiza la competencia del terreno basándose en a la configuración geológica y el estado de las discontinuidades. Debido a su practicidad técnica, este método es ampliamente implementado en la minería peruana por las cuadrillas de operaciones.

El índice GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera practica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Es preciso indicar que el índice GSI se concibió inicialmente para determinar las variables del criterio de rotura de Hoek & Brown. En ese sentido, Vallejo emplea como base para la propuesta y diseño del sostenimiento. Aunque las tables facilitan una aplicación operativa rápida para el personal de campo, la validación final, el ajuste técnico y la supervisión del sistema deben ser responsabilidad exclusiva del departamento de geomecánica de la Unidad Minera.

Tabla 4

Tabla Gsi para evaluación geomecánica

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidas in situ con un flexómetro, la mala soldadura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CLASIFICACIÓN CUALITATIVA</p>		<p>SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, MALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER, ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PLANIZO.(Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>						
	<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.</p>	100cm- 50cm- 40cm-	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	—	1m ³
	<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F)</p> <p>TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm</p>	20cm- 15cm- 10cm-	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	1dm ³
	<p>MUY FRACTURADA (MF)</p> <p>CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.</p>	8cm- 6cm-	—	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	1cm ³
	<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</p> <p>PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.</p>	4cm- 2cm-	—	—	IF/R	IF/P	IF/MP	1cm ³
	<p>TRITURADA (T)</p> <p>MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)</p>	1cm-	—	—	—	T/P	T/MP	1cm ³
c. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1	
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J _c						

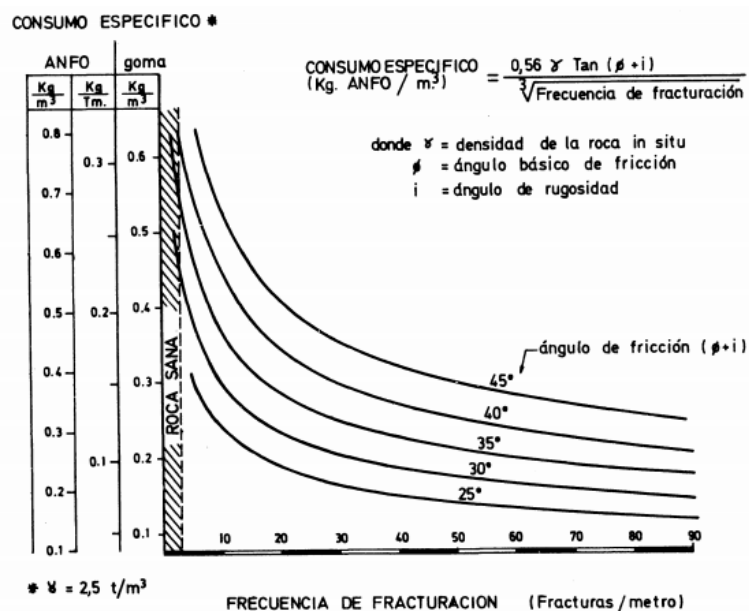
Nota. Esta tabla corresponde a la evaluación GSI del macizo rocoso. Tomado de “Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.” Por Osinergmin, 2017, Índice GSI

III.2.5. Consumo Específico de Explosivo (CE)

Como lo menciona Ramírez, P.L. (2002), El volumen de agente explosivo requerido para la conminución de un metro cúbico de material rocoso se denomina 'Consumo Específico' (CE). No obstante, diversos expertos sostienen que este indicador no es el único factor determinante para el diseño de voladuras, a menos que se normalice bajo un explosivo estándar o se analice como energía liberada. Esto se debe a que la configuración geométrica de las cargas en el macizo incide drásticamente en los resultados finales del disparo.

Figura 6

Relación empírica entre el consumo específico, frecuencia de fracturas y resistencia al corte.



Nota. Este gráfico representa la relación entre el consumo de explosivo con la frecuencia de fracturación. Tomado de “Manual de perforación y voladura de rocas” por Instituto Geológico y Minero de España, 1987, Consumo específico.

III.2.6. Constante de Roca (c)

Como lo menciona España (1987), “La constante “c” es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1m³ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma un valor de 0.4. Ese valor se modifica de acuerdo con:

- $B > 1.4 \text{ m.} \quad \rightarrow c' = c + 0.05$
- $B < 1.4 \text{ m.} \quad \rightarrow c' = c + 0.07/B$

La piedra practica se determina a partir de:

$$B = B_{\max} - e' - D_b * H$$

Donde:

- $H =$ Altura de banco (m)
- $e' =$ Error de emboquille (m/m)
- $D_b =$ Desviación de barrenos (m)”

III.3. Marco Conceptual

III.3.1. Minería

Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico. (Prado, 2022)

III.3.2. Galería

Labor minera que se realiza siguiendo la estructura mineralizada (Prado, 2022)

III.3.3. Geomecánica

La geomecánica es una ciencia que estudia las propiedades elásticas de las rocas y su relación con los esfuerzos en el subsuelo, tanto en condiciones inalteradas como su respuesta a los cambios originados por las operaciones de la industria petrolera. (OSINERGMIN, 2017)

III.3.4. Carga Especifica

Es la cantidad de explosivos usados por metro cubico de roca volada (kg/m³) y para el caso de los minerales se denomina factor de potencia (kg/tn) (Prado, 2022)

III.3.5. Cara Libre

Es cada uno de los lados que están en contacto con el aire (Separados de Originalidad) (Gomez, 2013)

III.3.6. Explosivos

Son sustancias o compuestos químicos en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de oxidación-reducción, son capaces de transformarse, en un tiempo muy breve, en grandes volúmenes de productos gaseosos y con la correspondiente liberación de energía. (EXSA, Soluciones Exactas, 2024)

III.3.7. Emulsiones Explosivos (Sensibles al fulminante)

Las emulsiones explosivas son de tipo “Agua en aceite” componiéndose de dos fases líquidas, una continua, básicamente constituida por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa, que son microgotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente. (EXSA, Soluciones Exactas, 2024)

III.3.8. Métodos de Explotación

Se definen como una forma geométrica utilizada para explotar un yacimiento mineralizado. Conjunto de operaciones planeadas que permiten el arranque, carguío y extracción del mineral en condiciones óptimas de costos y seguridad. (Prado, 2022)

III.3.9. Simpatía

A ser detonado un cartucho, este puede inducir la detonación de otro cartucho vecino por “simpatía”. Una buena transmisión es la garantía para la completa detonación de una columna explosiva. (Gomez, 2013)

III.3.10. Accesorios de Voladura

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios de voladura”, que comprenden a los

fulminantes o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectores y retardadores. (EXSA, Soluciones Exactas, 2024)

III.3.11. Densidad de la Roca

La densidad constituye una característica técnica intrínseca de los cuerpos, la cual depende de la configuración de sus componentes y de la porosidad o espacios intersticiales presentes en su estructura. Esta magnitud física representa la relación entre la masa de un objeto y el volumen que ocupa, cuantificado habitualmente en Kg. /m³. (OSINERGMIN, 2017)

III.3.12. Perforación

El ciclo de fragmentación de roca se inicia invariablemente con la ejecución de los taladros, siendo esta la etapa preliminar y determinante para el éxito de la posterior detonación. (EXSA, Soluciones Exactas, 2024)

III.3.13. Voladura

Una carga explosiva convencional acoplada, que llena completamente un taladro, al detonar crea una zona adyacente en la que la resistencia dinámica a compresión de la roca es ampliamente superada, triturándola y pulverizándola. (EXSA, Soluciones Exactas, 2024)

III.4. Marco Contextual

El presente trabajo de investigación se realizó en la Unidad Minera Lincuna S.A. (Ancash), específicamente en la galería G1 0370 de la zona Coturcan, que aporta aproximadamente el 50% de la producción de minerales polimetálicos de toda la unidad. Esta área presenta rocas tipo IIIB con un RMR de 45, con alta fracturación (RQD: 58%), presencia de agua y zonas de panizo, lo que generaba avances deficientes y un consumo excesivo de explosivos. La operación emplea jumbos electrohidráulicos DD210 y explosivos emulnor, bajo estándares de seguridad del D.S. 024-2016-EM. Estos factores justifican la aplicación

del modelo matemático de Rogr Holmberg para optimizar los parámetros de perforación y voladura.

III.4.1. *Ámbito General del Área de Estudio del Proyecto*

La Unidad Minera Lincuna S.A. es una mina polimetálica, la cual se ubica geopolíticamente en:

a) La zona de operación tiene la siguiente ubicación:

Distrito: Recuay y Aija

Provincias: Recuay y Aija

Departamento: Ancash

b) En el lado occidente de la cordillera negra, el campamento de Hércules tiene las siguientes coordenadas:

Tabla 5

Ubicación en coordenadas del campamento Hércules

Coordenadas Geograficas	
Longitud Oeste	77°33'
Latitud Sur	90°46'
Altitud	4160 m.

Nota. Este cuadro corresponde a la ubicación con coordenadas geográficas de la Unidad Minera Lincuna S.A. Elaboración propia.

Tabla 6

Ubicación en coordenadas UTM

Coordenadas UTM	
Este	219565.00
Norte	8919502.00

Nota. Este cuadro corresponde a la ubicación en coordinadas UTM de la Unidad Minera Lincuna S.A. Elaboración propia.

Figura 7

Ubicación de la Unidad Minera Lincuna S.A.



Nota. Esta ilustración representa la ubicación geográfica de la Unidad Minera Lincuna S.A. tomado de “Plan de minado anual 2024” por U.M. Lincuna S.A. 2024, Ubicación Geográfica.

El traslado hacia el emplazamiento minero se efectúa por carretera partiendo desde Lima. La ruta sigue el eje de la Panamericana Norte hasta el desvío de Pativilca, desde donde se asciende con dirección noroeste hacia Recuay. El tramo final Comprende un trayecto de 42

km. Por una vía de material afirmado en sentido hacia Aija, la cual brinda el ingreso directo a las operaciones de Lincuna S.A.

Se presenta el detalle de las vías de acceso al proyecto:

Tabla 7

Vías de Acceso – Unidad Minera Lincuna S.A.

Vías de acceso				
De	Hasta	Tipo de Via	Distancia (Km)	Tiempo
Lima	Pativilca	Carretera Asfaltada	195.00	03 h 00 min
Pativilca	Recuay	Carretera Asfaltada	183.00	03 h 20 min
Recuay	Unidad Minera (Planta)	Carretera Afirmada	23.80	00 h 30 min
Recuay	Unidad Minera (Mina)	Carretera Afirmada	32.20	00 h 40 min
TOTAL			434.00	07 h 30 min

Nota. Este cuadro corresponde a la ruta de Lima hacia la Unidad Minera Lincuna S.A.

Elaboración propia

Las concesiones que abarca la operación se detallan en el siguiente cuadro:

Tabla 8

Concesiones – Unidad Minera Lincuna S.A.

Concesiones - Unidad Minera Lincuna S.A.		
Codigo de Concesion	Concesiones	Area (ha)
09009424X01	Acumulaciòn Alianza N° 1	10000000.00
09009596X01	Acumulaciòn Alianza N° 15	5361239.00
09009425X01	Acumulaciòn Alianza N° 2	4140000.00
09009593X01	Acumulaciòn Alianza N° 10	1300000.00
09005446X01	Fèlix Segundo	80000.00
09008719X01	Norma N° 1	3339589.00
09009594X01	Acumulaciòn Alianza N° 11	7111600.00

Nota. Este cuadro detalla las concesiones que pertenece a la Unidad Minera Lincuna S.A.

Elaboración propia.

III.4.2. Geología del Yacimiento

a) Geología Regional

El contexto geológico regional de Lincuna corresponde a rocas volcánicas de la Cordillera de los Andes, las cuales se emplazaron sobre las unidades sedimentarias del Mesozoico. Dentro de las rocas volcánicas se reconocen los afloramientos del Grupo Calipuy del Terciario inferior a medio, distribuido a lo largo de la Cordillera Negra, con una longitud de 221km. y ancho que varía de los 25 a 40 km. que descansa en discordancia angular sobre todas las formaciones mesozoicas. Todas las unidades litológicas fueron intruidas por stocks de composición intermedia que forman centros volcánicos.

El arco magmático del Grupo Calipuy presenta una dirección NO-SE y ha migrado de este a oeste (Chávez et al., 2010). Estratigráficamente, el Grupo Calipuy fue dividido en inferior y superior (Wilson et al., 1995; Cobbing et al., 1996).

El entorno geológico donde se sitúa la Cordillera Occidental se asocia con el margen occidental de la cuenca cretácica del Santa. Esta zona presenta un control estructural definido por el sistema de fallas Tapacocha hacia el oeste y se encuentra delimitada en su sector norte por las fallas transformantes de Trujillo, al sur por la flexura de Chiquian y al este por el sistema de fallas Chonta. Todas las fallas, en el Jurásico Cretácico, se comportaron como fallas normales; y en el Terciario, como fallas inversas y/o transcurrentes que controlaron el emplazamiento de yacimientos de minerales.

b) Dominios Tectónicos

La estructura Lincuna es consecuencia de la actividad de otras estructuras regionales, lo cual es necesario conocer y determinar nuevas zonas potenciales.

- **Dominio de Casma:** Se ubica al este de la Cordillera Negra, abarcando la zona costera y el borde oeste de la misma Cordillera Negra; al este, el área se encuentra delimitada por el sistema de fallas Tapacocha y se distingue por albergar las series volcano-sedimentarias pertenecientes al Grupo Casma, además de las intrusiones graníticas asociadas al Batolito de la Costa.

- **Dominio de la Cordillera Negra:** El sector correspondiente a la Cordillera Negra se halla delimitado lateralmente por los lineamientos de fallas Tapacocha al oeste y Huaraz-Recuay hacia el este, mientras que su eje central es atravesado por la falla Huacllan-Churin. Este dominio destaca por el predominio del Grupo Calipuy, el cual presenta afloramientos aislados de la Formación Chicama (Jurásico) y diversas morfologías circulares que sugieren la existencia de antiguos focos volcánicos.
- **Dominio de la Cordillera Blanca:** Ubicada al oriente de la Cordillera Negra, esta región está delimitada tectónicamente por el sistema de fallas Huacllan-Churín en su margen oeste y por el lineamiento Chonta hacia el este. El dominio de la Cordillera Blanca destaca por la presencia del batolito homónimo, cuyas rocas plutónicas han intruido las secuencias sedimentarias del Jurásico (Formación Chicama) y del Cretácico inferior (Grupo Goyllarisquizga), originadas en entornos marinos y continentales.

Tabla 9

Columna Estratigráfica Generalizada

Eratema	Sistema	Serie	Unidad Litoestratigráfica	Espesor (m)	Columna	Descripción Litológica	
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO				Depósitos aluviales, coluviales, fluviales, fluvio-glaciares.	
		PLEISTOCENO					
	NEÓGENO	PLIOCENO	Grupo Lloclla	300		Depósitos fluvio-glaciares, con clastos de rocas intrusivas y volcánicas.	
			Fm. Fortaleza	700		Intercalaciones de tobas de cristales ricos en cuarzo y tobas liticas.	
		MIOCENO	Formación Calipuy Superior			Tobas	
	PALEÓGENO	OLIGOCENO	Grupo Calipuy	Formación Calipuy Inferior	1200 - 3000		Intercalaciones de tobas y lavas Intercalaciones de lavas y tobas
				Formación Calipuy Inferior			Intercalaciones de aglomerados, brechas y tobas
		EOCENO				Intercalaciones de lavas y tobas	
		PALEOCENO					
	MESOZOICO	CRETÁCICO	SUPERIOR	Grupo Casma	300		Secuencias volcánoclasticas y limosarcilitas. Lavas almofadilladas.
INFERIOR				Fm. Carhuaz	400		Secuencias de areniscas grises intercaladas con lutitas y limosarcilitas rojizas.
			Fm. Santa	50		Niveles de caliza	
			Fm. Chintú	350-800		Secuencias de arenisca cuarzosa blanca con estratificación cruzada, niveles superiores presenta conglomerados de arenisca cuarzosa blanca.	
Fm. Oyón			100		Areniscas en capas delgadas intercaladas con capas de carbón y restos de plantas.		
JURÁSICO		SUPERIOR	Grupo Chicama	600		Secuencias de areniscas grises y blancas intercaladas con lutitas y niveles de carbón. Presenta resto de plantas fósiles.	

Nota. Este cuadro corresponde a la historia estratigráfica generalizada presente en la Unidad Minera Lincuna S.A. Tomado de “Plan de minado anual 2024 – Unidad Minera Lincuna S.A.” Por Área de Planeamiento, 2024 de Geología Regional.

III.4.2.1. Geología Local

La presente información este referida a los cartografiados y procesamiento de datos de sondajes diamantinos correspondiente a la Unidad operativa de las estructuras Hercules y Coturcan.

La mineralización en los sistemas estructurales 'Hércules y Coturcan' se encuentra vinculada primordialmente a los eventos hidrotermales del Grupo Calipuy (Oligoceno-Mioceno). Esta secuencia está compuesta mayoritariamente por emisiones lávicas andesíticas y, en menor medida, por depósitos piroclásticos. Asimismo, se observa en la zona de estudio la presencia de intrusiones menores o apófisis de naturaleza porfírica y composición dacítica. La sucesión estratigráfica del entorno local comprende las siguientes unidades:

a) Cenozoico

- a. Piroclastos andesíticos:** Corresponden a flujos piroclásticos de composición andesítica.
- b. Volcánico andesítico inferior:** Corresponde a flujos lávicos de texturas porfíricas en una matriz andesítica afanítica.
- c. Volcánico andesítico superior:** Corresponde a flujos lávicos andesíticas intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados.
- d. Pórfido dacítico:** Pequeños apófisis de cuerpos hipabisales afectados a la unidad volcánica andesítica anterior.

b) Holoceno

- a. Q-glacial:** Depósitos morrénicos que están presentes en toda el área, sobre las laderas y también sobre el mismo valle con granulometrías finas.
- b. Q-aluvial:** Desarrollados sobre las quebradas, las que además están asociadas a drenaje de lagunas en algunos sectores.

III.4.2.2. Geología Coturcan

Es yacimiento tipo mantiforme de turmalina de textura de reemplazamiento con mineralización de sulfuros de Po-Asp-Py-Gn-Sph/Cpy; estructuralmente este asociado a un plano de falla paralelo a la pseudoestratificación de la secuencia volcánico-clástica.

a) Litología

- **Andesita (An)**

Roca gris claro a verdoso de textura porfirítica con fenocristales de plagioclasas y cuarzo, mineralización de magnetita diseminada y parches, presenta en tramos de andesita con presencia de venillas de turmalina, parches de turmalina, parches de pirita y como último evento venillas de calcita.

- **Volcanoclastico (VLC)**

Volcanoclástico intergradacional de tufo andesítico a tufo brecha andesítica de fragmentos finos a medios sub redondeados, presenta alteración de epidota en parches y clorita selectiva reemplazando los fenocristales, se caracteriza por la mineralización de pirita en trazas y débil turmalina reemplazando en la matriz.

- **Brecha de Turmalina (BXTU)**

Brecha de turmalina gris en fragmentos medios en clastos soportados, clastos de tufo monomíticos sub angulosos a sub redondeados con cristales de cuarzo, presencia de calcita rellenando fractura, presenta reemplazamiento moderado de turmalina y diseminación en los clastos, se caracteriza por la mineralización de Py en parches dentro de la fractura y Py diss en la matriz de Turmalina.

- **Estructura de Turmalina (TUR)**

Estructura de relleno gris oscuro con tonalidades verdosas; compuesta de cuarzo, turmalina asociada con pirita de forma diseminada, presenta una turmalina acicular seguido

de un proceso de silicificación por zonas. Como evento final se muestra vetillas rellena por cuarzo, carbonatos asociados con pirita, arsenopirita y esfalerita.

- **Brecha Freatica (BXP)**

Brecha freática con una textura de fragmentos medios en clastos soportados, matriz con polvo de roca, presenta clastos sub angulosos a sub redondeados polimícticos de turmalina y cuarzo, presenta cemento de cuarzo con sulfuros reemplazando a la matriz; se caracteriza por la mineralización de esfalerita en parches, pirita en parches, arsenopiritita en parches y galena en parches esporádicos.

- b) Mineralización**

Se observa un estilo de mineralización polimetálica la cual consiste en un conjunto de brechas (tipo de turmalina: clastos monomícticos en matriz de turmalina con cemento de sulfuros, tipo hidrotermal: clastos polimícticos en matriz de cuarzo-turmalina con cemento sulfuros y tipo freática: clastos polimícticos en matriz polvo de roca con zonas de reemplazamiento de sulfuros) con zonaciones de craquelamiento cortado por estructuras sub verticales en forma de veta-falla.

La mineralización polimetálica consiste pirita-pirrotita-calcopirita-arsenopirita-galena-esfalerita-Argentita

- c) Contexto Estructural**

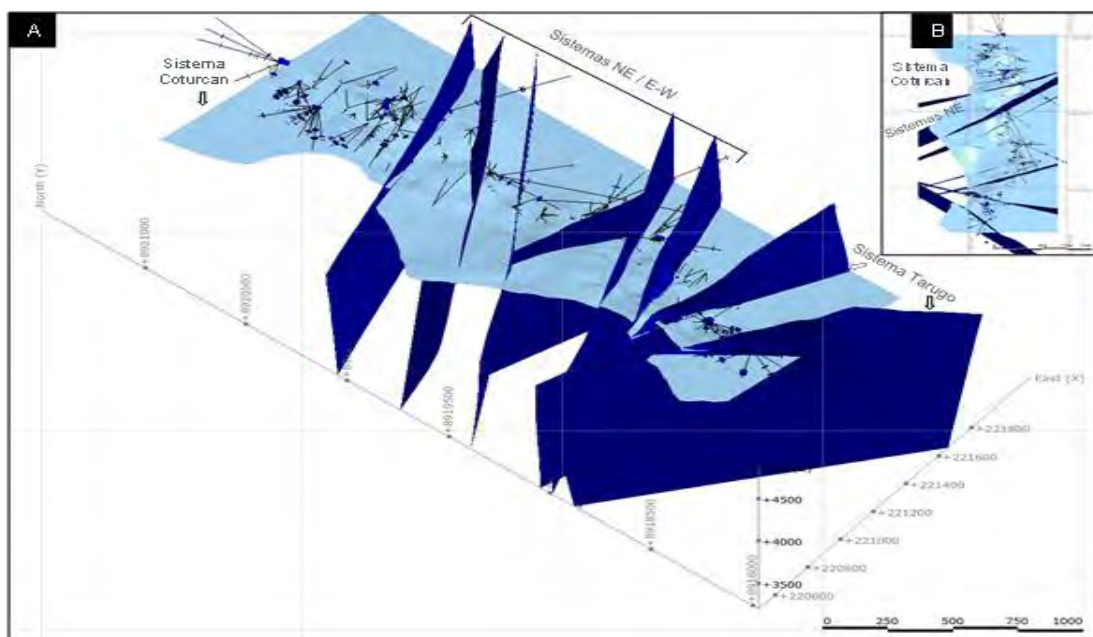
Con la información de los sondajes diamantinos y del cartografiado geológico se ha identificado los sistemas estructurales principales y secundarios que se detallan a continuación:

- **Sistema E-W:** Sistema paralelas a la falla Hércules, con un rumbo de N 265° aproximadamente y buzamiento de 75-80° aproximadamente. De acuerdo con las observaciones realizadas en campo, dichas fallas presentan una cinemática de rumbo sinextral.

- **Sistema Coturcan:** Fallas inversas sub horizontales de Dip promedio de 30° y Azimut de 357°, manteniendo una tendencia planar paralela a la pseudoestratificación de las unidades volcanoclasticas identificadas en el cartografiado de superficie, este sistema controla la permeabilidad secundaria favorable para la mineralización, generando zonas de craquelamiento.
- **Sistemas Estructurales Secundarios:** El sistema NE, como sistemas de fallas secundarias con un rumbo aproximado de N 60° y un buzamiento de 60° en promedio. Se trata de sistemas de fallas de cizalla originados por el movimiento transcurrentes del sistema Hércules. Dentro de este sistema de fallas se encuentra las estructuras de cuarzo-turmalina con débil diseminación de pirita.

Figura 8

Vista 3D de sistemas estructurales E-W, Coturcan y sistema NE.



Nota. Esta ilustración corresponde a la representación gráfica del sistema de estructuras en la zona Coturcan. Tomado de “Plan de minado anual 2024 – Unidad Minera Lincuna S.A.” Por Área de Planeamiento, 2024 de Geología Regional.

III.4.2.3. Geología Económica

El origen de estos yacimientos se atribuye a procesos hidrotermales, manifestándose mediante el relleno de estructuras y el reemplazamiento de fracturas en unidades volcánicas e intrusivas. La asociación mineralógica predominante incluye valores de plata, plomo, zinc y cobre, con presencia de galena argentífera, esfalerita y calcopirita, entre otros sulfosales. Los minerales de ganga asociados son principalmente cuarzo, sílice y diversos carbonatos. Se identifican dos familias de vetas principales:

- **Sistema Hércules:** Rumbo N 30° W, buzamiento 45° NE, longitudes de 1 a 4 km; vetas: Hércules, Coturcán, Santa Deda.
- **Sistema Tarugo:** Rumbo promedio N 30°- 35° E, buzamiento 80° NW – SW con longitudes de 500 a 20000mts Vetas: Tarugo, Huancapeti, Carpa, Wilson, Tucto, Collaracra, Florida.

a) Mina Hércules

El emplazamiento de las estructuras mineralizadas se localiza en el contacto inferior entre la dacita y la secuencia volcánica denominada Hércules. Mientras que el filón principal (Hércules A) se sitúa exactamente en dicha superficie de contacto, los cuerpos denominados Mantos 1 y 2, junto a la veta Hércules B, se alojan íntegramente en la unidad volcánica. Estas últimas conforman una red de vetas ramificadas que convergen en los niveles inferiores de la mina. Cabe precisar que la falla Hércules, al igual que el sistema Tarugo, genera desplazamientos en estas estructuras.

b) Mina Coturcan

El sistema de vetas de la unidad minera se localiza en el contacto superior de la dacita Hércules, limitando con la secuencia volcánica homónima y el cuerpo porfirítico Tarugo. Esta configuración estructural se ve alterada por la actividad de la falla Hércules. Hacia el sector

sur, las estructuras Coturcan y Hércules 'A' convergen en una sola unidad dentro del área de influencia de Tarugo.

c) **Cuerpo Tarugo (Leslie)**

El complejo Tarugo se define como una estructura de tipo veta-falla, caracterizada por una orientación preferencial de N 30°-35° E y una inclinación pronunciada de 80° hacia el NW – SW, con una extensión longitudinal que oscila entre los 500 y 2,000 metros. Vinculado a este sistema, destaca el cuerpo mineralizado Coturcan, el cual presenta ramificaciones de rumbo E-W y un desarrollo vertical comprobado de 50 metros. Su contenido metálico se basa en sulfuros diseminados de hierro, junto con una paragénesis económica de Ag-Pb-Zn-Cu manifestada en galena argentífera, esfalerita y calcopirita.

III.4.2.4. Descripción del Método de Explotación - Coturcan

La determinación del sistema de minado para las estructuras y cuerpos masivos se sustenta en un diagnóstico de rentabilidad, seguridad y operatividad técnica. Este proceso integra variables críticas como la calidad del macizo rocoso, el diseño de ventilación y el esquema de sostenimiento. Para las fases de extracción programadas, se han definido las siguientes metodologías de explotación:

Tabla 10

Métodos de explotación según la potencia y calidad de roca

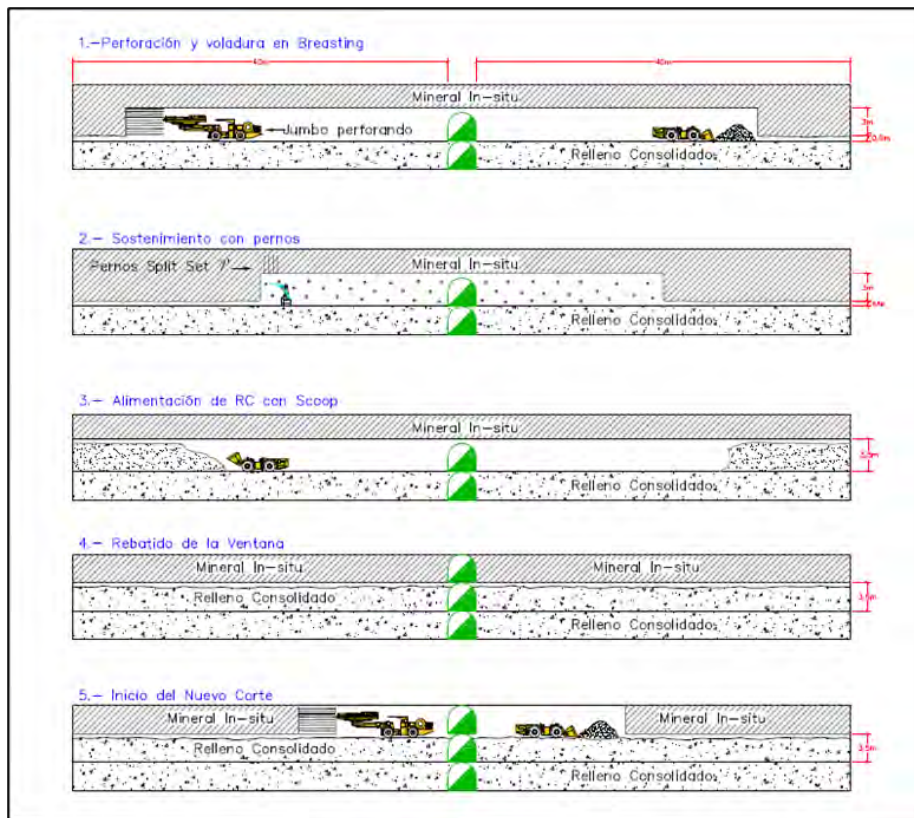
Metodo de Explotacion - Variante	Potencia de mineral (m)	Caracterizacion Geomecanica	Zona	Sostenimiento
Corte y Relleno ascendente - Variante en Breasting	2.5 - 3.5	Regular IIIA	Hercules	Perno de friccion de 7' a 1.50mX1.50m
	2.5 - 3.5	Regular IIIB	Coturcan	Perno de friccion de 7' a 1.50mX0.85m + Malla electrosoldada
	2.5 - 3.5	Mala IVA	Caridad	Shotcrete 2" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.50mX1.50m
	2.5 - 3.5	Mala IVB		Shotcrete 3" (c/f) + Perno expansivo 7' a 1.25mX1.25m
Corte y Relleno Ascendente - En Realce	2.0 - 3.5	Buena IIA	Hercules	Perno de friccion de 7' ocasional
	2.0 - 3.5	Buena IIB	Coturcan	Perno de friccion de 7' a 1.75mX1.75m
	2.0 - 3.5	Regular IIIA	Caridad	Perno de friccion de 7' a 1.50mX1.50m
Corte de Relleno con camaras y pilares - Realce	Mayor a 3.5	Buena IIA	Hercules	Perno de friccion de 7' ocasional
	Mayor a 3.5	Buena IIB	Coturcan	Perno de friccion de 7' a 1.75mX1.75m
	Mayor a 3.5	Regular IIIA		Perno de friccion de 7' a 1.50mX1.50m

Nota. Este cuadro corresponde a los métodos de explotación utilizados en la Zona Coturcan y el tipo de sostenimiento según la caracterización geomecánica. Elaboración propia

i. Corte y Relleno Ascendente – Variante Breasting

Figura 9

Método de Minado Corte y Relleno Ascendente en Breasting

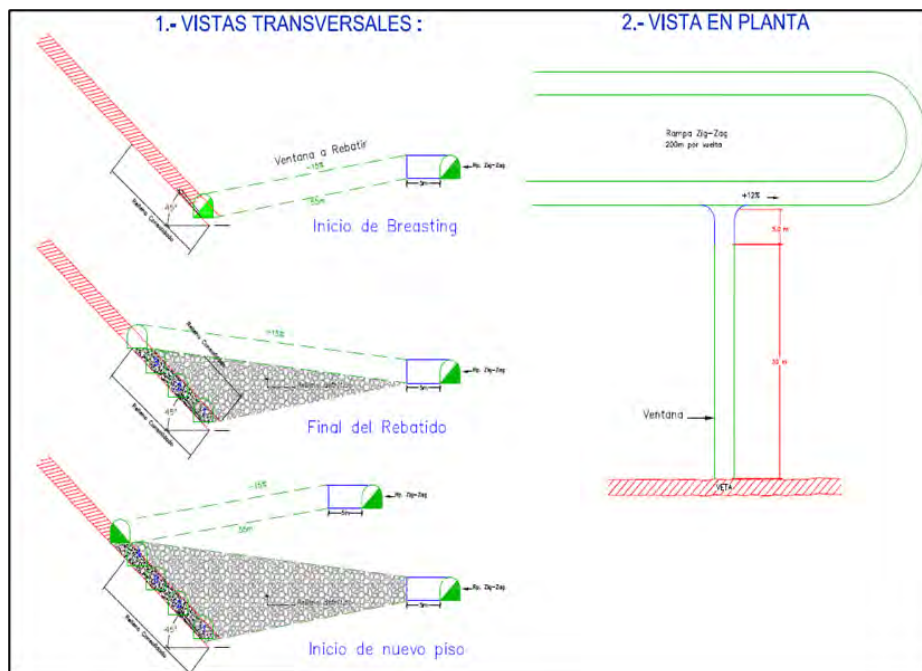


Nota. La presente ilustración corresponde a la representación gráfica del método de minado Corte y Relleno Ascendente en breasting. Tomado de “Plan de Minado Anual – 2025”. Por Enrique Alfonso Robles Aguilar.

ii. Corte y Relleno Ascendente – En Realce

Figura 10

Método de Minado Corte y Relleno Ascendente en Realce



Nota. La ilustración representa al método de minado de corte y relleno ascendente en realce.

Tomado de “Plan de Minado Anual – 2025”. Por Enrique Alfonso Robles Aguilar.

De la figura N.º 10 se comprende, que el método de explotación es el corte y relleno (Cut and Fill) y las variaciones solo se da debido a:

- Caracterización Geomecánica
- Geometría del block mineralizado
- Dimensión y características de equipos a utilizar.

En el caso de los avances, se realizan diversas secciones de labor acorde a los distintos tipos de variante de explotación, como se muestra en la tabla N.º 10.

Tabla 11

Sostenimiento de labores según la calidad de roca y tipo de labor

Seccion	Tipo de Roca	Tipo de Labor	Sostenimiento
4.0 X 4.0	Buena IIA	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena IIB		Perno helicoidal de 7' a 1.75m X 1.75m.
	Regular IIIA		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 1.50m.
	Regular IIIB		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 0.85m. + malla electrosoldada
	Mala IVA		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50m. X 1.50m.
	Mala IVB		Shotcrete de 3" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.0m. X 1.00m.
	Muy Mala V		Shotcrete de 4" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.0m. X 1.00m.
3.5 X 3.5	Buena IIA	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena IIB		Perno helicoidal de 7' a 1.75m X 1.75m.
	Regular IIIA		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 1.50m.
	Regular IIIB		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 0.85m. + malla electrosoldada
	Mala IVA		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50m. X 1.50m.
3.5 X 3.5	Buena IIA	Temporal	Perno de fricción de 7' ocasional
	Buena IIB		Perno de fricción de 7' a 1.75m X 1.75m.
	Regular IIIA		Perno de fricción de 7' a 1.50m X 1.50m.
	Regular IIIB		Perno de fricción de 7' a 1.50m X 0.85m. + malla electrosoldada
	Mala IVA		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50m. X 1.50m.
3.0 X 3.0	Buena IIA	Permanente	Perno helicoidal de 7' ocasional
	Buena IIB		Perno helicoidal de 7' a 1.75m X 1.75m.
	Regular IIIA		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 1.50m.
	Regular IIIB		Perno helicoidal de 7' a 1.50m X 0.85m. + malla electrosoldada
	Mala IVA		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50m. X 1.50m.
3.0 X 3.0	Buena IIA	Temporal	Perno de fricción de 7' ocasional
	Buena IIB		Perno de fricción de 7' a 1.75m X 1.75m.
	Regular IIIA		Perno de fricción de 7' a 1.50m X 1.50m.
	Regular IIIB		Perno de fricción de 7' a 1.50m X 0.85m. + malla electrosoldada
	Mala IVA		Shotcrete de 2" (c/f) + Perno expansivo de 7' a 1.50m. X 1.50m.

Nota. Este cuadro corresponde a la recomendación geomecánica por tipo de roca en labores.

Elaboración propia

Aplicado en blocks mineralizados donde el tipo de roca encajonante y el block mineralizado es de tipo Regular IIIB (RMR = 41-50).

La extracción de mineral se ejecutará mediante cortes horizontales con una potencia de 3 metros (breasting), progresando de forma ascendente desde la base hasta la corona del tajo, donde se conservará un pilar de seguridad. Una vez concluida la explotación de cada banco, los espacios remanentes se completan con relleno detrítico para establecer el nivel de trabajo del siguiente ciclo. El acarreo y evacuación del material fragmentado estará a cargo de equipos Scooptram.

• **Preparación:** Tras la delimitación de la estructura mineralizada y la definición de las zonas de explotación económica, se procede con el diseño de la infraestructura de acceso. Siguiendo el esquema del método de Corte y Relleno, se proyectan brazos de acceso desde una rampa auxiliar con intervalos verticales de 20 metros. Estos ramales, diseñados con una sección de 3.5 x 3.5 metros y una inclinación inicial de 35°, permiten alcanzar los frentes de trabajo mediante rampas de 60 metros de longitud que operan con gradientes variables entre -15% y +15% a medida que progresa el minado ascendente.

• **Explotación:** El proceso inicia con el desatado y ensanche de la base del cuerpo mineralizado partiendo de la galería base, cuidando siempre la integridad de la corona y ajustando la cota de piso. Esta voladura se ejecuta de forma retrógrada en segmentos de 15 metros. Tras el confinamiento con relleno, se establece un banco de minado de 3 metros, empleando perforación horizontal con técnicas de voladura controlada (precorte). Dado que la inclinación de la veta es inferior a 35°, el diseño geomecánico exige una hilera de pilares adicional para resguardar la caja techo y los accesos. Este ciclo se repite hasta que la pendiente de la rampa basculante transite de un valor negativo a uno positivo de 15%, cubriendo una extensión máxima de 50 metros por cada ala del tajeo.

• **Relleno:** Posteriormente, se ejecuta el relleno de forma retrógrada, manteniendo una luz libre no mayor a 1.5 metros para compensar el buzamiento de la estructura y establecer la base del nuevo banco. El departamento de topografía es el responsable de realizar el marcado

de las cotas de nivel, asegurando que el material de relleno alcance la altura técnica recomendada para la siguiente fase.

- **Extracción:** Se utiliza Scoop de 4.2 yd³, hacia un echadero y/o cámara de acumulación de mineral cercano a la zona de explotación (Max. 150 metros)

III.4.2.5. Operaciones Unitarias

a) Ventilación

La ventilación de labor es la primera actividad en el ciclo de minado que se realiza, para lo cual se realiza con ventiladores eléctricos con capacidades de 10000CFM a 50000 CFM con el uso de mangas de ventilación de 18 pulgadas de diámetro.

Figura 11

Ventilación en interior mina



Nota. La fotografía corresponde a la ventilación de la Galería 0370. Fotografía propia

b) Desate de rocas sueltas

El desate de rocas sueltas se realiza de manera convencional, con el uso de barretillas de aluminio con punta acerada entre dos personas a una altura no mayor de 4 metros.

Figura 12

Desate Convencional de rocas sueltas



Nota. La fotografía corresponde a la ejecución de desate de rocas convencional con el uso de barretillas. Fotografía propia

El desate de rocas sueltas mecanizado se realiza con el uso del equipo desatador llamado SCALER, este se usa para una altura mayor a los 4 metros o cuando no es posible el desate manual.

Figura 13

Desate Mecanizado



Nota. La fotografía corresponde al equipo SCALER realizando el desate de rocas sueltas en corona de labor. Fotografía propia

c) Limpieza y acarreo

Para la limpieza del material roto se utilizan equipos de bajo perfil como el scooptram. En la Unidad Minera Lincuna S.A. se cuenta con scooptram de capacidad de 2.2 yd³, 4.2 yd³ y 6.0 yd³. Para los tajos de taladros largos se realiza la limpieza mineral con el uso de controles remotos (telemando).

En cuanto al acarreo, se realiza el carguío de desmonte o mineral en cámaras de carguío diseñados especialmente para el scoop y el volquete de 20 toneladas de capacidad.

Figura 14

Limpieza de mineral con el uso de control remoto



Nota. Esta fotografía se observa la limpieza de mineral en un tajo de taladros largos haciendo uso del telemando. Fotografía propia

d) Sostenimiento

El sostenimiento es un proceso esencial para evitar accidentes hacia el personal y a los equipos, aunque es un proceso adicional a la explotación y de un costo adicional es fundamental para continuar con los trabajos planificados.

Se hace uso de materiales (perno helicoidal, perno Split set, pernos omegas bolt, cimbras, malla electrosoldada, etc.) para mejorar la estabilidad y resistir los esfuerzos que

produce el macizo rocoso producto de la abertura generada por la voladura. Estos elementos de sostenimiento son instalados haciendo el uso de equipos mecanizados BOLTER y Equipos convencionales JACKLEG

Figura 15

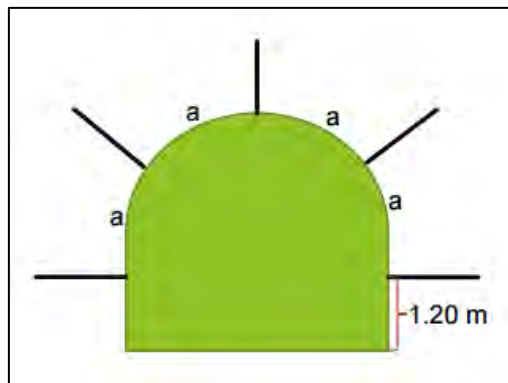
Labor sostenida con malla electrosoldada y perno Split set



Nota. En esta fotografía se observa la perforación de un frente sostenido con malla electrosoldada. Fotografía propia

Figura 16

Distribución de pernos en labores de 3.5 m. x 3.5 m.



Nota. Esta ilustración corresponde a la distribución de pernos en una labor de 3.5m. x 3.5m. a un espaciado de 1.5m. x 1.5m. Elaboración Propia

e) Perforación

En este proceso se hace uso de equipos de perforación JUMBO, en la Unidad Minera Lincuna S.A. se cuenta con el modelo DD210 de viga retráctil.

Figura 17

Perforación de labor con Jumbo



Nota. En esta fotografía se observa la perforación de un frente de 3.5m. x 3.5m. con Jumbo DD210. Fotografía propia

Actualmente para la perforación de un frente, primeramente, se realiza el Re desatado de rocas sueltas, luego del sostenimiento de la labor, consecuentemente se realiza el pintado de la malla de perforación con las secciones deseadas para luego iniciar con la perforación del frente, teniendo en promedio un total de 34 taladros perforados y 3 taladros rimados, no se realiza los taladros de pre-corte en la corona. Obteniéndose los siguientes resultados en perforación:

Tabla 12

Rendimiento de aceros de perforación actualmente

Descripción	Actual	Unidad
Taladros perforados	34.00	Unidades
Nro Rimados	3.00	Unidades
Longitud de perforacion	10.80	Pies
PP Broca 45 mm.	367.20	PP
Vida Útil de Broca 45 mm.	600.00	PP
Rend. Broca 45 mm.	1.63	Disparos
PP Broca 102 mm.	32.40	PP
Vida Útil de Broca 102 mm.	700.00	PP
Rend. Broca 102 mm.	21.60	Disparos

Nota. Este cuadro corresponde a los pies perforados actualmente y a la vida útil de los aceros en promedio. Elaboración propia

Actualmente se viene perforando un promedio de 34 taladros y 3 rimados por frente en una sección de 3.5 m. x 3.5 m. teniendo una Vida útil de broca de 45mm. De 1.63 disparos y una vida útil de la broca escaleadora de 21.60 disparos. Tal como se aprecia en la fotografía N.º 4 solo se realiza los taladros de producción en la corona mas no se realiza los taladros de pre-corte para poder controlar de mejor manera la sección y sobrerotura de la labor.

Figura 18

Malla de perforación usada actualmente en un frente de 3.5 x 3.5



Nota. Esta imagen corresponde a la malla de perforación realizado actualmente en la galería 370 de la zona de coturcan. Fotografía propia

f) Carguío y voladura

En este proceso de explotación, se cuenta con los accesorios y explosivos correspondientes manipulados por un maestro cargador y su ayudante. Al ser el proceso más peligroso se toma todas las medidas correspondientes para evitar algún accidente como son:

- Traslado de accesorios y explosivo por separado
- Bloquear el área de trabajo con “labor en carguío” y “hombres trabajando”

- Mantener el orden y limpieza labor
- Comunicación efectiva entre los compañeros de trabajo
- No se inicia el carguío de taladros si no se cuenta con las herramientas adecuadas.

Para el carguío de taladros con ANFO se utiliza la “BOMBONA” y para el carguío de taladros con EMULNOR se realiza manualmente haciendo uso de las cucharillas y los atacadores de madera.

Tabla 13

Resultados obtenidos actualmente en la perforación y voladura del frente

Descripcion	Antes Cantidad	Unidad
Taladros Perforados	34.00	Unidades
Rimados	3.00	Unidades
Taladros Cargados	31.00	Unidades
Longitud de barra	12.00	Pies
Eficiencia de Perforacion	90%	%
Longitud Perforada	10.80	Pies
Eficiencia de Voladura	85%	%
Avance por disparo	2.79	Metros
Kg. Explosivo por disparo	75	Kg.
Factor de carga lineal	26.88	Kg./m.l.

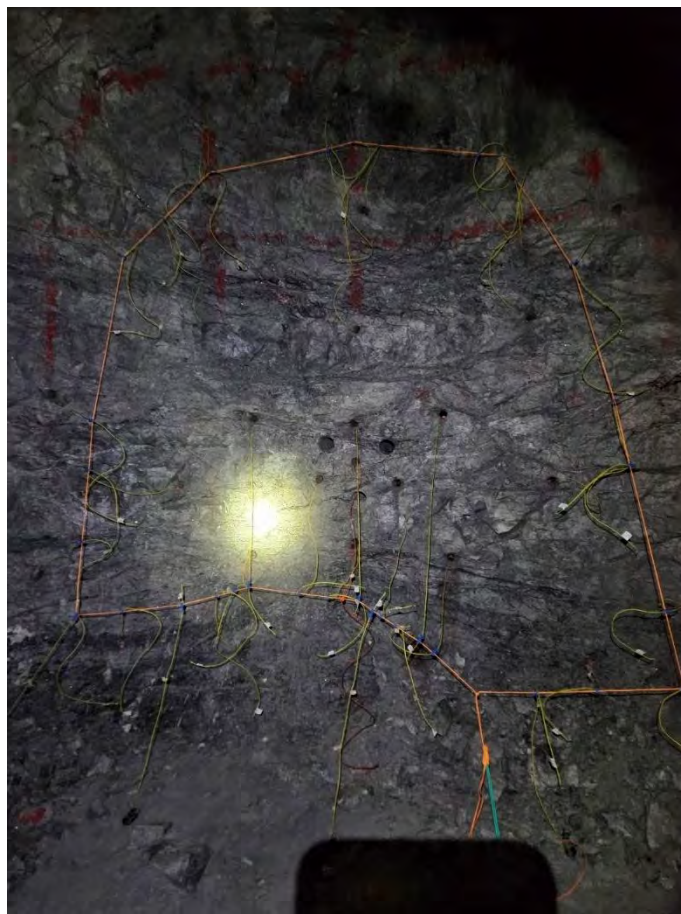
Nota. Este cuadro corresponde a los resultados obtenido actualmente en la muestra tomada de 15 disparos en la galería 370 de la zona de coturcan.

Los resultados mostrados corresponden a toda la muestra tomada de 15 ciclos seguidos en la galería 370 de la zona coturcan en donde se realizó el seguimiento de la perforación y voladura en cada uno de ellos. Donde se obtuvo un promedio de 31 taladros cargados con un total de 75 kilogramos de explosivo dando como resultado un avance promedio de 2.79 metros por disparo con un factor de carga lineal de 26.88 kilogramos por metro lineal.

El horario de voladura es a las 18:30 horas y 06:30 horas respectivamente en turno noche y turno día, para lo cual se coordina a media guardia las personas que realizaran el chispeo de labores cargadas y bloqueando dicha labor con un letrero de advertencia indicando “LABOR DISAPARADA”, este proceso se realiza en retirada desde la labor más alejada hacia la más cercana a bocamina.

Figura 19

Labor Cargada.



Nota. En esta fotografía se puede observar una labor cargada lista para el chispeo, dicha labor se deja bloqueada y señalizada para el acceso restringido a personas no autorizadas.

Fotografía propia

Capitulo IV

Propuesta de Mejora en los Parámetros de Perforación y Voladura en Galerías

IV.1. Aplicación del Modelo Matemático de Roger Holmberg

Según las características de la roca, las herramientas y equipos de la Unidad Minera Lincuna S.A. se tiene los siguientes datos establecidos según el siguiente cuadro en base a los precios unitarios vistos anteriormente.

El modelo matemático de Roger Holmberg se aplicará a las labores de desarrollo, para el presente estudio se utilizó para las galerías en avance, para poder mejorar el avance y cumplir con la producción de mineral.

El avance de las galerías es prioridad para culminar el desarrollo del proyecto y pasar así a la explotación netamente del mineral realizando el tajeo. Al ser una galería se tiene zonas en desmonte y zonas en mineral, pero siempre se presenta con alteración en la estructura de la roca por ser la zona de contacto del mineral y el desmonte por lo que

mayormente se presentan agua y panizo, teniendo así una roca de tipo IIIB con un RMR que varía de 40 a 50.

El modelo matemático de Roger Holmberg se utilizó para modificar la malla de perforación desde el arranque hasta los cuadrantes así mismo se modificará en la malla de voladura cambiando los números de retrasos en los faneles.

El estudio se llevó a cabo en la Galería 0370 en de la Zona de Coturcan teniendo las siguientes características:

Tabla 14

Datos de la GL 0370 - COTURCAN

Descripcion	Valor	Unidad
Ancho de labor (programado)	3.50	m.
Altura de labor (programado)	3.50	m.
Radio	0.50	m.
Longitud de barra	12.00	pies
Eficiencia de perforacion	90%	%
Eficiencia de voladura deseada	95%	%
Densidad Mineral roto	3.00	Ton./m ³
Densidad Desmonte roto	2.50	Ton./m ³
Diametro de taladro de produccion	45.00	mm.
Diametro de taladro de alivio	102.00	mm.
Desviacion de empate	0.02	mm/m
Desviacion de perforacion	0.01	mm/m
Angulo de taladros de contorno	3°	grados
Rendimiento Jumbo	189.15	pp/hr
RMR	45.00	Mpa
GSI	55.00	Mpa
RQD	58.00	%

Nota. En el cuadro se detalla todos los datos necesarios para aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg en la mencionada labor. Elaboración propia basada en datos de campo.

IV.1.1. Diámetro Equivalente de los Taladros de Alivio (ϕ_e)

Se utilizará la Ec. 01 con los siguientes datos:

- $\phi_a = 0.102$ m.
- $N = 4$

Se reemplaza en:

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_e = 0.102 * \sqrt{4}$$

$$\phi_e = 0.204 \text{ m.}$$

IV.1.2. Longitud de Taladro con Respecto al Diámetro Equivalente (L)

Se utilizará la Ec. 02 con los siguientes datos:

- $\phi_e = 0.204$ m.

Se reemplaza en:

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

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

$$L = 5.47 \text{ m.}$$

IV.1.3. Longitud de Avance Requerido por Disparo (L_1)

Se usa la Ec. 03 con los siguientes datos:

- $H = 3.11$ m.

Se reemplaza en:

$$L_1 = 95\% * H$$

$$L_1 = 95\% * 3.29$$

$$L_1 = 3.13 \text{ m.}$$

IV.1.4. Error de Perforación (ψ)

Al usar la Ec. 04 con los datos siguientes:

- $\alpha = 0.01$

- $L = 3.13 \text{ m.}$
- $e = 0.02$

se reemplaza en:

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

$$\psi = (0.01 * 2.95) + 0.02$$

$$\psi = 0.051 \text{ m.}$$

IV.1.5. Diseño de Arranque

a) Burden equivalente máximo ($B_{e \text{ max.}}$)

Se utilizará en la Ec. 05 los siguientes datos:

- $\phi_e = 0.204 \text{ m.}$

$$B_{e \text{ max.}} = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$

$$B_{e \text{ max.}} = \frac{\pi * 0.204}{2}$$

$$B_{e \text{ max.}} = 0.320 \text{ m.}$$

b) Burden Practico (B_p)

Los siguientes datos se reemplazarán en la Ec. 06:

- $B_{e \text{ max.}} = 0.320 \text{ m.}$
- $\psi = 0.051$

$$B_p = B_{e \text{ max.}} - \psi$$

$$B_p = 0.320 - 0.051$$

$$B_p = 0.269 \text{ m.}$$

c) Ancho de abertura (A_{h0})

a. Cálculo del burden practico "a" ($B_{p(a)}$)

Los datos se reemplazarán en la Ec. 07

- $B_p = 0.269$ m.

$$B_{p(a)} = B_p - 0.05$$

$$B_{p(a)} = 0.269 - 0.05$$

$$B_{p(a)} = 0.219 \text{ m.}$$

b. Cálculo del burden practico “b” ($B_{p(b)}$)

Los datos se reemplazarán en la Ec. 08

- $B_p = 0.269$ m.

$$B_{p(b)} = B_p + 0.08$$

$$B_{p(b)} = 0.269 + 0.08$$

$$B_{p(b)} = 0.349 \text{ m.}$$

c. Cálculo de la longitud de X_a

Para el cálculo de la longitud de este valor se tiene los siguientes valores:

- $\phi_e = 0.204$ m.
- $B_{p(a)} = 0.219$ m.

Estos valores se reemplazarán en la Ec. 09

$$X_a = \frac{\phi_e}{2} + B_{p(a)}$$

$$X_a = \frac{0.204}{2} + 0.219$$

$$X_a = 0.321 \text{ m.} \cong 0.3 \text{ m.}$$

d. Cálculo de la longitud de X_b

Para el cálculo de la longitud de este valor se tiene los siguientes valores:

- $\phi_e = 0.204$ m.
- $B_{p(b)} = 0.349$ m.

Estos valores se reemplazarán en la Ec. 13

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{p(b)}$$

$$X_b = \frac{0.204}{2} + 0.349$$

$$X_b = 0.451 \text{ m.} \cong 0.5 \text{ m.}$$

Por lo tanto, el ancho de abertura sería:

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$A_{h0} = \sqrt{0.321^2 + 0.451^2}$$

$$A_{h0} = 0.554 \text{ m.} \cong 0.6 \text{ m.}$$

d) Consumo específico de explosivo por Ashby (CE)

Teniendo los siguientes datos:

- $\rho_r = 2.8 \text{ gr/cm}^3$
- $GSI = 55$
- $RQD = 58\%$

Se reemplaza en la Ec.12:

$$CE = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 2.8 * \tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55\%}{3.3}}}$$

$$CE = 0.361$$

e) Cálculo de la constante de roca (C) – Formula sueca

Teniendo el consumo específico de explosivo se calcula con la Ec.13

- $CE = 0.361$

Por lo tanto:

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

$$C = 0.8784 * 0.361 + 0.052$$

$$C = 0.369$$

f) Densidad de carga en el arranque (q_0)

La cantidad de explosivo en un taladro se utilizará la Ec. 14 teniendo los siguientes

datos:

$$\phi_0 = 45 \text{ mm.}$$

$$\phi_e = 0.204 \text{ mm.}$$

$$B_e = 0.320 \text{ m.}$$

$$C = 0.369$$

$RWS_{Anfo} = 1.02$ (El explosivo utilizado es el EMULNOR 3000 1 1/4" x 8")

Se reemplaza en:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_0 * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{RWS_{Anfo}}$$

$$q_0 = \frac{55 * 0.045 * \left(\frac{0.320}{0.204}\right)^{1.5} * \left(0.320 - \frac{0.204}{2}\right) * \left(\frac{0.348}{0.4}\right)}{1.02}$$

$$q_0 = 0.962 \text{ kg/m}$$

g) Longitud de taco (L_{Taco})

Para la longitud de taco se tiene los siguientes datos:

$$\phi_0 = 45 \text{ mm.}$$

Se reemplaza en la Ec. 18

$$L_{Taco} = 10 * \phi_0$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.045$$

$$L_{Taco} = 0.45 \text{ m.}$$

h) Longitud de carga en el arranque (L_C)

Teniendo los datos:

$$L = 3.29 \text{ m.}$$

$$L_{Taco} = 0.45 \text{ m.}$$

Se reemplaza en la Ec. 19

$$L_C = L - L_{Taco}$$

$$L_C = 3.29 - 0.45$$

$$L_C = 2.84 \text{ m.}$$

i) Masa de explosivo por taladro en el arranque (Q_e)

Para el cálculo de la cantidad de explosivo por taladro en el arranque se tiene los siguientes datos:

$$L_C = 2.84 \text{ m.}$$

$$q_0 = 0.962 \text{ kg/m.}$$

Se reemplaza en la Ec. 17

$$Q_e = q_0 * L_C$$

$$Q_e = 0.962 * 2.84$$

$$Q_e = 2.73 \frac{\text{kg}}{\text{tal.}}$$

j) Numero de cartuchos por taladro en el arranque ($N^{\circ}_{\frac{Cart.}{Tal.}}$)

La cantidad de emulnor que se necesita por taladro en el arranque se calculara con la Ec. 18 teniendo los siguientes datos:

$$Q_e = 2.73 \text{ kg/tal.}$$

Se reemplaza en:

$$N^{\circ}_{\frac{Cart.}{Tal.}} = \frac{Q_e}{\text{Kg. de explosivo por cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{\frac{cart}{Tal}} = \frac{2.73 \frac{kg}{tal}}{0.179 \frac{kg}{cart}}$$

$$N^{\circ}_{\frac{cart}{Tal}} = 15.25 \cong 16 \frac{cart}{tal}$$

IV.1.6. *Diseño para el Primer Cuadrante*

a) **Burden máximo en el primer cuadrante (B_{max-1})**

Con los datos obtenidos anteriormente se reemplazarán en la Ec. 19 siendo estos:

- $A_{h0} = 0.554$ m.
- $q_0 = 0.962$ kg/m
- $RWS_{Anfo} = 1.02$
- $\phi_0 = 0.045$ m.
- $C = 0.369$

Se reemplazan en:

$$B_{max-1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}}$$

$$B_{max-1} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.554 * 0.962 * 1.02}{0.045 * 0.369}}$$

$$B_{max-1} = 0.504 \text{ m.}$$

b) **Burden practico en el primer cuadrante (B_{p1})**

La distancia con la que se dibujara el diseño en el primer cuadrante a partir del ancho de abertura en el arranque esta dado por la Ec. 20 teniendo los siguientes datos:

- $B_{max-1} = 0.504$ m.
- $\psi = 0.051$ m.

Se reemplaza en:

$$B_{p1} = B_{max-1} - \psi$$

$$B_{p1} = 0.504 - 0.051$$

$$B_{p1} = 0.452 \cong 0.5 \text{ m.}$$

c) Ancho de abertura en el primer cuadrante (A_{h1})

Al igual que el ancho de abertura en el arranque se debe calcular los valores de:

• **Cálculo de longitud de X_c y X_d**

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.554}{2} + 0.452 \text{ m.}$$

$$X_c = X_d = 0.729 \cong 0.7 \text{ m.}$$

Por lo tanto, el ancho de abertura en el primer cuadrante será:

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.733^2 + 0.733^2}$$

$$A_{h1} = 1.031 \cong 1.0 \text{ m}$$

d) Validación de datos para más cuadrantes

Para diseñar más cuadrantes reemplazamos los siguientes datos:

• $A_{h0} = 1.031 \text{ m.}$

• $L = 3.29 \text{ m.}$

En la Ec. 23 para la validación del primer cuadrante se tiene:

$$\frac{A_{h1}}{2} \leq \sqrt{L}$$

$$\frac{1.031}{2} \leq \sqrt{3.29}$$

$$0.5155 \leq 1.814$$

Se comprueba que la longitud lateral del ancho de abertura en el primer cuadrante es menor a la raíz cuadrada de la profundidad del taladro, por lo tanto, se requiere el diseño de un cuadrante más.

e) Densidad de carga en el primer cuadrante (q_1)

Tal como calculamos la densidad de carga en el arranque, igualmente se debe calcular para los taladros del primer cuadrante con la Ec. 23

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max-1}}{RWS_{Anfo} * \sin\left(\tanh^{-1}\left(\frac{A_{h0}}{2 * B_{max-1}}\right)^{1.5}\right)}$$

Donde:

- $\phi_0 = 0.045$ m.
- $B_{max-1} = 0.504$ m.
- $C = 0.369$
- $RWS_{Anfo} = 1.02$
- $A_{h0} = 0.554$ m.

Por lo tanto:

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.369 * 0.504}{1.02 * \sin\left(\tanh^{-1}\left(\frac{0.554}{2 * 0.504}\right)^{1.5}\right)}$$

$$q_1 = 0.759 \frac{kg}{m}.$$

f) Masa de explosivo por taladro en el primer cuadrante (Q_{e1})

Se tiene los datos de:

- $q_1 = 0.759$ kg/m.
- $L_c = 2.84$ m.

Se reemplaza en la Ec. 24

$$Q_{e1} = q_1 * L_c$$

$$Q_{e1} = 0.759 * 2.84$$

$$Q_{e1} = 2.156 \frac{kg}{tal}$$

g) Numero de cartuchos por taladro en el primer cuadrante $\left(N^{\circ}_{\frac{Cart}{Tal}} 1\right)$

Para el número de cartuchos por taladro en el primer cuadrante se tiene:

- $Q_{e1} = 2.156 \text{ kg/tal}$.

La cual se reemplaza en la Ec. 25

$$N^{\circ}_{\frac{Cart}{Tal}} 1 = \frac{Q_{e1}}{\text{Kg. de explosivo por cartucho}}$$

$$N^{\circ}_{\frac{Cart}{Tal}} 1 = \frac{2.156}{0.179}$$

$$N^{\circ}_{\frac{Cart}{Tal}} 1 = 12.045 \cong 13 \frac{cart}{tal}$$

IV.1.7. Diseño para los Sigüientes Cuadrantes

Para el cálculo de los siguientes cuadrantes, se realiza el mismo procedimiento al igual que para el primer cuadrante realizándose la comprobación correspondiente para la ejecución de más cuadrantes. De las cuales se obtiene el siguiente cuadro:

Tabla 15

Cuadro resumen del cálculo para los cuadrantes

Explosivo	Long. $X_i = X_j$	Ah i (m)	q (Kg/m)	Masa (Qe/tal)	N (c./tal)	N Tal.
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	0.729	1.031	0.759	2.156	13	4
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	1.152	1.629	0.731	2.079	12	4
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	1.627	2.300	0.743	2.111	12	4
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	2.125	3.005	0.77	2.196	13	
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	2.625	3.712	0.81	2.302	13	

Nota. Del cuadro anterior se determina el número de cuadrantes y la cantidad de cartuchos por taladro. Elaboración propia.

De la table N.º 15, se realizará 3 cuadrantes puesto que para la comprobación según la ecuación 33, el ancho de abertura del tercer cuadrante es mayor a la raíz cuadrada de la longitud del taladro perforado, por tal motivo solo se considera 3 cuadrantes.

IV.2. Diseño de la Malla de Perforación Propuesta

Una vez culminado los cálculos para el diseño del arranque y los cuadradores se realiza el resumen correspondiente con su respectiva representación gráfica.

Tabla 16

Diseño del arranque

Explosivo	Bpa	Bpb	Xa	Xb	A h ₀ (m)	N (c./tal)	N Tal.
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	0.22	0.35	0.32	0.45	0.55	16	4

Nota. Este cuadro corresponde al diseño del arranque y a la cantidad de cartuchos por taladro.

Elaboración propia

Tabla 17

Diseño de los cuadradores

Explosivo	Long. X _i = X _j	Ah _i (m)	q (Kg/m)	Masa (Qe/tal)	N (c./tal)	N Tal.
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	0.729	1.031	0.759	2.156	13	4
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	1.152	1.629	0.731	2.079	12	4
Emulnor 3000 1 1/4" X 8"	1.627	2.300	0.743	2.111	12	4

Nota. Este cuadro corresponde al diseño de los cuadradores y a la cantidad de cartuchos por taladro. Elaboración propia

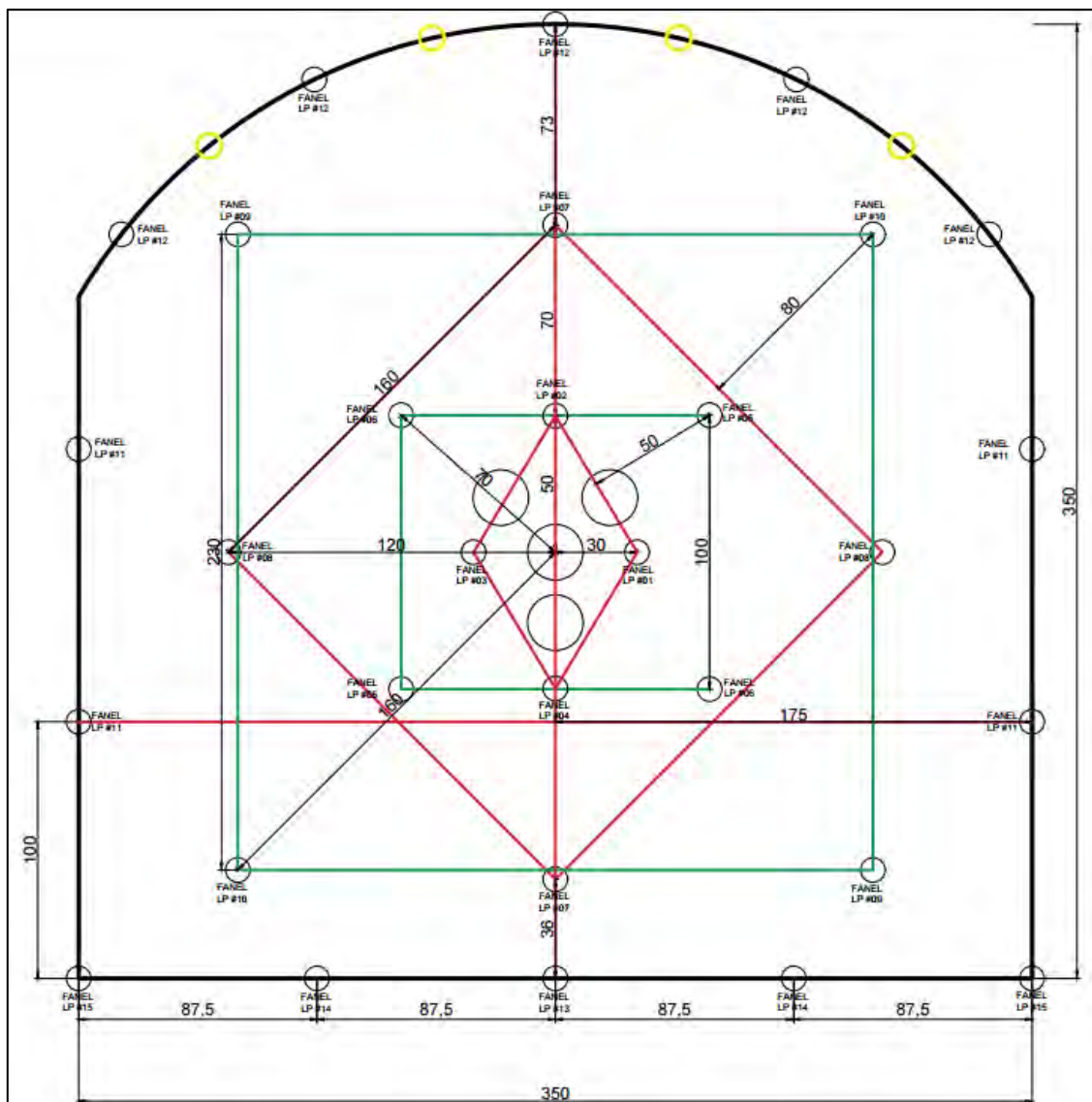
De la Table N°17, se detalla la distribución de taladros del primer, segundo y tercer cuadrante, así como la cantidad de cartuchos de emulsión por taladro en cada cuadrante.

El modelo matemático de Roger Holmberg se aplicará netamente a la modificación de la malla de perforación en el arranque y sus cuadradores de un frente de 3.5 m. x 3.5 m.

Dado las Tablas N° 16 y N° 17, se procede a graficar la nueva malla de perforación.

Figura 20



Malla de perforación propuesta



Nota. Esta ilustración corresponde a la nueva malla de perforación aplicado con el modelo matemático de Roger Holmberg. Elaboración propia

Para la nueva malla de perforación se considera 30 taladros de producción, 4 taladros de precorte para la corona y 4 taladros de alivio, haciendo un total de 38 taladros perforados por frente.

Tabla 18*Consumo de explosivo por frente*

Descripcion	Tal. Cargados	Cart./Taladro	Explosivo	Cartuchos	Kg. Explosivo
Arranque	4.00	16.00	E 3000 1 1/4"X8"	64.00	11.43
1er Cuadrante	4.00	13.00	E 3000 1 1/4"X8"	52.00	9.29
2do Cuadrante	4.00	12.00	E 3000 1 1/4"X8"	48.00	8.57
3er Cuadrante	4.00	12.00	E 3000 1 1/4"X8"	48.00	8.57
Hastiales	4.00	4.00	E 3000 1 1/4"X8"	16.00	2.86
Hastiales	4.00	8.00	E 1000 1 1/4"X8" 	32.00	5.56
Corona	5.00	4.00	E 3000 1 1/4"X8"	20.00	3.57
Corona	5.00	8.00	E 1000 1 1/4"X8" 	40.00	6.94
Arrastre	5.00	14.00	E 3000 1 1/4"X8"	70.00	12.50
TOTAL	30.00			390.00	69.29

Nota. Este cuadro corresponde a la cantidad de explosivo propuesto aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg. Elaboración Propia

De la Tabla N.º 18, nos detalla el consumo de explosivo con la nueva malla de perforación alcanzando a 69.29 kilogramos de explosivo por disparo. Se utilizará emulnor de 3000 1 ¼" x 8" para el arranque, cuadradores y arrastre, para los contornos se utilizará Emulnor 1000 1 ¼" x 8" acompañados de una cantidad mínima de emulnor de 3000 1 ¼" x 8" haciendo un total de 390 unidades de cartuchos.

Tabla 19*Malla de voladura propuesta*

Descripcion	FANEL LP															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Arranque	1	1	1	1												
1er Cuadrante					2	2										
2do Cuadrante							2	2								
3er Cuadrante									2	2						
Hastiales											4					
Corona												5				
Arrastre													1	2	2	

Nota. Este cuadro corresponde a la malla de voladura que será utilizado en el carguío y distribución de los taladros. Elaboración Propia

En la Tabla N.º 19, se detalla la nueva malla de voladura (retardos) para la distribución de faneles en los taladros del frente. En donde se realizará el carguío comenzando en la distribución de faneles en el arranque en sentido antihorario desde el taladro de producción más cercano a la cara libre.

IV.3. Tablas de Resumen

Al aplicar el modelo matemático de Holmberg en la perforación del frente y cambiar la malla de voladura se obtendrá los siguientes resultados en:

➤ Perforación

Tabla 20

Pies perforados por disparo

Descripcion	Propuesta Cantidad	Unidad
Taladros perforados	38.00	Unidades
Nro Rimados	4.00	Unidades
Longitud de perforacion	10.80	Pies
PP Broca 45 mm.	410.40	PP
Vida Util de Broca 45 mm.	600.00	PP
Rend. Broca 45 mm.	1.46	Disparos
PP Broca 102 mm.	43.20	PP
Vida Util de Broca 102 mm.	700.00	PP
Rend. Broca 102 mm.	16.20	Disparos

Nota. Este cuadro corresponde a la cantidad de pies perforados por disparo y al rendimiento de los aceros de perforación. Elaboración propia

Al realizar la modificación de la malla de perforación se ejecutará 410.4 pies perforados por disparo donde el rendimiento teórico de la broca de 45 mm. Será de 1.46 disparos y de la broca de 102 mm. Será de 16.2 disparo.

➤ **Voladura**

Tabla 21

Consumo de explosivo por disparo

Descripcion	Cantidad	Unidad	Kg.
E 3000 1 1/4"X8"	318.00	Unidades	56.79
E 1000 1 1/4"X8"	72.00	Unidades	12.50
TOTAL	390.00	Unidades	69.29

Nota. Este cuadro corresponde a la cantidad de explosivo a utilizar por disparo aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg. Elaboración propia

Con la nueva malla de voladura se consumirá un total de 69.29 kilogramos por disparo, el cual equivale a 318 unidades de Emulnor de 3000 1 1/4"x8" y 72 unidades de Emulnor de 1000 1 1/4"x8".

Tabla 22

Factor de carga lineal

Descripcion	Propuesta	Unidad
Avance por disparo	3.11	Metros/disparo
Kg. Explosivo por disparo	69.29	Kg./ disparo
Factor de carga lineal	22.28	Kg./m.l.

Nota. Este cuadro corresponde a los objetivos esperados tras aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg. Elaboración propia

Con el nuevo consumo de explosivo propuesto nuestro factor de carga lineal disminuirá a 22.28 Kilogramos de explosivo por metro lineal avanzado. Teniendo un avance

por disparo de 3.11 metros. Estos datos fueron tomados del historial en la prueba de la muestra, realizando el seguimiento de cada disparo tomando los datos en campo de explosivos y contras para la medición del avance real.

IV.4. Costo de Sostenimiento

Originalmente, la deficiencia en la voladura (sobre excavación) obligaba al uso de mallas electrosoldadas junto con pernos Split set. Con la optimización de la malla de perforación, se logró un perfil de labor mas suave, permitiendo el cambio de sostenimiento basado únicamente a pernos Split set de 7 pies espaciado a 1.5 x 1.5.

En una labor de 3.5 m. x 3.5 m. se colocan 5 pernos por fila en un metro de avance, teniendo en cuenta que el costo de instalación de 1 perno Split set es de \$18.50 por unidad y el costo de la malla electrosoldada por metro lineal es de \$45.00. Se tiene la siguiente tabla:

Tabla 23

Comparativo de costos en Sostenimiento

	Antes	Despues
Descripcion	Costo/metro lineal	Costo/metro lineal
Perno Split set 7 pies	\$ 92.50	\$ 92.50
Malla Electrosoldada	\$ 45.00	\$ -
Total Sostenimiento	\$ 137.50	\$ 92.50

Nota. Tabla comparativa en los costos antes y después de aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg. Elaboración propia.

De la Tabla N.º 23 se evidencia una reducción en el costo de sostenimiento de \$45.00 (32.7% menos)

IV.5. Costo de Limpieza y Acarreo (Scoop 4.2 yd3)

El rendimiento del scoop de 4.2 Yd3 está directamente ligado a la fragmentación de la roca. Al optimizar, se redujo la presencia de bolones, disminuyendo el tiempo de ciclo de carga.

- **Costo horario del Scoop 4.2 yd3:** \$85.00/hora (incluye combustible, llantas, mantenimiento y operador).

- **Rendimiento anterior:** 2.5 horas por limpieza de disparo (avance 2.8 metros) Costo: \$212.50.
- **Rendimiento actual:** 2.2 horas por limpieza de disparo (avance 3.11 metros) Costo: \$187.00.
- **Costo por metro lineal:** Disminuye de \$75.89/metro a \$60.12/metro.

IV.6. Costo de Mano de Obra (MO)

La mano de obra es un costo fijo por guardia. Al incrementar el avance por disparo, el costo de la mano de obra por metro lineal disminuye.

- **Personal:** 1 Maestro perforista y 1 ayudante perforista. Costo por guardia (planilla + epp): \$120.00
- **Costo MO (Antes):** $\$120.00/2.79 \text{ m} = \$43.01/\text{metro}$.
- **Costo MO (Después):** $\$120.00/3.11 \text{ m} = \$38.58/\text{metro}$.

Capítulo V

Resultados y Discusión

V.1. Cuadros Comparativos

V.1.1. Análisis Comparativo de Perforación

Tabla 24

Comparativo de aceros de perforación

Descripción	Propuesta	Actual	Diferencia	Unidad
Taladros perforados	38.00	34.00	4.00	Unidades
Nro Rimados	4.00	3.00	1.00	Unidades
Longitud de perforacion	10.80	10.80	0.00	Pies
PP Broca 45 mm.	410.40	367.20	43.20	PP
Vida Util de Broca 45 mm.	600.00	600.00	0.00	PP
Rend. Broca 45 mm.	1.46	1.63	-0.17	Disparos
PP Broca 102 mm.	43.20	32.40	10.80	PP
Vida Util de Broca 102 mm.	700.00	700.00	0.00	PP
Rend. Broca 102 mm.	16.20	21.60	-5.40	Disparos
PP Barra de 12 pies	453.6	399.6	54.00	PP
Vida Util Barra 12 pies	6100.00	6100.00	0.00	PP
Rend. Barra 12 pies	13.45	15.27	-1.82	Disparos
PP Shank	453.60	399.60	54.00	PP
Vida Util Shank	6100.00	6100.00	0.00	PP
Rend. Shank	13.45	15.27	-1.82	Disparos
PP Coupling	453.60	399.60	54.00	PP
Vida Util Coupling	6100.00	6100.00	0.00	PP
Rend. Coupling	13.45	15.27	-1.82	Disparos

Nota. Elaboración propia basada en datos del campo.

La implementación del diseño de perforación basado en el algoritmo de Roger Holmberg incrementó la densidad de carga a 38 taladros de producción y 4 de escariado. En relación con el esquema previo, esto representa una adición de cuatro perforaciones productivas y una de alivio. Esta modificación técnica conlleva una reducción colateral en la vida útil de los insertos de 45 mm y 102 mm, con caídas de 0.17 y 5.4 disparos respectivamente. Asimismo, los accesorios de perforación como barras de 12 pies, culatines y coples experimentan un descenso en su rendimiento de 1.82 disparos.

V.1.2. Análisis Comparativo de Voladura

Tabla 25

Comparativo de Voladura por disparo

Descripción	Propuesta	Actual	Diferencia	Unidad
E 3000 1 1/4"X8"	318.00	280.00	38.00	Unidades
E 1000 1 1/4"X8"	72.00	144.00	-72.00	Unidades
Pentacord	30.00	15.00	15.00	Metros
Carmex	2.00	2.00	0.00	Unidades
Fane LP	30.00	31.00	-1.00	Unidades
Avance por disparo	3.11	2.79	0.32	Metros/disparo
Kg. Explosivo por disparo	69.29	75	-5.71	Kg./ disparo
Factor de carga lineal	22.28	26.88	-4.60	Kg./m.l.

Nota. Elaboración propia basada en datos del campo.

Anteriormente el consumo de explosivo por frente era de 75 kilogramos por disparo donde se evidenciaba cartuchos de emulnor en el piso y taladros sobrecargados hasta la boca. Con la nueva malla de voladura se controla de mejor manera el consumo de explosivo, puesto que se pide una cantidad necesaria por taladro ya no teniendo un sobre consumo de explosivo ni el desperdicio de estos.

Al distribuir de mejor manera los explosivos en los taladros y realizando el carguío de manera correcta se evidencio una mejora en el avance por disparo siendo anteriormente 2.79 metros de avance, actualmente se tiene 3.11 metros de avance en promedio, en consecuencia

el factor de carga lineal se optimiza de 26.88 kilogramos por metro lineal a 22.28 kilogramos por metro lineal, al disminuir el explosivo utilizado en la roca también se mejoró las condiciones del terreno teniendo mayor control en los hastiales y corona de labor.

Figura 21

Cañas en corona de labor



Nota. Esta fotografía evidencia las cañas dejadas en la corona después del disparo, así controlar la sección de la labor. Fotografía propia

V.2. Análisis Comparativo de Costos

V.2.1. Análisis comparativo en costos de perforación

Tabla 26

Comparativo en el costo de perforación

Descripción	Costo/PP	Diferencia	Costo/Disp.
Broca 45mm.	\$ 0.15	43.20	\$ 6.44
Broca 102 mm.	\$ 0.32	11	\$ 3.47
Barra 12 pies	\$ 0.08	54.0	\$ 4.32
Shank	\$ 0.05	54.0	\$ 2.43
Coupling	\$ 0.02	54.0	\$ 0.81
TOTAL			\$ 17.46

Nota. Elaboración propia

En cuanto a la perforación del frente se tiene un incremento de costo por el mayor consumo de aceros a raíz de realizar más taladros por frente. Este incremento en la perforación se cuantifica en la broca de 45 mm, broca de 102 mm, barra de perforación, shank y coupling. Todos estos son netamente aceros de perforación siendo en total 17.46 dólares más por disparo con respecto a la malla de perforación anterior.

V.2.2. Análisis comparativo en costos de voladura

Tabla 27

Comparativo en costo de voladura

Descripcion	Cantidad	Unidad	Costo/Unid.	Costo/disparo
E 3000 1 1/4"X8"	38.00	Unidades	\$ 0.34	\$ 12.89
E 1000 1 1/4"X8"	-72.00	Unidades	\$ 0.31	\$ -22.00
Pentacord	15.00	Metros	\$ 0.19	\$ 2.85
Carmex	0.00	Unidades	\$ 0.61	\$ -
Fane LP	-1.00	Unidades	\$ 1.00	\$ -1.00
Total				\$ -7.26

Nota. Elaboración propia

En el consumo de explosivo, anteriormente se llevaba a la labor 3 cajas de emulnor siendo un total de 75 kilogramos por disparo y en el consumo de faneles se realizaba el carguío del rompeboca en el arranque consumiendo un total de 31 unidades por disparo, con la nueva malla de perforación y voladura se destina para el frente perforado 56.79 kg. De emulnor de 3000 1 1/4"x8" y 12.50 kg. De emulnor de 1000 1 1/4"x8" siendo 69.29 kilogramos de explosivo, se redujo también el consumo de faneles a 30 unidades por disparo tan solo aumentando el consumo de pentacord para la activación de la columna completa en el arranque de 15 metros a 30 metros por disparo.

Cuantificando la diferencia en el consumo de explosivo se ahorrará un total de 7.26 dólares por disparo.

V.2.3. Análisis comparativo del factor del avance por disparo

Tabla 28

Comparativo en costo por metro de avance lineal

Descripcion	Cantidad	Unidad	Costo/Unid.	Costo/disparo
Avance por disparo	0.32	m/disparo	\$ 404.15	\$ 129.33
Kg. Explosivo por disparo	-5.71	kg./disparo		\$ -
Factor de carga lineal	-4.60	kg./m.l.		\$ -

Nota. Elaboración propia

El avance por disparo se mejora en 0.32 metros por disparo dando como resultado \$129.33 más por disparo, lo que refleja también en los kpis de voladura como el factor de carga lineal que se reduce en 4.6 kg. De explosivo utilizado para un metro lineal de avance.

V.3. Evaluación de Económica

En promedio por mes se realiza un total de 218 disparos en la zona de Coturcan, en base a este dato se realizará la evaluación técnica y económica con la propuesta del modelo matemático de Roger Holmberg. A continuación, en la tabla 29, se detalla el comparativo económico que sustenta la viabilidad del presente trabajo de investigación:

Tabla 29

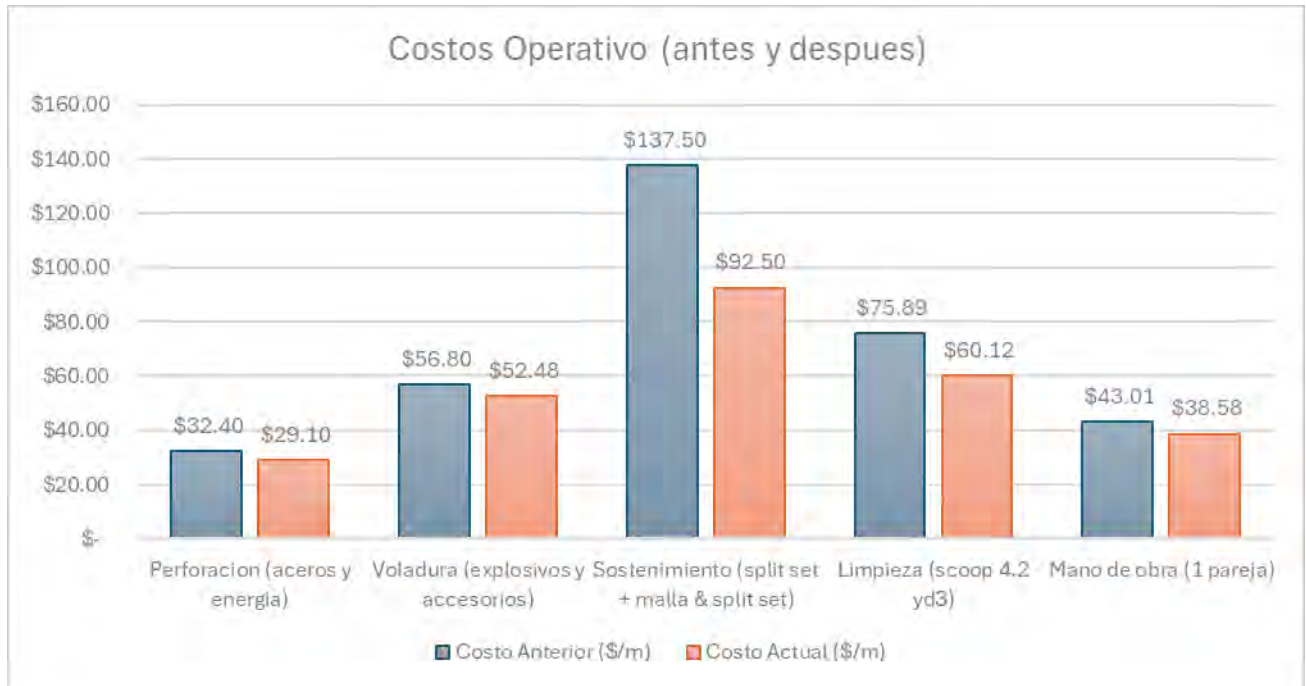
Tabla comparativa de costos – Ciclo de minado

Item de Costo	Avance 2.79 metros		Avance 3.11 metros		Variacion (\$/m)	% de ahorro
	Costo Anterior (\$/m)	Costo Actual (\$/m)	Costo Anterior (\$/m)	Costo Actual (\$/m)		
Perforacion (aceros y energia)	\$ 32.40	\$ 29.10	\$ 32.40	\$ 29.10	\$ -3.30	10.19%
Voladura (explosivos y accesorios)	\$ 56.80	\$ 52.48	\$ 56.80	\$ 52.48	\$ -4.32	7.61%
Sostenimiento (split set + malla & split set)	\$ 137.50	\$ 92.50	\$ 137.50	\$ 92.50	\$ -45.00	32.73%
Limpieza (scoop 4.2 yd3)	\$ 75.89	\$ 60.12	\$ 75.89	\$ 60.12	\$ -15.77	20.78%
Mano de obra (1 pareja)	\$ 43.01	\$ 38.58	\$ 43.01	\$ 38.58	\$ -4.43	10.30%
Total Costo Operativo	\$ 345.60	\$ 272.78	\$ 345.60	\$ 272.78	\$ -72.82	21.07%

Nota. La tabla 29, presenta una comparativa detallada de los costos operativos antes y después de la implementación de la propuesta de mejora.

Figura 22

Gráfico comparativo de costos unitarios



Se observa una reducción de 21.07% en el coto total por metro lineal. Esta optimización económica se fundamenta en los siguientes puntos clave:

- Sostenimiento:** Representa el ahorro más significativo del análisis. La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg permitió un control mas preciso de la energía explosiva, reduciendo la sobre excavación y daño al macizo rocoso remanente. Esto permitió el cambio de sostenimiento de un sistema combinado (malla & Split set) a uno simple (Split set) en las zonas donde la calidad geomecánica lo permitía, sin comprometer la seguridad.
- Limpieza y Acarreo:** Se logro una reducción del 20.8% en el costo de limpieza. Al disminuir la sobre excavación, el scoop de 4.2 yd3 incremento su eficiencia de llenado, reduciendo los tiempos de ciclo y el desgaste del equipo por metro avanzado.

- **Perforacion y voladura:** Muestran ahorros directos por la redistribución de la carga y el mejor aprovechamiento de los aceros.
- **Mano de obra (MO):** Al incrementar el avance real de 2.79 metros a 3.11 metros, los costos fijos por guardia se diluyen sobre una mayor longitud de avance, mejorando la productividad del personal operativo en un 10.3%.

Tras aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg para el cambio de la malla de perforación y voladura en las galerías, se logró mejorar el avance por disparo en 0.32 metros por disparo los mismo que anteriormente se quedaban como tacos tras la voladura del frente como en la siguiente fotografía.

Figura 23

Taco tras la voladura de un frente



Nota. Esta fotografía evidencia los tacos luego de la voladura antes de aplicar el modelo matemático de Roger Holmberg. Fotografía propia

Conclusiones

1. Se determinó que el rediseño de la malla de perforación y voladura mediante el modelo matemático de Roger Holmberg incremento el avance lineal promedio de 2.79 metros a 3.11 metros en la Galería 0370. Este incremento del 11% valida la hipótesis general, demostrando que una base teórica matemática es superior al diseño empírico para optimizar la eficiencia operativa en la Unidad Minera Lincuna S.A.

2. Se concluye que el control de las deficiencias en el consumo de explosivos permitió mitigar los errores del proceso operativo. La implementación de la nueva carga específica redujo el consumo de 75 kg a 69.29 kg por disparo (7.6% menos), validando la hipótesis de que un diseño de carga optimizado reduce el desperdicio de insumos.

3. La estandarización de la nueva malla de perforación permitió el cumplimiento de los objetivos de producción mensual al asegurar un avance real más cercano al avance teórico. Esta mejora en la calidad del disparo (menor sobre rotura) facilitó un ahorro en sostenimiento de \$45.00 por metro lineal, al pasar de un sistema de Split set con malla electrosoldada a solo Split set, confirmando que la estabilidad de la labor está ligada directamente a la precisión de la voladura.

4. El análisis económico integral demostró que la propuesta de mejora reduce el costo operativo total por metro lineal en un 21.1% (\$72.82/metro ahorrado). Al incluir la optimización de la limpieza con scoop de 4.2 yd³ y la dilución de la mano de obra, se confirma la hipótesis de que el modelo de Holmberg optimiza los costos operativos generales, generando ingresos adicionales valorizados en \$28,064.02 para el periodo evaluado.

Recomendaciones

1. Para mantener el incremento del 11% en el avance lineal, se recomienda institucionalizar el uso de guías de alineamiento de perforación y el marcado riguroso del frente por topografía, asegurando que los parámetros de Holmberg se apliquen con una desviación mínima en las galerías.

2. Se recomienda a la jefatura de guardia realizar auditorías periódicas de las cargas explosivas por taladro, verificando que no se excedan los 69.29 kg calculados, especialmente en la zona de arrastre y ayudas, para mantener la reducción del 7.6% en el consumo de insumos.

3. Dada la transición exitosa a un sostenimiento de solo Split set, se recomienda realizar un monitoreo geomecánica continuo de la calidad del macizo rocoso. Si el RMR de 45 descendiera debido a condiciones geológicas imprevistas, se debe ajustar inmediatamente el burden de Holmberg para evitar la inestabilidad.

4. Para asegurar la sostenibilidad del ahorro de \$72.82 por metro lineal, se recomienda integrar el cuadro comparativo de costos en los reportes de control de gestión mensual, permitiendo que la gerencia visualice el ahorro no solo en explosivos, sino en la eficiencia de limpieza y el rendimiento de la mano de obra.

Referencias Bibliográficas

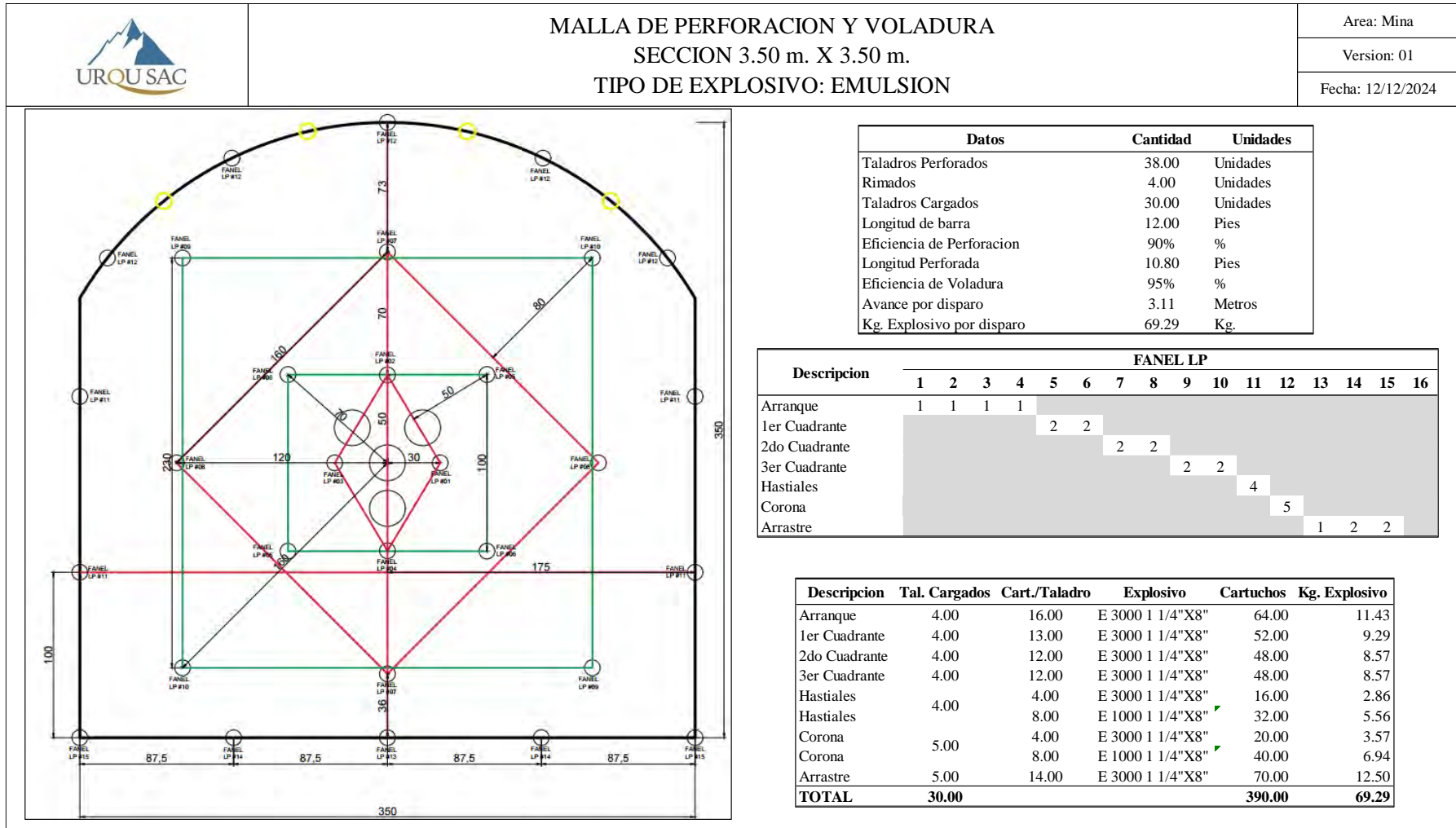
- Arrio, O. E. (2018). *Evaluacion de la metodologia Roger Holmberg para el diseño de tuneles mineros*. Santiago: Universidad Nacional Andres Bello.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologist in mining, civil and petroleum engineering*.
- CORNEJO, M. R. (2009). *DESCRIPCIÓN CUANTITATIVA DE LOS PROCESOS DE EXTRACCIÓN Y REDUCCION DE MINERAL EN LA MINERIA DE COBRE A CIELO ABIERTO*. SANTIAGO - CHILE.
- Cuadra, P. R. (2010). *Mecanica de Rocas Aplicada a la Minería Metalica Subterranea*. Madrid. EXSA, Soluciones Exactas. (2024). *Manual Practico de Voladura* (QUINTA ed.). EXSA.
- Gomez, J. H. (2013). *Perforacion y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid: Universidad Politecnica de Madrid. doi:10.20868/UPM.book.21848
- Lowrie, R. (2002). *SME Mining Reference Handbook, Society for Mining, Metallurgy and Exploration*.
- Massaro, A. S. (2021). *EXPLORACION Y DESARROLLO DE HIDROCARBUROS*. Obtenido de IAPG: <https://www.iapg.org.ar/conexplo/geomecanica.html>
- OSINERGMIN. (2017). *GUIA DE CRITERIOS GEOMECANICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCION, SUPERVISION Y CIERRE DE LABORES SUBTERRANEAS* (Mayo 2017 ed.). (OSINERGMIN, Ed.) LIMA, PERU: OSINERGMIN.
- Prado, L. A. (2022). *Glosario de Terminos Mineros*. Arequipa: Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa.
- Quispe, E. J. (2017). *ALGORITMO HOLMBERG*.
- Rodriguez, J. A. (2010). *Propiedades fisicas: Densidad y Porosidad*. España: Universidad de Oviedo.
- Seguros, P. C. (2017). *Guia de Seguridad para ventilacion de minas subterraneas*. Bogota.
- Significados, E. d. (2013). *Enciclopedia SIGNIFICADOS*. Obtenido de Significados: <https://www.significados.com/mineria/>
- VELARDE, E. C. (2017). *DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA POR EL METODO ROGER HOLMBERG PARA REDUCIR LAS INCIDENCIAS DE VOLADURAS DEFICIENTES EN CIA MINERA ARES S.A.C. - U.O. ARCATA*. PUNO: UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO.

Anexos

a) Matriz de Consistencia

PROBLEMA DE INVESTIGACION	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES	METODOLOGIA	POBLACION Y MUESTRA
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLES INDEPENDIENTES	DIMENSIONES INDEPENDIENTES	INDICADORES INDEPENDIENTES	TIPO	POBLACION
¿De que manera la propuesta de mejora en los parametros de perforacion y voladura optimiza la eficiencia operativa y la rentabilidad economica en la zona Coturcan?	Establecer una propuesta de mejora en los parametros de perforacion y voladura para optimizar la eficiencia operativa y rentabilidad economica en la zona Coturcan.	La propuesta de mejora en los parametros de perforacion y voladura optimiza significativamente la eficiencia operativa y la rentabilidad economica en la zona Coturcan.	Optimizacion de los parametros de perforacion y voladura	Diseño de Malla de Perforacion	Malla de Perforacion Burden y Espaciamiento (m) Diametro de taladro de alivio y produccion (m)	Aplicada: Se utiliza el conocimiento teorico (Modelo de Holmberg) para resolver un problema practica en la Unidad Minera.	Todas las labores de desarrollo (Galerias) de la Zona Coturcan en la Cia. Minera Lincuna S.A.
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICAS		Carga Explosiva	Tipo de explosivo (Emulnor/Anfo)	NIVEL	MUESTRA
¿Cómo influye el diseño de la nueva carga especifica en al reduccion del consumo de explosivos?	Determinar el impacto del rediseño de la carga especifica mediante el modelo de Roger Holmberg en la reduccion del consumo de explosivos por disparo.	El diseño de una nueva carga especifica permite reducir el consumo de explosivos.			Secuencia de Iniciacion	Descriptivo - Correlacional / Explicativo: Describe la situacion actual y explica como los cambios en la perforacion afectan los costos y el avance	30 ciclos de minado en la Galeria 0370 (15 disparos bajo el metodo tradicional y 15 disparos aplicando la propuesta de mejora)
					Carga Explosiva (kg/disp) Factor de carga (kg/m3)		
			VARIABLES DEPENDIENTE	DIMENSIONES DEPENDIENTES	INDICADORES DEPENDIENTES	DISEÑO	TECNICAS
¿En que medida la estandarizacion de la malla de perforacion mediante el modelo de Roger Holmberg impacta en la calidad del disparo y la reduccion de costos de sostenimiento?	Evaluar la influencia de la malla de perforacion estandarizada en la calidad del disparo y la optimizacion de los costos de sostenimiento	La estandarizacion de la malla de perforacion mejora la estabilidad de la labor, reduciendo la necesidad de malla electrosoldada.	Eficiencia Operativa y Rentabilidad economica	Eficiencia Tecnica y Operativa	Avance real por disparo (m)	Cuasi - experimental: Se realiza una comparacion de grupos "Antes" (Diseño empirico) y "despues" (Propuesta de mejora)	Observacion directa en campo, analisis documental (reportes de guardia) y medicion tecnica de frentes.
					Eficiencia de avance (%)		
					Sobre Rotura (%)		
					Calidad de Macizo Rocoso		
						METODO	INSTRUMENTOS
¿Cuál es el impacto de la optimizacion integral de los ciclos de minado en la rentabilidad economica por metro lineal?	Analizar la rentabilidad economica total de la propuesta mediante la optimizacion de los ciclos de minado.	La optimizacion integral reduce el costo por metro lineal, generando una mayor utilidad por labor avanzada		Rentabilidad Economica del ciclo	Costo de perforacion y voladura (\$/m) Costo de Sostenimiento (\$/m) Costo de Limpieza y Acarreo (\$/m) Rentabilidad Economica (\$/m)	Científico	Reporte de explosivos Reporte de equipos Precios Unitarios Equipos de medicion (medidor laser, cinta metrica)

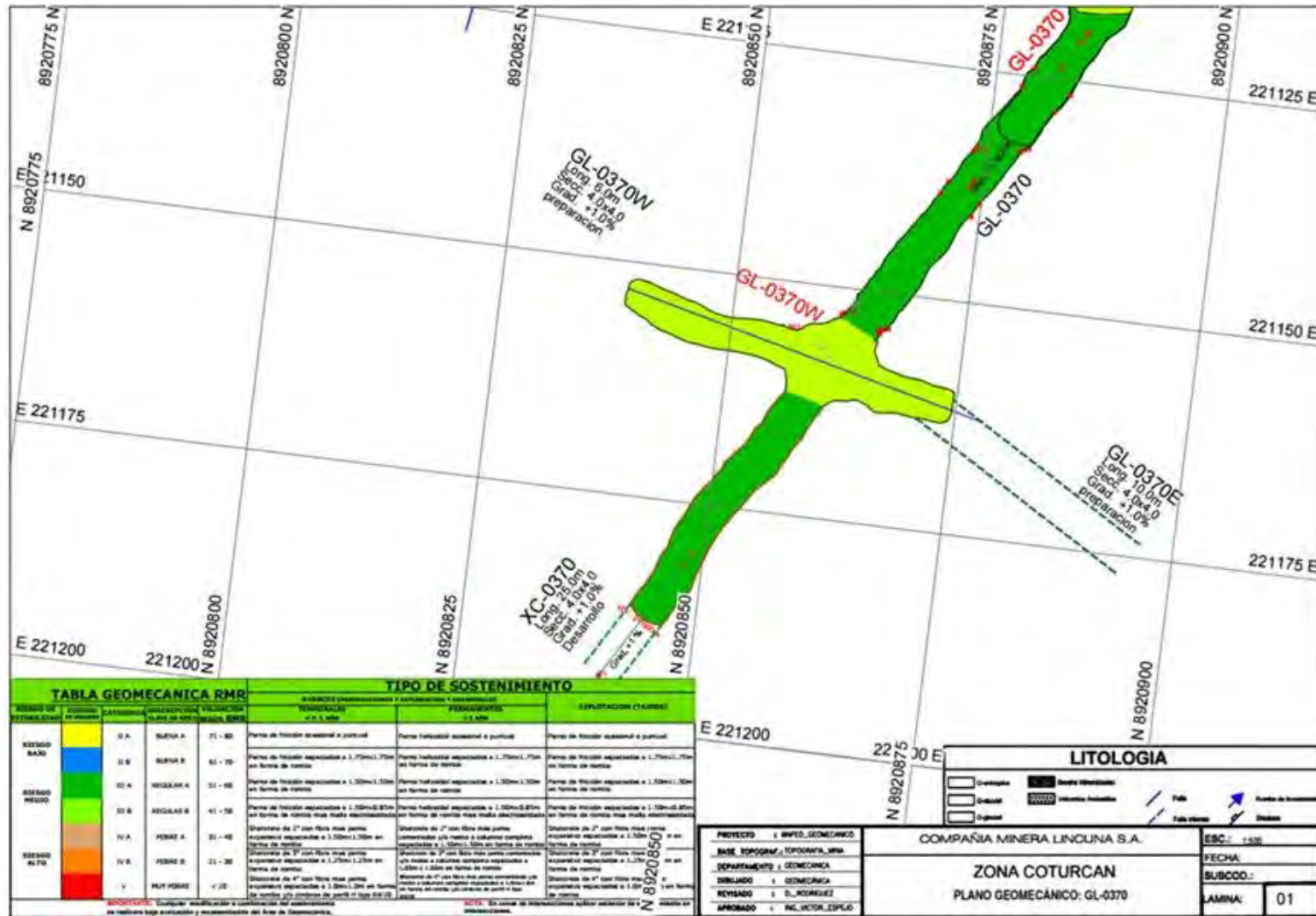
b) Nueva Malla de Perforación y Voladura



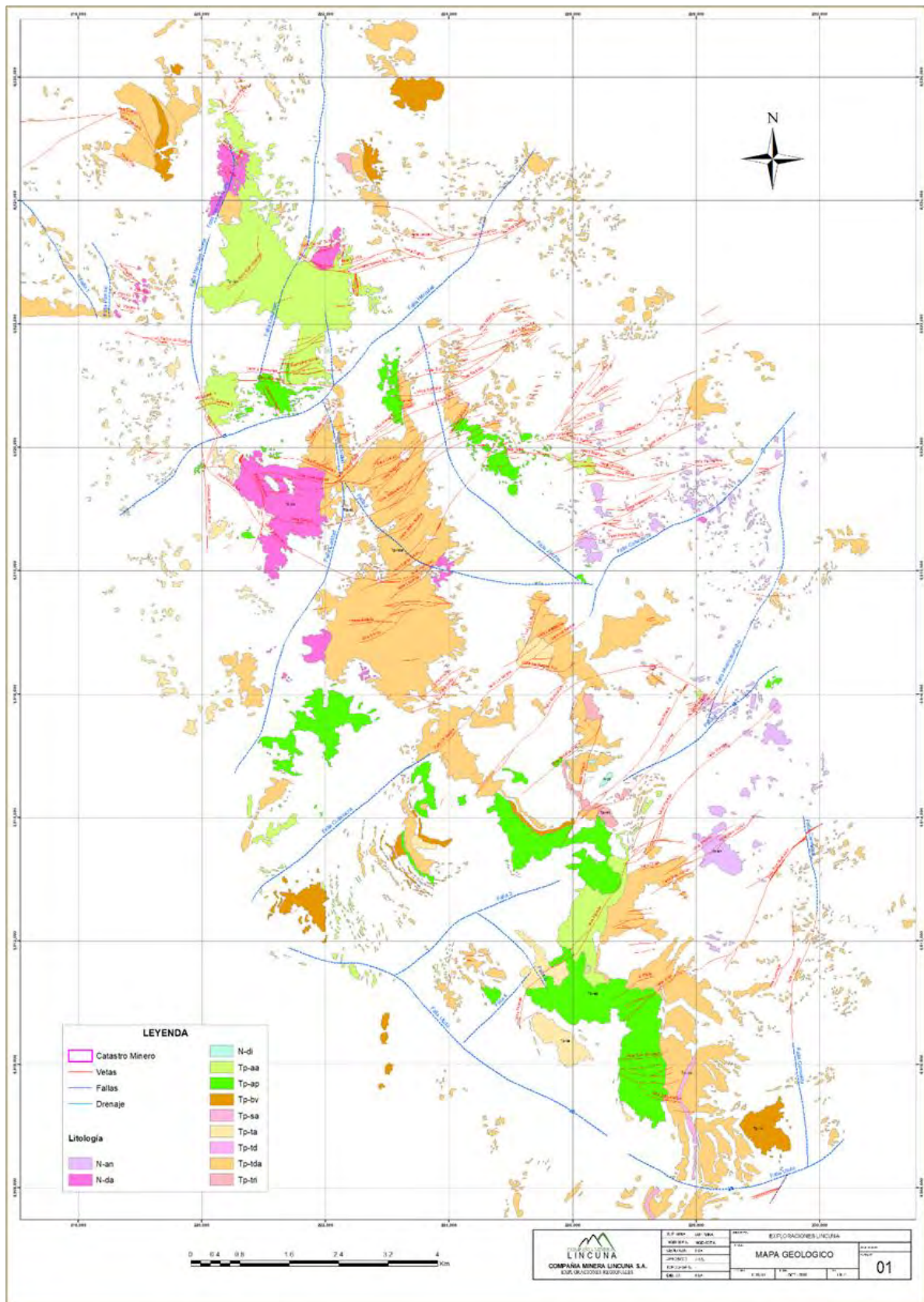
c) Base de Datos de Perforacion y Voladura

Año	Fecha	Turno	Jefe de Guardia	LABOR	Zona	Sección	Avance Real	Tipo Voladu	# DE TALADROS	#_de_Taldr RIMAD	PENTACORD (MTS)	FANEL LP (UND)	FANEL MS (UND)	KG EXPLOSIVO
2024	22/10/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.75	FRENTE	34	3	15	35	1	75
2024	23/10/2024	DIA	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.7	FRENTE	35	3	15	34	1	75
2024	23/10/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.7	FRENTE	36	3	15	35	1	75
2024	24/10/2024	DIA	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.8	FRENTE	31	3	15	30	1	75
2024	24/10/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.7	FRENTE	36	3	15	34	1	75
2024	25/10/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.75	FRENTE	36	3	15	35	1	75
2024	25/10/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.85	FRENTE	36	3	15	35	1	75
2024	26/10/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.85	FRENTE	36	3	15	34	1	75
2024	27/10/2024	DIA	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.8	FRENTE	35	3	15	35	1	75
2024	28/10/2024	DIA	ALVARO GARAY GIANMARCO	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.8	FRENTE	31	3	15	31	2	75
2024	28/10/2024	NOCHE	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.88	FRENTE	31	3	15	35	1	75
2024	29/10/2024	NOCHE	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.9	FRENTE	31	3	15	31	1	75
2024	30/10/2024	NOCHE	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.8	FRENTE	31	3	15	32	1	75
2024	31/10/2024	NOCHE	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.7	FRENTE	31	3	15	31	1	75
2024	1/11/2024	NOCHE	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.85	FRENTE	31	3	15	30	1	75
2024	2/11/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.2	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	3/11/2024	DIA	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.12	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	3/11/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.15	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	5/11/2024	DIA	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.2	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	6/11/2024	NOCHE	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.13	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	8/11/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	2.9	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	10/11/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.18	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	12/11/2024	DIA	CORREA BARDALES JOSE MIGUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.08	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	15/11/2024	NOCHE	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370E	COTURCAN	3.5x3.5	3.15	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	15/11/2024	NOCHE	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	17/11/2024	DIA	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	2.8	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	19/11/2024	NOCHE	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.3	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	22/11/2024	DIA	VICTORIO RODRIGUEZ FELIX	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.1	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	24/11/2024	NOCHE	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.25	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429
2024	28/11/2024	NOCHE	VELLACA VELA MANUEL	GL-0370W	COTURCAN	3.5x3.5	3.12	FRENTE	38	4	30	30		69.28571429

d) Plano Geomecanico



f) Plano Geologico Local – Lincuna



h) Precio Unitario – Lincuna

TIPO DE LABOR HORIZONTAL

GALERIA - CRUCERO - BYPASS SECCION 3.50 x 3.50 C/ JUMBO DD 210 Y SCOOPTRAM R1300G 4.2 YD3

EMULSION

TIPO CAMBIO 3.368

PARAMETROS						TIPO CAMBIO	3.368
Ancho de Labor	m	3.50	Densidad Mineral Roto	Tn /m3	3.0		
Altura de Labor	m	3.50	Densidad Desmonte Roto	Tn/m3	2.5		
Equipo Limpieza	E	R1300G	Toneladas Rotas Mineral	Tn	110.14		
Taladros Perforados	uni	35	Pies perforados	pies	387.6		
Taladros de Alivio	uni	3	Rendimiento Equipo a 150	m3/Hr	21.71		
Barra de Perforacion	pies	12	Factor de Carga	Kg/m3	2.03		
Eficiencia de erforacion	%	0.85	Factor De Potencia	Kg/Tn	0.68		
Longitud efectiva de perforacion	m	3.11	Factor de Avance	Kg/Mts	24.85		
Eficiencia Voladura	%	0.96					
Longitud Efectiva de Avance	m	3.0					
Volumen Removido	m3	36.71					
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO S/	BB. SS %	SUBTOTAL S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Maestro Jumbero	1	103.10	1.20	226.35	0.50	33.41	11.15
Ayudante Jumbero	1	68.10	1.20	149.51	0.50	22.06	7.36
Cargadores Maestro	1	68.10	1.20	149.51	0.50	22.06	7.36
Cargador Ayudante	1	58.10	1.20	127.56	0.50	18.82	6.28
Operador Scoop	1	81.40	1.20	178.71	0.50	26.37	8.80
Bodeguero	1	63.10	1.20	138.53	0.30	12.27	4.09
ing. De Guardia	1	229.77	0.64	377.86	0.30	33.46	11.16
Capataz	1	109.77	1.20	240.99	0.30	21.34	7.12
Maestro Desatador	1	68.10	1.20	149.51	0.30	13.24	4.42
Ayudante Desatador	1	58.10	1.20	127.56	0.30	11.29	3.77
SUBTOTAL MANO DE OBRA						71.51	
EPP	Cantidad	Costo /Dia US \$	Incidencia Dia/Labores			SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Maestro Jumbero	1	4.17	0.33			1.39	0.46
Ayudante Jumbero	1	3.37	0.33			1.12	0.37
Cargadores Maestro	1	3.10	0.33			1.03	
Cargador Ayudante	1	3.10	0.33			1.03	0.34
Operador Scoop	1	3.30	0.33			1.10	0.37
Bodeguero	1	3.10	0.20			0.62	0.21
Ing De Guardia	1	3.10	0.20			0.62	0.21
Capataz	1	3.10	0.20			0.62	0.21
Maestro Desatador	1	3.10	0.20			0.62	0.21
Ayudante Desatador	1	3.10	0.20			0.62	0.21
SUBTOTAL EPP						2.58	
HERRAMIENTAS		Costo /Dia US \$	Incidencia Dia / Labores			SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Herramientas menores		9.96	1			9.96	3.32
PERFORACION		Precio Unitario US \$	Vida Util PP	Cost. Unit. US \$ PP	P P Por Disparo	SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Shank Adapter T 38		271.9	6100	0.045	387.6	17.28	5.76
Acople		89.18	6100	0.015	387.6	5.67	1.89
Barra de Extension R38 (12 pies)		488.67	6100	0.080	387.6	31.05	10.36
Broca R32 x 45		89.64	600	0.149	387.6	57.91	19.32
Adaptador piloto R32 x 12"		293.93	600	0.490	387.6	14.99	5.00
Broca Rimadora R32 x 102 mm		224.77	700	0.321	30.6	9.83	3.28
Afiladoras de Copas		2300	150000	0.015	387.6	5.94	1.98
Copas de afilado		169	3500	0.048	387.6	18.72	6.24
Manguera de 1" (50 m)		155.50	42000	0.004	387.6	1.44	0.48
SUB TOTAL PERFORACION						162.81	54.32
EXPLOSIVOS	Unidad	CANTIDAD	Precio Unitario US \$			SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Emulnor 1000 1" 1/4 x 8"	Un	60	0.31			18.33	6.12
Emulnor 3000 1" 1/4 x 8"	Un	369	0.34			125.20	41.77
ANFO	Kg.	0	0.68			0.00	0.00
Fanel MS (4,8 m)	Un.	4	1.00			4.00	1.33
Fanel LP (4,8 m)	Un.	28	1.00			28.00	9.34
Cordon Delonante	m	25	0.19			4.75	1.58
Carmex	Un.	2	0.61			1.23	0.41
Mecha rapida	m	0.2	0.39			0.08	0.03
SUB TOTAL EXPLOSIVOS						181.58	60.59
EQUIPOS		Precio Unitario US \$ / Hr	Rendimiento PPp/Hr - M3/Hr	Horas Trabajadas	PETROLEO \$/HR	SUBTOTAL US \$ / Disparo US \$ /ML	
Jumbo DD 210 Sandvick		94.53	189.15	2.05	1.3	199.69	66.63
ScoopTram R1300G 4,2 Yd3		85.00	21.71	1.69	3.8	158.20	52.78
Petroleo		2.25					
Cargador de Anfo		1.00		1.0		1.00	0.33
SUB TOTAL EQUIPOS						358.89	119.75
COSTO TOTAL DIRECTO						US \$	312.08
GASTOS GENERALES	15%						46.81
IMPREVISTOS	3%						9.36
UTILIDAD	10%						35.89
COSTO POR METRO DE AVANCE						US \$ x METROS	404.15

i) Historia

La primera actividad minera documentada en la Unidad Minera Lincuna se remonta en los años 1860, los mineros de origen portugués, polaco, inglés y francés permitieron dar inicio al desarrollo minero de explotación y exploración.

La zona tiene tradición minera de más de 130 años y es conocido por su contenido metálico de Zn-Ag-Pb-Cu y Au, los primeros mineros de la zona empezaron a trabajar en 1920 la zona de San Salvador, Collaracra (superficial), La Florida, Olga, Improvisada, Tuctu, Carán, Panizo, etc.

1860, Adquisición de la Mina Santa Rosa por los ingenieros Sololosky y Thierry.

1880, Fundación de “The Anglo Frech Ticapampa Silver Mining Company Ltd., primera empresa minera-metalúrgica en el Perú, con la operación de La Mina Collaracra en una veta argentífera de 1500m de longitud y desarrollo hasta el nivel 3,850.

1967, Fundación de la Compañía Minera Alianza, que trabajó algunas de las concesiones mineras ubicadas en los alrededores de Collaracra en la Cordillera Negra del Departamento de Ancash; explotó los cuerpos mineralizados de Hércules y Coturcán de 2 a 4m de potencia por medio de una minería subterránea sin rieles o trackless, a un ritmo de producción de 1,000 toneladas diarias.

A fines de 1984 hubo cambios en el Directorio de Alianza; la caída de los precios de metales en el mercado internacional afectó a esta compañía; por consiguiente, la explotación se restringió a la veta Coturcán.

En 1996, Minera Alianza cerró sus operaciones mineras. En ese año se formó la Compañía Minera Yahuarcocha S.A., la que se adjudicó judicialmente las propiedades de Minera Alianza.

A partir del agosto de 2016, inicia sus operaciones la Compañía Minera Lincuna S.A. continuando en esta primera etapa con la misma producción de Huancapeti.

j) Estándar de Labor

