

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



TESIS

**OPTIMIZACION DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE LA APLICACIÓN DE
EMULNOR 1000 (1" X 7") EN LA VOLADURA DEL CRUCERO A-8 NORTE, MINA
APMINAC PULPERA - CAYLLOMA**

PRESENTADO POR:

**Br. JHONATAN OSHAKY QUIÑONES
CHOQUEHUANCA**

**PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mg. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO - PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el AsesorRAIMUNDO MOLINA DELGADO.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: OPTIMIZACION DEL AVANCE LINEAL
MEDIANTE LA APLICACIÓN DE EMULNOR 1000 (1" x 7") EN LA
VOLADURA DEL CRUCERO A-8 NORTE, MINA APMINAC
PULPERA - CAYLLOMA

Presentado por: JHONATAN OSHAKY QUINONES CHOQUEHUANCA DNI N° 46048270 ;
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 2 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.	<u>X</u>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
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.	

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, 18 de diciembre de 2025

[Firma]
Firma

Post firma RAIMUNDO MOLINA DELGADO

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:541905106

jhonatan oshaky quiñones choquehuanca

OPTIMIZACION DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE APLICACIÓN DE EMULNOR 1000 (1"X7") EN LA VOLADURA D...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:541905106

Fecha de entrega

18 dic 2025, 10:46 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

18 dic 2025, 11:21 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

OPTIMIZACION DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE APLICACIÓN DE EMULNOR 1000 (1"X7") EN LA V....docx

Tamaño del archivo

16.6 MB

201 páginas

28.396 palabras

152.773 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 10 palabras)

Exclusiones


- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 0%  Publicaciones
- 7%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
98 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.

DEDICATORIA

A mi madre Dina, quien es una gran persona que con virtud supo sacarme adelante, a mi padre Aníbal que en paz descansa. A mis hermanos David, Carlos y Omar a quienes quiero que siempre les vaya bien.

AGRADECIMIENTO

A Dios por no abandonarme en momentos que lo necesitaba, a mi universidad por brindarme un vasto conocimiento y permitirme ser el profesional que anhelo ser.

A mi escuela profesional, a los catedráticos que enseñan esta noble labor, a todos a quienes colaboraron conmigo con su conocimiento.

A mi asesor Raimundo Molina quien me orientó y me deja una gran enseñanza no solo para esta investigación sino también para la vida.

RESUMEN

La presente investigación titulada “Optimización del avance lineal mediante la aplicación de EMULNOR 1000 (1” x 7”) en la voladura del crucero A-8 Norte, mina APMINAC Pulpera – Caylloma” tuvo como objetivo analizar la incidencia de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1”x7”).

Se contempló la caracterización geomecánica del macizo rocoso, así como la recopilación de parámetros operativos iniciales. Posteriormente, se efectuó el esquema de la malla considerando las dimensiones del crucero y la implementación del explosivo en los taladros de corona, y hastiales, en remplazo del explosivo usualmente utilizado en todos los taladros, el cual es EMULNOR 3000 (1”x 7”), incorporando, además, el uso combinado de barra cónica de 4 pies (para el inicio de los taladros) y de 6 pies (para su profundización) esto en remplazo de la barra cónica de 5 pies. Se evaluaron los resultados en términos de avance lineal y costos unitarios de perforación y voladura, principalmente.

Los resultados evidenciaron que la aplicación del EMULNOR 1000 (1”x7”) permitió incrementar el avance lineal por ciclo y optimizando a su vez el consumo de explosivo. Asimismo, se registró una disminución de los costos unitarios por metro lineal, lo que generó un panorama optimo en la productividad y rentabilidad.

En conclusión, la investigación confirma que la incorporación del EMULNOR 1000 (1”x7”) constituye una alternativa técnica y económicamente rentable para mejorar los procesos en labores subterráneas, contribuyendo a una mayor productividad y sostenibilidad de la operación minera.

Palabras clave: Mejoramiento, Avance lineal, Perforación y voladura.

ABSTRACT

The present research entitled “Optimization of linear advance through the application of EMULNOR 1000 (1” × 7”) in the blasting of the A-8 North crosscut, APMINAC Pulpera Mine – Caylloma” aimed to analyze the impact of applying the explosive EMULNOR 1000 (1” × 7”).

The study considered the geomechanical characterization of the rock mass, as well as the collection of initial operational parameters. Subsequently, the blast pattern was designed considering the dimensions of the crosscut and the implementation of the explosive in the cut and perimeter holes, replacing the explosive usually used in all boreholes, which is EMULNOR 3000 (1” × 7”). In addition, the combined use of 4-ft tapered drill rods (for hole initiation) and 6-ft tapered drill rods (for hole deepening) was incorporated, replacing the conventional 5-ft tapered drill rod. The results were mainly evaluated in terms of linear advance and unit costs of drilling and blasting.

The results showed that the application of EMULNOR 1000 (1” × 7”) increased the linear advance per cycle while optimizing explosive consumption. Likewise, a reduction in unit costs per linear meter was recorded, generating an optimal scenario in terms of productivity and profitability.

In conclusion, the research confirms that the incorporation of EMULNOR 1000 (1” × 7”) constitutes a technically and economically viable alternative to improve processes in underground operations, contributing to greater productivity and sustainability of the mining operation.

Keywords: Improvement, Linear advance, Drilling and blasting.

INTRODUCCIÓN

El avance lineal en el desarrollo de labores subterráneas constituye un parámetro crítico para la productividad y los costos del ciclo de perforación y voladura. En la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma, el desempeño observado en el Crucero A-8 Norte evidenció limitaciones operativas asociadas al uso del explosivo EMULNOR 3000 (1" × 7") y a la perforación con barra cónica de 5 pies, prácticas que generaban baja eficiencia, mayor consumo de explosivo y costos unitarios elevados. A partir de este escenario, la presente investigación titulada **“Optimización del avance lineal mediante la aplicación de EMULNOR 1000 (1" × 7") en la voladura del crucero A-8 Norte, mina APMINAC Pulpera – Caylloma”** propuso evaluar una alternativa técnica orientada a mejorar el rendimiento del ciclo. La propuesta consideró el uso de EMULNOR 1000 (1" × 7") en taladros de corona y hastiales, junto con la incorporación de barras cónicas combinadas de 4 y 6 pies para incrementar la precisión de la perforación y optimizar la longitud efectiva de los taladros.

Finalmente, la estructura del presente documento se organiza en cuatro capítulos. El **Capítulo I** trata a cerca del planteamiento de la realidad problemática, objetivos, hipótesis y la justificación de la investigación. El **Capítulo II** presenta el marco teórico, abordando los fundamentos de perforación, voladura y geomecánica del macizo. El **Capítulo III** detalla el método investigativo empleado, incluyendo la caracterización del área de estudio, los parámetros operativos y el diseño experimental. El **Capítulo IV** expone los resultados obtenidos y la discusión correspondiente, demostrando el impacto de la propuesta en la eficiencia y costos del ciclo de minado.

CONTENIDO

DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO	II
RESUMEN	III
ABSTRACT	IV
INTRODUCCIÓN	V
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Descripción del Problema	1
1.2. Formulación del Problema	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problemas Específicos.....	4
1.3. Objetivos de la investigación	4
1.3.1. Objetivo general	4
1.3.2. Objetivos específicos.....	5
1.4. Justificación y delimitación de la Investigación.....	5
1.4.1 Justificación de la Investigación.....	5
1.4.2 Delimitaciones de la Investigación.....	6
1.5 Hipótesis de la Investigación.....	7

1.5.1 Hipótesis general:	7
1.5.2 Hipótesis específicas:	7
1.6 Variables e Indicadores	8
1.6.1 Variable Independiente.....	8
1.6.2 Variable Dependiente	8
1.6.3 Operacionalización de Variables.....	8
CAPÍTULO II	9
MARCO TEORICO.....	9
2.1 Antecedentes de la investigación	9
2.1.1 Antecedentes Internacionales	9
2.1.2 Antecedentes Nacionales.....	10
2.2. Bases teóricas.....	13
2.2.1 De la variable independiente: Aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7")	13
2.2.2 De la variable dependiente: Optimización del Avance lineal del Crucero A-8 Norte.....	67
2.2.3 Costos asociados a la perforación y voladura.....	69
2.3 Marco Conceptual	70
2.4 Operaciones en labores de desarrollo.....	74
2.4.1 Etapas para la construcción del Crucero A-8 Norte	75
2.4.2 Costo por metro lineal en la construcción del Crucero A-8 Norte	80

CAPÍTULO III.....	94
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	94
3.1. Tipo y Nivel de Investigación	94
3.1.1 Tipo de investigación.....	94
3.1.2 Nivel de investigación	94
3.2 Población y muestra	95
3.2.1 Población:	95
3.2.2 Muestra:	95
3.3 Técnicas e Instrumentos de recolección de datos.....	96
3.3.1 Técnicas de recolección de la información.....	96
3.3.2 Instrumentos para obtención de datos	96
3.4 Procedimiento metodológico.....	96
3.4.1 Diagnóstico inicial:.....	96
3.4.2 Diseño de propuesta:	96
3.4.3 Implementación:	96
3.4.4 Medición post - intervención:.....	96
3.4.5 Comparación de resultados:.....	97
3.4.6 Validación y conclusiones.....	97
3.5 Procesamiento y desarrollo de la información.	97
3.5.1 Caracterización Geomecánica del Crucero A-8 Norte.....	97

3.5.2 Mapeo por el sistema RMR.....	97
3.6 Aplicación de EMULNOR 1000 (1”x7”) en la voladura del Crucero	98
3.6.1 Cálculos para el diseño de malla de perforación y voladura	98
3.7 Costos luego de la aplicación de EMULNOR 1000 (1”x7”)	124
3.7.1 Costos por metro lineal en la construcción del Crucero A-8 Norte.....	124
CAPITULO IV.....	132
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	132
4.1 Resultados en cuanto a la Perforación y Voladura.....	132
4.2 Resultados en cuanto a los Costos Operativos por metro lineal.....	135
CONCLUSIONES	142
RECOMENDACIONES.....	143
BIBLIOGRAFÍA	144
ANEXOS	148
INFORMACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO	149
Generalidades	149
Ubicación.....	149
Accesibilidad	151
Recursos Naturales	152
Hidrología.....	154
Sismicidad	154

Breve Historia.....	155
Geologia	155
Geología General.....	155
Geología del Yacimiento.....	156
Geología Regional	157
Geología Local	157
Geología Estructural.....	160
Geomorfología.....	161
Geología Económica.....	161
Capacidad de Producción	170
Método de explotación	170

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de las Variables.....	8
Tabla 2 Tabla de valoración RMR.....	19
Tabla 3 Descripción RQD.....	21
Tabla 4 Secciones de un frente	23
Tabla 5 Relación de dureza entre la roca y la distancia.....	27
Tabla 6 Relación de dureza con el coeficiente.....	28
Tabla 7 Valores de fijación.....	51
Tabla 8 Distribución de carga por taladro, escenario base.	76
Tabla 9 Resultados c/ uso de EMULNOR 3000 (1"x7") y c/ barra de 5'.....	78
Tabla 10 Características del ventilador.....	79
Tabla 11 Costos de mano de obra.....	81
Tabla 12 Implementos de seguridad por puesto de trabajo.....	82
Tabla 13 Costos de equipos de protección por puesto de trabajo	83
Tabla 14 Costos de herramientas	84
Tabla 15 Costos de herramientas por puesto de trabajo.....	85
Tabla 16 Costo de equipos de perforación.....	85
Tabla 17 Costo de aceros de perforación.....	86
Tabla 18 Costo total de equipo y aceros de perforación.....	86
Tabla 19 Costos de voladura.....	86
Tabla 20 Data para cálculo de rendimiento de Scoop.....	87
Tabla 21 Ciclo de acarreo del Scoop en 100 metros.....	88
Tabla 22 Ciclo de acarreo para 0.8 km	90

Tabla 23 Costo de limpieza del Crucero A-8 N.....	91
Tabla 24 Características de Perno Helicoidal	92
Tabla 25 Costos de sostenimiento del Crucero A-8 N.....	92
Tabla 26 Costo de Ventilación del Crucero A-8 N.....	93
Tabla 27 Resumen tiempo de construcción c/EMULNOR 3000 y barra de 5'	93
Tabla 28 Datos de mapeo geo mecánico.....	98
Tabla 29 Parámetros para la configuración de perforación y voladura	99
Tabla 30 Distribución de taladros.....	119
Tabla 31 Resumen de cálculos para distribución de explosivos.....	122
Tabla 32 Resultados post aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7"), c/ barra de 6'	123
Tabla 33 Costo por mano de obra.....	125
Tabla 34 Costos de equipos de protección por puesto de trabajo	126
Tabla 35 Costos de herramientas por puesto de trabajo.....	127
Tabla 36 Costo equipos de perforación.....	128
Tabla 37 Costos aceros de perforación	128
Tabla 38 Costo total de equipo y aceros de perforación.....	129
Tabla 39 Costos de voladura.....	129
Tabla 40 Costos de limpieza.....	130
Tabla 41 Costos de ventilación.....	131
Tabla 42 Costos de Sostenimiento.....	131
Tabla 43 Tiempo estimado de construcción	131
Tabla 44 Resultados con EMULNOR 3000 y barra de 5'	132
Tabla 45 Resultados con EMULNOR 1000 y barra de 6'	134

Tabla 46 Resumen de costos con EMULNOR 3000 y barra de 5'	136
Tabla 47 Resumen de costos con EMULNOR 1000 y barra de 6'	137
Tabla 48 Coordenadas W.G.S.84 (zona 19S), Mina APMINAC Pulpera	149
Tabla 49 Accesibilidad a la mina Ruta 1: Cusco-APMINAC Pulpera.	151
Tabla 50 Accesibilidad a la mina Ruta 2: Cusco-APMINAC Pulpera.	151
Tabla 51 Estimación de Recursos de la Mina APMINAC Pulpera Caylloma.....	165
Tabla 52 Reservas de Mineral de la Mina APMINAC PULPERA	167
Tabla 53 Ley Diluida de la Veta Celia.....	168
Tabla 54 Reserva de la Veta Celia.....	168

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Efecto de la actividad minera en la economía de LATAM y el Caribe.....	2
Figura 2 Secciones de un frente establecidas por R. Holmberg.....	22
Figura 3 Sistemas de avance en Cruceros y túneles.....	24
Figura 4 Diámetro equivalente.....	29
Figura 5 Incidencia de la desviación en la perforación de taladros.	30
Figura 6 Arranque con cuatro secciones	31
Figura 7 Distancia de los taladros cargados a los taladros sin carga.	32
Figura 8 Concentración de carga de acuerdo al burden máximo.	33
Figura 9 Burden máximo equiparable en el arranque.	33
Figura 10 Burden práctico en el arranque.....	34
Figura 11 Ancho de abertura producto de los taladros de arranque.....	36
Figura 12 Burden practico, ancho de abertura del 1er cuadrante.....	42
Figura 13 Burden práctico, ancho de abertura en el 2do cuadrante.....	45
Figura 14 Longitud de abertura.....	49
Figura 15 Diseño de taladros de arrastre.....	52
Figura 16 Disposición de los taladros de piso.....	52
Figura 17 Malla de perforación y voladura, escenario base.	77
Figura 18 Malla Resultante.....	121
Figura 19 Ubicación de la mina APMINAC Pulpera Caylloma Proyecto Condor II – III.	150
Figura 20 Compósito Geológico CONDOR – III.	159
Figura 21 Columna Estratigráfica.....	160
Figura 22 Plano De La Veta Celia Mina APMINAC Pulpera Caylloma.....	169

Figura 23 Altura de carga según Bieniawski.....	170
Figura 24 Laboreo del crucero A-8 Norte.....	183
Figura 25 Coordinación con personal de topografía.....	183
Figura 26 Etapa de sostenimiento del Crucero A-8 Norte.....	184

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1 Resultado promedio con EMULNOR 3000 y barra de 5'	133
Gráfico 2 Resultados promedio con EMULNOR 1000 y barra de 6'	134
Gráfico 3 Comparación de resultados de 10 disparos en ambos escenarios.	135
Gráfico 4 Costos por metro lineal con EMULNOR 3000 y barra de 5 pies.	136
Gráfico 5 Costos por metro lineal con EMULNOR 1000 y barra de 6 pies.	137
Gráfico 6 Comparación de costos por metro lineal.....	138

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del Problema

En el vasto mundo minero, sobre todo en países donde se explota mineral con métodos subterráneos, el avance lineal en labores mineras para poder llegar al mineral suele planificarse de tal modo que este ciclo de minado sea lo más corto posible y rentable económicamente.

En minería, las labores de perforación y voladura de roca representan el componente central de cualquier operación subterránea, llegando a constituir cerca del 40% del ciclo total de minado. Esto subraya la importancia crítica de dominar esta etapa para garantizar la eficiencia, la productividad, la seguridad y el control de costos en cualquier operación minera (Zarate, 2023, párrafo sexto).

En la figura 1, se puede observar la implicancia de la minería en América Latina y el Caribe.

Figura 1 Efecto de la actividad minera en la economía de LATAM y el Caribe.



Fuente: Viana (2018)

Evidentemente la minería en el Perú es clave para la economía, por lo que se requiere buscar continuamente nuevas metodologías y procesos que permitan extraer el mineral de manera agil y rentable. En la minería subterránea convencional, el desarrollo de labores horizontales es fundamental para acceder a zonas mineralizadas, donde la eficiencia del ciclo de perforación y voladura determina el avance lineal, los costos y la estabilidad de las labores.

En la U.E.A. APMINAC Pulpera (distrito de Caylloma), durante la construcción del Crucero A-8 Norte, se ha observado un desempeño para nada óptimo del avance lineal proyectado. La aplicación del explosivo EMULNOR 3000 (1"x7") ha mostrado resultados adversos: avance reducido, sobredimensionamiento de la labor que compromete la estabilidad de las paredes, y un incremento de los costos operativos por metro lineal. Estos efectos parecen relacionarse con una incompatibilidad entre las propiedades del explosivo y la calidad media del macizo rocoso, así como con deficiencias operativas en la ejecución del patrón de perforación.

A los 105 días desde el inicio del sellado de la labor solamente se ha avanzado 122.85 m, lo que implica una tasa media de avance de $\approx 1,17$ metros por día, rendimiento de perforación del 85% y capacidad de avance del 90 por ciento, lo extiende la duración de construcción del crucero más allá de la estimación inicial. Entre las deficiencias observadas destacan: falta de paralelismo en los taladros ejecutados con barras cónicas de 5 ft, profundidades desiguales y desviaciones de barreno, condiciones que favorecen la ocurrencia de tiros cortados. Esta situación refleja una ineficiencia técnica en el proceso de perforación y voladura, atribuida a la inadecuada selección del explosivo y al diseño empírico de la malla, que no considera plenamente las condiciones geomecánicas del macizo.

1.2. Formulación del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte mediante la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"), considerando la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de la malla de perforación y voladura, en la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma?

1.2.2. Problemas Específicos

- a. ¿Cómo influye la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el diseño de la malla de perforación y voladura del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma?
- b. ¿Cuál es el efecto de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") sobre la optimización del proceso de perforación y voladura en el Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma?
- c. ¿Reducen los costos unitarios operativos por metro lineal, como resultado de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") considerando el uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies, en el Crucero A-8 Norte de la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte mediante la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"), considerando la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de la malla de perforación y voladura, en la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma.

1.3.2. Objetivos específicos

- a. Determinar la influencia de la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el diseño de la malla de perforación y voladura del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma.
- b. Determinar el efecto de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") en la optimización del proceso de perforación y voladura en el Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera–Caylloma.
- c. Determinar los costos unitarios operativos por metro lineal, como resultado de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") considerando el uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies, en el Crucero A-8 Norte de la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma.

1.4. Justificación y delimitación de la Investigación

Este trabajo es sustancial por que trata una problemática operativa concreta en la mina APMINAC Pulpera – Caylloma: la baja eficiencia del ciclo de perforación y voladura en el Crucero A-8 Norte, a causa de una mala aplicación de explosivo lo cual genera retrasos en el desarrollo de labores y un incremento considerable en los costos por metro lineal excavado, debido a la longitud de la barra cónica. Esta situación afecta directamente la planificación minera, la continuidad operativa y la rentabilidad.

1.4.1 Justificación de la Investigación

1.4.1.1 Justificación Técnica y Económica

Desde el punto de vista técnico, el estudio propone la optimizar del avance lineal de la labor con base en la mejora de parámetros clave mediante la aplicación de un explosivo acorde con la roca circundante a la labor en cuestión, así como el diseño de la malla de perforación y

voladura sustentada en un análisis geo mecánico y determinación de los parámetros con el modelo matemático propuesto por Roger Holmberg, además del uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies, Estas acciones no solo pretenden aumentar el avance lineal, sino también reducir el consumo de explosivos y aceros, controlar sobre excavaciones, y evitar voladuras secundarias, lo que representa un ahorro económico y una mejora en los indicadores de gestión (KPI).

En el plano operativo, los resultados esperados beneficiarán directamente al área de operaciones y planeamiento, al permitir estandarizar prácticas más eficientes y sostenibles, elevando la productividad general de la mina. Además, la investigación puede servir como referencia técnica para otras labores similares dentro de la misma unidad minera o en otras operaciones subterráneas que enfrenten condiciones comparables.

Finalmente, este trabajo contribuye al conocimiento aplicado en ingeniería de minas, al integrar prácticas operativas con fundamentos técnicos y científicos que fortalecen el proceso de toma de decisiones, promueven el uso racional de recursos y optimizan el desarrollo de labores subterráneas.

1.4.2 Delimitaciones de la Investigación

1.4.2.1 Delimitación Espacial

Este estudio se desarrollará en el Crucero A-8 Norte, perteneciente a la mina APMINAC Pulpera, localizada en el distrito de Caylloma, provincia de Caylloma, departamento de Arequipa – Perú.

1.4.2.2 Delimitación Temporal

El estudio se basó en datos obtenidos desde el inicio de la construcción del Crucero A-8 Norte, iniciada el 1 de julio de 2023, con una duración proyectada de 1 año, 3 meses y 15 días. La

aplicación del explosivo Emulnor 1000 (1"x7") se realizó a los 105 días del inicio, constituyendo el punto de partida para la evaluación comparativa del rendimiento en el avance lineal.

1.4.2.3 Límites de Investigación

El estudio se circunscribió en la data extraída de la mina, se tuvieron restricciones para acceder a la información sobre los costos asociados a ciertos procesos de trabajo, debido a que dicha información es confidencial y de uso exclusivo.

1.5 Hipótesis de la Investigación

1.5.1 Hipótesis general:

Se logra optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte mediante la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"), siempre que el diseño de la malla de perforación y voladura se ajuste a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, en la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma.

1.5.2 Hipótesis específicas:

- a. La caracterización geomecánica del macizo rocoso influye directamente en el diseño óptimo de la malla de perforación y voladura del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma.
- b. La aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7"), produce mejoras significativas en la optimización del proceso de perforación y voladura del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma.
- c. La aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"), junto con el uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies, reduce los costos unitarios operativos por metro lineal en el Crucero A-8 Norte de la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma.

1.6 Variables e Indicadores

1.6.1 Variable Independiente

Aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7").

1.6.2 Variable Dependiente

Optimización del avance lineal del Crucero A-8 Norte.

1.6.3 Operacionalización de Variables

Tabla 1 Operacionalización de las Variables

Variables	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
V.I.: Aplicación de explosivo industrial EMULNOR 1000 (1"x7").	Trata de la utilización del explosivo industrial EMULNOR 1000 (1"x7"), diseñado para labores de desarrollo subterráneo, cuya composición y velocidad de detonación permiten una transferencia eficiente de energía acorde a las características geomecánicas del macizo rocoso.	Caracterización geomecánica	RQD, RMR y GSI
		Características del explosivo	Densidad del explosivo, potencia relativa, masa, energía.
		Determinación de parámetros de perforación y voladura	Kpi's de perforación Kpi's de voladura
V.D.: Optimización del avance lineal del Crucero A-8 Norte.	Es el incremento en la longitud excavada por disparo en el Crucero A-8 Norte, resultado de la optimización de la operación unitaria de perforación y operación unitaria de voladura, que se refleja en una mayor efectividad operativa y una disminución de los costos por metro lineal.	Determinación del avance lineal por disparo	Avance efectivo, m
		Evaluación de costos	S/. / ml, \$ / ml
		Comparación de resultados.	Avances por disparo (m/disp.), costos por metro lineal (S/. /ML),

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes Internacionales

Witt (2023). **“OPTIMIZATION OF UNDERGROUND DEVELOPMENT ADVANCE. CURTIN UNIVERSITY, AUSTRALIA”** (Optimización del desarrollo subterráneo. Universidad Curtin, Australia). La investigación se centró en optimizar el avance de desarrollo en labores subterráneas, considerando la interacción entre diseño de voladura, control de consumibles, eficiencia de perforación y secuencia operativa. Se aplicó un enfoque de optimización empírica en una mina de oro subterránea con geología laminada, donde el rendimiento promedio de avance lineal se analizó antes y después del rediseño de la voladura.

Con la implementación del nuevo diseño, se obtuvo los siguientes resultados:

- Incremento promedio de 0,3 m por disparo en el avance efectivo del frente, respecto al diseño convencional.

- Reducción del 25 % en la desviación estándar del largo de corte, lo que evidencia una mayor consistencia de avance entre ciclos.
- Disminución de aproximadamente 15 % en el consumo de explosivo por metro avanzado, atribuida a una distribución más uniforme de energía y mejor confinamiento.

2.1.2 Antecedentes Nacionales

Mayta Briceño, K., & Vilca, B. (2021). En su tesis titulada **“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA DE TAJEOS Y FRENTES UTILIZANDO EXPLOSIVO EMULNOR PARA AUMENTAR EL AVANCE LINEAL”**. Tesis, Universidad Continental, Perú. Los autores estudiaron la aplicación de Emulnor 1000 y 3000 en voladuras de tajeo y frentes en la Unidad Minera Carahuacra; mediante análisis comparativos y seguimiento de indicadores operativos, reportaron mejoras en metros avanzados y control de sobre rotura y vibraciones.

Conclusiones del estudio:

- El empleo de Emulnor 1000 tanto en la corona como en los taladros auxiliares de la misma, así como en el control de los hastiales mediante los cuadradores, contribuyó a un adecuado control de la corona y de los hastiales, favoreciendo además una fragmentación eficiente del macizo rocoso.
- Se evidenció una maximización del avance lineal en los tajeos, alcanzando 1000 m, así como en las labores de avance, con un total de 3387 m durante el periodo 2020, en comparación con los resultados obtenidos en 2019.

Arce & Barrientos (2023) en su tesis titulada **“MEJORA DEL AVANCE LINEAL DE LA GALERÍA 2450 N, PARA REDUCIR EL COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, CIA. MINERA PODEROSA S. A.”** en el distrito de Pataz del departamento de La Libertad, país

Perú. Tienen como objetivo evaluar y mejorar el avance lineal de la galería 2450 N a fin de disminuir los costos relacionados a las operaciones de perforación y voladura. La muestra de tal estudio fue una labor de desarrollo, para ser exactos una galería, el diseño utilizado fue experimental, los instrumentos utilizados fueron informes, publicaciones, tesis, planos, fichas, libros y la internet. En tal trabajo de investigación los resultados fueron los siguientes:

- En el panorama base del esquema de perforación y voladura, se evidenciaron deficiencias en la emisión del disparo a lo largo de toda la malla de perforación, principalmente debido a la presencia de tiros cortados, originados por un inadecuado planteamiento de la malla, así como por prácticas operativas deficientes.
- En el escenario optimizado se implementó una nueva configuración de la malla de perforación y voladura, y permitió eliminar la ocurrencia de tiros cortados asociados tanto a deficiencias operativas como a un inadecuado diseño del esquema previo. Entre los principales puntos a favor, en el arranque se incrementó el dimension diametral de los taladros de alivio a 64 mm y, de forma complementaria, se redujeron los parámetros de burden y espaciamiento con el fin de asegurar una adecuada salida del arranque. La aplicación de este diseño contribuyó a un incremento del avance lineal efectivo de 2,08 m, resultado favorable para la construcción de la galería 2450. Asimismo, se puede apreciar luego del disparo una granulometría favorable, con tamaños menores a 8", una sobre rotura de 1,97 %, un daño mínimo a la roca remanente y niveles de eficiencia del 95 % en la perforación y del 90 % en la voladura, lo que refleja un desempeño operativo altamente satisfactorio.

Díaz & Sotelo (2019) en su tesis titulada **“OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE LINEAL EN LAS LABORES DE EXPLORACIÓN Y DESARROLLO DE LA UNIDAD MINERA SANTA MARÍA - COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A. CON LA APLICACIÓN DE LOS CRITERIOS FUNDAMENTALES DE LA INGENIERÍA DE LA VOLADURA”** en el distrito de Pataz, departamento de La Libertad, país Perú. La investigación tiene como objetivo maximizar el rendimiento lineal en cortadas de $2,5 \text{ m} \times 2,7 \text{ m}$, desarrolladas en roca tipo III de la Unidad Minera Santa María (Cía Minera Poderosa S.A.), a través de la mejora del proceso de perforación y del diseño ingenieril de la voladura. Las muestras fueron labores de exploración y desarrollo y el diseño fue experimental, obteniendo los siguientes resultados:

- Se evaluaron los distintos parámetros involucrados en las determinaciones matemáticas para la distribución de la malla en roca diorita tipo III, concluyéndose que la generación de una mayor cara libre permite incrementar la longitud de perforación hasta 8 pies, en comparación con el avance convencional de 6 pies, para la labor de $2,5 \text{ m} \times 2,7 \text{ m}$. En este contexto, la función objetivo se orientó a aumentar el rendimiento lineal en las zonas no mineralizadas (cortadas), el cual está sujeta a la medida máxima de la sección de los taladros vacíos en el arranque, así como de la desalineación de perforación asociada a dichos taladros.
- A partir de lo anterior, se estructuró el rediseño de la malla de perforación y voladura considerando las variables previamente identificadas, así como el tipo de explosivo a emplear. Como resultado, la cantidad de taladros cargados se redujo de 45 a 39; asimismo, el esquema de alivio fue modificado, pasando de cinco taladros de 38 mm a una configuración compuesta por dos taladros de alivio de 64 mm y tres de 38 mm. Esta optimización permitió incrementar el progreso promedio a 2,10

m por disparo utilizando barrenos de 8 pies, versus un progreso de 1,51 m por disparo con barrenos de 6 pies, lo que permitio reducir del costo por metro de ejecucion de S/ 1 344,86 a S/ 1 140,85.

- Asimismo, se logró una reducción del variable de potencia de 1,23 a 1,15 kg/TM, así como del variable de carga lineal de 23,24 a 21,02 kg/m. De manera paralela, se registró un incremento en la eficiencia de la perforación y de la voladura, cuyos valores pasaron de 87,93 % a 89,54 % y de 93,92 % a 96,31 %, respectivamente, evidenciando una mejora en el desempeño del proceso.
- Se determinó que la correcta aplicación de los modelos matemáticos propuestos por Holmberg y sus colaboradores, considerando los parámetros establecidos por dichos enfoques, permite obtener un diseño más eficiente de la malla de perforación y voladura, lo cual se refleja de manera significativa en un mayor avance lineal por guardia de trabajo. Asimismo, es importante señalar que existen otros métodos alternativos que también permiten alcanzar el objetivo planteado en la presente investigación.

2.2. Bases teóricas

2.2.1 De la variable independiente: Aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7")

2.2.1.1 Perforación de rocas

La perforación constituye una etapa crítica en el ciclo de minado subterráneo, ya que permite generar los taladros necesarios para alojar explosivos y efectuar la voladura del macizo rocoso. La eficiencia de esta fase incide directamente en el rendimiento del avance lineal, el consumo de explosivos y los costos operativos de la labor minera. Como indican Hartman y

Mutmansky (2002), la calidad y precisión en la perforación determinan el éxito de la fragmentación y, por ende, del ciclo total de minado.

En el caso de operaciones de minería subterránea de mediana escala o con mecanización parcial, como la mina APMINAC Pulpera, es común el uso de equipos de perforación neumática manual, específicamente la perforadora Jack Leg RNP, reconocida por su versatilidad y adaptabilidad en frentes de trabajo estrechos o de difícil acceso. Este equipo opera con energía neumática y se caracteriza por su ligereza, facilidad de manejo y capacidad de perforación en múltiples posiciones.

Según Benton (2016), las perforadoras jackleg son ampliamente utilizadas en labores subterráneas de desarrollo, como cruceros y galerías, permitiendo realizar taladros de hasta aproximadamente 2.4 metros de profundidad en rocas de dureza media a alta. Su rendimiento depende en gran medida de la habilidad del operador para mantener la alineación y la longitud del barreno conforme al diseño técnico, ya que errores en el ángulo pueden ocasionar sobre rotura y pérdida de avance efectivo.

Según Nicholas Chari, un experto en el campo de la minería, "la perforación de rocas en minería subterránea es una técnica que requiere un alto nivel de precisión y conocimiento de las propiedades geológicas del terreno, ya que cualquier error puede afectar la estabilidad de la mina y la seguridad de los trabajadores" (Chari, 2006)

Por otro lado, estudios como el de López (2001) destacan que una adecuada configuración de los parámetros de perforación, profundidad, ángulo, espaciamiento y burden mejora significativamente la uniformidad del disparo y, por consiguiente, el rendimiento del avance por ciclo de voladura. El control sobre estos parámetros resulta especialmente importante en sistemas de perforación manual, donde la variabilidad operativa es mayor que en sistemas mecanizados.

2.2.1.2 Voladura de rocas

Esta operación constituye una de los procesos fundamentales en el desarrollo de labores subterráneas, ya que permite fragmentar el macizo rocoso mediante el uso controlado de explosivos con el fin de facilitar el avance y optimizar los costos de excavación. Un diseño de voladura eficiente debe considerar las propiedades geomecánicas del macizo, el tipo y la energía del explosivo, la disposición y el espaciamiento de los taladros, el orden de iniciación y el retacado, ya que estos factores determinan la eficiencia energética y el grado de fragmentación obtenido (Konya & Walter, 1991).

En operaciones como la del crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera, donde se utiliza el método convencional de perforación y voladura con perforadoras Jack Leg RNP, la calidad de la voladura depende fuertemente de la precisión del diseño y ejecución del patrón de taladros. Una deficiente sincronización en los tiempos de retardo o una mala colocación de los explosivos puede provocar sobre roturas, zonas sin fragmentar, o deficiencias en el avance.

El uso de explosivos de bajo a medio poder rompedor, como la dinamita, combinado con retardos pirotécnicos o eléctricos, permite un control más detallado del frente de voladura en labores estrechas. Según López (2001), uno de las características más importantes en el rendimiento de avance es la correcta disposición de los taladros guía, de alivio y de contorno, ya que estos determinan la dirección de la fractura y la eficiencia de la energía explosiva.

Además, la distribución de la carga explosiva (columnar o de fondo), el factor de carga (kg/m^3) y el uso adecuado del retacado son determinantes para evitar pérdidas de energía y reducir los costos operativos por ciclo.

2.2.1.3 Explosivos y accesorios utilizados en minería subterránea

Los explosivos empleados en minería subterránea deben ser estables, seguros y adaptables a las condiciones del macizo rocoso. Las emulsiones encartuchadas, como el EMULNOR 1000 (1x7), son ampliamente utilizadas por su alta densidad energética, buena resistencia al agua y velocidad de detonación elevada. El EMULNOR 1000 (1"x7") presenta una densidad de 1,14 g/cm³ y un VOD de $4\,500 \pm 300$ m/s (sin confinar), lo que lo hace adecuado para rocas de competencia media a alta. Además, su encartuchado cilíndrico garantiza una carga uniforme en taladros de diámetros reducidos (36 - 45 mm), optimizando la transmisión de energía a la roca. (FAMESA Explosivos S.A.C.,2023).

2.2.1.4 Características técnicas del EMULNOR 1000 (1"x7")

El EMULNOR 1000 (1"x7") es una emulsión explosiva encartuchada de fabricación nacional, desarrollada para labores subterráneas donde se requiere un alto poder rompedor y una iniciación confiable. Este producto se caracteriza por presentar:

- Densidad: $1,13 \pm 0,1$ g/cm³
- Velocidad de detonación (VOD): $4\,500 \pm 300$ m/s
- Sensibilidad: al fulminante Nro. 8
- Potencia relativa en peso (RWS): 87 %
- Forma: cartucho cilíndrico de 1" de diámetro por 7" de longitud

(FAMESA Explosivos S.A.C.,2023).

Su aplicación busca optimizar la transferencia de energía al macizo rocoso, generando una fragmentación más controlada y una salida más limpia del material volado.

La adecuada dosificación y uniformidad de carga permiten maximizar la eficiencia del disparo, reduciendo sobre roturas y mejorando la geometría del frente (Persson, Holmberg, & Lee, 1994).

2.2.1.5 Optimización de KPI's de perforación y voladura

Es una estrategia técnica que busca maximizar el rendimiento operativo, reducir costos y mejorar la eficiencia del ciclo de minado subterráneo. En esencia, consiste en ajustar de manera precisa variables como la profundidad del taladro, el diámetro, el ángulo de inclinación, el burden, el espaciamiento, la carga explosiva, la variedad de explosivo y los tiempos de retardo, con el fin de lograr un diseño de voladura efectivo y controlado.

Según López Jimeno et al. (2003), la optimización del diseño de voladuras mediante el control de los parámetros de perforación, carga y patrón mejora la fragmentación, reduce la sobre rotura y favorece el avance lineal en labores de minado.

Además, en entornos como el crucero A-8 Norte, donde se prioriza la mejora del avance lineal y la contención de costos, la optimización de parámetros permite:

- Disminuir el consumo específico de explosivos por metro lineal.
- Reducir la necesidad de retrabajos (Re - perforaciones o remanentes no volados).
- Mejorar la estabilidad del frente y facilitar la colocación del sostenimiento.
- Aumentar la productividad de los equipos y del personal.

2.2.1.6 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

De acuerdo con Hoek y Brown (1997), la caracterización del macizo rocoso busca cuantificar su resistencia global y establecer parámetros que sirvan de base para el diseño del sostenimiento. Los sistemas más empleados son el Rock Mass Rating (RMR) y el Geological

Strength Index (GSI). Estos métodos permiten traducir las observaciones de campo en valores numéricos comparables, facilitando la toma de decisiones técnicas.

2.2.1.6.1 Mapeo Geomecánico - Sistema RMR

El sistema RMR (Rock Mass Rating) fue planteado en 1973 y posteriormente refinado por Bieniawski (1989), constituyendo uno de los sistemas más empleados en minería subterránea. Este sistema clasifica el macizo rocoso en base de seis parámetros principales:

1. Resistencia uniaxial de roca intacta (USC).
2. Calidad de la roca (RQD).
3. Espaciado de diaclasas.
4. Condición de discontinuidades:
 - Longitud de discontinuidad
 - Abertura
 - Rugosidad
 - Relleno
 - Alteración
5. Agua freática
6. Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

El valor total del RMR se obtiene sumando los puntajes de cada parámetro, generando un índice entre 0 y 100, el cual se asocia con categorías de calidad de macizo rocoso (“muy mala”, “mala”, “regular”, “buena” y “muy buena”). Este índice es ampliamente aplicado por su facilidad de uso y porque permite vincular directamente la calidad del macizo con tipos de sostenimiento recomendados.

En la tabla 2, se puede apreciar la valoración del macizo rocoso RMR:

Tabla 2 *Tabla de valoración RMR.*

VALORACIÓN DE MACIZO ROCOSO (R.M.R.)						
CLASIFICACIÓN DE BIENASWSKI (1989)						
Parametro		Rango de valores y valoraciones				
Resist. Comp. Uniax. (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2), <5(1), <1(0)	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	
Espaciamiento (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	
Condición de juntas	Persistencia	1m long (6)	1-3m long (4)	3-10mm long (2)	10-20mm long (1)	>20mm (0)
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm de apert (5)	0.1-10mm (4)	1-5mm (1)	>5mm (0)
	Rugocidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)
	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro>5mm (2)	Suave<5mm (1)	Suave>5mm (0)
	Alteración	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy alterada (2)	Descompuesta (0)
Agua Subterranea		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)
Ajuste por orientación		Muy fabor. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavor. (-10)	Muy desfavor. (-12)
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración de 1 a 5):						
CLASE DE MACIZO ROCOSO						
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	
DESCRIPCIÓN	I Muy buena	II Buen	III Regular	IV Mala	V Muy mala	

Nota: Extraído de Bieniawski (1989).

2.2.1.6.2 Mapeo Geomecánico - Sistema GSI

El Geological Strength Index (GSI) fue propuesto por Hoek y Brown (1997) como una alternativa práctica para estimar las características del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas y estructurales. Este índice se fundamenta en la estructura del macizo (bloques, estratos, masivo, brechoso, etc.) y en la condición superficial de las discontinuidades (rugosidad, relleno, alteración). Se ha propuesto una relación empírica entre el GSI y el RMR expresada como:

$$GSI = RMR - 5$$

Donde:

- ✓ GSI : Geological Strength Index.
- ✓ RMR : Rock Mass Rating.

Esta correlación es válida principalmente para macizos competentes y en condiciones secas o con humedad mínima, debido a que la presencia de agua puede deteriorar las superficies de las discontinuidades, alterando la correspondencia entre ambos índices (Hoek & Marinos, 2005).

2.2.1.6.3 Índice RQD y su relación con la fracturación del macizo

El Rock Quality Designation (RQD), propuesto por Deere (1967), es un indicador que mide el grado de fracturamiento de la roca a partir del porcentaje de recuperación de testigos de perforación con longitudes mayores a 10 cm. El RQD se expresa como porcentaje y su cálculo se ha extendido a observaciones de campo, correlacionándose con la densidad de juntas o Joint Volumetric Count (Jv) mediante la relación empírica.

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

Donde:

- RQD : Designación de Calidad de la Roca.
- Jv : Recuento Volumétrico de Juntas.

La tabla 3, muestra la descripción del índice RQD de acuerdo a su valor porcentual.

Tabla 3 *Descripción RQD*

RQD	Descripción de índice de calidad de roca
<25%	Muy malo
25 – 50 %	Malo
50 – 75 %	Regular
75 – 90%	Bueno
90 – 100%	Excelente

Nota. Índice de Calidad de Roca. Fuente: Deere (1967).

2.2.1.7 Parámetros de perforación y voladura

2.2.1.7.1 Configuración de malla por Roger Holmberg

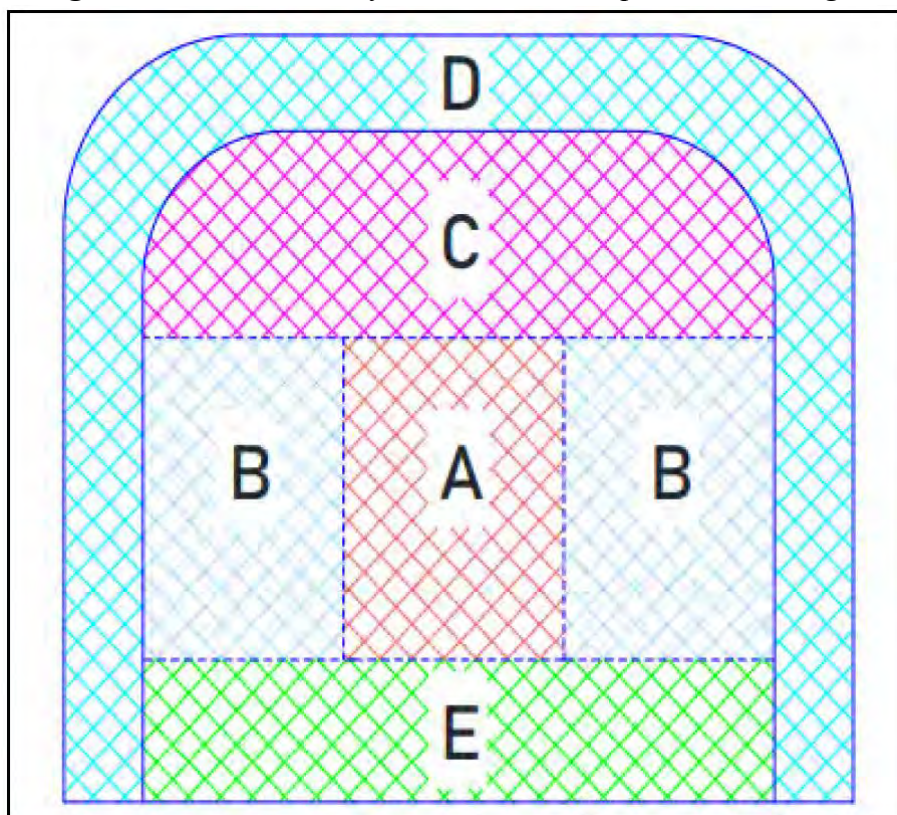
Según Holmberg (1974), el diseño de carga en frentes de voladura debe fundamentarse en principios físico-matemáticos que optimicen tanto la eficiencia técnica como el rendimiento económico del proceso. Estos principios, implementados con éxito en operaciones mineras en Suecia, se centran en la utilización de taladros vacíos con una dimensión superior al de los taladros de productividad, así como en la aplicación de explosivos de alta potencia, con el fin de mejorar la liberación de energía durante el disparo y la fragmentación del macizo rocoso el cual tiene una influencia determinante en todo el ciclo, dado que aumenta la eficiencia, los costos y la seguridad de las operaciones posteriores.

La metodología actualizada de las metodologías de diseño suecos de perforación y voladura en labores subterráneas, plantea un enfoque sistemático que simplifica los cálculos mediante la segmentación del frente de trabajo en cinco secciones diferenciados. Esta metodología permite estimar de manera precisa la configuración de la malla de perforación para cada sección,

considerando el frente de forma integral. El progreso lineal por disparo está condicionado principalmente por la dimensión del taladro vacío y las posibles deflexiones angulares de los barrenos, estableciéndose como objetivo alcanzar un 95 % del avance respecto a la longitud perforada. Asimismo, el método incorpora como variables críticas las propiedades geomecánicas de la roca circundante, las características físicas y químicas del explosivo utilizado, y las magnitudes técnicas de los accesorios de perforación.

La figura 2, muestra las secciones de un frente propuestas por Holmberg.

Figura 2 Secciones de un frente establecidas por R. Holmberg



Fuente: Elaboración propia, basada en Holmberg.

El método de R. Holmberg indica que cada zona debe ser abordada de manera específica para realizar estimaciones precisas.

Tabla 4 *Secciones de un frente*

SECCIONES DE UN FRENTE	
Zona A = sección de corte	Arranque
Zona B = sección de tajeo	Ayuda de hastiales
Zona C = sección de alza	Ayuda de corona
Zona D = sección de contorno	Hastiales y corona
Zona E = sección de arrastre	Arrastre

Fuente: Persson, Holmberg, & Lee (1994)

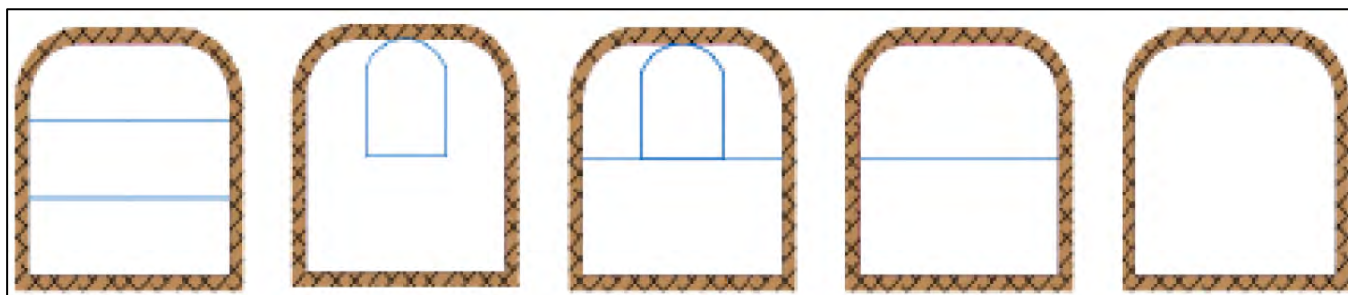
2.2.1.7.2 Sistemas de avance

Para definir la configuración de una sección dentro de una labor, es fundamental considerar diversos factores que inciden directamente en el diseño operativo. Entre estos destacan: el tipo de equipo de perforación a emplear, la disponibilidad temporal para la ejecución de los trabajos, las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, así como los requerimientos de sostenimiento, los cuales son esenciales tanto para la seguridad del personal y los equipos, como para garantizar la funcionalidad estructural de la labor. Adicionalmente, se debe contemplar el sistema de ventilación, ya que este influye directamente en la planificación y ejecución de los cronogramas de avance dentro de la unidad minera.

En la estimación del diseño de voladura en labores subterráneas, se consideran las diferentes zonas funcionales del frente de excavación: el arranque, el arrastre, los hastiales, y el techo. A diferencia de las voladuras en bancos a cielo abierto, donde existe una cara libre natural para facilitar la liberación de energía, en este tipo de excavaciones subterráneas es imprescindible generar artificialmente dicha salida. Para ello, se diseña un arranque compuesto por taladros vacíos, cuyo número y diámetro pueden variar en función de las condiciones geotécnicas y operativas del frente.

En excavaciones subterráneas como túneles y galerías, el avance máximo alcanzado está determinado por la sección transversal proyectada, siendo necesario que el avance obtenido sea, como mínimo, equivalente a la profundidad de los taladros perforados. La conformación de la periferia debe ajustarse rigurosamente al diseño geométrico establecido; en caso de que se obtenga una sección menor, será necesario realizar trabajos de ensanche o desquinche. Por el contrario, si se exceden los límites dimensionales especificados, pueden generarse incrementos en los costos operativos, así como riesgos de inestabilidad estructural y mayores requerimientos de sostenimiento, tal como se ilustra en la figura 3:

Figura 3 *Sistemas de avance en Cruceros y túneles*



Fuente: López Jimeno (2001).

2.2.1.7.3 Teoría de Roger Holmberg

La separación máxima permitida entre los taladros centrales de alivio y los barrenos de la primera sección no debe superar 1.7 veces de dimensión del taladro de alivio ($1.7\phi a$), con el fin de garantizar una fracturación óptima y adecuada expulsión del material fragmentado. Es relevante señalar que las condiciones de fragmentación pueden presentar variaciones significativas, dependiendo de factores como el tipo de explosivo utilizado, las características geomecánicas del macizo rocoso y una separación relativa entre los taladros cargados con explosivo y aquellos diseñados como barrenos vacíos o de alivio. Donde: ϕa es la dimensión del taladro de alivio.

En el diseño de voladuras subterráneas se consideran diversas zonas funcionales del frente de excavación, tales como el arranque, el arrastre, los hastiales, y la corona. A diferencia de las voladuras en bancos a cielo abierto, donde existe una cara libre natural que facilita la liberación de energía, en excavaciones subterráneas es imprescindible crear una salida artificial. Esta se conforma mediante el diseño del arranque, constituido por uno o más barrenos vacíos, con diámetros variables según las condiciones geotécnicas y los requerimientos operativos del frente de trabajo.

El diámetro de los barrenos vacíos o de expansión puede ser igual o superior al de los barrenos cargados, dependiendo de diversos factores, entre los cuales destacan el tipo de equipo de perforación empleado y las propiedades geológicas de la roca circundante. La función principal de estos taladros vacíos que facilitan a los barrenos cargados fragmente el macizo de forma escalonada, generando así una cara libre que permita la correcta liberación de la energía durante la voladura.

Para alcanzar este objetivo, es fundamental fundamentar el trabajo en bases teóricas sólidas, las cuales se sustentan principalmente en los siguientes principios y estudios previos:

El diseño del arranque en voladura se fundamenta en las teorías suecas, específicamente en la metodología de cálculo y el análisis de fragmentación desarrollados por Langefors y Kihlström (1963). Dicha base teórica fue posteriormente refinada en cuanto al diseño de mallas de perforación por Holmberg, y su aplicación y simplificación para el cálculo del Burden (B máx.) fue actualizada en trabajos posteriores por Olofsson (1990).

La aplicación práctica y las experiencias acumuladas en voladuras facilitan la determinación y propuesta de los avances necesarios para lograr los fines establecidos en un estudio determinado, dado que:

Se ha observado que el avance logrado en cada voladura está estrechamente relacionado con la proporción entre los diámetros de los taladros vacíos o de expansión y los taladros cargados. Además, esta relación depende directamente del grado de paralelismo que se mantenga entre ambos tipos de taladros durante la perforación y ejecución del disparo.

Cuando no se mantiene el paralelismo adecuado y el desalineamiento de los taladros supera el 2%, resulta complejo alcanzar un avance en la voladura con una eficiencia optima.

En los siguientes puntos, se presenta una explicación detallada de las ecuaciones del método propuesto por Holmberg para el diseño de voladuras.

2.2.1.7.4 Fórmulas matemáticas para cálculos de diseño de malla

- **Cálculo del área**

Para diseñar la malla, es fundamental definir primero la sección de la labor y el área que este abarca. Estos datos iniciales son clave para la configuración y se utilizarán en los cálculos subsiguientes. La ecuación de cálculo es la siguiente:

$$\text{Área } (S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + \left(r * (A_{\text{túnel}} - (2 * r)) \right) + (A_{\text{túnel}} * (H_{\text{túnel}} - r))$$

Donde:

S : Área de la sección de la labor

A_{túnel} : Ancho de la labor

H_{túnel} : Alto de la labor

r : Radio de arco de la bóveda

π : Constante

- **Cálculo del perímetro**

Se calcula el valor perimetral de la excavación el cual es una medida esencial para los cálculos posteriores. Este perímetro se obtiene mediante una fórmula específica, que varía según la forma de la excavación del proyecto.

$$P = (\pi * r) + 2 * (H_{túnel} - r) + 2 * (A_{túnel} - r)$$

Donde:

P : Perímetro de la sección de la labor

A_{túnel} : Ancho de la labor

H_{túnel} : Alto de la labor

r : Radio de arco de bóveda

π : Constante

- **Cálculo de número de taladros**

Se determina la cantidad de perforaciones utilizando una fórmula específica adaptada a la sección de la labor. Además, se toma en cuenta una constante que varía según la dureza del macizo, por lo que es necesario seleccionar el valor adecuado para las características del macizo rocoso. Según EXSA (2013), la separación entre taladros varía en base de la dureza de la roca, la cual es menor en rocas duras y mayor en rocas suaves, se aprecia en la tabla 5.

Tabla 5 *Relación de dureza entre la roca y la distancia*

DISTANCIA DE LOS TALADROS			
Roca dura (m)	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia (m)	0.6	0.65	0.63
Roca suave (m)	0.7	0.75	0.73

Fuente: EXSA (2013). Manual Práctico de Voladura.

La Tabla 6 presenta las cifras del coeficiente o factor de roca, denominado "C", se determina según el tipo de roca. Por ejemplo, considerando una roca de tipo intermedio, se utiliza el valor correspondiente para calcular la cantidad de perforaciones en un frente.

Tabla 6 *Relación de dureza con el coeficiente*

COEFICIENTE O FACTOR DE CARGA C	
Roca dura	2
Roca intermedia	1.5
Roca suave	1

Fuente: EXSA (2013). Manuel Practico de Voladura.

Se calcula con la siguiente igualdad:

$$N^{\circ}_{taladros} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

Donde:

P : Perímetro de la sección del túnel.

S : Área del túnel.

dt : Distancia entre taladros.

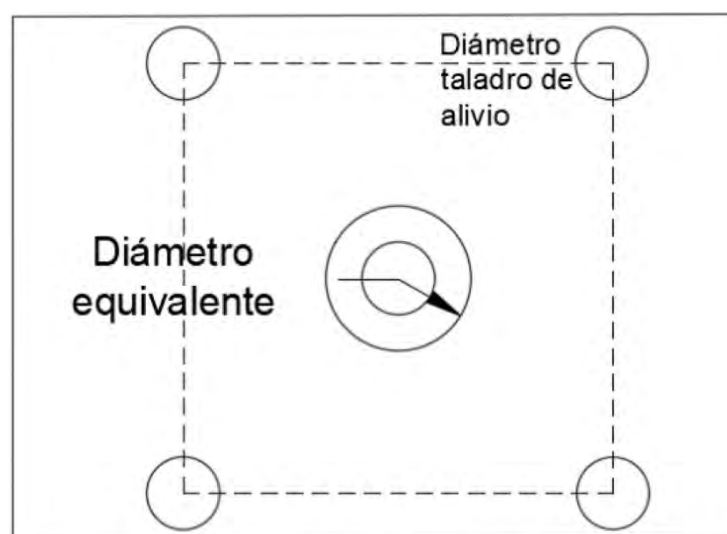
C : Coeficiente o factor de roca.

π : Constante.

- **Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio**

Se define como el diámetro combinado de todos los taladros de alivio, tratándolos como fueran un único taladro. Este diámetro determina usando la formula mostrada tras la Figura 4.

Figura 4 *Diámetro equivalente.*



Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

ϕ_2 : Diámetro equivalente

ϕ_1 : Diámetro de los taladros de alivio

N : Número de los taladros de alivio

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

Con el número de taladros de alivio (N) y su dimensión proporcional (ϕ_2), es posible calcular la longitud de perforación requerida. Sin embargo, según Roger Holmberg, este resultado debe ajustarse considerando solo el 95% de eficiencia de perforación.

$$H = 0.15 + 34.1 * (\phi_2) - 39.4 * (\phi_2)^2$$

Donde:

H : Longitud de taladro respecto al diámetro equivalente.

ϕ_2 : Diámetro equivalente

- **Cálculo de longitud efectiva de perforación**

La longitud efectiva de perforación es la parte del barreno que realmente aporta al avance y la fragmentación, calculada como el producto de la eficiencia de perforación por la longitud total del barreno.

$$L_{ef} = Eff_{perf} * L$$

Donde:

L_{ef} : Longitud efectiva de perforación

Eff_{perf} : Eficiencia de perforación

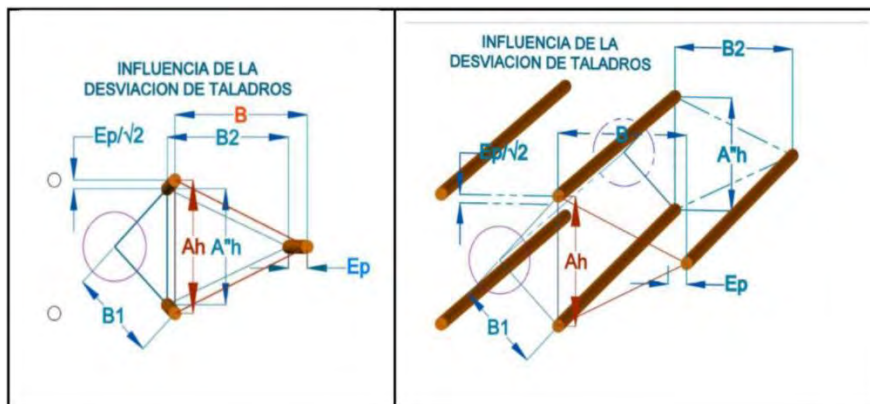
L : Longitud de barra

- **Cálculo de error de perforación**

Estos errores impactan directamente a la configuración de las mallas, manifestándose en variaciones del burden y el espaciado. Estos errores afectan la rotura del material, el avance lineal de la voladura, así como también, la eficiencia de la voladura.

El error de perforación se puede controlar o minimizar utilizando “guiadores” que son elementos de madera de un diámetro no mayor al taladro y recto que se introducen para verificar la rectitud de los taladros.

Figura 5 Incidencia de la desviación en la perforación de taladros.



Fuente: López Jimeno (2001).

$$E_p = \alpha * L_{ef} + \beta$$

Donde:

E_p : Error de perforación.

α : Desviación angular.

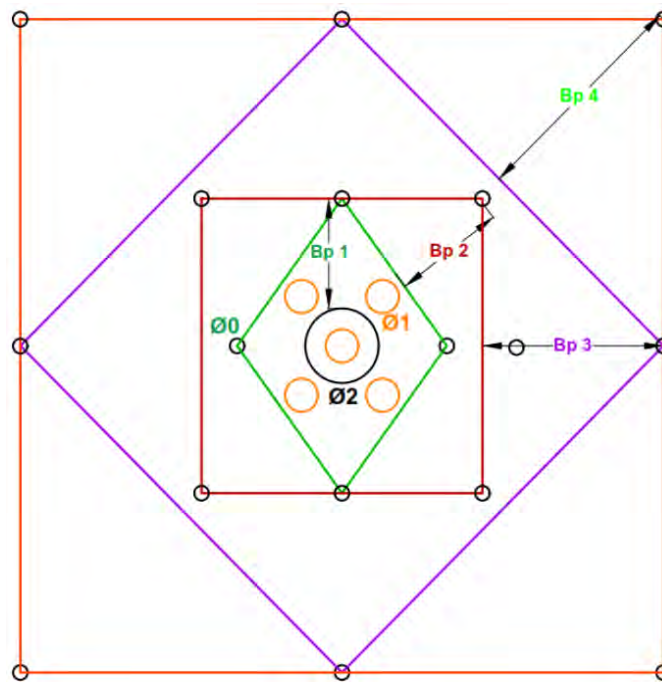
L_{ef} : Longitud del barreno.

β : Error de emboquille.

➤ **Zona A - Cálculo del arranque**

El esquema geométrico general de un arranque que utiliza barrenos paralelos se ilustra en la figura 6, a continuación:

Figura 6 *Arranque con cuatro secciones*

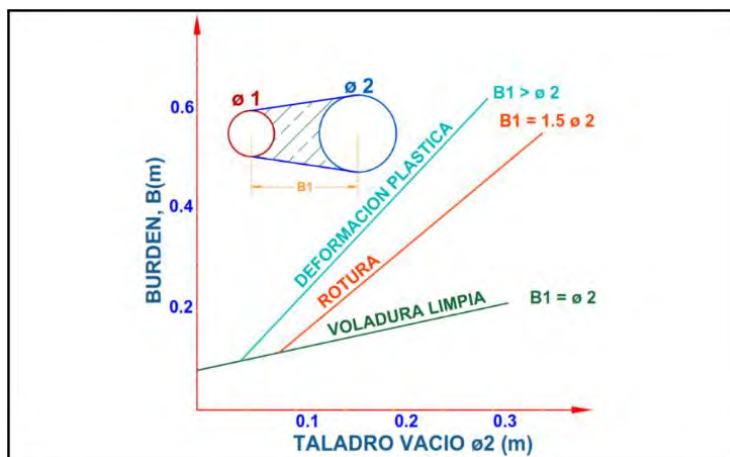


Fuente: Manual de Perforación y Voladura López Jimeno

La Figura 7, presenta datos obtenidos con diferentes distancias entre los taladros con carga y los taladros sin carga. Estos resultados son clave para nuestros cálculos de diseño, ya que ayudan a determinar el burden adecuado y el diámetro correcto de los taladros vacíos para la voladura en

el arranque. Según las pruebas, si el burden equivale al diámetro equivalente, se logrará una voladura optima.

Figura 7 Distancia de los taladros cargados a los taladros sin carga.

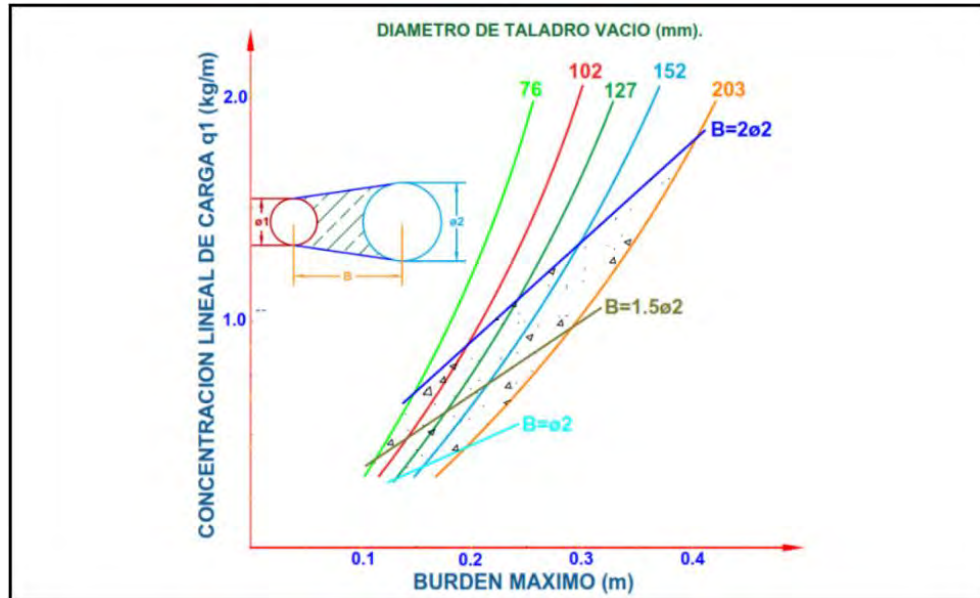


Fuente: Manual de Perforación y Voladura López Jimeno

Según López Jimeno (2001), la separación entre el taladro de alivio equivalente y taladros del arranque no debe superar $1,7 \phi 2$, a fin de asegurar una adecuada fragmentación y una correcta salida del material rocoso, tal como lo plantearon Langefors y Kihlström (1963). Cabe señalar que las condiciones de fragmentación pueden variar significativamente en función del tipo de explosivo utilizado, características del macizo y la distancia existente con el taladro cargado y el vacío (véase figura 8).

Cuando el burden excede dos veces el diámetro del taladro (2ϕ), el ángulo de liberación de la energía explosiva resulta insuficiente, generando deformaciones plásticas en el macizo rocoso ubicado entre taladros contiguos. Del mismo modo, aun cuando el burden sea menor a 2ϕ , una sobrecarga de explosivo puede inducir la sinterización del material fragmentado y provocar la falla en la salida del arranque. Por ello, se recomienda dimensionar el burden en torno a 1.5 veces el diámetro del taladro (1.5ϕ), asegurando así un comportamiento más eficiente y controlado del disparo.

Figura 8 Concentración de carga de acuerdo al burden máximo.

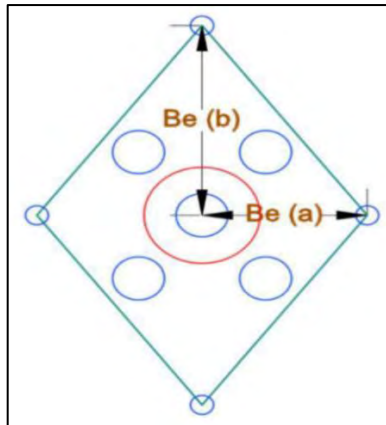


Fuente: Adaptado de Larsson y Clark (1973), citado en López Jimeno (2001).

- **Cálculo de burden máximo por principio de longitud de arco**

El burden máximo se define como la separación entre el diámetro equiparable y el taladro con carga, medida de centro a centro. Para determinar este burden se realiza conforme a lo indicado la Figura 9.

Figura 9 Burden máximo equiparable en el arranque.



Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

Calculamos por principio de longitud de arco

$$B_{e\max} = \frac{\pi * \phi_2}{2} \cong 1.7 * \phi_2$$

Donde:

$B_{e\ max}$: Burden equiparable

π : Constante

\emptyset_2 : Diámetro equiparable

- **Determinación de burden práctico en el arranque**

$$B_p = B_{e\ max} - E_p$$

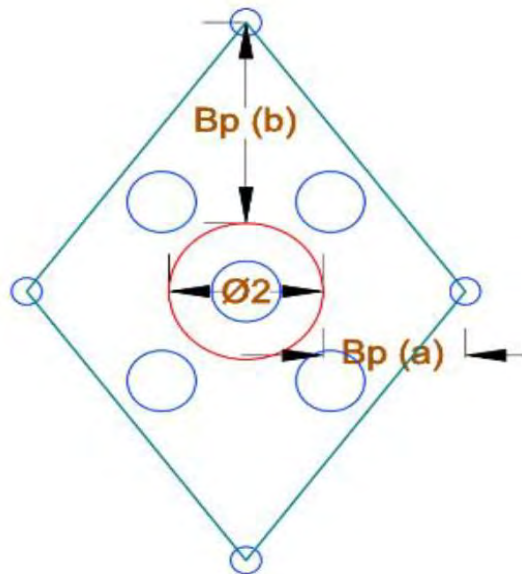
Donde:

B_p : Burden practico en arranque

$B_{e\ max}$: Burden máximo de arranque

E_p : Error de perforación

Figura 10 *Burden práctico en el arranque.*



Fuente: Elaboración propia

Por consiguiente, a intervalos de burden máximo le recae a burden práctico medido a centro a centro, así se ilustra la figura 10. Este concepto considera que, durante la ejecución de la malla de perforación, el arranque puede experimentar variaciones en el burden tanto en eje “x” como en

el eje “y”, debido a sesgos técnicos de perforación. Dichas desviaciones logran incrementar o reducir la distancia respecto al burden teórico o equivalente, afectando así la eficiencia de la voladura. En consecuencia, el burden práctico medido de eje a eje se determina a partir de las siguientes expresiones matemáticas:

$$B_{p(a)} = B_{e\ max} - E_p$$

$$B_{p(b)} = B_{e\ max} - E_p$$

Donde:

$B_{p(a)}$: Burden práctico en a.

$B_{p(b)}$: Burden práctico en b.

E_p : Error de perforación

- **Cálculo del ancho de abertura “ A_{h0} ”**

$$A_0 = \sqrt{(X_a)^2 + (X_b)^2}$$

Donde:

A_0 : Abertura de los taladros de arranque

X_a : Distancia desde el centro del taladro vacíos al centro del taladro cargado

X_b : Distancia desde el centro del taladro de alivio al centro del taladro cargado

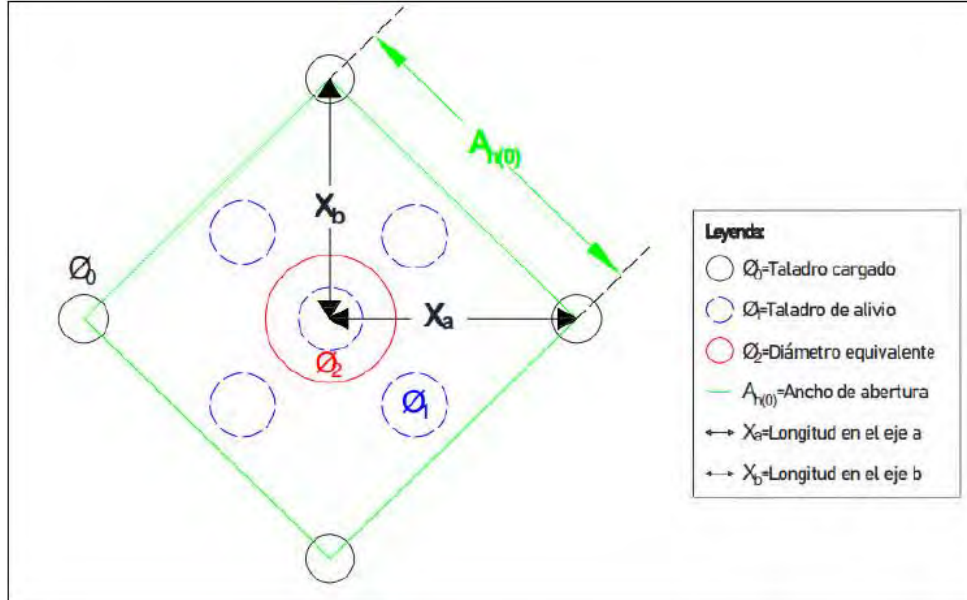
A su vez:

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

El ancho de la abertura es el hueco originado tras la salida de los taladros de arranque. Esta apertura quedará vacía una vez que se haya completado el disparo de los cuatro taladros.

Las especificaciones para calcular el ancho de la abertura se muestran en la Figura 11, donde se visualiza la longitud de la abertura que genera tras la voladura inicial.

Figura 11 Ancho de abertura producto de los taladros de arranque.



Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

- **Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” modificada de Ashby**

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

Donde:

C.E. : Consumo específico de explosivos

ρ_r : Densidad de roca

GSI : Índice de resistencia geológica

RQD : Índice de calidad de la roca

- **Cálculo de la constante de roca “C” Suecia**

$$C = 0.8784 (C.E.) + 0.052$$

Donde:

C : Factor de carga

C.E. : Consumo específico de explosivos

- **Grado de fragmentación de la roca ($A_{F\text{ roc.}}$)**

$$A_{F\text{ roc.}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41$$

Donde:

$A_{F\text{ roc.}}$: Factor de roca

C.E. : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo de factores complementarios índice de volatilidad de Lilly “B.I.”**

Lilly (1986), propuso un índice de volatilidad basado en la agregación de cinco parámetros geomecánicos. Este índice permite estimar tanto el rendimiento de explosivos (C.E.) como la variable de energía (F.E.) a través de la expresión matemática siguiente:

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.004}$$

B.I. : Índice de volatilidad

C.E. : Consumo específico de explosivos

0.004 : Constante

- **Cálculo de factor de energía “F.E.”**

Se calcula con la siguiente formula:

$$F.E. = 30 * (C.E.)$$

Donde:

F.E. : Factor de energía

C.E. : Consumo específico de explosivos

- **Cálculo de densidad de carga en el arranque “ q_0 ”**

Este valor indica el grado de carga de un taladro en su cuadrante correspondiente. Una carga optima, sin espacios vacíos, se expresa como una masa volumétrica de carga igual a 1.

Generalmente, si un taladro se llena con explosivo al x% de su capacidad total, se considera que la densidad de carga es igual a 0.92.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_2 * \left[\frac{B_{e \max}}{\phi_e} \right]^{1.5} * \left[B_{e \max} - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right]}{RWS_{Anfo}}$$

Donde:

- q_0 : Densidad de carga inicial del arranque
- ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción
- $B_{e \max}$: Burden máximo
- ϕ_2 : Diámetro equivalente
- C : Constante de roca Suecia
- RWS_{Anfo} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

- **Cálculo de longitud de taco**

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

Donde:

- L_{Taco} : Espacio vacío donde se coloca el material inerte.
- ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

- **Cálculo de longitud de carga en el arranque**

Sugiere que, de toda la extensión del taladro, solo la L_c se situará llena de explosivos, tomando en cuenta la variable de confinamiento del explosivo en el taladro. Esta longitud determina mediante la siguiente formula:

$$L_c = L_{ef} - L_{Taco}$$

Donde:

L_c : Longitud ocupado por el explosivo

L_{ef} : Profundidad del taladro

L_{Taco} : Espacio vacío donde se coloca taco o material inerte

- **Cálculo de masa explosiva “ Q_e ” utilizado por taladro en el arranque**

Es el total de explosivo, utilizada por taladro en el arranque. Se determina mediante la siguiente formula:

$$Q_e = q_0 * L_c$$

Donde:

Q_e : Masa del explosivo en el taladro

q_0 : Densidad de carga inicial en el arranque

L_c : longitud ocupada por el explosivo

- **Cálculo de cantidad de cartuchos por taladro en el arranque**

Depende del tipo de explosivo que se utilizará en esta fase de la detonación del frente, en relación con la potencia respectiva al ANFO. Este número es determinado utilizando el siguiente cálculo:

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_e}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{cart/tal}}$: Cantidad de cartuchos por taladro

Q_e : Masa explosiva por taladro

PU_e : Peso unitario del explosivo

- **Cálculo de predicción de fragmentación “X” por el método Kus Ram**

Constituye un esquema matemático de carácter anticipatorio que permite estimar el grado de fragmentación de la roca como resultado del proceso de voladura. A través de este modelo, es posible calcular el diámetro promedio de los clastos generados tras la detonación, empleando para ello la siguiente ecuación:

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

X : Tamaño promedio de los fragmentos

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

Q_e : Masa de explosivo empleada por taladro

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$K = C.E.$ = Factor triturante

➤ **Zona A - Cálculos para el primer cuadrante**

- **Cálculo de burden equivalente para el primer cuadrante**

Para la determinación del resto de secciones, se tiene en cuenta la existencia previa de una abertura de ancho (A_0). Asimismo, se identifica la densidad lineal de explosivo utilizada durante el arranque (q_0). En consecuencia, el valor del burden en el primer cuadrante se obtiene utilizando la siguiente fórmula:

$$B_{Max\ 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_0 * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right]$$

Donde:

- $B_{Max\ 1}$: Burden máximo en el IC
- A_0 : Ancho de abertura en el arranque
- q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque
- RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear respecto al ANFO
- ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción
- C : Constante de roca suecia

- **Cálculo de burden practico en el primer cuadrante**

Es la medida de la distancia o longitud que se usara para trazar el esquema del primer cuadrante, comenzando desde la abertura (A_0).

Se calcula con la siguiente ecuación:

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

Donde:

- $B_{p\ 1}$: Burden practico en el cuadrante 1
- $B_{max\ 1}$: Burden máximo en el cuadrante 1
- E_p : Error de perforación

- **Cálculo de longitudes de X_c y X_d**

$$X_c = X_d = \frac{A_0}{2} + B_{p\ 1}$$

Donde:

- $X_c = X_d$: Longitud de línea de (A_0) hacia la esquina del 1er cuadrante

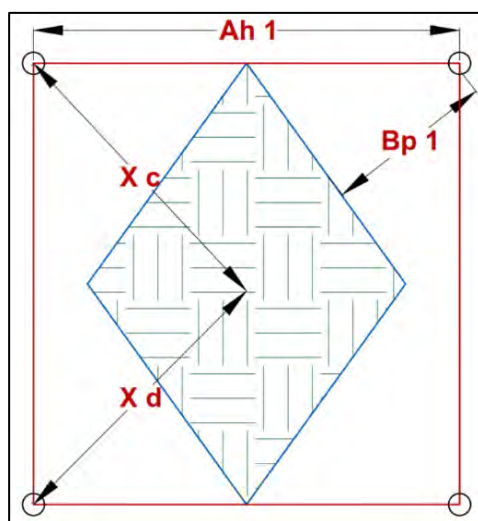
A_0 : Ancho de abertura de los taladros de arranque

B_{p1} : Burden practico IC

- **Cálculo de ancho de abertura en el primer cuadrante**

El ancho de la expansión corresponde a la dimensión de uno de los lados de la sección resultante luego del arranque, así como de los cuadrantes sucesivos, tal como se ilustra en la Figura 12. Considerando que la geometría formada es la de un triángulo rectángulo, se emplea el teorema de Pitágoras para calcular la distancia del ancho de la abertura (A_1).

Figura 12 Burden practico, ancho de abertura del 1er cuadrante.



Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

Se determina con la siguiente expresión de matemática:

$$A_1 = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2}$$

Donde:

A_1 : Ancho de abertura del cuadrante 1

X_c : Distancia del centro hacia la esquina del cuadrante 1

X_d : Distancia del centro hacia la esquina del cuadrante 1

- **Cálculo de densidad de carga en el primer cuadrante**

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 1}}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_0}{2 * B_{max\ 1}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

q_1 : Densidad de carga lineal del cuadrante 1

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

$B_{max\ 1}$: Burden máximo del cuadrante 1

C : Factor de roca suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

A_0 : Ancho de apertura de arranque

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1er cuadrante**

Cantidad de explosivo utilizada en un taladro del primer cuadrante y se determina mediante la siguiente expresión:

$$Q_{e\ 1} = L_c * q_1$$

Donde:

$Q_{e\ 1}$: Masa de explosivo empleado por taladro.

q_1 : Densidad de carga lineal del cuadrante 1.

L_c : Longitud ocupada por el explosivo.

- **Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 1er cuadrante**

Se calcula con la siguiente expresión:

$$N^{\circ} car / tal = \frac{Q_{e\ 1}}{PU_e}$$

Donde:

N° car/tal : Cantidad de cartuchos por taladro

Q_{e 1} : Densidad de carga lineal en el cuadrante 1

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

➤ **Zona A - Cálculos para el segundo cuadrante**

• **Diseño y cálculo de burden equivalente en el segundo cuadrante**

Para calcular el resto de secciones, es importante tener en cuenta que ya hay una abertura con un ancho (A_1). Además, se sabe la distribución lineal de explosivos en el arranque (q_0), por lo que el valor del burden en el segundo cuadrante se determina utilizando la siguiente ecuación:

$$B_{\max 2} = 0.088 \left[\sqrt{\frac{A_1 * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}} \right]$$

Donde:

B_{max 2} : Burden máximo en el IIC.

A₁ : Ancho de abertura IC.

q₀ : Densidad de carga explosiva en el arranque.

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a emplear respecto al ANFO.

ϕ₀ : Diámetro del taladro de producción.

C : Constante de roca Suecia.

• **Cálculo de burden practico para el segundo cuadrante**

Es la longitud que se utilizará para trazar el diseño del segundo cuadrante, y se mide desde la abertura (A_1).

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p 2} = B_{\max 2} - E_p$$

Donde:

$B_{p\ 2}$: Burden práctico en el cuadrante 2.

$B_{\max\ 2}$: Burden máximo en el cuadrante 2.

E_p : Error de perforación

- **Cálculo de la longitud de X_e y X_f**

Las distancias necesarias para determinar el ancho de la abertura en el segundo cuadrante se calculan con la expresión siguiente:

$$X_e = X_f = \frac{A_1}{2} + B_{p\ 2}$$

Donde:

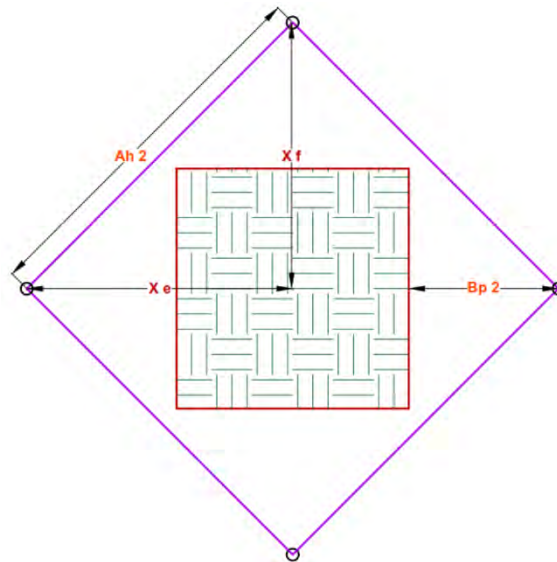
$X_e = X_f$: Longitud del eje hacia la esquina del 2do cuadrante

A_1 : Ancho de abertura del cuadrante 1.

$B_{p\ 2}$: Burden práctico del cuadrante 2.

- **Cálculo de ancho de abertura en el 2º cuadrante**

Figura 13 Burden práctico, ancho de abertura en el 2do cuadrante.



Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

Se determina con la siguiente expresión matemática:

$$A_2 = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2}$$

Donde:

A_2 : Ancho de abertura 2° cuadrante.

X_e : Distancia del eje hacia la esquina del cuadrante 2.

X_f : Distancia del eje hacia la esquina del cuadrante 2.

- **Cálculo de densidad de carga en el segundo cuadrante**

Se determina utilizando la siguiente expresión matemática:

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 2}}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_1}{2 * B_{max\ 2}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

q_2 : Densidad de carga lineal en el primer cuadrante

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

$B_{max\ 2}$: Burden máximo en el cuadrante 2.

C : Factor de roca suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizar con respecto al ANFO

A_1 : Ancho de apertura en el cuadrante 1.

- **Cálculo de masa explosiva utilizado por el taladro en el 2do cuadrante**

Es el número de explosivos empleado en un taladro del segundo cuadrante, y se calcula mediante la siguiente expresión matemática:

$$Q_{e\ 2} = L_c * q_2$$

Donde:

$Q_{e\ 2}$: Masa de explosivo empleado por taladro

L_{Carga} : Longitud que está ocupado por el explosivo

q_2 : Densidad de carga lineal en el cuadrante 2

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro en el segundo cuadrante**

Se determina utilizando la expresión analítica:

$$N^{\circ} car / tal = \frac{Q_{e2}}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ} car / tal$: Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

Q_{e2} : Masa explosiva por taladro

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

➤ **Zona A - Cálculos para el 3er Cuadrante**

- **Cálculo de burden equivalente (B max)**

En este desarrollo se considera la existencia previa de una abertura con un ancho de A_2 . Asimismo, se dispone del valor correspondiente a la densidad de carga lineal de explosivo en el arranque (q_0). En este contexto, el burden en el tercer cuadrante se determina con la siguiente expresión:

$$B_{max3} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_2 * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}}$$

Donde:

B_{max3} : Burden máxima en el cuadrante 3

A_2 : Ancho de abertura en el cuadrante 2.

q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque

RWS_{Anfo} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

C : Constante de roca Suecia

- **Cálculo de burden practico en el tercer cuadrante**

El burden práctico 3 corresponde a la separación empleada para delinear el diseño del tercer cuadrante, siendo esta medida tomada a partir de la abertura A_2 .

$$B_{p\ 3} = B_{max\ 3} - E_p$$

Donde:

$B_{p\ 3}$: Burden práctico en el cuadrante 3.

$B_{max\ 3}$: Burden equivalente en el cuadrante 3.

E_p : Error de perforación

- **Cálculo de Ancho de abertura**

$$A_3 = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2}$$

$$X_g = X_h = \frac{A_2}{2} + B_{p\ 3}$$

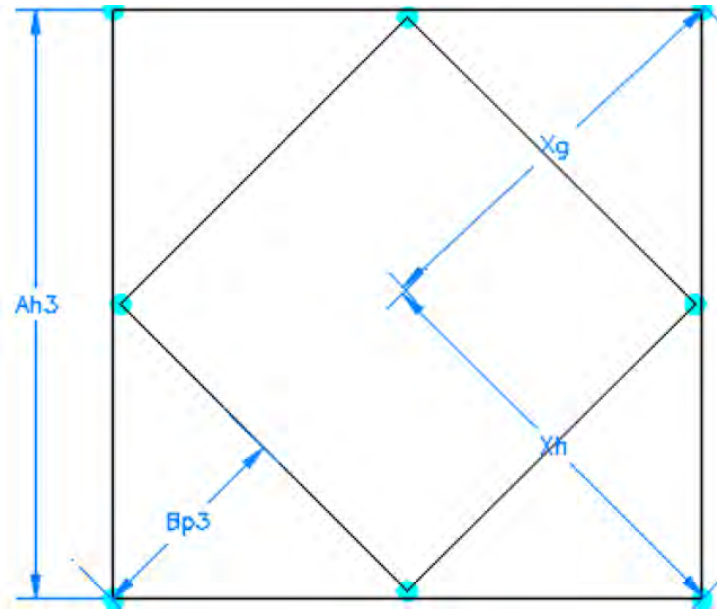
Donde:

A_3 : Ancho de abertura en el cuadrante 3.

A_2 : Ancho de abertura en el cuadrante 2.

$X_g = X_h$: Línea de A_2 a la esquina del cuadrante 3.

$B_{p\ 3}$: Burden práctico en el cuadrante 3.

Figura 14 Longitud de abertura.

Fuente: Elaboración propia, basado en Holmberg.

- **Cálculo de densidad de carga en el 3er cuadrante**

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 3}}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_2}{2 * B_{max\ 3}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

q_2 : Densidad de carga lineal en el tercer cuadrante

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

$B_{max.\ 3}$: Burden máximo en el IIIC.

C : Factor de roca suecia

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo a emplear

A_2 : Ancho de apertura en el IIC.

- **Cálculo de masa explosiva para el taladro del 3er cuadrante**

$$Q_{e\ 3} = L_c * q_3$$

Donde:

Q_{e3} : Masa del explosivo empleado por taladro

L_c : Longitud ocupada por el explosivo

q_3 : Densidad de carga lineal en el IIIC.

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro en el 3er cuadrante**

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_{e3}}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ}car/tal$: Cantidad de cartuchos por taladro

Q_3 : Densidad de carga lineal en el IIIC.

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

- **Verificación de la necesidad de más cuadrantes**

Según Choque (2017), si la longitud lateral, es decir, el ancho de la abertura del último cuadrante es igual o inferior a la raíz cuadrada de la longitud del taladro, es posible continuar con el diseño de nuevos cuadrantes. Sin embargo, si esta condición no se cumple, ya no será necesario seguir diseñando cuadrantes adicionales en el frente de trabajo.

$$A_3 \leq \sqrt{L}$$

Donde:

A_3 : Ancho de abertura del IVC.

L : Longitud del taladro

- **Zona E - Cálculos para taladros de arrastre o piso**

Para proseguir con el cálculo del burden en las direcciones superior, inferior y horizontal para los taladros ubicados en el arrastre, es necesario realizar previamente un reajuste del factor de roca "C", en función de la longitud efectiva del taladro, conforme se indica en la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * L_{ef}$$

Donde:

B : Burden

L_{ef} : Longitud efectiva del taladro

Una vez calculado el burden, se procede a identificar el rango correspondiente con el fin de establecer el valor reajustado del factor de roca:

$$\text{Si: } 0.6 * L_{ef} < 1.4 \rightarrow \hat{C} = C + 0.07$$

$$\text{Si: } 0.6 * L_{ef} > 1.4 \rightarrow \hat{C} = C + 0.05$$

En el caso de los taladros de tajeo, se asume la existencia de una abertura previamente generada, que abarca desde la aplicación hasta el último cuadrante. Para llevar a cabo la determinación correspondiente, se consideran los parámetros detallados en la tabla 7:

Tabla 7 *Valores de fijación*

CONSTANTE y/o VALORES DE FIJACIÓN		
Dirección de salida de taladros	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona		0.8
Para taladros de piso		0.10

Nota. Postulado por Roger Holmberg (1974).

El diseño de los taladros de arrastre (o de piso) presenta particularidades específicas en comparación con los demás tipos de taladros, debido a que en esta zona debe considerarse la inclinación descendente respecto a la horizontal. El propósito de esta consideración técnica es

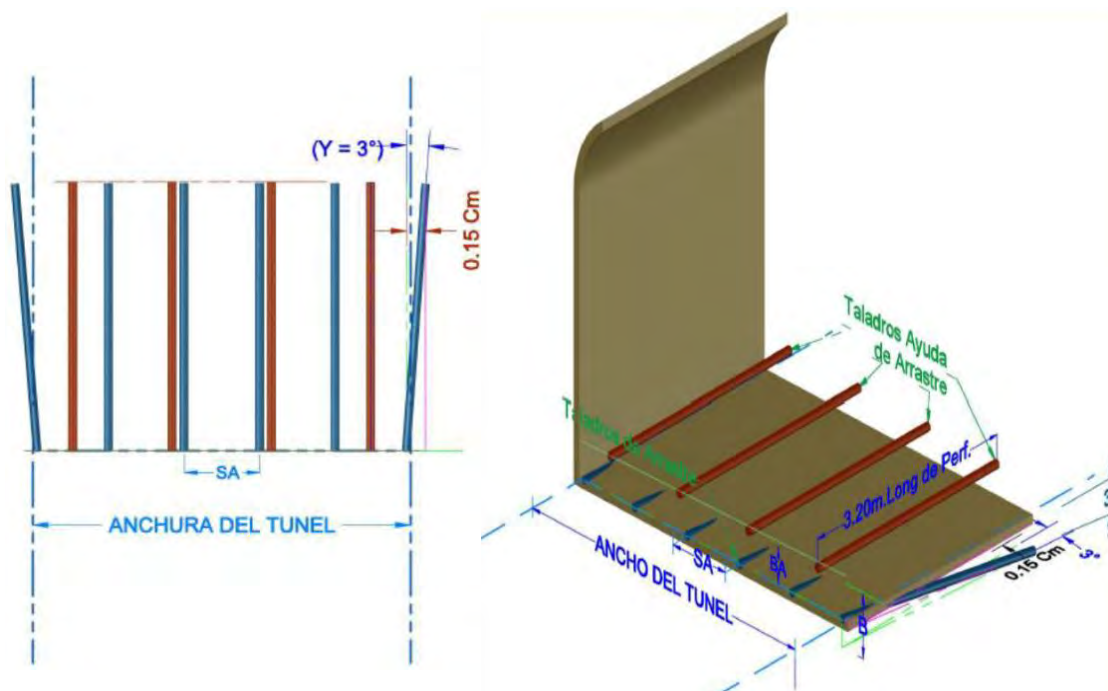
garantizar la obtención de un piso uniforme y acorde con la gradiente establecida, (véase figura 15 y 16).

Figura 15 *Diseño de taladros de arrastre.*



Fuente: López Jimeno (2001).

Figura 16 *Disposición de los taladros de piso.*



Fuente: López Jimeno (2001).

- **Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre**

$$B_{e (arrastre)} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

Donde:

$B_{e (arrastre)}$: Burden máximo para taladros de arrastre.

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo empleado.

\hat{C} : Factor de roca corregida.

f : Factor de fijación para taladros de piso.

S/B : Relación del espaciamiento y el burden para taladros de piso.

- **Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre**

El burden práctico aplicado a los taladros del piso se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$B_{p (arrastre)} = B_{e (arrastre)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - E_p$$

Donde

$B_{p (arrastre)}$: Burden práctico para taladros de piso.

$B_{e (arrastre)}$: Burden equivalente en taladros de piso.

L_{ef} : Profundidad del taladro.

γ : Angulo de los taladros de contorno.

E_p : Error de perforación.

- **Cálculo de número de taladros en el piso**

La cantidad de perforaciones requerida para la zona de piso se determina mediante la aplicación de la expresión matemática:

$$N^{\circ} tal_{(arraastre)} = \frac{A_{(tunel)} + 2 * L_{ef} * Sen(\gamma)}{B_e (arraastre) * \frac{S}{B}} + 2$$

Donde:

$N^{\circ} tal_{(arraastre)}$: Número entre taladros en piso.

$A_{(tunel)}$: Ancho de la labor.

L_{ef} : Profundidad del taladro.

γ : Angulo de los taladros de contorno.

$B_e (arraastre)$: Burden equivalente máximo o en taladros de arrastre.

S/B : Relación del espaciamiento y el burden para taladros de piso.

- **Cálculo de espaciado para taladros centrales en el piso**

El espaciado de los taladros de piso, colocados en la parte central de la zapatera de la labor, se establecerá conforme a la siguiente expresión matemática:

$$S_{1 (arraastre)} = \frac{A_{(tunel)} + 2 * L_{ef} * Sen(\gamma)}{N^{\circ} tal_{(arraastre)} - 1}$$

Donde:

$S_{1 (arraastre)}$: Espaciamiento de taladros de arrastre.

$A_{(tunel)}$: Ancho de la labor.

L_{ef} : Profundidad del taladro.

γ : Angulo de los taladros de contorno.

$N^{\circ} tal_{(arraastre)}$: Número de taladros de arrastre.

- **Cálculo de espaciamiento para taladros de las esquinas de arrastre**

El espaciado de las perforaciones del piso ubicados en las esquinas de la parte baja de la labor, respecto a los taladros del centro, se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$S_{2 \text{ (arraastre)}} = S_{1 \text{ (arraastre)}} - (L_{ef} * \text{Sen}(\gamma))$$

Donde:

$S_{2 \text{ (arraastre)}}$: Espaciamiento de taladros de arrastre en los extremos o esquinas.

L_{ef} : Profundidad del taladro

γ : Angulo de los taladros de contorno

- **Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre**

Es generado por los taladros del piso el cual será equivalente a la longitud del ancho de su totalidad de la labor, determinado con la expresión matemática siguiente:

$$A_{h \text{ (arraastre)}} = A_{(tunel)}$$

Donde:

$A_{h \text{ (arraastre)}}$: Ancho de abertura de taladros de piso.

$A_{(tunel)}$: Ancho de la labor.

- **Cálculo de la densidad de carga ($q_{\text{arraastre}}$) en los taladros de arrastre**

$$q_{\text{ (arraastre)}} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_e \text{ (ararstre)}}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_{h \text{ (arraastre)}}}{2 * B_e \text{ (ararstre)}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$q_{\text{ (arraastre)}}$: Densidad de carga en taladros del piso.

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción.

\hat{C} : Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

$B_e \text{ (arraastre)}$: Burden equivalente o máximo en el piso.

$A_{h \text{ (arraastre)}}$: Ancho de abertura en el piso.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo empleado.

- **Cálculo de longitud de carga de fondo en arrastre**

$$L_r = 1.25 * B_{e \text{ (arrastre)}}$$

Donde:

L_r : Longitud de carga de fondo

$B_{e \text{ (arrastre)}}$: Burden equivalente o máximo en el arrastre

- **Cálculo columna de carga en el arrastre**

$$L_c = [L_{ef} - L_r - 10 * \phi_0] * 0.75$$

Donde:

L_c : Columna de carga

L_{ef} : Profundidad del taladro

L_r : Longitud de carga de fondo

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

- **Cálculo de total de metros cargados en el taladro**

$$L_{ct} = L_r + L_c$$

Donde:

L_{ct} : Total de metros cargados en el taladro

L_r : Longitud de carga de fondo

L_c : Columna de carga

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de piso**

Corresponde a la cantidad de explosivo utilizada en la voladura de los taladros de piso, la cual se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$Q_{e \text{ (arrastre)}} = L_{ct} * q_{\text{(arrastre)}}$$

Donde:

Q_e (arrastre) : Masa de explosivo empleado en un taladro de arrastre

Lct : Total de metros cargados en el taladro

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro en el piso**

$$N^{\circ} car / tal = \frac{Q_{e(arrastre)}}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ} car / tal$: Número de cartuchos por taladro

Q_e (arrastre) : Densidad de carga lineal en taladros de piso

PU_e : Es el peso de 01 cartucho del explosivo empleado

➤ **Zona D - Cálculos para taladros de corona**

Para la voladura en la corona, se empleará la técnica de voladura con técnica restringida (smooth blasting), esta metodología permite minimizar los daños tanto en la corona como en las paredes adyacentes. Asimismo, se establece que el espaciamiento debe definirse en función del diámetro del taladro de productividad.

- **Cálculo de burden máximo para taladros de corona**

Para hallarlo, será en función al espaciamiento de los taladros en la zona de la corona, cuando se aplica la técnica de voladura controlada, se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$S_{(corona)} = K * \phi_0$$

Donde:

$S_{(corona)}$: Espaciamiento de los taladros en la corona

K : Constante cuyos valores están entre (15,16)

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

El burden equivalente aplicable a los taladros de la corona, en el contexto de una voladura controlada, se halla a partir de la ecuación entre el espaciamiento y burden ($S/B = 0.80$), la cual debe mantenerse por debajo de la unidad. En este sentido, el burden máximo se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{max (corona)} = \frac{S}{0.80}$$

Donde:

$B_{max (corona)}$: Burden equivalente en la corona.

S : Espaciamiento en voladura de recorte o corona - $S_{(corona)}$

- **Cálculo de burden practico para taladros de corona**

El burden practico correspondiente a los taladros ubicados en la corona se calcula mediante la siguiente expresión:

$$B_{p(corona)} = B_{max (corona)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - Ep$$

Donde:

$B_{p(corona)}$: Burden práctico para taladro de la corona.

$B_{e(corona)}$: Burden equivalente en taladros de ayuda de corona.

L_{ef} : Longitud efectiva de perforación.

γ : Angulo de los taladros de contorno.

E_p : Error de perforación.

- **Cálculo de número de taladros en la corona**

La cantidad de perforaciones requerida para la corona se determina mediante la aplicación de la expresión matemática:

$$N_{tal (corona)} = \frac{A_{(tunel)}}{B_{max (corona)} * \frac{S}{B}} + 2$$

Donde:

$N_{tal(corona)}$: Número de taladros en la corona.

$A_{(tunel)}$: Ancho de la labor.

$B_{max(corona)}$: Burden equivalente en corona.

S/B : Relación espaciamiento y burden para el contorno.

- **Cálculo de espaciamiento en función al número de taladros de corona**

$$S_{(corona)} = \frac{A_{(corona)}}{N_{tal(corona)} - 1}$$

Donde:

$S_{(corona)}$: Espaciamiento entre taladros de la corona

$A_{(corona)}$: Ancho total de la corona

$N_{tal(corona)}$: Número de taladros en la corona

- **Cálculo de densidad de carga explosiva para taladros de corona**

Este parámetro se utiliza en la ejecución de voladura con técnica restringida en los contornos se determina conforme a la expresión matemática.

$$q_{(corona)} = 90 * \phi_0^2$$

Donde:

$q_{(corona)}$: Densidad de carga explosiva en corona

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

- **Cálculo de longitud de carga en fondo en la corona**

$$L_r = 1.25 * B_{max\ corona}$$

Donde:

L_r : Longitud de Carga de fondo

$B_{\max(\text{corona})}$: Burden equivalente o máximo corona

- **Cálculo columna de carga en la corona**

$$L_c = L_r * 0.50$$

Donde:

L_c : Columna de Carga

L_r : Longitud de Carga de fondo

- **Cálculo de total de metros cargados en el taladro en la corona**

$$Lct = L_r + L_c$$

Donde:

Lct : Total de Metros Cargados en taladro

L_c : Columna de Carga

L_r : Longitud de Carga de fondo

- **Cálculo de masa explosiva utilizada por taladro de corona**

Corresponde a los kilogramos de explosivo utilizado en los taladros ubicados en la corona, la cual se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$Q_{e(\text{corona})} = Lct * q_{(\text{corona})}$$

Donde:

$Q_e(\text{corona})$: Masa de explosivo utilizada en taladros de la corona.

$q(\text{corona})$: Densidad de carga lineal en la corona.

Lct : Total de metros cargados en taladro.

- **Determinación de cantidad de cartuchos por taladro en la corona**

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_{e(\text{corona})}}{PU_e}$$

Donde:

Q_e (corona) : Masa de explosivo empleado en taladros de corona

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

➤ **Zona D - Cálculos para taladros de hastiales o parades**

• **Cálculo de ancho de corte**

$$H_d = H_{túnel} - B_{arrastre} - \text{Altura de bóveda}$$

Donde:

H_d : Ancho de corte

$H_{túnel}$: Altura de la labor

Altura de bóveda : Radio

• **Determinación de burden máximo en taladros de hastiales**

$$B_{max(hastial)} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{(0)} * RWS_{Anfo}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

Donde:

$B_{max(hastial)}$: Burden máximo en taladros de las paredes.

q_0 : Densidad de carga inicial.

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo empleado.

f : Factor de fijación (tajeo horizontal).

S/B : Relación entre burden y espaciamento.

\hat{C} : Factor de roca corregida para tajeo horizontal.

• **Determinación del burden practico de taladros en hastiales**

Se determina utilizando la siguiente expresión matemática:

$$B_p(hastial) = B_{max(hastial)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - E_p$$

Donde:

$B_p(hastial)$: Burden practico en los hastiales

$B_{max(hastial)}$: Burden máximo en el hastial

L_{ef} : Profundidad efectiva de perforación

γ : Angulo de taladros de contorno y piso

E_p : Error de perforación

- **Cálculo de número de taladros en los hastiales**

La determinación del número de taladros requeridos para los hastiales se realiza a partir de la aplicación de la siguiente formulación matemática:

$$N_{tal(hastial)} = \frac{H_d}{B_{max(hastial)} * \frac{S}{B}} + 2$$

Donde:

$N_{tal(hastial)}$: Número de taladros en el hastial

H_d : Ancho de corte

$B_{max(hastial)}$: Burden máximo en el hastial

S/B : Relación entre burden y espaciamento para tajeo horizontal

- **Determinación de espaciamento para taladros en hastiales**

El espaciamento entre los taladros correspondientes a los hastiales será determinado mediante la aplicación de la siguiente expresión matemática:

$$S_{(hastial)} = \frac{H_d}{N_{tal(hastial)} - 1}$$

Donde:

$S_{(hastial)}$: Espaciamento de taladros de hastiales

H_d : Ancho de corte

$N_{tal(hastial)}$: Número de taladros en el hastial

- **Determinación de densidad de carga en taladros de hastiales**

Para este cálculo se considera el ancho de corte (H_d) y el burden practico (B_p) como se muestra en la siguiente ecuación:

$$q_{(hastial)} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_p(hastial)}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{H_d}{2 * B_p(hastial)} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$q_{(hastial)}$: Densidad de carga en taladros de los hastiales

ϕ_0 : Diámetro de taladro de producción

\hat{C} : Factor de roca corregida para tajeo horizontal

$B_e(hastial)$: Burden equivalente para los hastiales

H_d : Ancho de corte

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

- **Determinación de masa explosiva por taladro en hastiales**

Corresponde a los kilogramos de explosivo empleada en la voladura de los taladros de las paredes, la cual se determina mediante la siguiente expresión matemática:

$$Q_{e(hastial)} = q_{(hastial)} * L_C$$

Donde:

$Q_e(hastial)$: Masa explosiva por taladro

$q_{(hastial)}$: Densidad de carga lineal en los hastiales

L_C : Longitud de carga del explosivo

- **Determinación de cantidad de cartuchos por taladro en hastiales**

$$N^{\circ} \text{car}/\text{tal} = \frac{Q_{e(\text{hastial})}}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{car}/\text{tal}$: Número de cartuchos por taladro en los hastiales

$Q_{e(\text{hastial})}$: Masa explosiva por taladro

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo utilizado

- **Zona C - Cálculo de taladros de ayuda en la corona**

Previamente se debe averiguar la altura disponible donde se colocarán los taladros de corona o destroza:

- **Cálculo de altura disponible donde se ubicarán los taladros de Corona**

$$A_d = H_{(\text{túnel})} - B_p(\text{arrastre}) - B_p(\text{corona})$$

Donde:

A_d : Alto disponible

$H_{(\text{túnel})}$: Altura del túnel

$B_p(\text{arrastre})$: Burden practico en el arrastre

$B_p(\text{corona})$: Burden practico en la corona

- **Determinación de burden máximo para taladros de ayuda de Corona**

$$B_{\text{max}(\text{ay. corona})} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{(0)} * RWS_{\text{Anfo}}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

Donde:

$B_{\text{max}(\text{ay. corona})}$: Burden equivalente en taladros de ayuda de corona

q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque

RWS_{Anfo} : Potencia relativa en peso del explosivo empleado

f : Factor de fijación

\hat{C} : Factor de roca corregida para tajeo horizontal

S/B : Relación entre burden y espaciamiento

- **Cálculo de burden práctico para taladros de ayuda de Corona**

Este será diseñado considerando las condiciones de la voladura en el último cuadrante, empleando para ello la siguiente ecuación:

$$B_p (ay. corona) = B_{max} (ay. corona) - L_{ef} * Sen(\gamma) - Ep$$

Donde:

$B_p (ay. corona)$: Burden practico para los taladros de ayuda de corona

$B_{max} (ay. corona)$: Burden equivalente en taladros de ayuda de corona

L_{ef} : Longitud efectiva de perforación

γ : Angulo de taladros de contorno y piso

E_p : Error de perforación

- **Determinación de número de taladros para ayuda de corona**

$$N tal_{(ay. corona)} = \frac{A_d}{B_{max} (ay. corona) * \frac{S}{B}} + 2$$

Donde:

$N tal_{(ay. corona)}$: Numero de taladros en ayuda de corona

A_d : Alto disponible

$B_{max} (ay. corona)$: Burden equivalente en taladros de ayuda de corona

S/B : Relación de burden y espaciamiento

- **Cálculo de espaciamiento de taladros de ayuda de corona**

$$S_{(ay. corona)} = \frac{A_{(túnel)} - 2 * B_{max (ay. corona)}}{N_{tal(ay. corona)} - 1}$$

Donde:

$S_{(ay. corona)}$: Espaciado de los taladros de ayuda de corona

$A_{(túnel)}$: Ancho del túnel

$N_{tal (ay. corona)}$: Número de taladros para ayuda en corona

- **Cálculo de densidad de carga $q_{(ay. corona)}$ en taladros de ayuda de corona**

$$q_{(ay. corona)} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_p (ay. corona)}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_d}{2 * B_p (ay. corona)} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$q_{(ay. corona)}$: Densidad de carga en los taladros de ayuda de corona

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

\hat{C} : Factor de roca corregida para tajeo horizontal

$B_p (ay. corona)$: Burden practico en taladros de ayuda de corona

A_d : Alto disponible

RWS_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

- **Determinación de masa explosiva por taladro en ayudas de corona**

$$Q_{e(ay. corona)} = q_{(ay. corona)} * L_C$$

Donde:

$Q_e (ay. corona)$: Masa del explosivo empleado para taladros ayuda de corona

$q_{(ay. corona)}$: Densidad de carga en los taladros en ayuda de corona

L_C : Longitud de carga ocupada por el explosivo

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro de ayuda de corona**

$$N^{\circ} \text{ car/tal} = \frac{Q_{e(\text{ay. corona})}}{PU_e}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ cart/tal}$: Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

$Q_e (\text{ay. corona})$: Masa del explosivo utilizado en un taladro de ayuda de corona

PU_e : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

➤ **Zona B - Cálculos de taladros para ayuda de Hastiales**

- **Cálculo de ancho disponible donde se ubicará los taladros de ayuda de hastiales**

$$A_d = \text{Altura de labor} - \text{Ancho de Corte} - 2 * B_p (\text{hastial})$$

“En este punto, si el valor sale negativo, quiere decir que ya no hay espacio para más taladros.”

2.2.2 De la variable dependiente: Optimización del Avance lineal del Crucero A-8 Norte

2.2.2.1 Avance lineal

El avance lineal constituye uno de los indicadores más representativos de la eficiencia en las labores de desarrollo subterráneo, ya que expresa el progreso longitudinal obtenido por ciclo de voladura, generalmente medido en metros por disparo o metros por día. Este parámetro refleja el grado de aprovechamiento de los recursos técnicos y humanos, así como la calidad del diseño de perforación y voladura aplicado en un frente determinado (Stewart, Bullock & Chitombo, 2006). En el caso del Crucero A-8 Norte, el avance lineal permite evaluar la efectividad de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1×7) dentro del proceso de mejora operativa, vinculando directamente la energía liberada en la voladura con la productividad alcanzada en cada ciclo.

Según Espinoza y Carreño (2023), la medición sistemática del avance por disparo es esencial para el control operativo, pues permite identificar desviaciones entre el diseño y la ejecución real del ciclo de minado. Un control adecuado de los metros logrados por ciclo contribuye al cumplimiento de los programas mensuales de desarrollo y a la reducción de costos asociados al retrabajo o sobrerotura. Dichos autores resaltan que la aplicación de metodologías de mejora continua, como Lean Six Sigma, puede estabilizar el proceso y elevar la capacidad productiva de los frentes de desarrollo.

De acuerdo con Condori (2023), el avance lineal depende directamente de factores como la geometría de la malla de perforación, el burden, el espaciado, la longitud de los taladros y tipo de explosivo utilizado. El rediseño de la malla de perforación permite optimizar el consumo de explosivo y mejorar la fragmentación, lo que se traduce en un incremento del avance por disparo. En su estudio, realizado en la Empresa Minera Arapa S.A.C. (Arequipa), se observó que al aplicar un rediseño del patrón de perforación y ajustar las cargas de fondo y columna, el avance promedio aumentó de 1.30 m a 1.40 m por disparo, demostrando la importancia del manejo adecuado de los parámetros de voladura en el rendimiento lineal.

El avance lineal también está condicionado por la precisión en la ejecución de la perforación. Desviaciones en la orientación o longitud de los taladros reducen la eficiencia del corte y disminuyen la longitud efectiva de la excavación. Según Paredes y Calderón (2024), en operaciones de minería subterránea de pequeña y mediana escala (MAPE) del Ecuador, la variabilidad del avance por disparo está directamente relacionada con el control en la perforación y la correcta secuencia de iniciación. Dichos autores identificaron que la combinación de emulsiones encartuchadas y ANFO, junto con cargas desacopladas, optimiza el consumo específico de explosivo y mejora los porcentajes de avance efectivo.

Por otro lado, la tipología de proceder y la secuencia de retardos también influyen en la eficiencia del ciclo de avance. Iparraguirre y Llacma (s.f.) reportaron que la aplicación de una sincronización mixta (eléctrica y no eléctrica) en frentes de 28 pies en la Compañía Minera Condestable permitió mejorar la salida del corte y disminuir la sobre rotura, incrementando el avance promedio y la estabilidad de los contornos. Estos resultados evidencian que la innovación tecnológica en los sistemas de iniciación puede ser determinante para alcanzar avances lineales superiores sin incrementar el consumo energético total.

En términos generales, la literatura técnica coincide en que un avance óptimo en labores de desarrollo horizontal debe situarse entre 1.8 m y 2.2 m por disparo, dependiendo de las condiciones geomecánicas, el diseño de la malla y la calidad de ejecución (Condori, 2023; Espinoza & Carreño, 2023). No obstante, factores como sobrecarga explosiva, desalineación de taladros o mala ventilación pueden reducir el avance real a valores inferiores al diseño, lo cual afecta directamente la productividad y los costos unitarios de minado.

En el contexto del Crucero A-8 Norte, donde se desarrollan labores en una sección de 2.4 × 2.4 m, el control del avance lineal adquiere particular importancia. La correlación entre la energía específica del explosivo y la resistencia del macizo rocoso permite optimizar los parámetros de carga, evitar sobreroturas y alcanzar un perfil estable del crucero. De esta forma, el avance lineal se convierte en un indicador integral del desempeño operativo, reflejando la interacción entre el diseño técnico de la voladura, la competencia del personal y las condiciones geomecánicas del entorno.

2.2.3 Costos asociados a la perforación y voladura

La perforación y voladura representan una proporción significativa del costo total en operaciones subterráneas, especialmente en labores de desarrollo como cruceros o galerías. Estos

costos no solo dependen de los insumos utilizados (explosivos, accesorios, energía, equipos), sino también de la eficiencia con la que se ejecuta cada ciclo y del rendimiento alcanzado por metro lineal.

Los principales componentes del costo incluyen:

- **Insumos de perforación:** brocas, varillas, aire comprimido, lubricantes y mantenimiento del equipo Jack Leg RNP.
- **Explosivos:** dinamita, ANFO, emulsiones, dependiendo del diseño técnico.
- **Accesorios de voladura:** mechas, fulminantes, retardos, tacos de seguridad.
- **Mano de obra directa:** operadores, ayudantes, supervisión.
- **Tiempo no productivo o retrabajos:** re - perforaciones, voladuras complementarias, limpieza prolongada.

Huanca Calsín (2021), encontró que una malla de perforación inadecuada y una distribución subóptima de la carga explosiva resultaban en costos elevados de perforación y voladura. Tras aplicar un diseño optimizado, se logró reducir el costo de perforación de US\$ 10.59 a US\$ 9.93 por metro lineal de avance, evidenciando cómo la ineficiencia puede incrementar significativamente los costos operativos.

2.3 Marco Conceptual

Avance lineal:

El avance lineal (m/disparo, m/guardia o m/día) representa el resultado global de eficiencia del ciclo de perforación y voladura.

Barra cónica:

Elemento metálico utilizado en la perforación que une la broca con la perforadora. Su extremo cónico permite una conexión firme, reduciendo pérdidas de energía y desviaciones.

Broca:

Herramienta de corte ubicada en el extremo de la barra de perforación. Su diseño y material varían según la dureza de la roca y el diámetro del taladro requerido.

Burden:

Longitud mínima entre un taladro cargado y la cara libre más contigua.

Cara libre:

Superficie expuesta del macizo rocoso que permite el desplazamiento del material y la liberación eficiente de la energía del explosivo durante la voladura.

Carmex:

Tipo de explosivo de elevada potencia, generalmente constituido por nitrato de amonio y un agente combustible, usado en labores de perforación y voladura por su buena estabilidad y capacidad de fragmentación.

Cebo:

Es el primer cartucho o carga explosiva iniciadora que se coloca en el fondo del taladro con el propósito de iniciar la detonación de toda la columna de carga.

Chispeo:

Acción de encender la mecha rápida o elemento pirotécnico para iniciar la secuencia de detonación en una voladura. Se realiza bajo estrictas medidas de seguridad.

Crucero:

Labor minera horizontal o sub horizontal que conecta galerías principales con zonas mineralizadas.

Espaciamiento:

Longitud entre perforaciones consecutivas de la misma fila dentro de una malla.

Explosivo:

Es una sustancia que, al detonar, libera energía de forma rápida y violenta, generando gases y ondas de presión capaces de fragmentar y desplazar el material rocoso.

Factor de avance lineal:

Es la relación que existe entre los kilogramos de explosivo utilizado frente al avance en metros.

Factor de carga:

Relación entre el peso del explosivo empleado y el volumen de roca a volar; se expresa en kg/m^3 y determina la eficiencia de la fragmentación.

Factor de esponjamiento:

Incremento del volumen de la roca una vez fragmentada por la voladura, expresado como porcentaje respecto a su volumen original in situ.

Falla geológica:

Fractura o discontinuidad en la masa rocosa con desplazamiento relativo de los bloques. Afecta la estabilidad del macizo y el comportamiento durante la voladura.

Geomecánica:

Disciplina que estudia el comportamiento mecánico de la roca ante esfuerzos naturales o inducidos por labores mineras, permitiendo definir métodos de sostenimiento y diseño estructural.

Gradiente:

Pendiente longitudinal de una labor minera (galería o crucero), expresada en porcentaje o relación vertical-horizontal; influye en ventilación, drenaje y desplazamiento de equipos.

Limpieza:

Etapa posterior a la voladura que consiste en retirar el material fragmentado del frente para dejar la labor libre y lista para la siguiente perforación.

Malla de Perforación:

Es el diseño o patrón geométrico que define la ubicación, orientación y profundidad de los taladros (agujeros) que se realizarán en una roca o un macizo rocoso como preparación para una voladura.

Mecha rápida:

Cordón pirotécnico utilizado para la transmisión del fuego hacia los detonadores no eléctricos, permitiendo un encendido secuencial controlado.

Optimizar:

Significa mejorar técnicamente un proceso para alcanzar el máximo rendimiento posible con el mínimo recurso o costo.

Perforación:

El proceso de abrir cavidades cilíndricas (taladros) en el macizo rocoso utilizando equipos especializados (perforadoras o jumbos) y herramientas de corte (barras y brocas).

Perno Helicoidal:

Es un sistema de sostenimiento activo y permanente que se caracteriza por su alta capacidad de carga y rápida instalación.

Punto dirección:

Referencia topográfica o punto de control que define la orientación o alineamiento de una labor minera durante su avance.

Rumbo:

Dirección horizontal de una estructura geológica o labor minera, medida con respecto al norte geográfico.

Sostenimiento:

Conjunto de elementos y técnicas que garantizan la estabilidad del macizo rocoso en labores subterráneas, como pernos, mallas, concreto lanzado o marcos metálicos.

Tiro cortado:

Taladro cargado que no detonó durante la voladura. Debe ser identificado y neutralizado según el protocolo de seguridad establecido para evitar accidentes.

Transporte:

Movimiento de mineral o desmonte desde las cámaras o frentes hacia las plantas o botaderos, mediante equipos mecanizados o sistemas de rieles.

Ventilación:

Sistema que suministra aire fresco a las labores subterráneas, diluyendo gases nocivos y polvo, y manteniendo condiciones adecuadas de temperatura y oxígeno.

Voladura:

Consiste en la fragmentación de un macizo rocoso o un material duro mediante el uso controlado de explosivos.

2.4 Operaciones en labores de desarrollo

Las labores de desarrollo en minería subterránea constituyen el conjunto de operaciones destinadas a habilitar los accesos y preparar los espacios necesarios para la explotación del yacimiento. En la minería metálica subterránea, estas labores tienen como finalidad permitir el tránsito del personal, el transporte de mineral y desmonte, así como el paso de servicios como

ventilación, energía y drenaje (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía [SNMPE], 2022).

Para este caso en particular la construcción del Crucero A-8 Norte se tiene por finalidad conectar a la veta Ancasillo para ampliar la vida de la mina APMINAC.

2.4.1 Etapas para la construcción del Crucero A-8 Norte

El proceso operativo de desarrollo comprende diversas etapas que deben ejecutarse de manera secuencial y controlada. Las fases principales son:

2.4.1.1 Perforación y voladura

Comprende la ejecución de una malla de taladros en el frente de avance, con el diseño técnico correspondiente al tipo de roca, sección de labor y explosivo empleado. Esta etapa es determinante en la productividad y el avance lineal obtenido, ya que de su eficiencia depende la fragmentación del macizo y la estabilidad del frente (Persson, Holmberg, & Lee, 1994).

La perforación de los taladros en el Crucero A-8 Norte y demás labores de desarrollo se realizan con perforadoras Jack Leg RNP 250X, estos equipos operan con el suministro de aire comprimido proporcionado por dos compresoras diésel Atlas Copco de 186 CFM. Estas perforadoras se distribuyen a lo largo de los distintos niveles donde se ejecutan los laboreos de avance, realizando perforaciones con barras de 5 pies de longitud.

La operación de voladura se lleva a cabo de manera secuencial, siguiendo un patrón de iniciación que permite la detonación progresiva de las cargas dispuestas en los taladros. La iniciación se realiza mediante el uso de fulminante N.º 8, el cual se conecta al cordón detonante y a la mecha rápida, asegurando una correcta secuencia de encendido. La tabla 8 muestra los parámetros técnicos correspondientes al proceso de perforación y voladura, utilizando EMULNOR 3000 (1"x7") y barra cónica de 5 pies, en el crucero A-8 Norte.

Tabla 8 *Distribución de carga por taladro, escenario base.*

ITEM	Nro. Tal	Cart/tal	Total, cart/tal	Kg Explosivo	Tipo de explosivo
Taladros de alivio	3	0	0	0.00	Emulnor 3000 1" x 7"
Arranque	4	6	24	2.30	Emulnor 3000 1" x 7"
1er cuadrante	4	6	24	2.30	Emulnor 3000 1" x 7"
2do cuadrante	4	6	24	2.30	Emulnor 3000 1" x 7"
3er cuadrante	4	6	24	2.30	Emulnor 3000 1" x 7"
Arrastre	5	6	30	2.88	Emulnor 3000 1" x 7"
Corona	7	2	14	1.34	Emulnor 3000 1" x 7"
Hastial	6	6	36	3.46	Emulnor 3000 1" x 7"
Ayuda hastial	2	6	12	1.15	Emulnor 3000 1" x 7"
Ayuda corona	3	6	18	1.73	Emulnor 3000 1" x 7"
TOTAL	42	-	206	19.78	
Peso del explosivo	0.096				

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura.

La figura 17, muestra la distribución de los taladros en el escenario base.

Tabla 9 Resultados c/ uso de EMULNOR 3000 (1"x7") y c/ barra de 5'

DATOS	Unidad	4/10	5/10	6/10	7/10	8/10	9/10	10/10	11/10	12/10	13/10
Ancho real	m	2.52	2.52	2.51	2.52	2.49	2.49	2.51	2.49	2.51	2.52
Altura real	m	2.53	2.53	2.54	2.53	2.54	2.54	2.5	2.52	2.52	2.53
Nro. de tal. cargados	unid.	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Nro. de tal. alivio	unid.	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
Total, de tal. perforados	unid.	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
Long. de barrenos	pies	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Long. promedio del taladro	m	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52	1.52
Diámetro de tal. de producción	mm	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36
Densidad de roca	Ton/m3	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
Volumen a romper	m3	8.61	7.32	7.32	7.32	7.32	7.32	7.32	7.32	7.32	7.32
ACCESORIOS DE VOLADURA											
Carmex 7 pies	pzas	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39
Mecha rápida	m	26	26	26	26	26	26	26	26	26	26
EXPLOSIVOS UTILIZADOS											
Emulnor 3000 1" x 7"	Cart.	206	206	206	206	206	206	206	206	206	206
Peso total de explosivos	kg.	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78	19.78
EFICIENCIAS											
Eficiencia de perforación	%	85	85	85	85	85	85	85	85	85	85
Avance	m	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17	1.17
Volumen roto	m3	7.12	7.12	7.12	7.12	7.06	7.06	7.00	7.00	7.06	7.12
Eficiencia de voladura	%	90	90	90	90	90	90	90	90	90	90
Eficiencia total	%	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50	76.50
Tonelaje roto	Ton	19.22	19.22	19.22	19.22	19.06	19.06	18.90	18.90	19.06	19.22
Sobre rotura	%	10.94	10.94	10.94	10.94	10.04	10.04	9.16	9.16	10.05	10.94
Factor de carga	kg/m3	2.78	2.78	2.78	2.78	2.80	2.80	2.83	2.82	2.80	2.78
Factor de avance lineal	kg/ml	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96	16.96

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura.

Principales deficiencias en la ejecución de los disparos:

- Sobrerotura, debido a la potencia del explosivo utilizado en los taladros de contorno.
- Avance menor debido a la eficiencia de perforación y la longitud del taladro utilizado.
- Presencia de tiros cortados debido a malas prácticas operativas.
- Factor de avance lineal elevado, vale decir que se utiliza una cantidad alta de explosivo respecto al bajo avance lineal.

2.4.1.2 Ventilación

En el Crucero A-8 Norte se instalará un ventilador mecánico de 5 000 CFM, 3 500 RPM, 380 V y 7,5 HP de potencia, con operación continua de 12 horas diarias. Esta implementación se ejecutará en estricta ejecución a lo dispuesto según el D.S. N.º 024-2016-EM, modificado por el D.S. N.º 023-2017-EM, cuyo artículo 252 dispone la obligación de realizar evaluaciones periódicas del sistema de ventilación en minas subterráneas, las cuales deben efectuarse por personal especializado y con instrumentos calibrados.

Tabla 10 *Características del ventilador*

VENTILADOR UNIAXIAL	
Tipo	Ventilador uniaxial
Caudal de aire	~ 5000 CFM ($\approx 9,000 \text{ m}^3/\text{h}$)
Voltaje	380 V – Trifásico
Potencia del motor	4 – 6 HP
Presión estática	50 – 200 Pa
Material de aspas	Acero o aluminio
Protección del motor	IP54

Fuente: Elaboración propia

2.4.1.3 Limpieza

La limpieza o desatado incluye la remoción de roca suelta y el carguío del material volado, que se transporta hacia los echaderos o puntos de acopio.

En el Crucero A-8 Norte este proceso se lleva a cabo con el uso de barretillas para el desate de rocas y para el carguío del material volado se utiliza el equipo Scooptram de 2 yd³.

2.4.1.4 Carguío y transporte

En labores horizontales, el acarreo del material se efectúa generalmente con scoops (LHD) o locomotoras de trocha angosta. La elección del sistema de transporte depende de la longitud de la labor y del volumen de producción programado.

Para el caso del Crucero A-8 Norte, cuya longitud supera los 650 metros, se optó por el uso de los equipos Scooptram Sandvik LH203 y el Dumper SL-D40. Las cámaras de acumulación y volteo están distribuidas cada 100 metros y los refugios cada 50 metros a lo largo del Crucero.

2.4.1.5 Sostenimiento

Una vez limpia la labor, se instalan los sistemas de sostenimiento necesarios para garantizar la estabilidad. Entre los más empleados se encuentran los pernos de anclaje, mallas metálicas y concreto lanzado. La selección del tipo de sostenimiento depende de la calidad geomecánica del macizo y de los resultados del mapeo geo mecánico.

2.4.2 Costo por metro lineal en la construcción del Crucero A-8 Norte

Las tablas que se muestran a continuación detallan la estructura de costos asociada a las operaciones unitarias, por metro lineal, en la construcción del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC, considerando el avance de 1.17 m por disparo el cual es la media de avance por disparo.

Tabla 11 *Costos de mano de obra*

Descripción	Unidad	Nro. de personal	P.U.	hr/Guardia	Incidencia	Costo/guardia	Avance	Total
			S./	hrs/Guardia	%	S/. guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra								
Capataz	HH	1	140	0.5	4%	S/ 5.83	1.17	S/ 5.00
Bodeguero	HH	1	85	1	8%	S/ 7.08	1.17	S/ 6.08
Serv. auxiliares	HH	1	85	1	8%	S/ 7.08	1.17	S/ 6.08
Operador Dumper	HH	1	95	4	33%	S/ 31.67	1.17	S/ 27.16
Operador Scoop	HH	1	95	4	33%	S/ 31.67	1.17	S/ 27.16
Maestro Perf.	HH	1	100	12	100%	S/ 100.00	1.17	S/ 85.77
Ayudante	HH	1	85	12	100%	S/ 85.00	1.17	S/ 72.91
Tercer hombre	HH	1	80	12	100%	S/ 80.00	1.17	S/ 68.62
TOTAL								S/ 298.78

Nota. Elaboración propia

Tabla 12 *Implementos de seguridad por puesto de trabajo*

Descripción	Unidad	Vida Útil	P.U.	Costo/día	Capataz	Bodeguero	Serv. Auxiliares	Operador Dumper	Operador Scoop	Maestro Perf.	Ayudante	Tercer hombre
		(Días)	(S/.)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)
Casco	Unid.	360	49.5	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14	S/ 0.14
Tafilete	Unid.	90	19.5	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22	S/ 0.22
Mameluco	Unid.	180	70	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39	S/ 0.39
Porta lampara	Unid.	180	13	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07	S/ 0.07
Botas	Par	180	60	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33
chaqueta de jebe	Unid.	90	55	S/ 0.61	-	-	-	-	-	S/ 0.61	S/ 0.61	-
Pantalón de jebe	Unid.	90	55	S/ 0.61	-	-	-	-	-	S/ 0.61	S/ 0.61	-
Guantes de seguridad	Par	15	9	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60	S/ 0.60
Lentes de seguridad	Unid.	30	10	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33	S/ 0.33
Respirador 3M	Unid.	150	70	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47
Filtro para respirador	Unid.	30	14	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47	S/ 0.47
Tapón de oídos	Unid.	30	0.5	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02
Lampara	Unid.	360	180	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50	S/ 0.50
Barbiquejo	Unid.	180	5	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03	S/ 0.03
Protector de filtro P-100	Unid.	360	8	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02	S/ 0.02
TOTAL					S/ 3.58	S/ 3.58	S/ 3.58	S/ 3.58	S/ 3.58	S/ 4.80	S/ 4.80	S/ 3.58

Nota. Elaboración propia

Tabla 13 *Costos de equipos de protección por puesto de trabajo*

Descripción	Unidad	Tarea	Incidencia	Costo/día	Costo/guardia	Avance	Total
		Hr/guardia	%	S/. / día	S/. / guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra							
Capataz	HH	0.5	4%	S/ 3.58	S/ 0.07	1.17	S/ 0.06
Bodeguero	HH	1	8%	S/ 3.58	S/ 0.15	1.17	S/ 0.13
Serv. auxiliares	HH	1	8%	S/ 3.58	S/ 0.15	1.17	S/ 0.13
Operador Dumper	HH	4	33%	S/ 3.58	S/ 0.60	1.17	S/ 0.51
Operador Scoop	HH	4	33%	S/ 3.58	S/ 0.60	1.17	S/ 0.51
Maestro Perf.	HH	12	100%	S/ 4.80	S/ 2.40	1.17	S/ 2.06
Ayudante	HH	12	100%	S/ 4.80	S/ 2.40	1.17	S/ 2.06
Tercer hombre	HH	12	100%	S/ 3.58	S/ 1.79	1.17	S/ 1.54
TOTAL							S/ 5.46

Nota. Elaboración propia

Tabla 14 *Costos de herramientas*

Descripción	Unidad	Vida Útil	P.U.	Costo/día	Capataz	Bodeguero	Serv. Auxiliares	Operador Dumper	Operador Scoop	Maestro Perf.	Ayudante	Tercer hombre
		(Días)	(S/.)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)	(S/. / día)
Pico	1	60	34.00	S/ 0.57	-	-	-	-	-	S/ 0.57	S/ 0.57	S/ 0.57
Lampa	1	30	30.00	S/ 1.00	-	-	-	-	-	S/ 1.00	S/ 1.00	S/ 1.00
Comba de 6 lb	1	180	45.00	S/ 0.25	-	-	-	-	-	-	S/ 0.25	S/ 0.25
Llave stilson 14"	2	180	65.00	S/ 0.72	-	-	-	-	-	S/ 0.72	-	-
Llave francesa 14"	1	180	65.00	S/ 0.36	-	-	-	-	-	S/ 0.36	-	-
Cucharilla	1	60	88.55	S/ 1.48	-	-	-	-	-	S/ 1.48	S/ 1.48	S/ 1.48
Barretilla 4"	2	30	80.08	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34	S/ 5.34
Barretilla 6"	2	30	93.94	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26	S/ 6.26
Barretilla 8"	1	60	118.58	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98	S/ 1.98
Saca barreno	1	180	138.60	S/ 0.77	-	-	-	-	-	S/ 0.77	-	-
Punzón de cobre	1	270	57.75	S/ 0.21	-	-	-	-	-	-	S/ 0.21	-
Flexómetro	1	90	40.00	S/ 0.44	-	-	-	-	-	S/ 0.44	-	-
Pintura (spray rojo)	1	7	15.00	S/ 2.14	S/ 2.14	-	-	-	-	S/ 2.14	-	-
Mochila explosivos	1	60	20.00	S/ 0.33	-	-	-	-	-	-	-	S/ 0.33
Plomada	1	180	12.00	S/ 0.07	-	-	-	-	-	S/ 0.07	S/ 0.07	-
Cordel	1	180	8.50	S/ 0.05	-	-	-	-	-	S/ 0.05	S/ 0.05	-
TOTAL					S/ 15.72	S/ 13.58	S/ 13.58	S/ 13.58	S/ 13.58	S/ 21.17	S/ 17.20	S/ 17.20

Nota. Elaboración propia

Tabla 15 *Costos de herramientas por puesto de trabajo*

Descripción	Unidad	Tarea	Incidencia	Costo/día	Costo/guardia	Avance	Total
		Hrs/guardia	%	S/. / día	S/. / guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra							
Capataz	HH	0.5	4%	S/ 15.72	S/ 0.33	1.17	S/ 0.28
Bodeguero	HH	1	8%	S/ 13.58	S/ 0.57	1.17	S/ 0.49
Serv. auxiliares	HH	1	8%	S/ 13.58	S/ 0.57	1.17	S/ 0.49
Operador Dumper	HH	4	33%	S/ 13.58	S/ 2.26	1.17	S/ 1.94
Operador Scoop	HH	4	33%	S/ 13.58	S/ 2.26	1.17	S/ 1.94
Maestro Perf.	HH	12	100%	S/ 21.17	S/ 10.59	1.17	S/ 9.08
Ayudante	HH	12	100%	S/ 17.20	S/ 8.60	1.17	S/ 7.38
Tercer hombre	HH	12	100%	S/ 17.20	S/ 8.60	1.17	S/ 7.38
TOTAL							S/ 28.97

Nota. Elaboración propia

Tabla 16 *Costo de equipos de perforación*

Descripción	Unidad	Vida Útil	P.U.	Mant. Otros	Total	Costo/PP	Tal. perf/guardia	PP/guardia	Avance/ disparo	Costo/guardia	Costo
		(PP)	(S/.)	(%)	(S/.)	(S/. / pp)	(tal.)	(pp total)	(m/guardia)	(S/. / guardia)	S/. /ML
Jack Leg RNP 250X	1	100000.00	22287.64	33%	29642.56	0.30	42	210	1.17	62.25	S/ 53.39
SUB TOTAL											S/ 53.39

Nota. Elaboración propia

Tabla 17 *Costo de aceros de perforación*

Descripción	Unidad	Vida Útil	P.U.	Nro. de taladros	PP/guardia	Costo/PP	Costo/guardia	Avance/disparo	Costo
		(PP)	(S/.)	(tal/guardia)	(pp total)	(S/. / pp)	(S/. / guardia)	(m/guardia)	S/. /ML
Barra de 5'	p.p	900	300.3	42	210	0.33	S/ 70.07	1.17	S/ 60.10
Broca de 36 mm	p.p	350	96.25	42	210	0.28	S/ 57.75	1.17	S/ 49.53
SUB TOTAL									S/ 109.64

Nota. Elaboración propia

Tabla 18 *Costo total de equipo y aceros de perforación*

Item	Costo / ML
Equipo de Perf.	S/ 53.39
Aceros de Perf.	S/ 109.64
TOTAL	S/ 163.03

Nota. Elaboración propia

Tabla 19 *Costos de voladura*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/Guardia	Avance/Disp.	Costo
			(S/.)	(S/. /guardia)	(m/guardia)	(S/. / ML)
Emulnor 3000 (1" X 7")	Cartuchos	206	1.6	S/ 329.60	1.17	S/ 282.71
Carmex 7 pies	Unid.	39	3	S/ 117.00	1.17	S/ 100.36
Mecha rápida	m	26	1.8	S/ 46.80	1.17	S/ 40.14
Taco	Unid.	39	0.5	S/ 19.50	1.17	S/ 16.73
Sub total						S/ 439.93
Otros (2%)						S/ 8.80
TOTAL						S/ 448.73

Nota. Elaboración propia

2.4.2.1 Costos de Limpieza del Crucero A-8 Norte

2.4.2.1.1 Cálculo de rendimiento de Scooptram considerando barra de 5 pies

El cálculo del rendimiento del Sandvik LH203 (altura ≈ 1.595 m, ancho ≈ 1.48 m), con una capacidad nominal de $2,0 \text{ yd}^3$, se realiza considerando una distancia de operación de 100 metros, correspondiente al recorrido existente entre las cámaras de acumulación y el punto de carguío en la mina APMINAC Pulpera.

Tabla 20 Data para cálculo de rendimiento de Scoop

DESCRIPCIÓN	
Capacidad de Scoop	2.0 yd^3
Peso específico del material	2.7 TM/m^3
Factor de esponjamiento	35%
Factor de llenado	87%

Fuente: Elaboración propia de acuerdo a las características del equipo.

- **Capacidad real de Scooptram**

$$Cap.real(m^3) = Cap.nominal(yd^3) * F.llenado(\%) * 0.764$$

$$Cap.real(m^3) = 2.0 yd^3 * 0.87 * 0.764$$

$$Cap.real(m^3) = 1.33 m^3$$

- **Tonelaje por ciclo o viaje**

$$Tonelaje(TM/ciclo) = \frac{Cap.real(m^3) * P.especifico(TM/m^3)}{1 + F.esponjamiento}$$

$$Tonelaje(TM/ciclo) = \frac{1.33 m^3 * 2.7(TM/m^3)}{1 + 0.35}$$

$$Tonelaje(TM/ciclo) = 2.66 \frac{TM}{ciclo}$$

- **Número de ciclos o viajes por hora**

Se consideran 10 minutos correspondientes a tiempos no productivos, dado que en el ciclo de acarreo ya se encuentran incorporadas dos tareas con tiempos fijos: el traslado hacia la labor y el perfilado de piso.

$$Eficiencia\ horaria(min/hr) = 60 \frac{min}{hr} - 10min$$

$$Eficiencia\ horaria(min/hr) = 50 \frac{min}{hr}$$

- **Número de ciclos por hora**

Tabla 21 *Ciclo de acarreo del Scoop en 100 metros*

Actividades	Ciclo de acarreo (min)
Traslado hacia el frente	1.00
Carguío y maniobras	1.50
Tiempo de viaje con carga	1.50
Descarga y maniobras	1.00
Tiempo de viaje sin carga	1.00
Perfilado del piso	0.50
Total (minutos)	6.50

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de acarreo

$$Número(ciclos/hr) = \frac{Eficiencia\ horaria(\frac{min}{hr})}{Ciclo\ de\ acarreo(\frac{min}{ciclo})}$$

$$Número(ciclos/hr) = \frac{50 (\frac{min}{hr})}{6.50 (\frac{min}{ciclo})}$$

$$Número\left(\frac{ciclos}{hr}\right) = 7.69 \frac{ciclos}{hr}$$

A continuación, se procederá a calcular el rendimiento operativo del equipo Scooptram, con capacidad de 2.0 yd³, empleando para ello los tiempos registrados directamente en campo:

$$Rend\left(\frac{TM}{hr}\right) = Tonelaje\left(\frac{TM}{ciclo}\right) * Número\left(\frac{ciclos}{hr}\right)$$

$$Rend\left(\frac{TM}{hr}\right) = 2.66\left(\frac{TM}{ciclo}\right) * 7.69\left(\frac{ciclos}{hr}\right)$$

$$Rend\left(\frac{TM}{hr}\right) = 21.45 TM/hr$$

El cálculo del rendimiento del Dumper de 04 toneladas de potencial se realiza considerando una trayectoria de 800 m, correspondiente al recorrido promedio entre el crucero y la tolva de desmonte ubicada en el exterior de la mina.

- **Capacidad real de tolva de Dumper de 4 toneladas**

Si el peso específico del material es de 2.7 TM/m³

La capacidad de tolva (Ct) sería:

$$\rightarrow Ct = \frac{4 TM}{2.7 TM/m^3}$$

$$Ct = 1.48 m^3$$

Formula de capacidad real de la tolva:

$$CTR = Ct * Eff.$$

Donde:

CTR : Capacidad de tolva real

Ct : Capacidad de tolva

Eff. : Eficiencia = 90%

$$\therefore CTR = 1.48 m^3 * 0.9$$

$$CTR = 1.33 m^3$$

Los tiempos correspondientes al ciclo completo de acarreo fueron registrados en campo, ver tabla 22.

Tabla 22 *Ciclo de acarreo para 0.8 km*

Actividades	Ciclo de acarreo (min)
Tiempo de maniobras	3.0
Duración ida con carga	6.5
Duración retorno vacío	5.5
Total (min)	15.0

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de acarreo

Tiempos de maniobra: operaciones durante la carga del Scooptram al Dumper (inspección, cruces, descarga, esperas, etc.), registrados in situ.

- **Número de ciclos por hora**

$$Nro. \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = \frac{50 \text{ min/hr}}{15.0 \text{ min}}$$

$$Nro. \left(\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right) = 3.33 \frac{\text{ciclos}}{\text{hr}}$$

- **Tonelaje total cargado por ciclo**

$$\text{Tonelaje}(TM/\text{ciclo}) = \frac{\text{Cap. real}(m^3) * P. \text{ espec}(TM/m^3)}{1 + \text{Factor de esponjamiento}}$$

$$\text{Tonelaje}(TM/\text{ciclo}) = \frac{1.33 (m^3) * 2.7(TM/m^3)}{1 + 0.35}$$

$$\text{Tonelaje} \left(\frac{TM}{\text{ciclo}} \right) = 2.67 \frac{TM}{\text{ciclo}}$$

Por consiguiente, se calcula el rendimiento del dumper:

$$REND \left(\frac{TM}{\text{hr}} \right) = \text{Tonelaje} \left(\frac{TM}{\text{ciclo}} \right) * Nro. \left(\frac{\text{Ciclos}}{\text{hr}} \right)$$

$$REND \left(\frac{TM}{\text{hr}} \right) = 2.67 \left(\frac{TM}{\text{ciclo}} \right) * 3.33 \left(\frac{\text{Ciclos}}{\text{hr}} \right)$$

$$REND \left(\frac{TM}{\text{hr}} \right) = 8.89 \frac{TM}{\text{hr}}$$

Tabla 23 *Costo de limpieza del Crucero A-8 N*

Descripción	Unidad	Cantidad	Hrs./ guardia	Dist. Transporte	Rend./ Hr	Costo/ hr	Costo/ TM	Tonelaje/ Disp.	Costo/ guardia	Avance/ disp.	Costo
			Horas	m	TM/hr	S/. /hr	S/. /TM	TM/guardia	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Scooptram Sandvik LH203	Horas	1	0.93	100	20.45	150.00	7.33	19.10654	140.13	1.17	120.20
Dumper SL-D40	Horas	1	2.15	800	8.89	160.00	18.00	19.10654	343.92	1.17	294.99
TOTAL											415.19

Fuente: Elaboración propia

2.4.2.2 Costos de sostenimiento con perno y malla del Crucero A-8 Norte

La mina APMINAC Pulpera implementa sistemas de sostenimiento activo y/o pasivo en las labores subterráneas cuando las condiciones geomecánicas lo requieren, considerándose estos elementos como parte integral de la estructura de soporte de la roca.

Los costos de sostenimiento considerados corresponden al precio unitario por instalación de pernos helicoidales con resina más malla electrosoldada. En esta investigación se proyecta la colocación de pernos acorde al avance por disparo, según lo establecido en la cartilla geomecánica (Ver anexo C).

Tabla 24 Características de Perno Helicoidal

Datos del Perno Helicoidal	
Mecanismo	Adherencia
Diámetro	19mm
Capacidad de carga	20-30 Ton
Longitud	4 pies
Durabilidad	Larga vida útil
Diseño	Helicoidal continua
Datos de malla electro soldada	
Rollos de malla	2.4 m * 2.5 m
electro soldada	10 cm * 10 cm (4"*4")
galvanizado	Nº 10

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25 Costos de sostenimiento del Crucero A-8 N

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/guardia	Avance/disp.	Costo
			S/.	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Perno Helic. c/cemento	Und.	9.00	57.75	808.50	1.17	445.81
Malla electro soldada	m2	7.50	12.32	123.20	1.17	79.25
Total						525.06

Fuente: Elaboración propia

2.4.2.3 Costos de Ventilación

Tabla 26 *Costo de Ventilación del Crucero A-8 N*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/guardia	Avance/dispar.	Costo
			S/.	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Ventilador axial 5000 CFM	Hr	12	20.00	240.00	1.17	205.86
Manga 18 pulgadas	m	1.17	6.25	8.10	1.17	6.25
Accesorios de manga	%	6%	-	-	-	0.42
TOTAL						212.48

Fuente: Elaboración propia

La tabla 27, muestra el tiempo estimado para la conclusión de la construcción del Crucero A-8 Norte, a una razón de avance de 1.17m por día.

Tabla 27 *Resumen tiempo de construcción c/EMULNOR 3000 y barra de 5'*

Longitud de Crucero (m)	680	Unidad
Avance por disparo	1.17	m/disparo
Guardias por día	1	guardia/día
Avance por día	1.17	m/día
Días por mes	30	días
Avance por mes	34.98	m/mes
Tiempo de construcción	19.44	19 meses, 13 días

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

3.1. Tipo y Nivel de Investigación

3.1.1 Tipo de investigación

Este estudio se enmarca dentro de una investigación de tipo aplicado, ya que busca dar solución a un problema técnico real dentro de la operación minera. Según Carrasco (2006), este tipo de investigación apunta a resolver situaciones concretas y a obtener resultados con utilidad práctica. En ese sentido, el trabajo tiene como propósito optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte a través del uso del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7")

3.1.2 Nivel de investigación

Acorde a Hernández y Mendoza (2018), “la investigación correlacional tiene, en alguna medida, un valor explicativo, aunque parcial, ya que el hecho de saber que dos conceptos o variables se relacionan aporta cierta información explicativa” (p. 110).

Asimismo, Hernández y Mendoza (2018) mencionan que: “los estudios de alcance explicativo son altamente estructurados y tienen como objetivo principal determinar las causas de fenómenos o eventos, estableciendo relaciones de causalidad entre variables para generar un sentido profundo de comprensión de los problemas estudiados” (p. 112).

La investigación es de tipo explicativo – correlacional, porque busca comprender las causas que influyen en la optimización del avance lineal en el Crucero A-8 Norte, explicando cómo los aspectos técnicos del proceso inciden en los resultados; y es correlacional porque analiza la relación entre las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, el tipo de explosivo empleado y el desempeño obtenido en las labores de perforación y voladura.

3.2 Población y muestra

3.2.1 Población:

Según Hernández y Mendoza (2018), “la población o universo es el conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones y sobre los cuales se pretende generalizar los resultados de una investigación” (p. 199).

La población para esta investigación vendría a ser:

Todas las labores de la Veta Ancasillo.

3.2.2 Muestra:

De acuerdo con Hernández y Mendoza (2018), “una muestra es un subgrupo de la población de interés, del cual se recolectan los datos y que debe ser representativo de dicha población” (p. 200).

Según Hernández y Mendoza (2018), “las muestras pueden clasificarse en probabilísticas y no probabilísticas, dependiendo de si todos los elementos de la población tienen o no la misma posibilidad de ser seleccionados” (p. 201). En este estudio, la muestra es de tipo no probabilística por conveniencia, ya que la selección del Crucero A-8 Norte responde a la disponibilidad operativa, accesibilidad geográfica y condiciones representativas.

La muestra vendría a ser:

Crucero A-8 Norte.

3.3 Técnicas e Instrumentos de recolección de datos

3.3.1 Técnicas de recolección de la información

Se aplicaron como metodologías la observación en campo, el análisis documentario y la medición de campo. Los instrumentos utilizados fueron fichas de recolección de datos, reportes de producción, registros fotográficos y hojas de cálculo para análisis comparativo, garantizando validez y confiabilidad en los resultados (Hernández-Sampieri & Mendoza, 2018).

3.3.2 Instrumentos para obtención de datos

- Fichas de recolección de data operativa (avance, metros perforados, cantidad de taladros, consumo de explosivos y aceros).
- Hoja de cálculo Excel
- AutoCAD
- ArcGIS

3.4 Procedimiento metodológico

3.4.1 Diagnóstico inicial:

Recolección de datos actuales (barra de 5 pies, malla tradicional).

3.4.2 Diseño de propuesta:

Cambio a barra de 6 pies con apoyo de barra de 4 pies, diseño de malla de perforación con base en análisis geo mecánico y aplicación del modelo de Roger Holmberg.

3.4.3 Implementación:

Aplicación del nuevo esquema en campo con participación del personal operativo.

3.4.4 Medición post - intervención:

Registro de indicadores operativos con la nueva configuración.

3.4.5 Comparación de resultados:

Análisis técnico y económico para evaluar la optimización en el avance lineal y reducción de costos.

3.4.6 Validación y conclusiones.

Muestra de resultados y comparación de escenarios para concluir cual será el más efectivo en términos operativos y de costos unitarios.

3.5 Procesamiento y desarrollo de la información.

3.5.1 Caracterización Geomecánica del Crucero A-8 Norte

La evaluación geomecánica del crucero A-8 Norte constituye un procedimiento fundamental para caracterizar el comportamiento del macizo rocoso. Este análisis resulta esencial, ya que permite seleccionar el tipo de explosivo más adecuado y definir los sistemas de sostenimiento requeridos, o en su defecto, establecer si no es necesario el sostenimiento. Asimismo, la evaluación geomecánica proporciona una visión integral de la calidad del macizo, lo que facilita la toma de decisiones técnicas en la construcción del Crucero A-8 Norte.

Para el análisis de discontinuidades se establecerán estaciones de evaluación cada 70 metros de avance con informe detallado, en cada estación se registrarán las discontinuidades presentes, priorizando aquellas que resulten más representativas, las cuales serán consideradas como base para el presente estudio. Sin embargo, vale mencionar que la evaluación geomecánica se realiza de manera continua y rutinaria.

3.5.2 Mapeo por el sistema RMR

Se procede a hallar RMR en la Estación N° 2, según los datos obtenidos:

1. Resistencia compresiva: 92 MPa (7)
2. RQD: 52.3% (13)

3. Espaciamiento: < 0.06 (5)
4. Condiciones de las discontinuidades:
 - Persistencia: 10 – 20 m (1)
 - Apertura: 0.1 – 1.0 mm (4)
 - Rugosidad: Ligeramente rugosa (3)
 - Relleno: Suave > 5 mm (0)
 - Alteración: Moderado (3)
5. Agua freática: Seco (15)
6. Orientación de las discontinuidades: Regular (-5)

El RMR obtenido tiene un valor de 46. (Ver anexo B)

En la tabla 28, se muestran datos y resultados el mapeo geo mecánico:

Tabla 28 *Datos de mapeo geo mecánico*

MAPEO GEOMECANICO

Número de familias				Resultados
F1	F2	F3	JV	RQD %
7	6	6	19	52.3
$RQD = 115 - 3.3(JV)$ $RQD = 52.3$ $RMR = 46$ $GSI = RMR - 5$ $GSI = 41$				

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de geología.

3.6 Aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7") en la voladura del Crucero

3.6.1 Cálculos para el diseño de malla de perforación y voladura

Se aplicará el modelo sugerido por Holmberg, la cual se utilizarán los parámetros detallados a continuación:

Tabla 29 *Parámetros para la configuración de perforación y voladura*

DATOS DE CAMPO		
Labor	Cx A-8 NORTE	
Nivel	4720	
Tipo de roca	III	Andesita
Densidad	2.7	TN/m ³
RQD	52.3	Media
RMR	46	Regular
GSI	41	MF/R
SECCIÓN		
Ancho (A _{túnel})	2.4	m
Altura (H _{túnel})	2.4	m
Altura de bóveda	0.5	m
PERFORACIÓN		
Equipo de perforación	Jack Leg RNP	
Longitud del barreno (L)	6	Pies
Diámetro de tal. de producción (Ø ₀)	0.036	mm
Diámetro de broca de alivio (Ø ₁)	0.054	mm
Número de taladros de alivio (N)	5	Unid.
Desviación angular	10	mm/m
Error de emboquille	20	mm/m
Angulo taladros de contorno y piso (γ)	3	grados
Eficiencia de perforación	93	%
VOLADURA		
Tipo de explosivo	EMULNOR 1000 1*7	EMULNOR 3000 1*7
Diámetro	0.0254 m	0.0254 m
Longitud	0.1778 m	0.1778 m
Densidad del explosivo	1.13 gr/cm ³	1.14 gr/cm ³
Peso del explosivo	0.94 Kg	0.96 Kg
Potencia relativa en peso (RWS)	87%	102%

Fuente: Elaboración propia, basado en informes del área operativa.

- Cálculo de área de la sección del túnel**

$$\text{Área (S)} = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + \left(r * (A_{\text{túnel}} - (2 * r)) \right) + (A_{\text{túnel}} * (H_{\text{túnel}} - r))$$

$$\text{Área (S)} = \left(\frac{\pi * 0.5^2}{2} \right) + \left(0.5 * (2.4 - (2 * 0.5)) \right) + (2.4 * (2.4 - 0.5))$$

$$\text{Área } (S) = 5.65 \text{ m}^2$$

- **Cálculo de perímetro**

$$P = (\pi * r) + 2 * (H_{\text{túnel}} - r) + 2 * (A_{\text{túnel}} - r)$$

$$P = (\pi * 0.5) + 2 * (2.4 - 0.5) + 2 * (2.4 - 0.5)$$

$$P = 9.17 \text{ m}$$

- **Cálculo de diámetro equivalente**

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

$$\phi_2 = 0.054 * \sqrt{5}$$

$$\phi_2 = 0.1207 \cong 0.121$$

- **Cálculo de profundidad de taladro según el diámetro equivalente**

$$H = 0.15 + 34.1 * (\phi_2) - 39.4 * (\phi_2)^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 * (0.1207) - 39.4 * (0.1207)^2$$

$$H = 3.69$$

- **Cálculo de longitud efectiva de perforación**

$$L_{ef} = Eff_{perf} * L$$

$$L_{ef} = 0.93 * (6 * 0.3048)$$

$$L_{ef} = 1.7 \text{ m}$$

- **Cálculo de error de perforación**

$$E_p = \alpha * L_{ef} + \beta$$

$$E_p = 0.01 * 1.7 + 0.02$$

$$E_p = 0.037$$

3.6.1.1 Cálculo para taladros de Arranque

- **Cálculo de burden equivalente o máximo**

$$B_{e \max} = \frac{\pi}{2} * \phi_2 \approx 1.7 * \phi_2$$

$$B_{e \max} = 1.7 * 0.1207$$

$$B_{e \max} = 0.2052 \approx 0.21 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden práctico**

$$B_p = B_{e \max} - E_p$$

$$B_p = 0.205 - 0.037$$

$$B_p = 0.168 \approx 0.17 \text{ m}$$

$$B_p = B_{p(a)} = B_{p(b)} = 0.168 \approx 0.17 \text{ m}$$

- **Determinación de ancho de abertura en el arranque**

$$A_0 = \sqrt{(X_a)^2 + (X_b)^2}$$

Antes calculamos X_a y X_b :

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

$$X_a = X_b = \frac{0.121}{2} + 0.168$$

$$X_a = X_b = 0.2286$$

Estos valores reemplazamos en la ecuación de ancho de abertura:

$$A_0 = \sqrt{(0.2286)^2 + (0.2286)^2}$$

$$A_0 = 0.323 \approx 0.32 \text{ m}$$

- **Cálculo de consumo específico C.E. de explosivo, Ashby (1977)**

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

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.7 * TAN\left(\frac{41 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 52.3}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.301$$

- **Determinación de constante de roca C**

$$C = 0.8784 (C.E.) + 0.052$$

$$C = 0.8784 (0.301) + 0.052$$

$$C = 0.317 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo de factor de roca**

$$A_{F roc.} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41$$

$$A_{F roc.} = 96.667 * (0.301)^3 - 138.5 * (0.301)^2 + 75.883 * 0.301 - 4.41$$

$$A_{F roc.} = 8.52$$

- **Cálculo de índice de volatilidad de Lilly (1986)**

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.0004}$$

$$B.I. = \frac{0.301}{0.004}$$

$$B.I. = 75.25$$

- **Determinación de factor de energía F.E.**

$$F.E. = 30 * (C.E.)$$

$$F.E. = 30 * (0.301)$$

$$F.E. = 9.03 \text{ Mj/ton}$$

- **Determinación de densidad de carga en el arranque**

$$q_0 = \frac{55 * \phi_0 * \left[\frac{B_{e \max}}{\phi_2} \right]^{1.5} * \left[B_{e \max} - \frac{\phi_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right]}{RWS_{Anfo_Emulnor \ 3000}}$$

$$q_0 = \frac{55 * 0.036 * \left[\frac{0.205}{0.121} \right]^{1.5} * \left[0.205 - \frac{0.121}{2} \right] * \left[\frac{0.317}{0.4} \right]}{1.02}$$

$$q_0 = 0.494 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo de longitud de taco**

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

$$L_{Taco} = (10 * 0.036)$$

$$L_{Taco} = 0.36 \text{ m}$$

- **Determinación de longitud de carga en el arranque**

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

$$L_C = 1.70 - 0.36$$

$$L_C = 1.34 \text{ m}$$

- **Cálculo de Masa Explosiva por Taladro**

$$Q_e = q_0 * L_C$$

$$Q_e = 1.34 * 0.494$$

$$Q_e = 0.662 \text{ kg/tal}$$

- **Determinación de número de cartuchos por taladro en el arranque**

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{Q_e}{PU_e}$$

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{0.662}{0.096}$$

$$N^{\circ} \frac{car}{tal} = 6.89 \approx 7 \text{ und.}$$

- **Determinación de predicción de la fragmentación por método de Kuz Ram**

$$X = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 9.086 * (0.301)^{\frac{4}{5}} * (0.662)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{102} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 3.5 \text{ cm}$$

3.6.1.2 Cálculos para el primer cuadrante

- **Cálculo de burden equivalente para el primer cuadrante**

$$B_{Max\ 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_0 * q_0 * RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{Max\ 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.323 * 0.494 * 1.02}{0.036 * 0.317}} \right]$$

$$B_{Max\ 1} = 0.333 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden practico en el primer cuadrante**

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

$$B_{p\ 1} = 0.333 - 0.037$$

$$B_{p\ 1} = 0.296 \text{ m}$$

- **Determinación de ancho de abertura en el primer cuadrante**

$$A_1 = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2}$$

Antes calculamos X_c y X_d :

$$X_c = X_d = \frac{A_0}{2} + B_{p\ 1}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.323}{2} + 0.296$$

$$X_a = X_b = 0.457$$

Estos valores reemplazamos en la ecuación de ancho de abertura:

$$A_1 = \sqrt{(0.457)^2 + (0.457)^2}$$

$$A_1 = 0.647 \approx 0.65 \text{ m}$$

- **Cálculo de densidad de carga en el primer cuadrante**

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 1}}{RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000} * \text{sen}\left(\arctan\left(\left(\frac{A_0}{2 * B_{max\ 1}}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.036 * 0.317 * 0.333}{1.02 * \text{sen}\left(\arctan\left(\left(\frac{0.323}{2 * 0.333}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_1 = 0.374 \text{ kg/m}$$

- **Determinación de Masa Explosiva por Taladro en el primer cuadrante**

$$Q_{e\ 1} = L_c * q_1$$

$$Q_{e\ 1} = 1.34 * 0.374$$

$$Q_{e\ 1} = 0.501 \text{ kg/tal}$$

- **Determinación de número de cartuchos por taladro en primer cuadrante**

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{Q_{e\ 1}}{PU_e}$$

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{0.501}{0.096}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{car}}{\text{tal}} = 5.22 \approx 5 \text{ und.}$$

3.6.1.3 Cálculos para el segundo cuadrante

- Cálculo de burden equivalente en el segundo cuadrante

$$B_{max\ 2} = 0.088 \left[\sqrt{\frac{A_1 * q_0 * RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{max\ 2} = 0.088 \left[\sqrt{\frac{0.647 * 0.494 * 1.02}{0.036 * 0.317}} \right]$$

$$B_{max\ 2} = 0.470\ m$$

- Cálculo de burden practico para el segundo cuadrante

$$B_{p\ 2} = B_{max\ 2} - E_p$$

$$B_{p\ 2} = 0.470 - 0.037$$

$$B_{p\ 2} = 0.433$$

- Determinación de ancho de abertura para el segundo cuadrante

$$A_2 = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2}$$

Antes calculamos X_e y X_f :

$$X_e = X_f = \frac{A_1}{2} + B_{p\ 2}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.647}{2} + 0.433$$

$$X_e = X_f = 0.7565$$

Estos valores reemplazamos en la ecuación de ancho de abertura:

$$A_2 = \sqrt{(0.7565)^2 + (0.7565)^2}$$

$$A_2 = 1.07\ m$$

- **Determinación de densidad de carga en el segundo cuadrante**

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 2}}{RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_1}{2 * B_{max\ 2}} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.036 * 0.317 * 0.470}{1.02 * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{0.647}{2 * 0.470} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_2 = 0.343 \text{ kg/m}$$

- **Determinación de Masa Explosiva por Taladro en el segundo cuadrante**

$$Q_{e\ 2} = L_c * q_2$$

$$Q_{e\ 2} = 1.34 * 0.343$$

$$Q_{e\ 2} = 0.460 \text{ kg/tal}$$

- **Determinación de número de cartuchos por taladro en el segundo cuadrante**

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{Q_{e\ 2}}{PU_e}$$

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{0.460}{0.096}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{car}}{\text{tal}} = 4.78 \approx 5 \text{ und.}$$

3.6.1.4 Cálculos para el tercer cuadrante

- **Cálculo de burden máximo en el tercer cuadrante**

$$B_{max\ 3} = 0.088 \left[\sqrt{\frac{A_2 * q_0 * RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000}}{\phi_0 * C}} \right]$$

$$B_{max\ 3} = 0.088 \left[\sqrt{\frac{1.07 * 0.494 * 1.02}{0.036 * 0.317}} \right]$$

$$B_{max\ 3} = 0.605\ m$$

- **Cálculo de burden practico en el tercer cuadrante**

$$B_{p\ 3} = B_{max\ 3} - E_p$$

$$B_{p\ 3} = 0.605 - 0.037$$

$$B_{p\ 3} = 0.568$$

- **Cálculo de ancho de abertura en el tercer cuadrante**

$$A_3 = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2}$$

Antes calculamos Xg y Xh:

$$X_g = X_h = \frac{A_2}{2} + B_{p\ 3}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.07}{2} + 0.568$$

$$X_g = X_h = 1.1$$

Estos valores reemplazamos en la ecuación de ancho de abertura:

$$A_3 = \sqrt{(1.1)^2 + (1.1)^2}$$

$$A_3 = 1.56\ m$$

- **Cálculo de densidad de carga en el tercer cuadrante**

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{max\ 3}}{RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000} * \sen\left(\arctan\left(\left(\frac{A_2}{2 * B_{max\ 3}}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.036 * 0.317 * 0.605}{1.02 * \sen\left(\arctan\left(\left(\frac{1.07}{2 * 0.605}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_3 = 0.341\ kg/m$$

- **Cálculo de Masa Explosiva por Taladro en el tercer cuadrante**

$$Q_{e3} = L_c * q_3$$

$$Q_{e3} = 1.34 * 0.341$$

$$Q_{e3} = 0.458 \text{ kg/tal}$$

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro en tercer cuadrante**

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{Q_{e3}}{PU_e}$$

$$N^{\circ} \text{car/tal} = \frac{0.458}{0.096}$$

$$N^{\circ} \frac{\text{car}}{\text{tal}} = 4.77 \approx 5 \text{ und.}$$

- **Cálculo de comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes**

$$A_3 \leq \sqrt{L}$$

$$1.56 \leq \sqrt{1.70}$$

$$1.56 \leq 1.30$$

Este resultado evidencia que se ha superado el valor de la restricción, lo que implica que no es necesario contemplar el diseño de cuadrantes adicionales.

3.6.1.5 Cálculos para taladros de arrastre o piso

- **Determinación de Constante de roca corregido**

$$\text{Si: } 0.6 * L_{ef} < 1.4 \rightarrow \hat{C} = c + 0.07$$

$$\text{Si: } 0.6 * L_{ef} > 1.4 \rightarrow \hat{C} = c + 0.05$$

$$0.6 * 1.70 = 1.02$$

$$\therefore$$

$$\hat{C} = c + 0.07$$

$$\hat{C} = 0.317 + 0.07$$

$$\hat{C} = 0.387$$

- **Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre**

Para el cálculo correspondiente en los taladros de piso, se deben considerar los parámetros operativos $f = 1.20$ y $S/B = 1.25$ acorde a la tabla “Valores de fijación” a partir de estos valores, se procede con el desarrollo de los cálculos respectivos.

$$B_{e(arrastre)} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$B_{e(arrastre)} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.494 * 1.02}{0.387 * 1.2 * 1.25}}$$

$$B_{e(arrastre)} = 0.838\ m$$

- **Cálculo de burden práctico para taladros de arrastre o piso**

$$B_{p(arrastre)} = B_{e(arrastre)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - E_p$$

$$B_{p(arrastre)} = 0.838 - 1.70 * Sen(3) - 0.037$$

$$B_{p(arrastre)} = 0.71\ m$$

- **Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso**

$$N^{\circ} tal_{(arrastre)} = \frac{A_{(tunel)} + 2 * L_{ef} * Sen(\gamma)}{B_{e(arrastre)} * \frac{S}{B}} + 2$$

$$N^{\circ} tal_{(arrastre)} = \frac{2.4 + 2 * 1.70 * Sen(3)}{0.838 * 1.25} + 2$$

$$N^{\circ} tal_{(arrastre)} = 4.46 \approx 5$$

- **Cálculo de espaciamiento para taladros centrales de arrastre**

$$S_{1(arrastre)} = \frac{A_{(tunel)} + 2 * L_{ef} * Sen(\gamma)}{N^{\circ}_{tal(arrastre)} - 1}$$

$$S_{1(arrastre)} = \frac{2.40 + 2 * 1.70 * Sen(3)}{5 - 1}$$

$$S_{1(arrastre)} = 0.645 \approx 0.64 \text{ m}$$

- **Cálculo de espaciamiento para taladros de las esquinas de arrastre**

$$S_{2(arrastre)} = S_{1(arrastre)} - (L_{ef} * Sen(\gamma))$$

$$S_{2(arrastre)} = 0.645 - (1.70 * Sen(3))$$

$$S_{2(arrastre)} = 0.556 \approx 0.56 \text{ m}$$

- **Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre**

$$A_{h(arrastre)} = A_{tunel}$$

$$A_{h(arrastre)} = 2.4 \text{ m}$$

- **Cálculo de la densidad de carga en los taladros de arrastre**

$$q_{(arrastre)} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_e(arastre)}{RWS_{Anfo_Emulnor\ 3000} * sen\left(\arctan\left(\left(\frac{A_h(arrastre)}{2 * B_e(arastre)}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_{(arrastre)} = \frac{32.3 * 0.036 * 0.387 * 0.838}{1.02 * sen\left(\arctan\left(\left(\frac{2.4}{2 * 0.838}\right)^{1.5}\right)\right)}$$

$$q_{(arrastre)} = 0.428 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo de longitud de carga de fondo en el arrastre**

$$L_r = 1.25 * B_e(arrastre)$$

$$L_r = 1.25 * 0.838$$

$$L_r = 1.05$$

- **Cálculo columna de carga en el arrastre**

$$L_c = [L_{ef} - L_r - 10 * \phi_0] * 0.75$$

$$L_c = [1.70 - 1.05 - 10 * 0.036] * 0.75$$

$$L_c = 0.22$$

- **Cálculo de total de metros cargados en el taladro**

$$Lct = L_r + L_c$$

$$Lct = 1.05 + 0.22$$

$$Lct = 1.27$$

- **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre**

$$Q_e = Lct * q_{(arrastre)}$$

$$Q_e = 1.27 * 0.428$$

$$Q_e = 0.543 \text{ kg/tal}$$

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro en el arrastre**

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_{e(arrastre)}}{PU_e}$$

$$N^{\circ}car/tal = \frac{0.543}{0.096}$$

$$N^{\circ} \frac{car}{tal} = 5.65 \approx 6 \text{ und.}$$

A partir del cálculo para la corona en adelante se trabajará con EMULNOR 1000 (1"x7").

3.6.1.6 Cálculos para taladros de la corona

- **Cálculo de burden máximo en la corona**

$$S_{(corona)} = K * \phi_0$$

K: Constante (15,16); se considerará 15

$$S_{(corona)} = 15 * 0.036$$

$$S_{(corona)} = 0.54$$

$$\Rightarrow B_{max (corona)} = \frac{S_{(corona)}}{0.80}$$

$$B_{max (corona)} = \frac{0.54}{0.80}$$

$$B_{max (corona)} = 0.675 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden práctico para taladros de corona**

$$B_{p(corona)} = B_{max (corona)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - Ep$$

$$B_{p(corona)} = 0.675 - 1.70 * Sen(3) - 0.037$$

$$B_{p(corona)} = 0.55 \text{ m}$$

- **Cálculo de número de taladros para la corona**

$$N_{tal (corona)} = \frac{A_{(tunel)}}{B_{e(corona)} * \frac{S}{B}} + 2$$

Recordemos que $S/B = 0.80$

$$N_{tal (corona)} = \frac{2.40}{0.675 * 0.80} + 2$$

$$N_{tal (corona)} = 6.44 \approx 7 \text{ unid}$$

- **Cálculo de espaciamiento en función al número de taladros de la corona**

$$S_{(corona)} = \frac{A_{(corona)}}{N_{tal (corona)} - 1}$$

$$S_{(corona)} = \frac{2.4}{7 - 1}$$

$$S_{(corona)} = 0.4$$

- **Cálculo de densidad de carga para taladros de la corona**

$$q_{(corona)} = 90 * \phi_0^2$$

$$q_{(corona)} = 90 * 0.036^2$$

$$q_{(corona)} = 0.1166 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo de longitud de carga de fondo en la corona**

$$L_r = 1.25 * B_{max \text{ corona}}$$

$$L_r = 1.25 * 0.675$$

$$L_r = 0.844$$

- **Cálculo columna de carga en la corona**

$$L_c = L_r * 0.50$$

$$L_c = 0.844 * 0.50$$

$$L_c = 0.422$$

- **Cálculo de total de metros cargados en el taladro en la corona**

$$Lct = L_r + L_c$$

$$Lct = 0.84 + 0.42$$

$$Lct = 1.27 \text{ m}$$

- **Cálculo de masa explosiva utilizada por taladro en la corona**

$$Q_{e(corona)} = Lct * q_{(corona)}$$

$$Q_{e(corona)} = 1.27 * 0.1166$$

$$Q_{e(corona)} = 0.148 \text{ kg/tal}$$

- **Determinación de número de cartuchos por taladro en la corona**

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_{e(corona)}}{PU_e}$$

$$N^{\circ}car/tal = \frac{0.148}{0.094}$$

$$N^{\circ} \frac{car}{tal} = 1.57 \approx 2 \text{ und.}$$

3.6.1.7 Cálculos para taladros de hastiales

- **Cálculo de ancho de corte**

$$Hd = H_{túnel} - B_{arrastre} - \text{Altura de bóveda}$$

$$Hd = 2.4 - 0.712 - 0.5$$

$$Hd = 1.188$$

- **Cálculo de burden máximo para taladros en los hastiales**

De acuerdo a la tabla de valores de fijación, se considera:

$$f = 1.20$$

$$S/B = 1.45$$

$$B_{max(hastial)} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{(0)} * RWS_{Anfo_Emulnor\ 1000}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$B_e(hastial) = 0.9 * \sqrt{\frac{0.494 * 0.87}{0.387 * 1.20 * 1.45}}$$

$$B_e(hastial) = 0.719 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden práctico para taladros en los hastiales**

$$B_p(hastial) = B_{max(hastial)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - Ep$$

$$B_p(hastial) = 0.719 - 1.70 * Sen(3) - 0.037$$

$$B_p(hastial) = 0.593 \text{ m}$$

- **Cálculo de número de taladros en los hastiales**

$$N^{\circ} tal_{(hastial)} = \frac{H_d}{B_{max(hastial)} * \frac{S}{B}} + 2$$

Donde la relación de S/B para hastiales es de 1.45

$$N^{\circ} tal_{(hastial)} = \frac{1.188}{0.719 * 1.45} + 2$$

$$N^{\circ} tal_{(hastial)} = 3.14 \approx 3$$

- **Cálculo de espaciamiento para taladros en los hastiales**

$$S_{(hastial)} = \frac{H_d}{N tal_{(hastial)} - 1}$$

$$S_{(hastial)} = \frac{1.188}{3 - 1}$$

$$S_{(hastial)} = 0.59 \text{ m}$$

- **Determinación de densidad de carga en los taladros de hastiales**

$$q_{(hastial)} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_p(hastial)}{RWS_{Anfo} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{H_d}{2 * B_p(hastial)} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{(hastial)} = \frac{32.3 * 0.036 * 0.387 * 0.593}{0.87 * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{1.188}{2 * 0.593} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{(hastial)} = 0.433 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo de masa explosiva por taladro en hastiales**

$$Q_{e(hastial)} = q_{(hastial)} * L_C$$

$$Q_{e(hastial)} = 0.433 * 1.34$$

$$Q_{e(hastial)} = 0.580 \text{ kg/tal}$$

- **Determinación de número de cartuchos por taladro en los hastiales**

$$N^{\circ}car/tal = \frac{Q_{e(hastial)}}{PU_e}$$

$$N^{\circ}car/tal = \frac{0.580}{0.094}$$

$$N^{\circ}car/tal = 6.18 \approx 6$$

3.6.1.8 Cálculos de taladros para ayuda de Corona

- **Cálculo de altura disponible donde se ubicarán los taladros de Corona**

$$A_d = H_{(tunel)} - B_p(\text{arrastre}) - B_p(\text{corona})$$

$$A_d = 2.4 - 0.71 - 0.55$$

$$A_d = 1.14$$

- **Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de Corona**

$$B_{max(ay. corona)} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_{(0)} * RWS_{Anfo_Emulnor 1000}}{\hat{C} * f * \frac{S}{B}}}$$

$$B_{max(ay. corona)} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.494 * 0.87}{0.387 * 1.20 * 1.45}}$$

$$B_e(ay. corona) = 0.72 \text{ m}$$

- **Cálculo de burden práctico en taladros de ayuda de Corona**

$$B_p(ay. corona) = B_{max(ay. corona)} - L_{ef} * Sen(\gamma) - Ep$$

$$B_p(ay. corona) = 0.72 - 1.70 * Sen(3) - 0.037$$

$$B_p(ay. corona) = 0.59 \text{ m}$$

- **Cálculo de número de taladros de ayuda de Corona**

$$N \text{ tal}_{(ay. corona)} = \frac{A_d}{B_{max (ay.corona)} * \frac{S}{B}} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal}_{(hastial)} = \frac{1.14}{0.72 * 1.45} + 2$$

$$N^{\circ} \text{ tal}_{(hastial)} = 3.09 \approx 3$$

- **Cálculo de espaciamiento de taladros de ayuda de Corona**

$$S_{(ay. corona)} = \frac{A_{(túnel)} - 2 * B_p (ay. corona)}{N \text{ tal}_{(ay. corona)} - 1}$$

$$S_{(hastial)} = \frac{2.4 - 2 * 0.59}{3 - 1}$$

$$S_{(hastial)} = 0.61 \text{ m}$$

- **Cálculo de densidad de carga en los taladros de ayuda de Corona**

$$q_{(ay. corona)} = \frac{32.3 * \phi_0 * \hat{C} * B_p (ay. corona)}{RWS_{Anfo_Emulnor 1000} * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{A_d}{2 * B_p (ay. corona)} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{c (ay. corona)} = \frac{32.3 * 0.036 * 0.387 * 0.593}{0.87 * \text{sen} \left(\arctan \left(\left(\frac{1.14}{2 * 593} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

$$q_{c (ay. corona)} = 0.447 \text{ kg/m}$$

- **Cálculo de masa explosiva por taladro en ayudas de corona**

$$Q_{e(ay. corona)} = q_{(ay. corona)} * L_C$$

$$Q_{e(ay. corona)} = 0.447 * 1.34$$

$$Q_{e(ay. corona)} = 0.600 \text{ kg/tal}$$

- **Cálculo de número de cartuchos por taladro de ayuda de Corona**

$$N^{\circ} \text{ car/tal} = \frac{Q_{e(\text{ay. corona})}}{PU_e}$$

$$N^{\circ} \text{ car/tal} = \frac{0.600}{0.094}$$

$$N^{\circ} \text{ car/tal} = 6.38 \approx 6$$

3.6.1.9 Cálculos de taladros para ayuda de Hastiales

- **Cálculo de ancho disponible donde se ubicará los taladros de ayuda de hastiales**

$$A_d = \text{Altura de labor} - \text{Ancho de Corte} - 2 * B_p (\text{hastial})$$

$$A_d = 2.40 - 1.56 - 2 * 0.59$$

$$A_d = -0.346$$

“EL VALOR NEGATIVO INDICA QUE YA NO HAY ESPACIO PARA COLOCAR MAS TALADROS”

En la tabla 30, se muestran el resumen de cálculos de distribución de taladros.

Tabla 30 *Distribución de taladros*

ITEM	BURDEN MAX	BURDEN	ESPACIAMIENTO
Taladros de Alivio			
Arranque	0.21	0.17	0.32
I Cuadrante	0.33	0.30	0.65
II Cuadrante	0.47	0.43	1.07
III Cuadrante	0.60	0.57	1.56
Arrastre	0.84	0.71	0.64
Corona	0.68	0.55	0.40
Hastial	0.72	0.59	0.59
Ayuda de corona	0.72	0.59	0.61

Fuente: Elaboración propia

Nota: Según Langefors & Kihlström (1978), se tiene la siguiente formula:

$$R_c = k * \sqrt{\frac{P_e}{\sigma_c}} * r_0$$

Donde:

R_c : radio de trituración (m)

P_e : presión efectiva de detonación (Pa) $\approx 0.25\rho d^2$

ρ : Densidad del explosivo $\rightarrow 1140 \text{ kg/m}^3$

D : Velocidad de detonación $\rightarrow 4500 \text{ m/s}$

σ_c : resistencia a compresión uniaxial de la roca (Pa) $\rightarrow 92 \text{ MPa}$

r_0 : radio del barrenos (m) $\rightarrow 0.018 \text{ m}$

k : constante empírica (entre 2 y 3 para rocas medias a duras) $\rightarrow 2.5$

- Calculando:

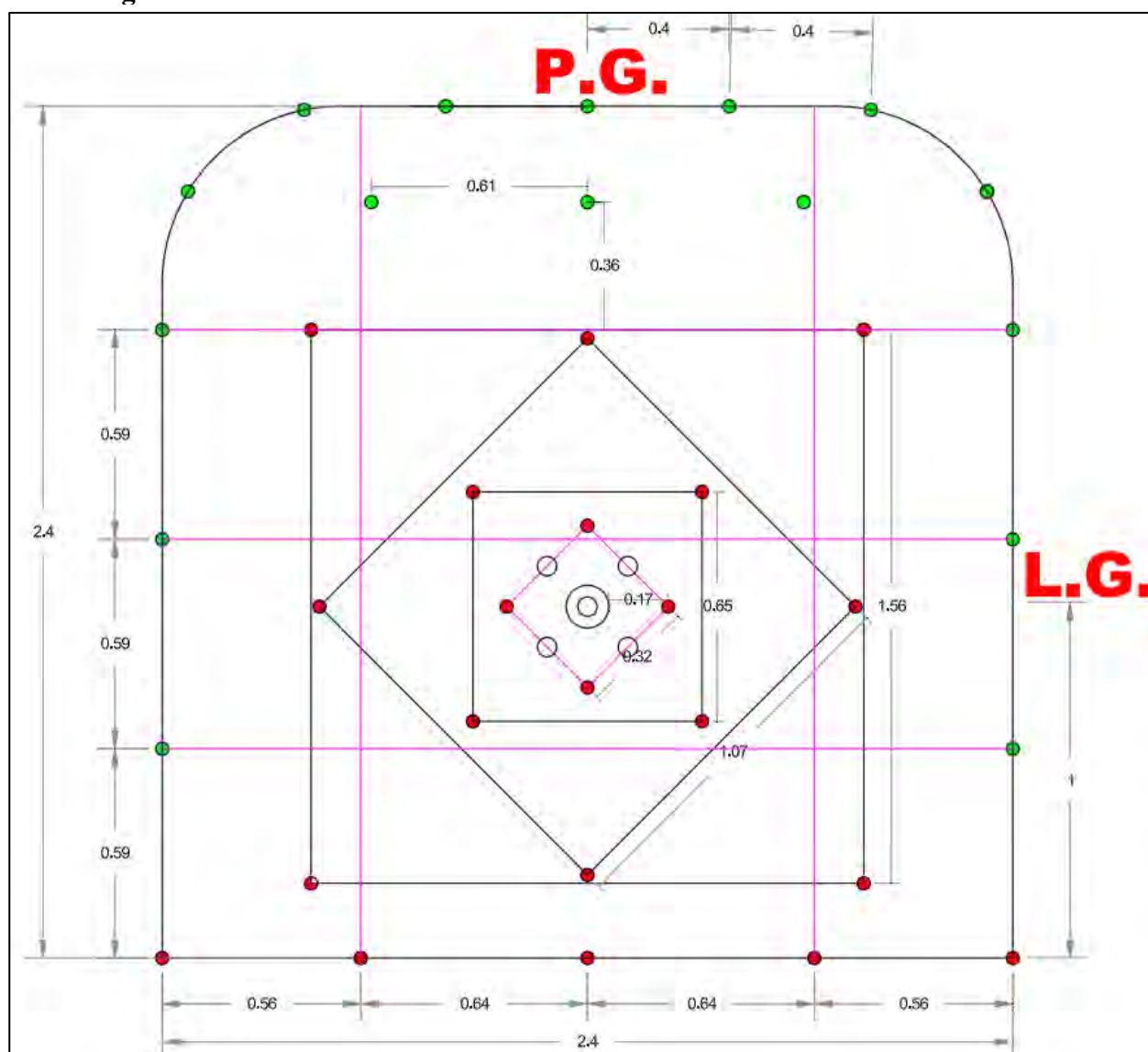
$$R_c = 2.5 * \sqrt{\frac{0.25 * 1140 * 4500^2}{92 * 10^6}} * 0.018$$

$$R_c = 0.356 \approx 0.36 \text{ m}$$

Este radio de trituración justifica el valor de la distancia del burden para taladros de ayuda de corona en la figura 18.

Tras la aplicación del modelo propuesto por Holmberg, se procedió a la disposición de la malla. En este proceso, se aumentó el barrenos a 6 pies con el propósito de superar las limitaciones del escenario inicial. En la figura 18, se presenta la configuración de la malla.

Figura 18 *Malla Resultante.*



Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura.

La Tabla 31, presenta el resumen de cálculos correspondientes a la configuración de la malla de perforación y voladura, donde se detallan los tipos de taladros empleados, la cantidad de cartuchos utilizados y la distribución de los explosivos. Se observa que se ejecutaron 42 taladros en total, distribuidos en zonas de arranque, cuadrantes, arrastre y contorno. Para la carga de los taladros se emplearon cartuchos EMULNOR 3000 (1"x7") en los taladros de arranque, cuadrantes y piso, mientras que los cartuchos EMULNOR 1000 (1"x7") se destinaron principalmente a las

zonas de contorno (hastial, corona y ayuda corona), favoreciendo el control de la sobre excavación. El peso total de explosivo empleado fue de 17.72 kg, con una adecuada proporción entre ambos tipos de emulsión, garantizando un equilibrio entre energía de detonación y control de daño en el macizo rocoso.

Tabla 31 *Resumen de cálculos para distribución de explosivos*

ITEM	Nro. Tal	Nro. de Cart/tal	Nro. Cartuchos EMULNOR 3000 (1*7)	Nro. Cartuchos EMULNOR 1000 (1*7)	Kg Explosivo
Taladros de alivio	5	0	0	-	0.00
Arranque	4	7	28	-	2.69
1er cuadrante	4	5	20	-	1.92
2do cuadrante	4	5	20	-	1.92
3er cuadrante	4	5	20	-	1.92
Arrastre	5	6	30	-	2.82
Corona	7	2	-	14	1.32
Hastial	6	6	-	36	3.38
Ayuda corona	3	6	-	18	1.69
TOTAL	42	-	118	68	17.72
Peso de explosivo Emulnor 3000 (1*7)			0.096	Total, Emulnor	186
Peso de explosivo Emulnor 1000 (1*7)			0.094	Total, Kg	17.72

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura.

La tabla 32 muestra 10 disparos realizados en las fechas; del 14 de octubre al 23 de octubre del 2023.

Tabla 32 Resultados post aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7"), c/ barra de 6'

DATOS	Unidad	14/10	15/10	16/10	17/10	18/10	19/10	20/10	21/10	22/10	23/10
Ancho real	m	2.41	2.43	2.41	2.41	2.43	2.42	2.43	2.41	2.42	2.42
Altura real	m	2.43	2.44	2.42	2.42	2.42	2.43	2.41	2.42	2.42	2.43
Nro. de tal. cargados	unid.	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Nro. de tal. alivio	unid.	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
Total, de tal. perforados	unid.	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42
Long. de barrenos	pies	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
Long. promedio del taladro	m	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83	1.83
Diámetro de tal. de producción	mm	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36
Densidad de roca	Ton/m3	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
Volumen a romper	m3	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33	10.33
ACCESORIOS DE VOLADURA											
Carmex 7 pies	pzas	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37
Mecha rápida	m	26	26	26	26	26	26	26	26	26	26
EXPLOSIVOS UTILIZADOS											
Emulnor 1000 1" x 7"	Cart.	118	118	118	118	118	118	118	118	118	118
Emulnor 3000 1" x 7"	Cart.	68	68	68	68	68	68	68	68	68	68
Peso total de explosivos	kg.	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72	17.72
EFICIENCIAS											
Eficiencia de perforación	%	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
Avance	m	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62	1.62
Volumen roto	m3	8.61	8.72	8.57	8.57	8.65	8.65	8.61	8.57	8.61	8.65
Eficiencia de voladura	%	95	95	95	95	95	95	95	95	95	95
Eficiencia total	%	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35	88.35
Tonelaje roto	Ton	23.26	23.56	23.15	23.15	23.34	23.35	23.24	23.15	23.25	23.35
Sobre rotura	%	1.75	3.04	1.33	1.33	2.18	2.18	1.75	1.33	1.75	2.18
Factor de carga	kg/m3	2.06	2.03	2.07	2.07	2.05	2.05	2.06	2.07	2.06	2.05
Factor de avance lineal	kg/ml	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97	10.97

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura.

3.7 Costos luego de la aplicación de EMULNOR 1000 (1"x7")

3.7.1 Costos por metro lineal en la construcción del Crucero A-8 Norte

Las tablas que se muestran a continuación detallan la estructura de costos asociada a las operaciones unitarias por metro lineal, en la construcción del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC, considerando el avance de 1.62 m por disparo, obtenido tras la aplicación del EMULNOR 1000 (1"x7") y el uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies.

La Tabla 33, presenta el desglose del costo por mano de obra asociada a las labores de perforación y voladura, considerando la cantidad de personal, el costo unitario por hora y la incidencia de cada puesto en el costo total. Se evidencia que el maestro perforista concentra la mayor participación económica debido a su rol técnico especializado, mientras que el ayudante y el tercer hombre complementan las labores operativas directas. El análisis contempla un avance promedio de 1,62 m por guardia, valor que permite determinar el costo por metro lineal ejecutado. En conjunto, el costo total de la fuerza laboral asciende a S/ 215,59 por metro linea

Tabla 33 *Costo por mano de obra*

Descripción	Unidad	Nro de personal	P.U.	Hr/guardia	Incidencia	Costo/guardia	Avance	Total
			S./	Hrs/guardia	%	S/. / guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra								
Capataz	HH	1	140	0.5	4%	S/ 5.83	1.62	S/ 3.61
Bodeguero	HH	1	85	1	8%	S/ 7.08	1.62	S/ 4.38
Serv. auxiliares	HH	1	85	1	8%	S/ 7.08	1.62	S/ 4.38
Operador Dumper	HH	1	95	4	33%	S/ 31.67	1.62	S/ 19.60
Operador Scoop	HH	1	95	4	33%	S/ 31.67	1.62	S/ 19.60
Maestro Perf.	HH	1	100	12	100%	S/ 100.00	1.62	S/ 61.89
Ayudante	HH	1	85	12	100%	S/ 85.00	1.62	S/ 52.61
Tercer hombre	HH	1	80	12	100%	S/ 80.00	1.62	S/ 49.51
TOTAL								S/ 215.59

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 34, muestra los costos de equipos de protección personal (EPP) por puesto de trabajo, considerando el tiempo de labor, la incidencia y el avance lineal. Los mayores costos corresponden al maestro perforista, ayudante y tercer hombre, por su exposición directa en el frente de trabajo. El costo total asciende a S/ 3,94 por metro lineal.

Tabla 34 *Costos de equipos de protección por puesto de trabajo*

Descripción	Unidad	Tarea	Incidencia	Costo/día	Costo/guardia	Avance	Total
		Hrs/guardia	%	S/. / día	S/. / guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra							
Capataz	HH	0.5	4%	S/ 3.58	S/ 0.07	1.62	S/ 0.05
Bodeguero	HH	1	8%	S/ 3.58	S/ 0.15	1.62	S/ 0.09
Serv. auxiliares	HH	1	8%	S/ 3.58	S/ 0.15	1.62	S/ 0.09
Operador Dumper	HH	4	33%	S/ 3.58	S/ 0.60	1.62	S/ 0.37
Operador Scoop	HH	4	33%	S/ 3.58	S/ 0.60	1.62	S/ 0.37
Maestro Perf.	HH	12	100%	S/ 4.80	S/ 2.40	1.62	S/ 1.49
Ayudante	HH	12	100%	S/ 4.80	S/ 2.40	1.62	S/ 1.49
Tercer hombre	HH	12	100%	S/ 3.58	S/ 1.79	1.62	S/ 1.11
TOTAL							S/ 3.94

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 35, evidencia los costos de herramientas por puesto de trabajo, donde el maestro perforista, ayudante y tercer hombre concentran los mayores gastos por su uso constante en el frente. El costo total es de S/ 20,90 por metro lineal.

Tabla 35 *Costos de herramientas por puesto de trabajo*

Descripción	Unidad	Tarea	Incidencia	Costo/día	Costo/guardia	Avance	Total
		Hrs/guardia	%	S/. / día	S/. / guardia	m/guardia	S/. / ML
Mano de obra							
Capataz	HH	0.5	4%	S/ 15.72	S/ 0.33	1.62	S/ 0.20
Bodeguero	HH	1	8%	S/ 13.58	S/ 0.57	1.62	S/ 0.35
Serv. auxiliares	HH	1	8%	S/ 13.58	S/ 0.57	1.62	S/ 0.35
Operador Dumper	HH	4	33%	S/ 13.58	S/ 2.26	1.62	S/ 1.40
Operador Scoop	HH	4	33%	S/ 13.58	S/ 2.26	1.62	S/ 1.40
Maestro Perf.	HH	12	100%	S/ 21.17	S/ 10.59	1.62	S/ 6.55
Ayudante	HH	12	100%	S/ 17.20	S/ 8.60	1.62	S/ 5.32
Tercer hombre	HH	12	100%	S/ 17.20	S/ 8.60	1.62	S/ 5.32
TOTAL							S/ 20.90

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 36, presenta el costo del equipo de perforación de la Jack Leg RNP 250X. Se considera su vida útil, mantenimiento, costo unitario y rendimiento operativo. Con una utilización promedio de 40 taladros por guardia y un avance de 1,62 m por disparo, el costo operativo se estima en S/ 46.23 por metro lineal.

Tabla 36 *Costo equipos de perforación*

Descripción			Unidad	Vida Útil	P.U.	Mant. Otros	Total	Costo/PP	Tal. perf/guardia	PP/guardia	Avance/ disparo	Costo/guardia	Costo
				(PP)	(S/.)	(%)	(S/.)	(S/. / pp)	(tal.)	(pp total)	(m/guardia)	(S/. / guardia)	S/. /ML
Jack	Leg	RNP	1	100000.00	22287.64	33%	29642.56	0.30	42	252	1.62	74.70	S/ 46.23
SUB TOTAL													S/ 46.23

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 37, presenta los costos de aceros de perforación, considerando barras cónicas y brocas empleadas en la operación. Se observa que los mayores costos corresponden a la barra de 4 pies y la broca de 36 mm, por su uso frecuente en la etapa de arranque. El costo total asciende a S/ 99.14 por metro lineal.

Tabla 37 *Costos aceros de perforación*

Descripción	Unidad	Vida Útil	P.U.	Nro. de taladros	PP/guardia	Costo/PP	Costo/guardia	Avance/disparo	Costo
		(PP)	(S/.)	(tal/guardia)	(pp total)	(S/. / pp)	(S/. / guardia)	(m/guardia)	S/. /ML
Barra cónica de 4 pies	p.p	900	300.3	42	168	0.33	S/ 56.06	1.62	S/ 34.69
Barra cónica de 6 pies	p.p	900	327.25	42	84	0.36	S/ 30.54	1.62	S/ 18.90
Broca de 54 mm	p.p	350	146.3	5	30	0.42	S/ 12.54	1.62	S/ 7.76
Broca de 36 mm	p.p	350	96.25	37	222	0.28	S/ 61.05	1.62	S/ 37.78
SUB TOTAL									S/ 99.14

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 38, resume el costo total del equipo y aceros de perforación, integrando los gastos asociados al Jack Leg RNP 250X y a los implementos de perforación. El costo combinado alcanza S/ 145.37 por metro lineal.

Tabla 38 *Costo total de equipo y aceros de perforación*

Item	Costo / ML
Equipo de Perf.	S/ 46.23
Aceros de Perf.	S/ 99.14
TOTAL	S/ 145.37

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 39, presenta los costos de voladura correspondientes a los insumos utilizados por guardia, considerando el tipo y cantidad de materiales empleados. Los mayores costos se asocian a los cartuchos EMULNOR 1000 y 3000, seguidos del Carmex de 7 pies y la mecha rápida. El costo total asciende a S/ 290.58 por metro lineal.

Tabla 39 *Costos de voladura*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/Guardia	Avance/Disp.	Costo
			(S/.)	(S/. /guardia)	(m/guardia)	(S/. / ML)
Emulnor 1000 (1" X 7")	Cartuchos	68	1.4	S/ 95.20	1.62	S/ 58.92
Emulnor 3000 (1" X 7")	Cartuchos	118	1.6	S/ 188.80	1.62	S/ 116.85
Carmex 7 pies	Unid.	37	3	S/ 111.00	1.62	S/ 68.70
Mecha rápida	m	26	1.8	S/ 46.80	1.62	S/ 28.96
Taco	Unid.	37	0.5	S/ 18.50	1.62	S/ 11.45
Sub total						S/ 284.88
Otros (2%)						S/ 5.70
TOTAL						S/ 290.58

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 40, muestra los costos de limpieza asociados al retiro del material volado mediante equipos de acarreo y carguío. Se emplearon el Scooptram Sandvik LH203 y el Dumper SL-D40, considerando su rendimiento, distancia de transporte y horas efectivas de trabajo. El costo total asciende a S/ 365,02 por metro lineal.

Tabla 40 *Costos de limpieza*

Descripción	Unidad	Cantidad	Hrs./ guardia	Dist. Transporte	Rend./ Hr	Costo/ hr	Costo/ TM	Tonelaje/ Disp.	Costo/ guardia	Avance/ disp.	Costo
			Horas	m	TM/hr	S/. /hr	S/. /TM	TM/guardia	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Scooptram Sandvik LH203	Horas	1	1.14	300	20.45	150.00	7.33	23.279762	170.74	1.62	105.67
Dumper SL-D40	Horas	1	2.62	1200	8.89	160.00	18.00	23.279762	419.04	1.62	259.35
TOTAL											365.02

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 41, muestra los costos de ventilación en la labor de desarrollo, considerando el ventilador axial de 5000 CFM, manga de 18" y accesorios, con un costo total de S/ 153,85 por metro lineal.

Tabla 41 *Costos de ventilación*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/guardia	Avance/dis.	Costo
			S/.	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Ventilador axial 5000 CFM	Hr	12	20.00	240.00	1.62	148.54
Manga 18 pulgadas	m	1.62	6.25	10.10	1.62	6.25
Accesorios de manga	%	6%	-	-	-	0.38
TOTAL						155.16

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 42, evidencia los costos de sostenimiento en la labor de desarrollo, con pernos Helicoidales de 4' con resina como soporte principal, con un total de S/ 576.64 por metro lineal.

Tabla 42 *Costos de Sostenimiento*

Descripción	Unidad	Cantidad	P.U.	Costo/guardia	Avance/dis.	Costo
			S/.	S/. /guardia	m/guardia	S/. /ML
Perno Helic. c/cemento	und	14.00	57.75	808.50	1.62	500.39
Malla electro soldada	m2	10.00	12.32	123.20	1.62	76.25
Total						576.64

Fuente: Elaboración propia

La tabla 43, muestra el tiempo de conclusión de la construcción considerando un avance diario de 1.62m y 558 m que es lo que falta avanzar.

Tabla 43 *Tiempo estimado de construcción*

Longitud de Crucero (m)	558	Unidad
Avance por disparo	1.62	m/disparo
Guardias por día	1	guardia/día
Avance por día	1.62	m/día
Días por mes	30	días
Avance por mes	48.47	m/mes
Tiempo de construcción	11.50	11 meses 15 días

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados en cuanto a la Perforación y Voladura

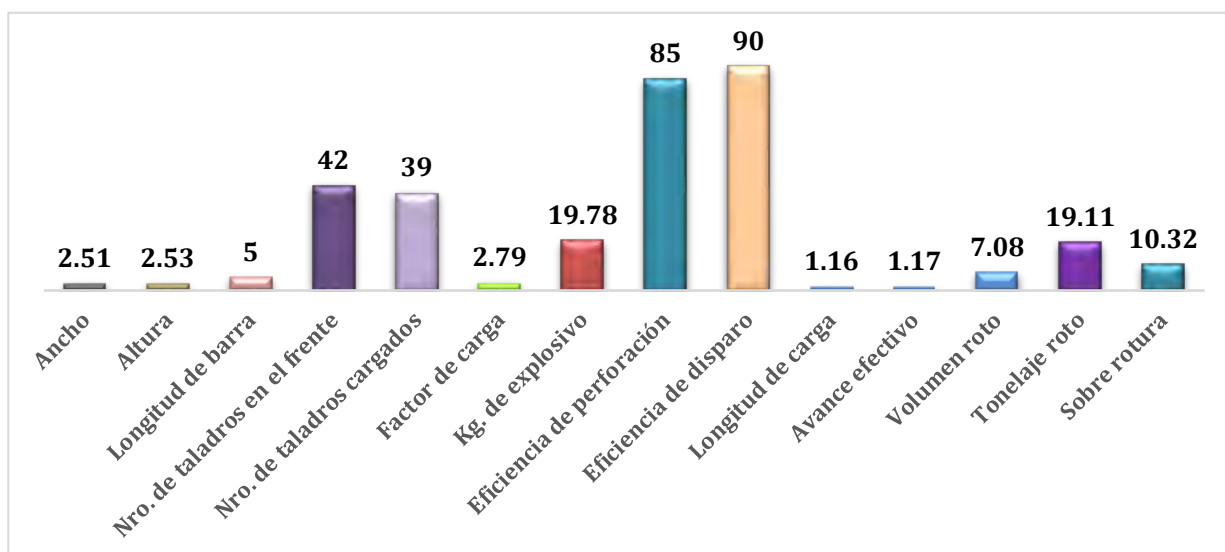
A continuación, se muestran resultados de disparos con barra de 5 pies y barra de 6 pies:

La Tabla 44 y el gráfico 1 muestran resultados promedio de diez disparos con EMULNOR 3000 (1"x7") y barra de 5 pies los cuales presentan los principales parámetros operativos obtenidos durante la perforación y voladura. Se alcanzó un promedio de 1,17 m por disparo, con una eficiencia de perforación del 85 % y una eficiencia de disparo del 90 %.

Tabla 44 *Resultados con EMULNOR 3000 y barra de 5'*

RESULTADOS PROMEDIO		
Ancho	m	2.51
Altura	m	2.53
Longitud de barra	pies	5
Nro. de taladros en el frente	unid.	42
Nro. de taladros cargados	unid.	39
Factor de carga	kg/m ³	2.79
Kg. de explosivo	kg	19.78
Eficiencia de perforación	%	85
Eficiencia de disparo	%	90
Longitud de carga	m	1.16
Avance efectivo	m	1.17
Volumen roto	m ³ /disp.	7.08
Tonelaje roto	TM	19.11
Sobre rotura	%	10.32

Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura

Gráfico 1 Resultado promedio con EMULNOR 3000 y barra de 5'.

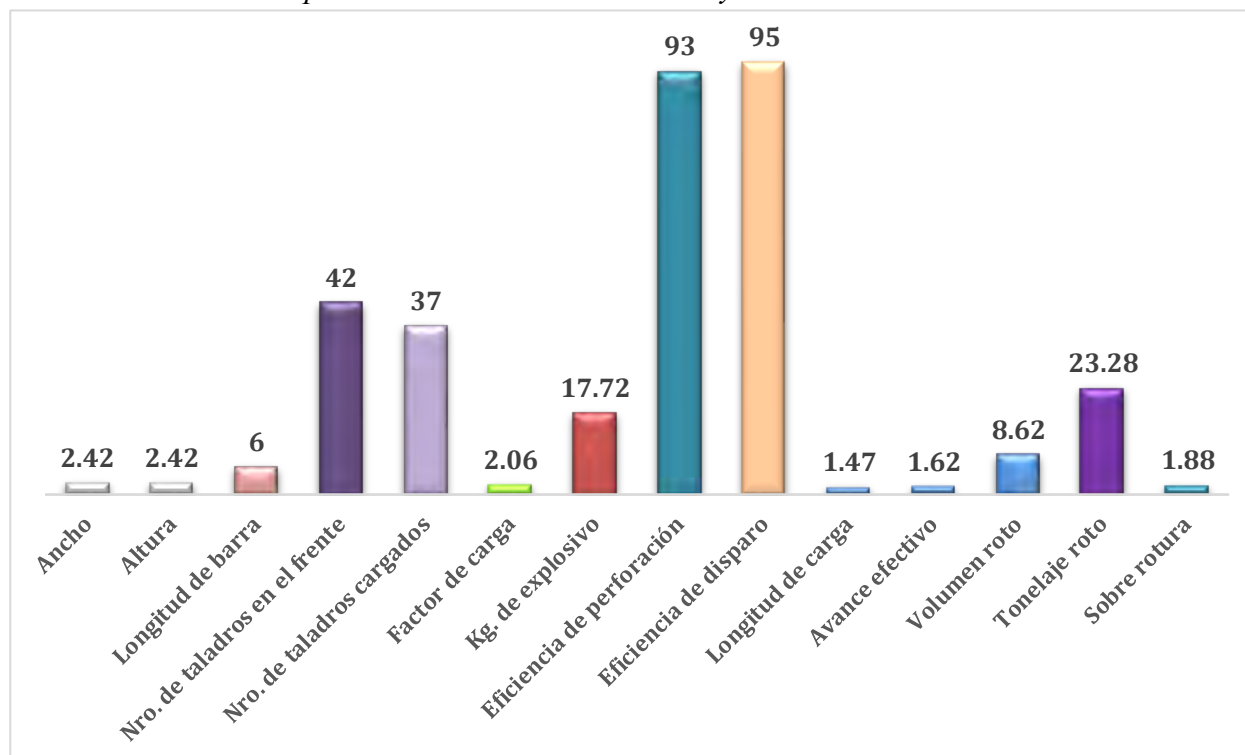
Fuente: Elaboración propia

La Tabla 45 y gráfico 2 presentan los resultados promedio de diez disparos realizados con EMULNOR 1000 (1"x7") y barra de 6 pies, donde se evidencian mejoras significativas en la eficiencia operativa respecto a la configuración anterior. Se obtuvo un avance efectivo promedio de 1,62 m por disparo, con un rendimiento de perforación del 93 % y una eficiencia de disparo del 95 %, lo que indica una ejecución precisa y un adecuado aprovechamiento de la energía del explosivo. El variable de carga de 2,09 kg/m³ y el uso promedio de 18,04 kg de explosivo reflejan una optimización del consumo energético. Además, la sobre rotura del 1,88 % demuestra un excelente control del contorno, garantizando la estabilidad del macizo rocoso y la calidad del avance obtenido.

Tabla 45 Resultados con EMULNOR 1000 y barra de 6'

RESULTADOS PROMEDIO		
Ancho	m	2.42
Altura	m	2.42
Longitud de barra	pies	6
Nro. de taladros en el frente	unid.	42
Nro. de taladros cargados	unid.	37
Factor de carga	kg/m ³	2.06
Kg. de explosivo	kg	17.72
Eficiencia de perforación	%	93
Eficiencia de disparo	%	95
Longitud de carga	m	1.47
Avance efectivo	m	1.62
Volumen roto	m ³ /disp.	8.62
Tonelaje roto	TM	23.28
Sobre rotura	%	1.88

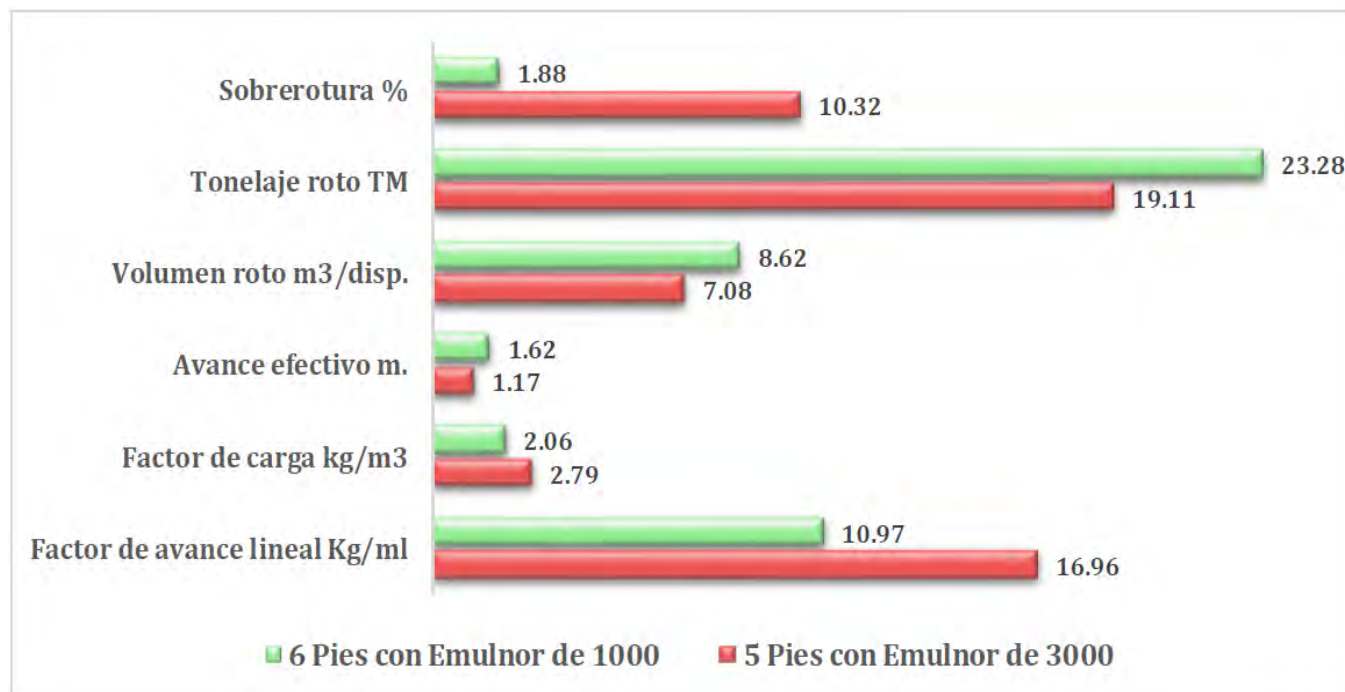
Fuente: Elaboración propia, basado en informes de perforación y voladura

Gráfico 2 Resultados promedio con EMULNOR 1000 y barra de 6'.

Fuente: Elaboración propia

El gráfico 3 evidencia que la aplicación del EMULNOR 1000 (1"x7") y el uso combinado de barra cónica de 4 y 6 pies mejoran significativamente los KPI's de perforación y voladura.

Gráfico 3 Comparación de resultados de 10 disparos en ambos escenarios.



Fuente: Elaboración propia

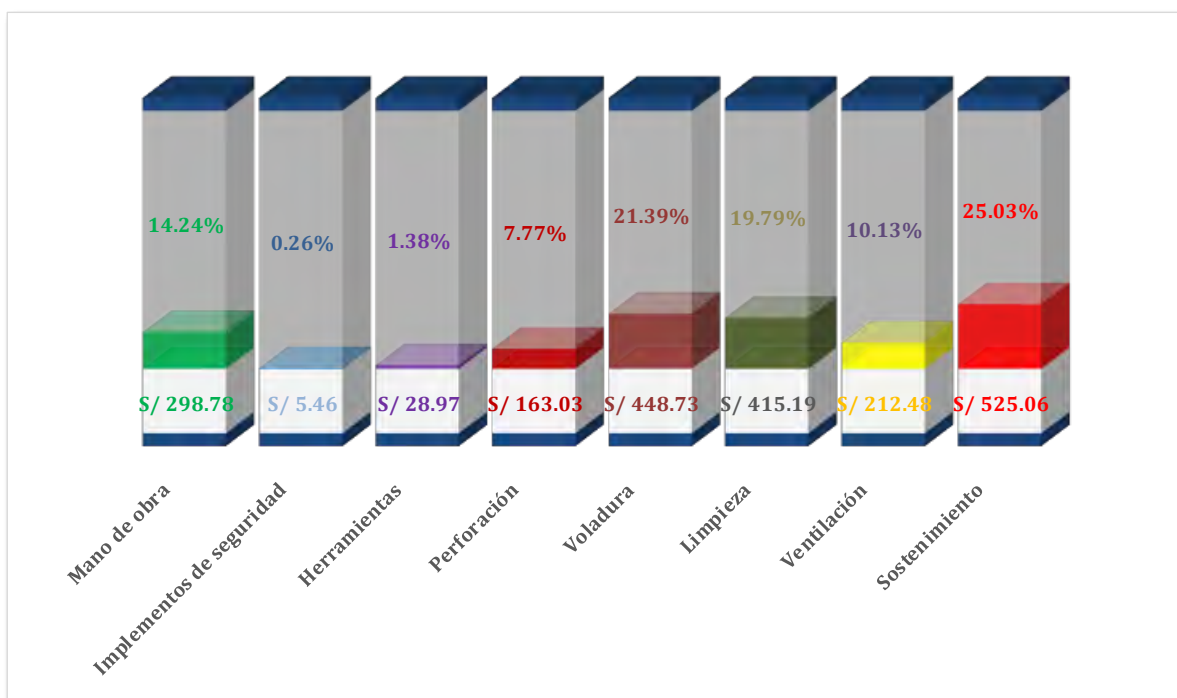
4.2 Resultados en cuanto a los Costos Operativos por metro lineal

La Tabla 46, y gráfico 4 resumen los costos operativos obtenidos con EMULNOR 3000 (1"x7") y barra de 5 pies, considerando todos los componentes del ciclo de minado. Se observa que los mayores aportes corresponden al sostenimiento (S/ 525.06/ML), seguido por la voladura (S/ 448.73/ML) y la limpieza (S/ 415,19/ML), que en conjunto representan más del 65 % del costo total. El costo global por metro lineal de avance asciende a S/ 2 097.71.

Tabla 46 Resumen de costos con EMULNOR 3000 y barra de 5'

Descripción	S./ / ML
Mano de obra	S/ 298.78
Implementos de seguridad	S/ 5.46
Herramientas	S/ 28.97
Perforación	S/ 163.03
Voladura	S/ 448.73
Limpieza	S/ 415.19
Ventilación	S/ 212.48
Sostenimiento	S/ 525.06
Costo por metro de avance	S/ 2,097.71

Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4 Costos por metro lineal con EMULNOR 3000 y barra de 5 pies.

Fuente: Elaboración propia

La Tabla 47, y gráfico 5 presentan el resumen de costos obtenidos con EMULNOR 1000 (1"x7") y barra de 6 pies, donde se evidencia una reducción significativa del costo total por metro lineal de avance, alcanzando S/ 1 777,25/ML, lo que representa una disminución aproximada del 15.3 % respecto al escenario con barra de 5 pies. Los costos de sostenimiento (S/ 576.64/ML), limpieza (S/ 365,02/ML) y voladura (S/ 290.58/ML) continúan siendo los componentes más

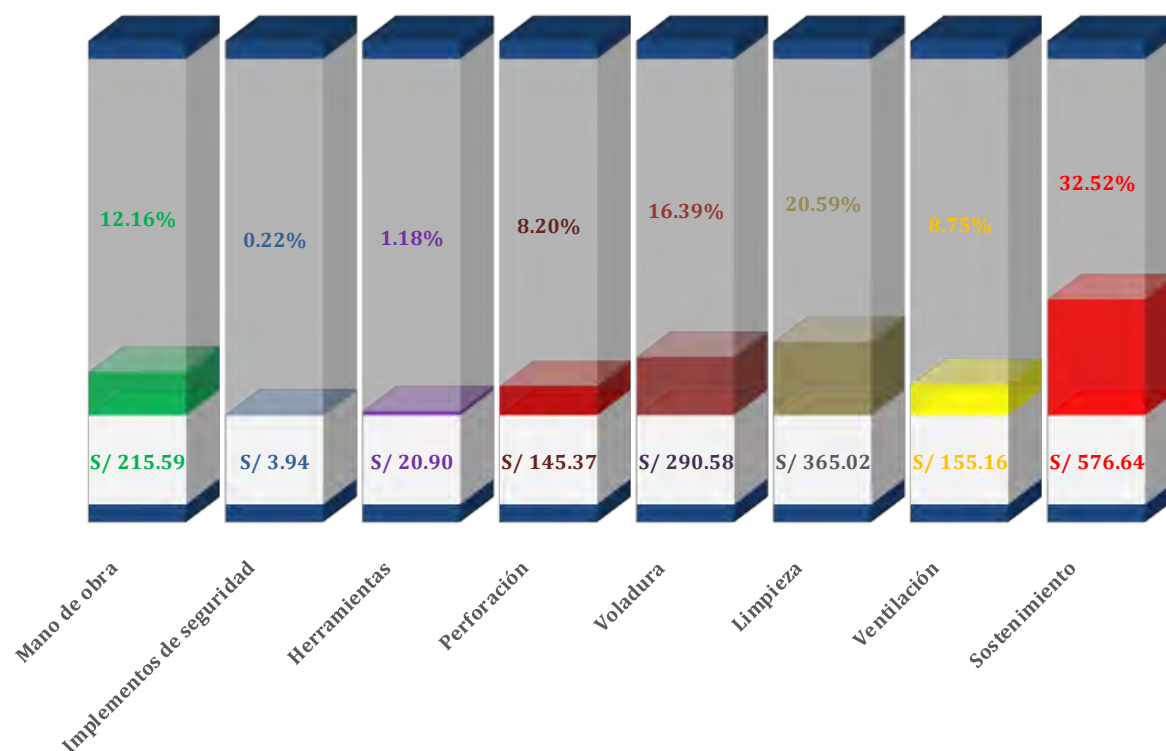
representativos del costo total. Esta optimización refleja una mayor eficiencia operacional, atribuida al incremento del avance efectivo y del volumen roto por disparo, generando un menor costo unitario de desarrollo.

Tabla 47 Resumen de costos con EMULNOR 1000 y barra de 6'

Descripción	S./ / ML
Mano de obra	S/ 215.59
Implementos de seguridad	S/ 3.94
Herramientas	S/ 20.90
Perforación	S/ 145.37
Voladura	S/ 290.58
Limpieza	S/ 365.02
Ventilación	S/ 155.16
Sostenimiento	S/ 576.64
Costo por metro de avance	S/ 1,773.21

Fuente: Elaboración propia

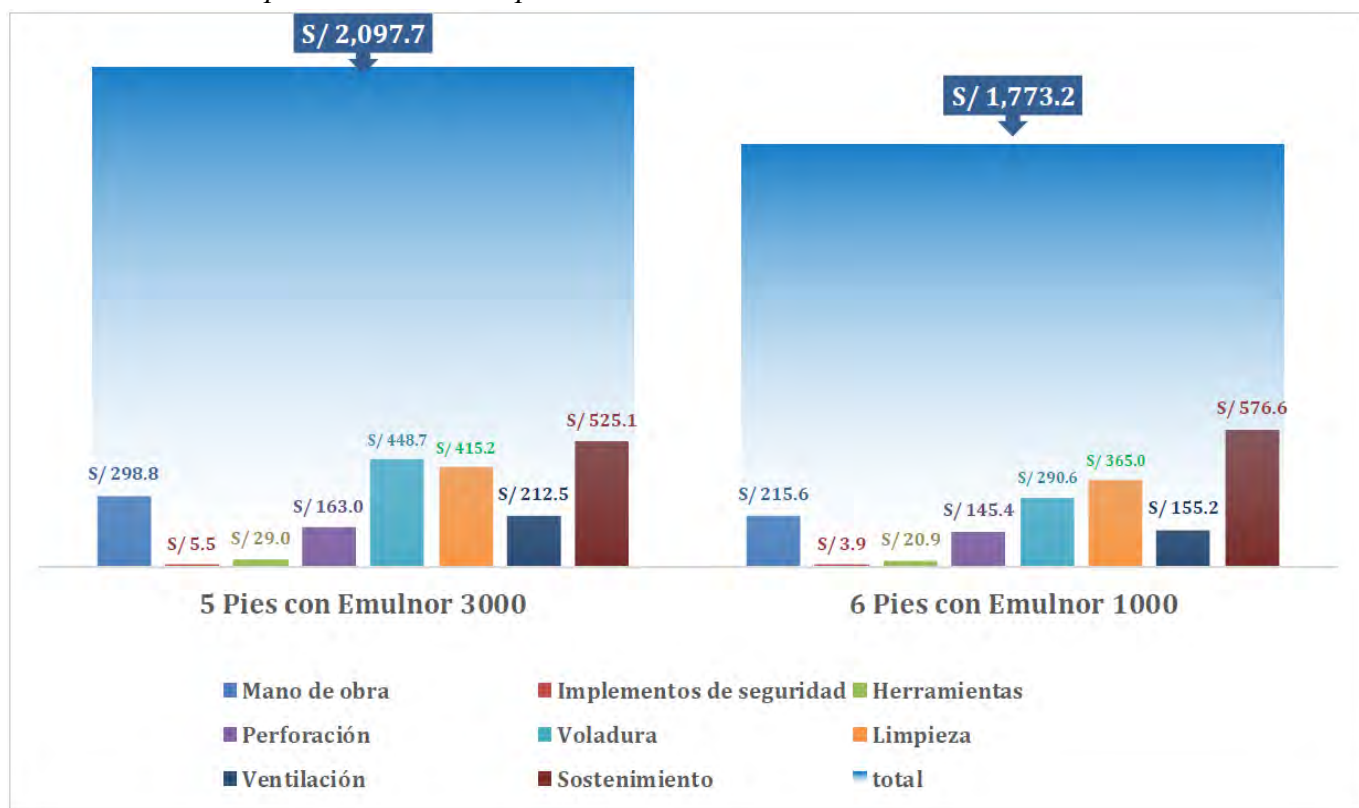
Gráfico 5 Costos por metro lineal con EMULNOR 1000 y barra de 6 pies.



Fuente: Elaboración propia

El gráfico 6, evidencia la diferencia de costos operativos por metro lineal, demostrando que con la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") y con el uso combinado de barra cónica de 4 y 6 pies baja sustancialmente los costos operativos.

Gráfico 6 Comparación de costos por metro lineal.



Fuente: Elaboración propia, basado en informes de Costos.

DISCUSIÓN

Objetivo específico 1: Determinar la influencia de la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el diseño de la malla de perforación y voladura del Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera – Caylloma:

La caracterización del macizo permitió ajustar la longitud de perforación (de 5 ft a 6 ft) y el espaciamiento, logrando un aprovechamiento más eficiente de la energía del explosivo. La longitud de carga aumentó de 1.16 m a 1.47 m, y el número de taladros cargados por frente disminuyó de 39 a 37, optimizando el tiempo de carguío de taladros. Esta mejora coincide con lo expuesto por Arce y Barrientos (2023), quienes destacan que el ajuste del burden y espaciamiento en función del RMR mejora la interacción explosivo-roca y la uniformidad del arranque. A diferencia de lo reportado por Witt (2023), quien obtuvo un incremento moderado de apenas 0.3 m por disparo, en el presente estudio la optimización con EMULNOR 1000 y barra de 6 pies generó un aumento de 0.45 m en el avance efectivo, además de una reducción más marcada del factor de carga.

Objetivo específico 2: Determinar el efecto de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") en la optimización del proceso de perforación y voladura en el Crucero A-8 Norte de la mina APMINAC Pulpera–Caylloma:

Los indicadores de desempeño muestran una clara optimización. La eficiencia de perforación aumentó de 85% a 93%, y la eficiencia de disparo de 90% a 95%, lo que evidencia una mayor precisión en la ejecución. El peso total de explosivo por disparo se redujo de 19.78 kg a 17.72 kg, y el factor de carga de 2.79 kg/m³ a 2.06 kg/m³. Pese a la disminución de carga, el volumen roto se incrementó de 7.08 m³ a 8.62 m³ (+21.7%) esto debido a la ausencia de tiros cortados y el tonelaje fragmentado aumentó de 19.11 t a 23.28 t (+21.9%). Estos resultados

demuestran un mejor aprovechamiento de la energía de detonación del Emulnor 1000, que presenta una velocidad de detonación (VOD) y densidades adecuadas a la competencia del macizo. Además, la sobre rotura disminuyó de 10.32% a 1.88%, lo que representa una reducción relativa del 81.8%, evidenciando un control más eficiente del contorno y menor daño al macizo remanente. Estos valores superan los obtenidos por Díaz y Sotelo (2019), quienes registraron reducciones del 60% en sobre rotura mediante optimización del patrón de perforación. a diferencia de Mayta y Vilca (2021), quienes evaluaron el uso de Emulnor 1000 sin cuantificar indicadores de eficiencia ni sobre-rotura, en esta investigación se evidenció un incremento simultáneo en la eficiencia de perforación (93 %) y de disparo (95 %), junto con una significativa reducción de la sobre rotura (1.88 %), parámetros no detallados en su antecedente.

Objetivo específico 3: Determinar los costos unitarios operativos por metro lineal, como resultado de la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") considerando el uso combinado de barras cónicas de 4 y 6 pies, en el Crucero A-8 Norte de la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma:

Se evidenció una disminución sustancial en los costos operativos por metro lineal, pasando de S/ 2,097.71 a S/ 1,773.21, equivalente a un ahorro del 15.5%. El mayor impacto económico se observó en la partida de voladura, que se redujo de S/ 448.73 a S/ 290.58, y en limpieza, de S/ 415.19 a S/ 365.02. El incremento observado en el costo de sostenimiento (S/ 525.06 a S/ 576.64, +9.8%) se asocia a la aplicación de refuerzos preventivos posteriores a la voladura, lo que no invalida el ahorro global obtenido. Resultados similares reportaron Arce y Barrientos (2023), quienes lograron reducciones entre 10% y 18% en costos totales tras optimizar el patrón de carga y el tipo de explosivo. A diferencia de Arce y Barrientos (2023), que no desagregaron los costos del ciclo de minado, en este estudio se demuestra que el uso de barra de 6 pies reduce de manera

significativa los costos de perforación y voladura, evidenciando un impacto económico que dichos autores no consideraron.

Objetivo General: Optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte mediante la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"), considerando la caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de la malla de perforación y voladura, en la Mina APMINAC Pulpera – Caylloma:

En síntesis, la aplicación de Emulnor 1000 (1"x7") en el Crucero A-8 Norte optimizó el avance lineal en un 38.5%, redujo el factor de carga en 26%, disminuyó la sobre rotura en 81.8%, y generó un ahorro de S/ 324.5 por metro lineal. Estos resultados respaldan el cumplimiento del objetivo general y confirman que el ajuste de los parámetros de perforación y voladura en función de la geomecánica del macizo es una estrategia efectiva para mejorar la eficiencia técnica y económica de la operación.

CONCLUSIONES

1. Se determinó que la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el Crucero A-8 Norte (clasificado como RMR=46, GSI=41 y RQD=52.3%) influyó directamente en el diseño de la malla de perforación y voladura. Dicha caracterización permitió establecer los parámetros óptimos
2. Se logró la optimización significativa del avance lineal del Crucero A-8 Norte mediante la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7"). El avance efectivo promedio por disparo pasó de 1.17 m (condición base) a 1.62 m (condición optimizada), lo que representa una mejora del 38.5%.
3. Se determinó que la aplicación de EMULNOR 1000 junto con el uso combinado de barras cónicas resultó en una reducción del costo unitario operativo por metro lineal. El costo total se redujo de S/ 2,097.71/ML (condición base) a S/ 1,773.21/ML (condición optimizada), lo que representa una disminución aproximada del 15.5 % en el costo total.
4. Se cumplió el Objetivo General de la investigación al optimizar el avance lineal del Crucero A-8 Norte. La estrategia combinada de aplicar el explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") y ajustar el diseño de la malla de voladura a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso fue efectiva, resultando en un avance lineal promedio de 1.62 metros por disparo.

RECOMENDACIONES

1. Realizar evaluaciones geomecánicas continuas en cada frente de avance, con el objetivo de ajustar los parámetros de perforación y voladura según la calidad del macizo rocoso. Este control permitirá mantener la estabilidad estructural, evitar sobreexcavaciones y asegurar un uso eficiente del explosivo.
2. Implementar de manera permanente el explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") en las labores de desarrollo, debido a su adecuada energía de detonación, estabilidad y bajo nivel de gases postvoladura, lo que permite optimizar la fragmentación y mejorar el avance lineal sin comprometer la seguridad operativa ni la estabilidad del macizo rocoso.
3. Estandarizar el uso de barras de 4 y 6 pies en la perforación de frentes de desarrollo, ya que demostraron una mejora significativa en la eficiencia de perforación y disparo, aumentando el avance efectivo promedio a 1.62 m por disparo. Esta práctica debería considerarse como referencia operativa para labores con condiciones geomecánicas similares.
4. Establecer como Procedimiento Operativo Estándar la estrategia de voladura validada en el Crucero A-8 Norte, que combina la aplicación del explosivo EMULNOR 1000 (1"x7") con un diseño de malla ajustado a la caracterización geomecánica del macizo rocoso. Esta estandarización debe aplicarse a todas las labores de desarrollo futuras que presenten condiciones geomecánicas similares, con el objetivo de perpetuar el avance lineal promedio de 1.62 metros por disparo y el consecuente ahorro operativo.

BIBLIOGRAFÍA

- Benton, D. J. (2016). *Jackleg drill*. Centers for Disease Control and Prevention.
<https://stacks.cdc.gov/view/cdc/228293>
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications*. WILEY.
- Carrasco Díaz, S. (2006). *Metodología de la Investigación Científica*. Lima: San Marcos.
- Chari, N. (2006). *Techniques in underground mining*. En P. Darling (Ed.), *SME mining engineering handbook* (pp. 1410–1460). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Choque Velarde, Emerson (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en Cía Minera Ares S.A.C.* – U.O. Arcata. [Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú].
- Condori Estofanero, J. E. (2023). *Optimización de avance lineal con rediseño de malla de perforación en el frente de las labores subterráneas de la Empresa Minera Arapa S.A.C.* – Arequipa [Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio UNAP.
https://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/20.500.14082/20897/1/Condori_Estofanero_John_Elmer.pdf
- Deere, D. U. (1967). *Rock quality designation (RQD) after drilling*. En C. Z. Singh (Ed.), *Rock mechanics in engineering practice* (pp. 148–171). John Wiley & Sons.
- Espinoza Picoy, F. W., & Carreño Rosales, J. A. (2023). Control operativo de los metros de avance por disparo mediante la metodología Lean Six Sigma [Trabajo de titulación, Pontificia

- Universidad Católica del Perú]. Repositorio PUCP.
<http://hdl.handle.net/20.500.12404/24514>
- EXSA S.A. (2013). *Manual práctico de voladura*. Lima: EXSA S.A.
- FAMESA Explosivos S.A.C. (s.f.). Ficha técnica: Explosivo EMULNOR 1000 (1"x7").
 Recuperado de <https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2025/01/FT-EMULNOR-2.pdf>
- Fernández Galván, M. A. (2024). Optimización de la perforación y voladura para mejorar el avance lineal de la Rampa 04, Nivel 1375, unidad minera Andaychagua. [Tesis, Universidad Continental].
 Recuperado de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/15821/4/IV_FIN_110_TE_Fernandez_Galvan_2024.pdf
- Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering* (2.^a ed.). Wiley.
- Hernandez Sampieri, R., & Mendoza Torres, C. P. (2018). *Metodología de la Investigación: Las Rutas cuantitativa, cualitativa y mixta*. (Vol. I). México: MCGRAW-HILL INTERAMERICANA EDITORES, S.A.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.
- Hoek, E., Marinos, P., & Marinos, V. (2005). *Characterization and engineering properties of tectonically undisturbed but lithologically varied sedimentary rock masses*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 42(2), 277-285.
- Holmberg, R. G. (1974). *Charge concentration and blast damage*. In *Proceedings of the 1st Conference on Explosives and Blasting Technique* (pp. 1–17). International Society of Explosives Engineers (ISEE).

- Huanca Calsín, R. (2021). *Optimización de costos de perforación y voladura mediante el modelo Kuz Ram en el cruce 862 NW, empresa minera Estrella de Cháparra S.A.* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional del Altiplano].
- INGEMMET. (1988). *Caracteres generales de la evolución geológica de los Andes Peruanos* (Boletín D 12). Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico, Lima, Perú.
<https://repositorio.ingemmet.gob.pe/handle/20.500.12544/331>
- Iparraguirre Tandaypan, L., & Llacma Llacachi, O. (s.f.). *Optimización del avance por disparo mediante voladuras en frentes de 28 pies con sincronización mixta.* En Foro TIS – PERUMIN 37, Arequipa, Perú. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (IIMP).
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1991). *Rock blasting and overbreak control.* U.S. Department of Transportation, Federal Highway Administration.
- Langefors, U., & Kihlström, B. (1963). *The Modern Technique of Rock Blasting.* John Wiley & Sons.
- Lilly, P. A. (1986). *An empirical method of assessing rock mass blastability.* In *Large Open Pit Mining Conference* (pp. 89–92). The Australasian Institute of Mining and Metallurgy (AusIMM), Perth.
- López Jimeno, C. (2001). *Manual de perforación y voladura de rocas.* Madrid: ETSI de Minas, Universidad Politécnica de Madrid.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas.* Instituto Geológico y Minero de España.
- Mayta Briceño, K., & Vilca, B. (2021). *Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para aumentar el avance lineal en la Unidad Minera Carahuacra* [Tesis, Universidad Continental]. Recuperado de

https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10396/1/IV_FIN_110_TE_Mayta_Vilca_2021.pdf

Ministerio de Energía y Minas. (2017). Decreto Supremo N.º 023-2017-EM, que modifica el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería aprobado por el Decreto Supremo N.º 024-2016-EM. Diario Oficial El Peruano.

Olofsson, O. (1990). *Applied rock blasting*. Sandvik Tamrock AB.

Paredes Parreño, C. M., & Calderón Viveros, E. M. (2024). Relación consumo específico–avance en operaciones de minería subterránea MAPE: Caso de estudio Ecuador. *FIGEMPA: Investigación y Desarrollo*, 17(1), 43–58. <https://doi.org/10.29166/revfig.v17i1.4932>

Persson, A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. Estados Unidos: CRC Press LLC.

Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía (SNMPE). (2022). *Manual de operaciones mineras subterráneas*. Lima, Perú.

Stewart, R., Bullock, R., & Chitombo, G. (2006). *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).

Viana Ríos, R. (2018). *Minería en América Latina y el Caribe, un enfoque socioambiental*. Revista U.D.C.A Actualidad & Divulgación Científica, 21(2), 617-631.

Witt, A. D. (2023). *Optimization of Underground Development Advance*. [Informe técnico/proyecto, Curtin University]. Recuperado de <https://espace.curtin.edu.au>

Zarate, A. (2023). *El corazón de la operación minera*. Instituto de Ingeniería de Minas del Perú. Recuperado el 28 de abril de 2024, de <https://revistamineria.com.pe/otros%20articulos/el-corazon-de-la-operacion-minera:-perforacion-y-voladura>

ANEXOS

Anexo A

INFORMACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO

Generalidades

Ubicación

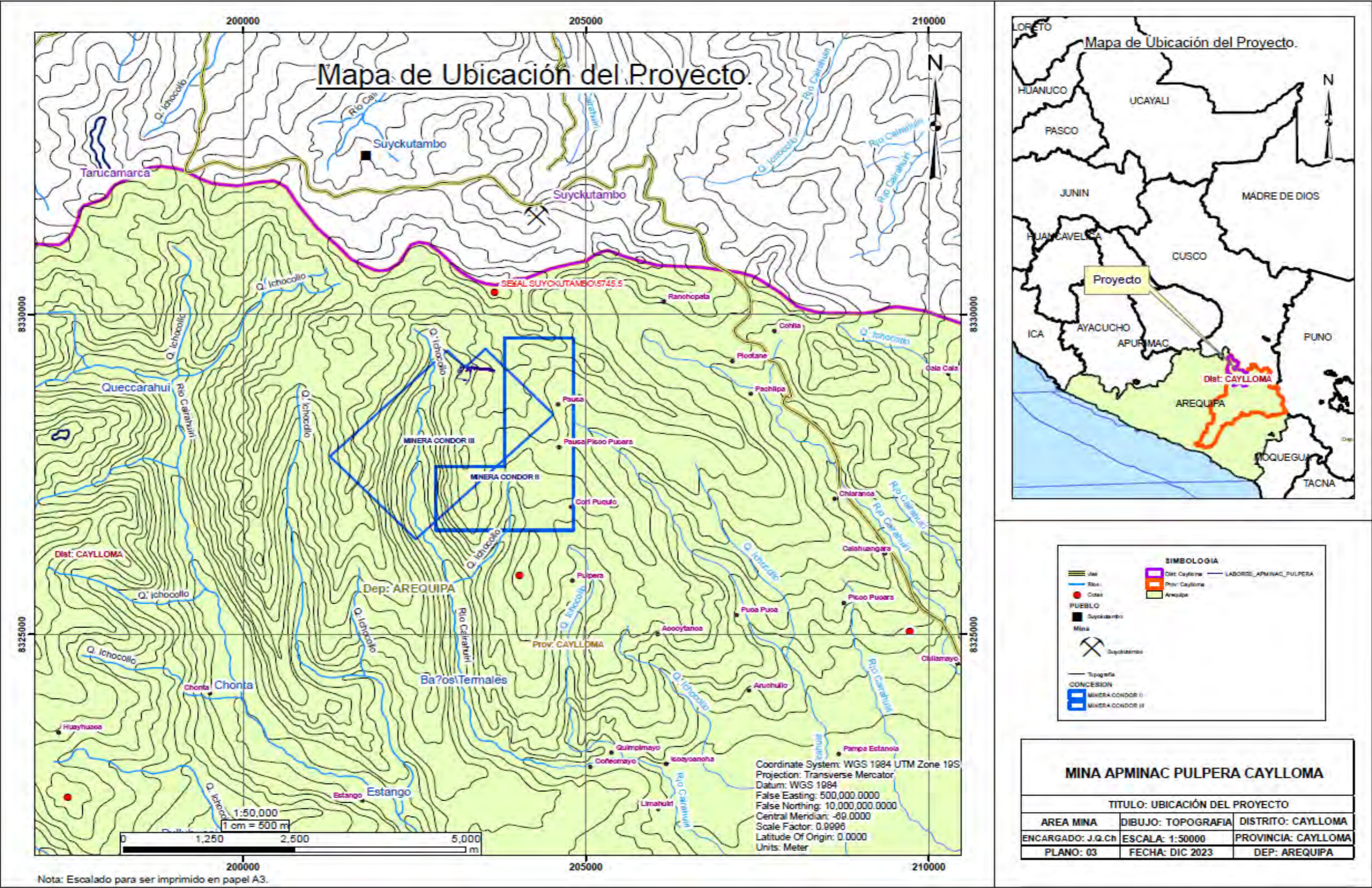
La Mina APMINAC PULPERA, parte del proyecto minero Condor III, está situada en la provincia de Caylloma y el distrito de Caylloma, en la región de Arequipa. Se encuentra a 137 kilómetros al norte del pueblo de Caylloma y a 18 kilómetros al norte por vía terrestre, cerca de la frontera entre los departamentos de Arequipa y Cusco. La mina está ubicada a una altitud de 4800 metros sobre el nivel del mar. Según las coordenadas UTM -WGS-84, se encuentra en 203200 E, 83288200 N / Zona 19S.

Tabla 48 *Coordenadas W.G.S.84 (zona 19S), Mina APMINAC Pulpera*

Norte	Este	Altura (msnm)	Descripción
8328200	203200	4810	Mina
8329121	203607	4787	Nivel 10
8329124	203636	4813	Nivel 20
8329149	203503	4848	Nivel 40
8329143	203615	4864	Nivel 60

Fuente: Elaboración propia

Figura 19 Ubicación de la mina APMINAC Pulpera Caylloma Proyecto Condor II – III.



Fuente: Elaboración propia

Accesibilidad

Se tiene dos rutas para llegar a la mina APMINAC PULPERA:

La primera ruta es de CUSCO-SICUANI-ESPINAR-CAYLLOMA-MINA APMINAC PULPERA.

Tabla 49 *Accesibilidad a la mina Ruta 1: Cusco-APMINAC Pulpera.*

Descripción	Distancia	Tiempo	Condición
Cusco-Sicuani	140 KM	3 HRS	carretera asfaltada
Sicuani -Espinar	88 KM	2 HRS	Carreta asfaltada-afirmada
Espinar-Caylloma	78KM	2 HRS	trocha carrozable
Caylloma-APMINAC PULPERA	18 KM	1 HR	trocha carrozable
TOTAL	324 KM	8 HRS	

Fuente: Elaboración propia

El transporte por esta ruta se ve limitado debido a la escasez de opciones de traslado terrestre.

La otra ruta es de Cusco – Arequipa – Caylloma - APMINAC PULPERA:

Tabla 50 *Accesibilidad a la mina Ruta 2: Cusco-APMINAC Pulpera.*

Descripción	Distancia	Tiempo	Condición
Cusco-Arequipa	482 KM	10 HRS	carretera asfaltada
Arequipa- Caylloma	137 KM	7 HRS	Carretera asfaltada-afirmada
Caylloma-APMINAC PULPERA	18 KM	1HR	trocha carrozable
TOTAL	637 KM	18 HRS	

Fuente: Elaboración propia.

Recursos Naturales

Los recursos específicos en la zona son limitados. Los suministros de artículos de primera necesidad, así como los necesarios para el sostenimiento de las labores mineras, se obtienen principalmente de las ciudades de Arequipa y Cusco.

El suministro de agua es otro aspecto crucial en la zona, ya que no hay grandes cantidades disponibles para consumo humano e industrial. La única fuente son los manantiales que se encuentran en algunas áreas y los bofedales, que se utilizan para almacenar agua.

En cuanto a la mano de obra, es altamente variable, lo que implica una rotación constante del personal a lo largo del año.

Topografía

El área estudiada presenta el relieve característico de las altas cordilleras, ubicándose entre las cotas de 4200 metros sobre el nivel del mar. En esta zona, prevalece el modelo glaciar. (INGEMET, 1988) el modelo glaciar predominante en el área está influenciado por los procesos volcánicos y tectónicos que ocurrieron tanto en el Terciario superior como en el Cuaternario. Los agentes morfológicos presentes en la zona son diversos e incluyen la topografía, la altitud, la litología, las estructuras geológicas, el clima y la hidrografía.

Clima

El clima en el distrito de Caylloma se clasifica como clima de glaciares, lo que indica que las temperaturas son muy bajas durante todo el año. La temperatura promedio anual es de 4.5 grados Celsius tanto en Caylloma como en la mina APMINAC PULPERA en Caylloma.

Vegetación

Se observa una variedad de vegetación que varía según la altitud. El pajonal de la puna se sitúa entre los 4000 y 4500 metros sobre el nivel del mar en localidades como Imata, Callalli, San Antonio de Chuta y Tisco, donde abunda el "ichu" de color plumizo.

A continuación, se encuentra el pastizal de crepillo, situado entre los 4000 y 4600 metros sobre el nivel del mar. Este tipo de terreno se caracteriza por tener laderas con poca pendiente y colinas suaves. En esta área se encuentran localidades como Caylloma y Callalli, junto con algunas represas, lagunas como la del Indio, Patapampa y el Mismi. Estas zonas son utilizadas para el pastoreo por el ganado, y se pueden encontrar algunas especies arbustivas como la "tola".

Flora

En las condiciones extremas de la zona, se puede encontrar una flora diversa que incluye alrededor de 300 especies. Estas plantas se utilizan con diversos fines, como medicinales, combustible, alimento para el ganado, las alpacas y otras especies silvestres, y también como material para tintorería.

Fauna

La provincia de Caylloma cuenta con una riqueza natural notable en términos de flora y fauna, independientemente de sus recursos mineros. Estos recursos biológicos son valiosos tanto en términos de conservación de la biodiversidad como para el sustento de las comunidades locales. La diversidad de especies vegetales y animales no solo contribuye a la belleza paisajística de la región, sino que también desempeña un papel fundamental en el mantenimiento de los ecosistemas locales y en el equilibrio ambiental.

La provincia de Caylloma, al encontrarse en una zona de alta montaña, alberga una rica diversidad de fauna. Se han registrado un total de 231 especies de vertebrados adaptadas a esta

zona. Estas especies se distribuyen en diversos ecosistemas únicos, como los bofedales, los bosques de queñuales y las lagunas. Estos ambientes especiales proporcionan hábitats vitales para una amplia gama de especies animales, contribuyendo así a la riqueza biológica de la región.

La variedad de fauna en la provincia de Caylloma destaca la presencia de ciertas especies más emblemáticas que otras. Entre estas especies destacadas se encuentran el cóndor, la parihuanas, la llama, el guanaco, la vicuña, la alpaca, la taruca, el zorro, la vizcacha, entre otros. Estas especies no solo son importantes en términos de biodiversidad, sino que también desempeñan roles significativos en los ecosistemas locales y tienen un valor cultural y simbólico para las comunidades que habitan la zona.

Hidrología

Los ríos principales en la zona son el Molloco y el Apurímac. El patrón de drenaje está influenciado por la depresión de Caylloma, que presenta dos tipos distintos: centrífugo y centrípeto.

Uno de estos patrones es el centrípeto, que se manifiesta en el área de Caylloma, donde las aguas fluyen hacia la parte baja de esta región. Estos cursos de agua generalmente desembocan en el río Apurímac y luego continúan hacia el río Hornillas. La unión de estos ríos forma un pequeño cañón de norte a sur por donde fluyen las aguas de Caylloma. Por otro lado, el patrón centrífugo se caracteriza por un drenaje radial que se extiende alrededor de Caylloma, en las depresiones que discurren de norte a sur. (INGEMET, 1988)

Sismicidad

En años anteriores, las regiones del centro y sur de Perú se han caracterizado por una alta actividad sísmica, atribuida a la interacción de las placas de Nazca y Sudamericana, que se desplazan a una velocidad de aproximadamente 7 cm por año. Esta actividad es especialmente

notable en la región sur, en áreas cercanas al valle de Colca, donde se producen sismos de pequeña escala y moderada magnitud. Estos sismos son el resultado de la acumulación y liberación de energía entre las placas a lo largo de un sistema de fallas normales que se extienden en dirección Este-Oeste, paralelas al valle del Colca.

Breve Historia

El nombre de APMIMAC PULPERA CAYLLOMA, según relata el trabajador más antiguo, Don Flores León Santos Zacarías, se remonta a tiempos pasados. Hace 15 años, cuando él comenzó a trabajar en la mina, algunas familias vivían en una pequeña casa con techo de paja en un lugar conocido como Pulpera. Este terreno era utilizado para criar animales y coincide con la ubicación actual de la mina. Con el paso del tiempo, empresas realizaron exploraciones en la zona y encontraron indicios de minerales como pirita, galena, tetraedrita y covelina, siendo la galena y la pirita las que mostraron rastros de oro. La explotación de la mina comenzó de manera convencional y artesanal, con la extracción del mineral transportado en llamas en sacos de 100 kg hasta un camino, para luego ser llevado hasta Chala, donde se vendía el mineral.

Esta empresa ya se formalizó desde el 2014, juntamente con la empresa minera MAXPALA, actualmente la empresa APMINAC Pulpera vende su mineral a Max Pala cada mes.

Geología

Geología General

Geológicamente, la concesión de la mina se remonta al Terciario superior, caracterizado por formaciones volcánicas cuya litología incluye tufos y derrames con composiciones dacíticas, andesítica y basáltica. Además, estas formaciones contienen cenizas y materiales piroclásticos.

Lo más distintivo de sus rasgos estructurales son las capas que se extienden de forma horizontal a inclinada, correspondientes a los periodos Jurásico, Cretáceo y Terciario. Estas capas se encuentran en rocas ígneas intrusivas dentro del cuadrángulo de Caylloma.

Geología del Yacimiento

El yacimiento tiene un carácter volcánico-intrusivo, con formaciones que datan desde el Precámbrico hasta el Cretáceo superior. Esto se debe probablemente a que la zona estuvo emergida durante ese periodo.

En el cuadrángulo de Caylloma se identifican diversas unidades geomorfológicas: altas cumbres, depresiones, zonas volcánicas, entre otras. Estas unidades abarcan edades desde el Caloviano hasta el Cuaternario y están constituidas por rocas sedimentarias y volcánicas. La unidad más antigua es el grupo Yura, que se subdivide en las formaciones Puente, Cachios, Labra y Hualhuani, compuestas principalmente por sedimentos clásticos. La secuencia sedimentaria mesozoica concluye con la formación Tacaza y, al finalizar el Terciario, encontramos la formación Pusa. En el Cuaternario, la zona volcánica está dominada por andesitas del grupo Barroso, clasificado según el tipo y modo del grupo Andahua, que incluye andesitas basálticas. Durante este tiempo también se formaron depósitos pleistocénicos, y recientemente se han reconocido las estructuras del ciclo andino, diferenciadas en fases tectónicas: Incaica, Quechua, Pliocénica y Cuaternaria. Las fases pliocénicas están asociadas al vulcanismo debido al hundimiento vertical, lo que permitió el relleno con materiales volcánicos andesíticos pleistocénicos. Se han realizado estudios petrográficos y análisis químicos de los elementos principales en las rocas volcánicas del Terciario medio y superior, así como del Cuaternario.

En caso de los recursos metálicos son importantes donde se tiene en la mina APMINAC PULPERA Caylloma Suyckutambo, San Miguel y otros que todavía es desarrollo.

Geología Regional

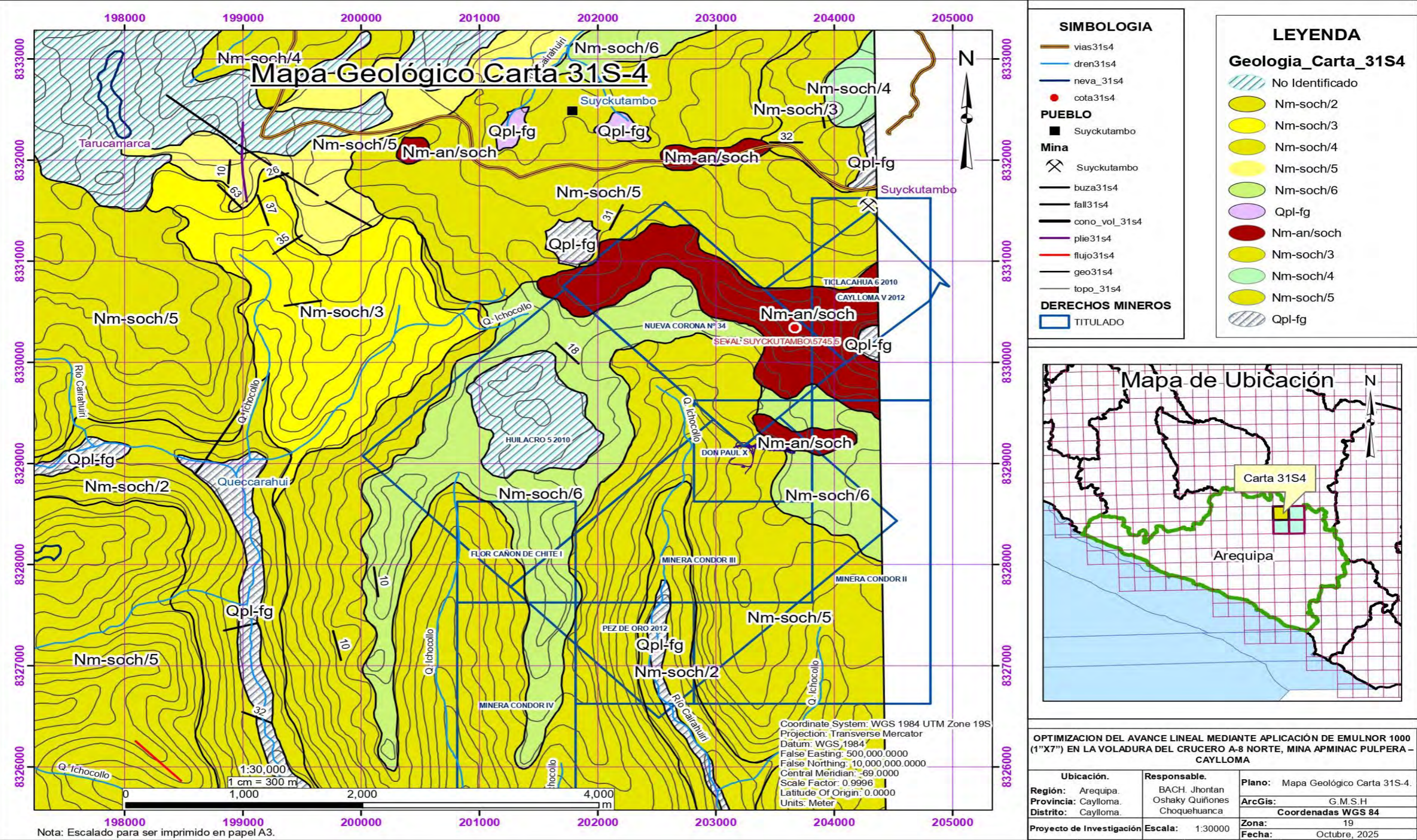
APMINAC PULPERA forma parte de la franja de yacimientos epitermales de Au-Ag del primer periodo Neógeno de la era Cenozoica, ubicada en la cordillera occidental del flanco oriental. El yacimiento, que será objeto de un estudio técnico-económico como parte del proyecto Cóndor III, se encuentra cerca del corredor Arcata-Ares-Caylloma, con una orientación Noroeste-Sureste, donde también se sitúan los yacimientos de Caylloma y Suyckutambo. En el sur, hay una falla NO-SE que abarca Cincha-Lluta, Incapuquio, Abancay-Condoroma-Caylloma y Cusco Lagunilla-Mañazo. Esta zona alberga depósitos de Au-Ag y contiene además Pb, Zn y Cu, con sulfuración alta y baja, como en Chipmo (Orcopampa) y posiblemente Arasi. Se observan yacimientos epitermales de Au y Ag con presencia de Pb y Zn de baja sulfuración, similares a los de Calera, Caylloma y Selene. Hace mucho tiempo, durante la época metalogénica, hace entre 8 y 12 millones de años, se desarrollaron yacimientos como Tacaza, Berenguela, Quello Quello y San Antonio de Esquilache. La mineralización en esta región data de entre 19 y 22 millones de años. Además, en el grupo de Tacaza, de edad Miocénica, se encuentran vetas de Pb-Ag-Cu, Pb-Cu-Ag y Cu-Pb-Ag.

Geología Local

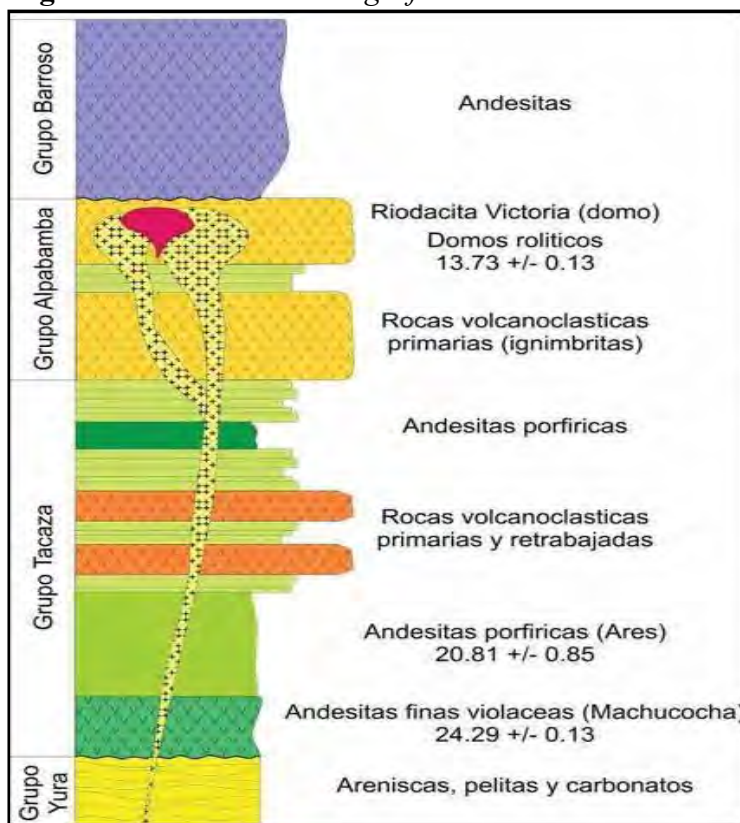
Litológicamente, la mina APMINAC PULPERA se sitúa sobre formaciones volcánicas cenozoicas de la formación Orcopampa, relacionadas con el grupo Tacaza de la era Terciaria superior. Las vetas están incrustadas en brechas, tobas silíceas, andesitas brechadas y aglomerados andesíticos. Estas vetas son principalmente conjuntos de fracturas con una dirección Este-Oeste, formadas por fallas normales sinextrales con un rumbo noroeste-sureste. Dichas fallas crean aberturas que facilitan la colocación de la mineralización.

APMINAC PULPERA pertenece al grupo “A”, el cual aflora cerca y de forma continua en el extremo occidental del cuadrángulo de Caylloma. Dentro de este grupo se encuentran los yacimientos de Caylloma, Suyckutambo y San Miguel. El grupo “A” tiene un ancho de aproximadamente 500 metros.

Figura 20 Compósito Geológico CONDOR – III.



Fuente: Elaboración propia

Figura 21 *Columna Estratigráfica.*

Fuente: Extraído de área Geología de la mina

Geología Estructural

Principalmente, las vetas consisten en un sistema de fracturas tensionales orientadas de Este a Oeste, formadas por fallas normales sinextrales con una dirección Noroeste-Sureste. Estas fallas generan las grietas que permiten la colocación de la mineralización.

Existen algunas fallas clave en la zona, como Chila 1, Chila 2, Falla Pausa y Falla Veta Condorsaya, cada una con una dirección y un rumbo específicos. Además, hay grietas tensionales con dirección Este-Oeste, alineadas con las vetas Celia, Lourdes, Rita, Roxana y Juana. En la dirección estructural de Caylloma a Suyckutambo, se observan dos formaciones de fallas que dieron origen a estas grietas tensionales, siendo representativas las fallas Chila y Condorsayana. Otras fallas notables incluyen Chonta y Santiago. En estas grietas, como la veta "Celia", se

formaron aberturas lo suficientemente grandes durante la etapa de mineralización para albergar los depósitos minerales.

Geomorfología

Se distinguen seis unidades geomorfológicas, siendo las más significativas las siguientes: la planicie costanera, la cordillera de llanuras, las estribaciones del altiplano, las altiplanicies, el arco volcánico del Barroso y la península de Arequipa.

La región presenta un relieve topográfico muy accidentado, con laderas pronunciadas y pendientes de hasta un 70%. Los suelos son predominantemente de naturaleza calcárea y están dominados por litosoles y otras formas de suelos andosoles vítricos, propios del borde occidental de los Andes. La composición edáfica incluye suelos con horizontes oscuros altos, que suelen ser ácidos y que reflejan la influencia de materiales volcánicos, similar a los suelos volcánicos de las zonas altas de los Andes. El relieve se caracteriza por la presencia de geoformas positivas, destacando dos cerros prominentes: el Arcopante y el Torre de Pampa, cerca del valle del río Ocoña

Geología Económica

El yacimiento de Caylloma se localiza en un contexto geológico compuesto por rocas volcánicas e intrusivas, y corresponde a un depósito de tipo epitermal de baja temperatura. La mineralización se encuentra principalmente alojada en fracturas, donde ha rellenado las grietas formando vetas y afloramientos. En ciertos sectores, la mineralización adopta una disposición bandeada, asociada a un ambiente sedimentario.

Tipo de Yacimiento

En las rocas volcánicas, el mineral valioso o económico se encuentra principalmente en vetas que están asociadas con cuarzo, sulfuros y óxidos. Dentro de estas vetas, el oro suele encontrarse incrustado en minerales como la pirita y la calcopirita. Estos minerales también suelen

estar en contacto con otros minerales como la galena, la pirita, la esfalerita y la tetraedrita. Este tipo de asociaciones minerales es común en depósitos de oro que se forman en ambientes hidrotermales, donde los minerales valiosos se concentran en las grietas de las rocas junto con otros minerales asociados.

Los sulfuros son una parte importante de la mineralización en el yacimiento, y tienden a llenar las grietas o aberturas de cuarzo en las vetas de sulfuro. Este proceso de llenado de grietas con minerales sulfurosos es característico de muchos depósitos minerales, especialmente en ambientes hidrotermales donde los fluidos ricos en minerales circulan a través de las rocas y depositan los minerales en las grietas y fracturas. La presencia de sulfuros en estas vetas puede indicar la presencia de minerales valiosos como el oro, la plata, el cobre, el plomo y el zinc, entre otros.

Mineralogía

Se han identificado diversas fases de mineralización en el yacimiento. La primera etapa se caracteriza por un enriquecimiento en galena, esfalerita y tetraedrita, con presencia de oro en forma de inclusiones visibles (chispas) y también asociado a la esfalerita. Durante esta fase, se observa un craquelamiento en la estructura de la veta, lo cual favorece la precipitación de minerales de plomo y zinc, acompañada por una migración de fluidos hidrotermales en dirección Este. Los clavos de mineralización 1 y 2 corresponden a esta etapa inicial. En una fase posterior, la plata aparece asociada a la tetraedrita, y se registra un cambio en la dirección de flujo de los fluidos hacia el Oeste, característica que define al clavo mineralizado correspondiente a esta etapa.

Minerales De Ganga

a. Cuarzo: SiO_2

Distribuido en varias manifestaciones:

Lechoso. - Por lo general, se presenta con una textura masiva y bandeada, con escasa porosidad en las zonas más distantes de la mineralización económicamente significativa, ocupando completamente las fracturas o vetas mediante procesos de relleno.

Hialino. - Se manifiesta en forma de bandas y aflora en superficie, presentándose de manera continua y con un contenido que posee valor económico.

Blanco. - Se observa tanto en forma de bandas como en masa, aflorando de manera continua en superficie y conteniendo mineral con valor económico.

b. Calcita: CaCO_3

Es el sitio donde se acumula, reemplazando frecuentemente a otros minerales a lo largo de la veta, así como en las zonas de alteración conocidas como cajas y en las fracturas.

Minerales De Mena

Pirita: FeS_2

La pirita es el mineral más abundante y frecuente en el yacimiento, presentándose en formas masivas, en bandas, pequeñas vetas y dispersa dentro de la matriz. El oro (Au) asociado a la pirita se encuentra en forma de finas inclusiones, aunque también puede presentarse en granos más gruesos, usualmente diseminados. Sin embargo, en ciertos casos, la pirita puede no contener una cantidad significativa de oro con valor económico.

Esfalerita: $(\text{ZnFe})\text{S}$

Se presenta en forma de diseminaciones y vetas, con un alto contenido de hierro (Fe).

Galena: SPb

Se encuentra distribuido de manera diseminada y en pequeños parches, con algunas áreas donde aparece en forma masiva.

Cobre Gris – Tetraedrita

Del mismo modo se presenta diseminado.

Calcopirita: CuFeS_2

La calcopirita es el segundo mineral sulfurado más abundante presente en la veta, destacándose también por su contenido en oro (Au). Se presenta en formas compactas dentro de vetas, así como en bandas y de manera diseminada.

Bornita: Cu_5FeS_4

La bornita, mineral clasificado dentro del grupo de los sulfuros, se encuentra distribuida de manera diseminada y también en forma masiva en ciertas zonas del yacimiento.

Reservas Minerales

Recurso de mineral medido

La estimación del recurso mineral debe realizarse con un grado de confianza elevado en cuanto al tonelaje, densidad, geometría, estructura, leyes y contenido mineralógico. Es indispensable contar con datos de muestreo y ensayos que sean precisos y verificables, provenientes de afloramientos, zanjas, labores subterráneas, túneles y sondajes. La distribución espacial de los puntos de control debe ser lo suficientemente densa como para asegurar la continuidad geológica y la consistencia en las leyes del mineral.

Una categorización basada en un alto nivel de certidumbre geológica y en el entendimiento de los controles del yacimiento permite efectuar una estimación confiable, que a su vez facilita la aplicación de parámetros técnicos y la evaluación de la factibilidad económica del proyecto.

Reserva de mineral indicado

En esta fase, la estimación del tonelaje, la morfología, las propiedades físicas, las leyes y el contenido mineral se realiza con un grado de confianza moderado. Los datos obtenidos mediante actividades de exploración, muestreo y ensayos aplicando metodologías adecuadas en

afloramientos, zanjas, labores subterráneas, perforaciones y procesos metalúrgicos resultan esenciales.

Aunque en determinadas zonas la separación entre puntos de control puede ser amplia o no garantizar plenamente la continuidad geológica ni la homogeneidad de las leyes del mineral, dicha información puede considerarse válida por su cercanía y disponibilidad.

El nivel de certeza alcanzado en esta etapa permite aplicar parámetros técnicos y económicos suficientes para llevar a cabo una evaluación preliminar de prefactibilidad del yacimiento.

Recurso de mineral inferido

El contenido mineral puede estimarse en función del tonelaje y las leyes del yacimiento; sin embargo, dichas estimaciones presentan un nivel de confianza limitado. Estas se basan principalmente en inferencias geológicas y en los valores obtenidos mediante muestreo superficial, con validez restringida a ciertas profundidades.

Debido al bajo grado de certidumbre, esta información no es suficiente para aplicar con fiabilidad parámetros técnicos ni económicos en una evaluación de prefactibilidad susceptible de ser divulgada públicamente.

Tabla 51 *Estimación de Recursos de la Mina APMINAC Pulpera Caylloma*

RECURSO	TM	LEY ESTIMADA Au Gr/TM	POTENCIA (m.)
Recurso mineral medido	11924.28	9.5	1,8
Recurso mineral indicado	3000	2.5	1.00
Recurso mineral inferido	2000	1.4	0.5
Total	16924.28	4.47	1.1

Nota. Recursos de la Mina. Fuente: Elaboración propia

Reserva de mineral Probado

Corresponde a la porción económicamente explotable del mineral, cuya estimación incorpora factores como la dilución y las pérdidas operativas previstas durante el proceso de extracción.

Esta etapa requiere la ejecución de evaluaciones integrales y pruebas concluyentes, las cuales sustentan la elaboración de estudios de factibilidad. Asimismo, contempla una amplia gama de variables, incluyendo aspectos mineros, metalúrgicos, económicos, comerciales, legales, ambientales, sociales y regulatorios, los cuales deben ser evaluados y asumidos como parte integral del análisis de viabilidad.

Reserva de mineral Probable

Exactamente, es una medida esencial que refleja la viabilidad económica de la explotación minera, considerando diversos factores como la calidad del mineral, los costos de extracción y procesamiento, así como los aspectos legales, ambientales y sociales relacionados con la operación minera.

Se trata de una etapa crucial donde se realizan evaluaciones exhaustivas, que pueden incluir estudios de factibilidad, y se tienen en cuenta una variedad de factores que abarcan aspectos metalúrgicos, económicos, legales, medioambientales, sociales y gubernamentales.

Las evaluaciones realizadas hasta la fecha del informe respaldan la extracción de manera razonable. Las reservas minerales probables tienen un nivel de confianza más bajo que las reservas minerales probadas. Es crucial tener reservas minerales probadas como indicador para las operaciones mineras.

Tabla 52 *Reservas de Mineral de la Mina APMINAC PULPERA*

DESCRIPCIÓN	TM	LEY ESTIMADA Au Gr/TM	Potencia
Reserva de mineral probado	11924.28	9.5	1.2-1.8
Reserva de mineral probable	5000	0.5	0.5-1.0
Total	16,924.28	5	1.1

Nota. Reserva de la Mina. *Fuente:* Elaboración propia

Cálculo de vida de mina:

- **Vida probable de la mina**

$$N = RME/Qmina = 11924.28/800 = 14.91 \text{ meses} = 15 \text{ meses.}$$

N = Vida probable de la mina.

RME = Reserva Mineral Económica.

Qmina = producción de mina (TM/MES)

- **Cálculo de dilución**

La dilución se refiere a la disminución de la ley del mineral debido a la presencia de material por debajo del umbral de ley de corte, ya sea estéril o mineral de baja ley. El estéril se mezcla con el mineral económico, reduciendo así su ley promedio.

La fórmula empírica para calcular el porcentaje de dilución y la ley diluida es la siguiente:

$$\%D = (Am - Av)/Am \times 100$$

$$LeyD = (Ley - Av)/Am$$

Donde:

%D = Porcentaje de dilución (%)

LeyD. = Ley Diluida (% o Gramos /TM)

Am. = Ancho de Minado.

Av. = Ancho de Veta (m)

Al utilizar la formulas en la veta Celia se obtiene una dilución de 10 % con una ley diluida de 3.85 Gr/TM.

Se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 53 Ley Diluida de la Veta Celia

Ley (Gr/TM)	Ancho Veta(m)	Ancho Minado(m)	% Dilución	Ley Diluida (Gr/TM)
9.5	1.8	2.0	10%	3.85

Nota. Resumen Para Cálculos. Fuente: Elaboración propia

3.2.8.5.6 Reservas de la Veta Celia

Con base en la ley diluida previamente calculada para la veta Celia, se determinaron reservas probadas y probables que ascienden a 16,924.28 toneladas métricas de mineral:

Tabla 54 Reserva de la Veta Celia.

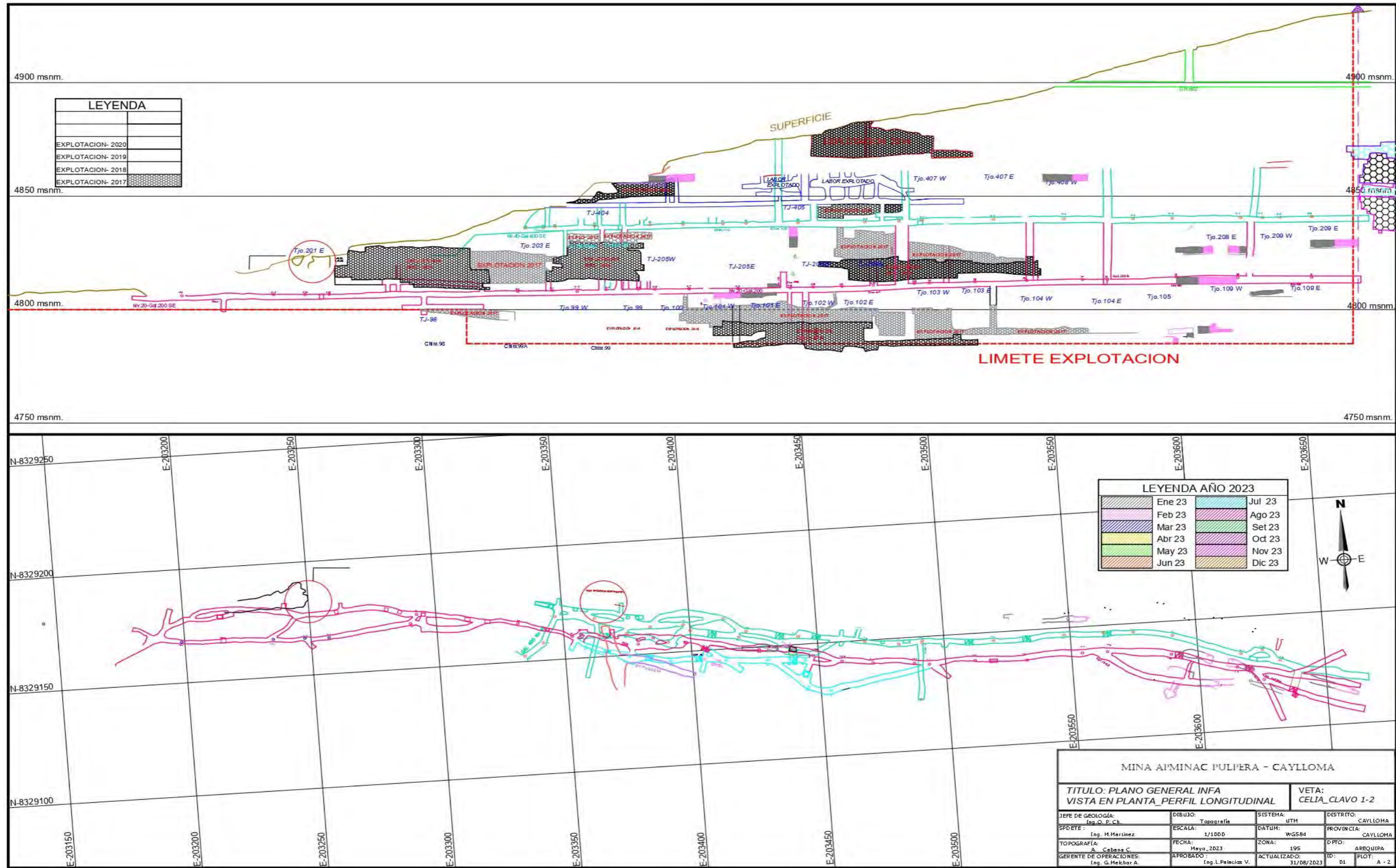
LEYE PROMEDIO DE 10 GRAMOS POR TONELADA CONSIDERANDO PRODUCCION ACTUAL.									
ITEM	TAJO	P.e.	AREA	ae	TM/TAJO	LEY/TAJO	Au. Gr/TAJO	Au. Kg/TAJO	RESERVA
1	407E	2.7	133.87	1.60	578.32	20.00	11566.37	11.57	PROBADO
2	408W	2.7	393.36	1.80	1911.73	4.00	7646.92	7.65	PROBADO
3	201E	2.7	279.57	2.40	1811.63	13.00	23551.15	23.55	PROBADO
4	209W	2.7	250.82	1.65	1117.40	6.00	6704.42	6.70	PROBADO
5	101	2.7	173.86	1.50	704.15	4.52	3182.75	3.18	PROBADO
6	104	2.7	413.82	3.30	3687.09	14.00	51619.28	51.62	PROBADO
7	109E	2.7	489.34	1.60	2113.96	9.73	20568.85	20.57	PROBADO
TOTAL			2134.64	1.98	11924.28	10.18	124839.74	124.84	

Nota. Tabla de Reservas. Fuente: Operaciones mina PULPERA

- Mineral probado.
- Ley promedio ponderado 10.47 Au. Gr/TM.

Vida estimada de 15 meses

Figura 22 Plano De La Veta Celia Mina APMINAC Pulpera Caylloma.



Fuente: Elaboración propia

Capacidad de Producción

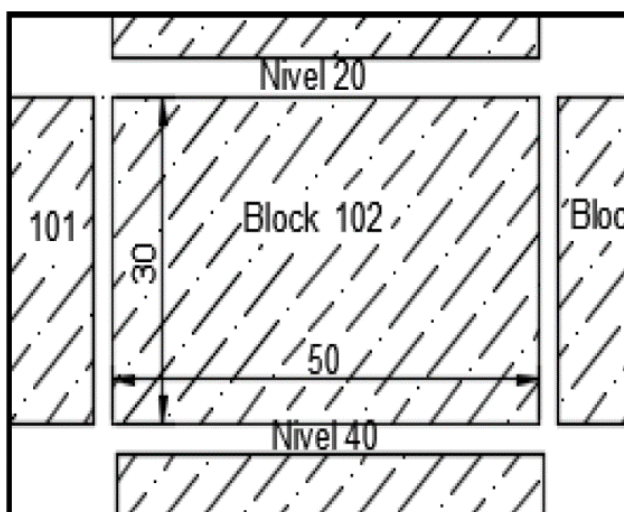
La producción diaria de mineral alcanza las 27 toneladas métricas secas (TMD), con una ley de cabeza promedio de 11.10 gramos de oro por tonelada métrica. La ley de corte operacional se establece en 10 gramos de oro por tonelada. Esto se traduce en una producción mensual de 800 toneladas, equivalente a 9,600 toneladas al año.

Método de explotación

Método de corte y relleno ascendente

En la zona Celia se emplea el método de explotación de corte y relleno ascendente, el cual se basa en la construcción de galerías ubicadas a una altura de 30 metros entre sí, interconectadas mediante chimeneas espaciadas cada 50 metros. El diseño de los bloques permite la extracción del mineral a través de buzones, siendo posteriormente transportado a superficie mediante locomotoras y vagones en un sistema con rieles (track). El proceso de relleno se realiza utilizando material detrítico. En la figura 23 se presentan las dimensiones del bloque de explotación.

Figura 23 *Altura de carga según Bieniawski.*



Fuente: Extraído de operaciones de mina APMINAC.

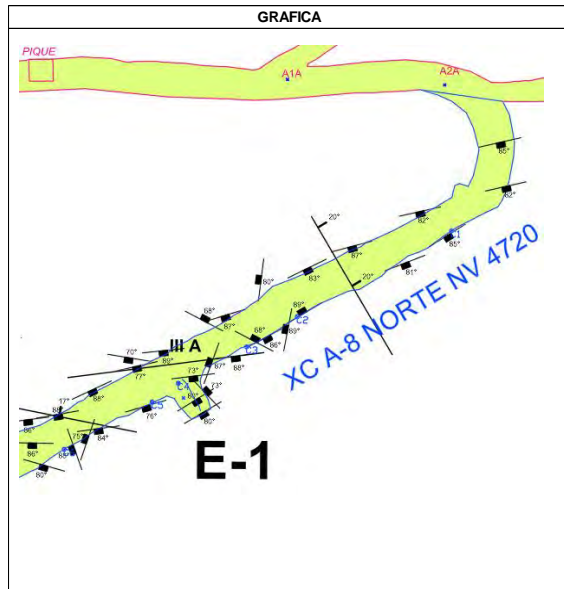
Anexo B Mapeo geo mecánico del Crucero A-8 Norte (Estaciones 1, 2 y 3)

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO APMINAC PULPERA ANCASILLO

LUGAR : **Ancasillo**
NIVEL : **4720**
LABOR : **CX A-8 Norte**

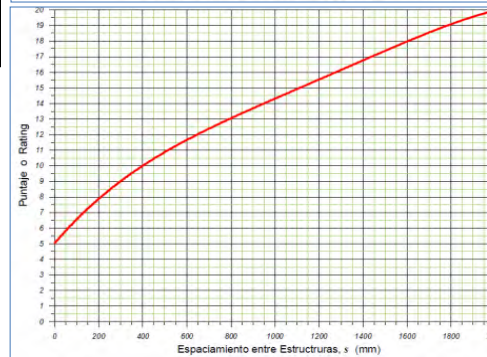
HOJA Nro : **01**
POR : **J. Quiñones**
FECHA : **19-ago.-23**

Nº	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		Juntas	RQD	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
ESTACION	RUMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	(m)	(%)	CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)									
E1					2	98	RANGO DE VALORES									
TIPO DE ROCA						FREC. FRACTURA	VALOR ESTIMADO									
A	%	B	%	C	%	DISC. / ml.										
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		PERSIST.	OBSERVAC.								
ESTRUC.	RUMBO, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR												
									PARAMETRO							
									R. COMPRE. UNIAXIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	8	
									RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	12	
									ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	10	
									PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	2	
									APERTURA	Cerrada (6)	<0,1mm apert. (5)	0,1-1,0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4	
									RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5	
									RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2	
									INTEMPERIZA.	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	5	
									AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10	
									AJUSTE POR ORIENTACION	Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Destfavorable (-10)	Muy Destfav (-12)	-5	
									VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =							
									CLASE DE MACIZO ROCOSO							
									RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	IIIA	
									DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA		

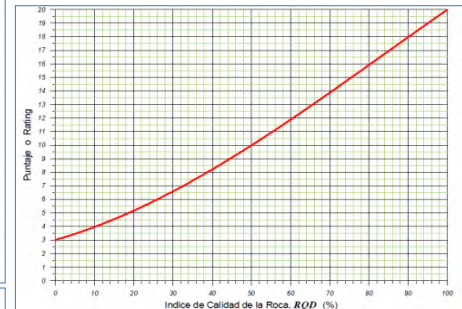


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Cz	CALIZA
Pf	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tf	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA



GSI	MF / R-P	Q
-----	----------	---



MARTILLO DE SCHMIDT		
42 - 41 - 43 - 44 - 38 - 43 - 45 - 43 - 42 - 38	43.6	Mpa 80

OBSERVACIONES
Caliza con ligera alteración

OBSERVACIONES
Andesita con moderada alteracion

Anexo C Cartilla Geomecánica

CARTILLA GEOMECANICA			c.1
U.M. APMINAC			
<p>2024, V. 00</p> <p>La presente Cartilla Geomecánica tiene como base el cumplimiento a las normativas del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería DS. 024-2016-EM y su Modificación DS. 023-2017- EM; así mismo a la Política y Reglamentos Internos de la organización.</p> <p>Dpto. Geomecanica</p>			
RMR	Tipo Roca	GSI	
61 - 80	Buena	II	LF/B - F/B - LF/R
51 - 60	Regular	III-A	F/B - LF/R - MF/B F/R - LF/P
41 - 50		III-B	MF/B - F/R - LF/P MF/R - F/P
31 - 40	Mala	IV-A	MF/R - F/P IF/R - MF/P - F/MP
21 - 30		IV-B	IF/R - MF/P - F/MP IF/P - MF/MP
0 - 20	Muy Mala	V	IF/P - MF/MP - IF/MP

LABOR AVANZADO, LABOR SOSTENIDO

ESTRUCTURA (Fracturamiento)

Decremento Factor de Estado de las Diaclasas, Jc

Decremento del Volumen de Bloques, Vb

100cm
80cm
60cm
40cm
20cm

4.5 1.7 0.67 0.25 0.1

80 70 60 50 40 30 20

LF/B LF/R LF/P
F/B F/R F/P F/MP
MF/B MF/R MF/P MF/MP
IF/R IF/P IF/MP

LEVEMENTE FRACTURADO (LF)
Tres o menos sistemas de discontinuidades, muy espaciadas entre si (RQD 75 - 90%). (2 a 5 fracturas por m²)

FRACTURADO (F)
Muy bien trabada, no disturbada, bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 11 fracturas por m²)

MUY FRACTURADO (MF)
Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques formados por 4 o mas sistemas de discontinuidades, (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por m²)

INTENSAMENTE FRACTURADO (IF)
Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas, formando bloques irregulares. (RQD 0 - 25%) (más de 20 fracturas por m²)

SOSTENIMIENTO LABORES PERMANENTES / TEMPORAL									c.2
(By Pass, Crucero, Rampas, Camaras / Tajos, Rampas, Subniveles)									
			L. Permanente Ancho (m)			L. Temporal Ancho (m)			
RMR	T. Roca	Clasificación GSI	3.00 a 4.00	4.50 a 5.0	>5.0 a 8.0	< 2.0	> 2.0 a 3.0	>3.5 a 4.5	
61 - 80	II	LF/B - F/B - LF/R	A	B1	B1	PS	A	A	
51 - 60	III-A	F/B - LF/R - MF/B F/R - LF/P	B1	B1	B1	PS	B1	B1	
41 - 50	III-B	MF/B - F/R - LF/P MF/R - F/P	B1	B1	B2/C	PS	B1	B2	
31 - 40	IV-A	MF/R - F/P IF/R - MF/P - F/MP	C/B2	C/B2	D1	D2	B2/D2	D2/C	
21 - 30	IV-B	IF/R - MF/P - F/MP IF/P - MF/MP	D1/D2	D1/D2	NR	D2	D1/D2	D1/D2	
< 20	V	IF/P - MF/MP - IF/MP	E1	E1	NR	E2	E2	NR	

TIPO DE SOSTENIMIENTO (Mecanizado, Convencional)	CODIGO	DESCRIPCION DEL SOSTENIMIENTO
	A	Pernos Sistematico de forma cuadrada de 2.20 x 2.20 m, o 1.80 x 2.2 m, segun sección; con Perno Central formando rombo.
	B1/B2	Malla + Pernos Sist. de forma cuadrada de 1.60 x 1.60 m, C/ Perno Central, (B1) / Malla + Pernos Sist. de forma rectangular de 1.60 x 1.50 m, C/ Perno Central formando rombo, (B2) (Malla a partir de 1.00 m del piso).
	C	Malla elect. + Pernos Sist. de forma rectangular de 1.60 x 1.50 m, C/ Perno Central formando rombo (Pernos a partir de 1.20 m. del piso) (C)
	D1/D2	Malla elect. + Pernos Sist. de forma rectangular de 1.60 x 1.3 m, C/ Perno Central (D1) / Cuadro 8" de diámetro espaciados de 0.9 a 1.5 m (D2)
	E1/E2	Cimbra Esp. de 1.2 a 1.5 m. como maximo (Con Shotcrete preventivo o marchavantes), (E1) / Cuadro espaciado de 0.8 a 1.2 m (E2)
	PS	Puntal de Seguridad. (redondos de 6" a 8")
	NR	Excavación No Recomendable

Longitud de Perno (pies)	Ancho de Sección (m)
4'	2.00- 2.70
5'	3.00 - 3.50
7'	> 3.50

SOSTENIMIENTO SISTEMATICO CON PERNO

A = Espaciamiento en Sección
B = Espaciamiento en Horizontal
C = Altura a partir del piso
Traslape entre mallas sera de 30 cm (03 cuadrados)

Tipos de Perno / Labor

Split Set	Temporal
Swellex / Hydrabolt	Permanente
Helicoidal	Permanente

Estandar de sostenimiento en intersecciones

Caso N° 1 Bifurcaciones

Caso N° 2 Cruces

* En intersecciones realizar sostenimiento pesado con malla electrosoldada mas perno sist. / cuadros en portada o "v".

IMPORTANTE: Uso de plantilla de madera y/o la combinación de sostenimiento, se realizara con la recomendación del area de Geomecanica.

Anexo D Precios de brocas y barras cónicas



GINSUMIL CORPORATION S.A.C
 Cal.Cerro Azul Nro. 834 Urb. San Ignacio De Monterrico
 Santiago De Surco - Lima - Lima
 Email: ventas@ginsumilcorp.com
 Telefono: 413 - 5806 / 999 490 202
 Pagina Web: www.ginsumilcorp.com

R.U.C. 20554051406

COTIZACIÓN

NRO-00000003215

R.U.C. / D.N.I. :	20539387104	Nom. Vendedor :	WILLY HUARINGA GUERRA
Cliente :	APMINAC PULPERA S.A.	Telef. Vendedor :	985 497 674
Dirección :	Calle Jerusalén N° 124, Interior A1, Arequipa - Arequipa	E-mail Vendedor :	ventas2@ginsumilcorp.com
Nom. Contacto :		Fec. Vencimiento :	15/07/2023
Teléf. Contacto :			
E-mail Contacto :			
Fec. Emisión :	15/06/2023		

ÍTEM	CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CANT.	U.M.	V. UNIT.	IMPORTE
1	BR54MM - PREMIUM	BROCA 54 MM MAXBORE - P	75.00	UND	38.00	2,850.00
2	BR36MM - PREMIUM	BROCA 36 MM MAXBORE - P	150.00	UND	25.00	3,750.00
3	BC4FT - PREMIUM	BARRA CONICA DE 4 PIES (1.20 MT) MAXBORE - P	40.00	UND	67.00	2,680.00
4	BC5FT - PREMIUM	BARRA CONICA DE 5 PIES (1.50 MT) MAXBORE - P	50.00	UND	78.00	3,900.00
5	BC6FT - PREMIUM	BARRA CONICA DE 6 PIES (1.80 MT) MAXBORE - P	25.00	UND	85.00	2,125.00
6	BC2FT - PREMIUM	BARRA CONICA DE 2 PIES (0.60 MT) MAXBORE - P	15.00	UND	45.00	675.00

SON: QUINCE MIL NOVECIENTOS OCHENTA CON 00/100 DOLARES

CONDICIONES COMERCIALES

Forma de pago : CONTADO

Validez de la oferta : 15/07/2023

Observaciones :

OP. GRAVADAS US\$ 13,103.60

I.G.V. 18% US\$ 2,878.40

IMPORTE TOTAL US\$ 15,980.00

Anexo E Precios de equipos de protección



COTIZACIÓN:
001405

Empresa que emite:

VMH SEGURIDAD E IMPLEMENTOS INDUSTRIALES E.I.R.L.

R.U.C. 20455841608

Dirección: AV. JESUS N° 100 Arequipa, Arequipa, Arequipa

Tel.: 959459048 | 951454970

distribuciones.vmh.01@gmail.com

Cliente:

Razón Social: APMINAC PULPERA S.A.

R.U.C.: 20538387104

Dirección: Calle Jerusalén N° 124, Interior 1A, Arequipa – Arequipa

Detalles:

Tipo de moneda: Soles

Forma de Pago: AL CONTADO

Fecha de Emisión: 24-09-2023 / 20:37 PM

CANT.	DESCRIPCIÓN	PRECIO UNITARIO	UNID/MED	AFECT.IGV	IMPORTE
20	CASCO MINERO CON PORTA LAMPARA	S/ 49.5	UNIDADES	Gravado	S/ 990.00
20	SUSPENSIÓN PARA CASCO MINERO (TAFILETE)	S/ 19.5	UNIDADES	Gravado	S/ 390.00
15	OVEROL DE PROTECCIÓN INDUSTRIAL	S/ 70	UNIDADES	Gravado	S/ 1050.00
10	CORREA DE FIJACIÓN PARA LÁMPARA MINERA	S/ 13	UNIDADES	Gravado	S/ 130.00
05	BOTAS DE SEGURIDAD PUNTA DE ACERO T 40	S/ 60	PAR	Gravado	S/ 300.00
05	CHAQUETA IMPERMEABLE DE JEBE	S/ 55	UNIDADES	Gravado	S/ 275.00
05	PANTALÓN IMPERMEABLE DE JEBE	S/ 55	UNIDADES	Gravado	S/ 275.00
10	GUANTES DE PROTECCIÓN DE CUERO	S/ 9	PAR	Gravado	S/ 90.00
25	LENTES DE PROTECCIÓN INDUSTRIAL	S/ 10	UNIDADES	Gravado	S/ 250.00
50	RESPIRADOR DE SILICONA MEDIA CARA 3M	S/ 70	UNIDADES	Gravado	S/ 3500.00
70	TAPÓN DE SILICONA PARA PROTECCIÓN DE OÍDOS	S/ 2.5	UNIDADES	Gravado	S/ 175.00
15	FILTRO 2097 PARA PARTÍCULAS P100	S/ 14	UNIDADES	Gravado	S/ 210.00
08	LÁMPARA DE SEGURIDAD PARA MINERÍA SUBTERRÁNEA	S/ 180	UNIDADES	Gravado	S/ 1440.00
20	BARBIQUEJO DE SUJECIÓN PARA CASCO DE SEGURIDAD	S/ 5	UNIDADES	Gravado	S/ 100.00
15	PROTECTOR DE FILTRO P100	S/ 8	UNIDADES	Gravado	S/ 120.00
5	BUZO TERMINO TALLA L	S/ 45	UNIDADES	Gravado	S/ 225.00
4	BUZO TERMINO TALLA XL	S/ 45	UNIDADES	Gravado	S/ 180.00

SON NUEVE MIL SETECIENTOS CON 00/100 SOLES

Gravada: S/ 7954.00

IGV (18.00%): S/ 1746.00

Descuento Total: S/ 0.00

Total: S/ 9,700.00

Anexo F Precios de barretillas, punzón, cucharilla y saca barreno



GINSUMIL CORPORATION S.A.C

Cal. Cerro Azul Nro. 834 Urb. San Ignacio De Monterrico

Santiago De Surco - Lima - Lima

Email: ventas@ginsumilcorp.com

Telefono: 413 - 5806 / 999 490 202

Pagina Web: www.ginsumilcorp.com

R.U.C. 20554051406

COTIZACIÓN

NRO-00000003218

R.U.C. / D.N.I. :	20539387104	Nom. Vendedor :	WILLY HUARINGA GUERRA
Cliente :	APMINAC PULPERA S.A.	Telef. Vendedor :	985 497 674
Dirección :	Calle Jerusalén N° 124, Interior A1, Arequipa - Arequipa	E-mail Vendedor :	ventas2@ginsumilcorp.com
Nom. Contacto :		Fec. Vencimiento :	10/05/2023
Teléf. Contacto :			
E-mail Contacto :			
Fec. Emisión :	10/05/2023		

ÍTEM	CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CANT.	U.M.	V. UNIT.	IMPORTE
1	BAR4-1	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 4 PIES (1.20 MT.) ANGULAR - PLANA	20.00	UND	20.80	416.00
2	BAR6-1	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 6 PIES (1.80 MT.) ANGULAR - PLANA	10.00	UND	24.40	244.00
3	BAR8-1	BARRETILLA DE ALUMINIO DE 8 PIES (2.40 MT.) ANGULAR - PLANA	5.00	UND	30.80	154.00
4	PCU0-0	PUNZÓN DE COBRE 50 cm x 3/8"	5.00	UND	15.00	75.00
5	SBAR-1	SACA BARRENO 1.5 m x 1/2"	5.00	UND	36.00	180.00
6	CUC-2	CUCHARILLA DE CUBRE PARA LIMPIEZA 60 cm x 5/8"	10.00	UND	23.00	230.00

SON: MIL DOSCIENTOS NOVENTA Y NUEVE CON 00/100 DOLARES

CONDICIONES COMERCIALES

Forma de pago : CONTADO

Validez de la oferta : 10/05/2023

Observaciones :

OP.GRAVADAS US\$ 1065.18

I.G.V. 18% US\$ 233.82

IMPORTE TOTAL US\$ 1299.00

Anexo G Precios de perno y malla


GINSUMIL
CORPORATION

GINSUMIL CORPORATION S.A.C

Caj. Cerro Azul Hro. 834 Urb. San Ignacio De Monterrico

Santiago De Surco - Lima - Lima

Email: ventas@ginsumilcorp.com

Telefono: 413 - 5806 / 999 490 202

Pagina Web: www.ginsumilcorp.com

R.U.C. 20554051406

COTIZACIÓN

NRO-00000003214

R.U.C. / D.N.I. : 20539387104

Cliente : APMINAC PULPERA S.A.

Dirección : Calle Jerusalén N° 124, Interior Af, Arequipa - Arequipa

Nom. Contacto :

Teléf. Contacto :

E-mail Contacto :

Fec. Emisión : 25/08/2023

Nom. Vendedor : WILLY HUARINGA GUERRA

Telef. Vendedor : 965 497 674

E-mail Vendedor : ventas2@ginsumilcorp.com

Fec. Vencimiento : 25/08/2023

ÍTEM	CÓDIGO	DESCRIPCIÓN	CANT.	U.M.	V. UNIT.	IMPORTE
1	PD00673	MALLA ELECTROSOLDADA GALV #8 4X4 - 2MTS x 25MTS	5.00	ROLLO	160.00	800.00
2	PD00525	PERNO HELICOIDAL 4' C/RESINA	30.00	UNID	15.00	450.00

SON: MIL DOSCIENTOS CINCUENTA CON 00/100 DOLARES

CONDICIONES COMERCIALES

Forma de pago : CONTADO

Validez de la oferta : 25/08/2023

Observaciones :

OP. GRAVADAS US\$ 1025.00

I.G.V. 18% US\$ 225.00

IMPORTE TOTAL US\$ 1250.00

Anexo H Precio de perforadora Jack Leg RN250X



R & D ROCK TOOLS E.I.R.L.
 CAL. VIRGEN DEL PILAR N° 70 -154 SECTOR V MZA. H
 AREQUIPA - AREQUIPA - AREQUIPA
 Email: rd.rocktools@gmail.com
 Teléfonos: 959 087 650 / 962 445 148 / 957 452 078

COTIZACION 12505
RUC: 20605676686

Arequipa, 25 de Agosto del 2023

Datos del cliente.-

Nombre o razón social:	APMINAC PULPERA S.A.
Domicilio:	Calle Jerusalén N° 124, Interior 1A - Arequipa - Arequipa
RUC:	20539387104
Atención:	

Condiciones generales.-

Validez de la oferta:	5 días
Plazo de entrega:	
Forma de pago:	Contado
Lugar de entrega:	

En atención a su gentil solicitud, tenemos el agrado de poner a su consideración la siguiente cotización:

Itm	Código	Cant	UND	Descripción	Valor Unitario	Valor Venta
1	RN250X	3	UND	THUNDER ROCK DRILL RN-250 JACKLEG PERFORADORA NEUMATICA RNP COMPLETA	4905.9300	14717.79

Valor bruto:	US\$ 14,717.79
Descuento:	US\$ 0.00
Valor de venta:	US\$ 14,717.79
IGV (18%):	US\$ 2,649.20
Total:	US\$ 17,366.99

Sin otro particular y en espera de su aceptación a la presente, quedamos a su disposición para cualquier consulta que ustedes estimen conveniente.

Cordialmente,

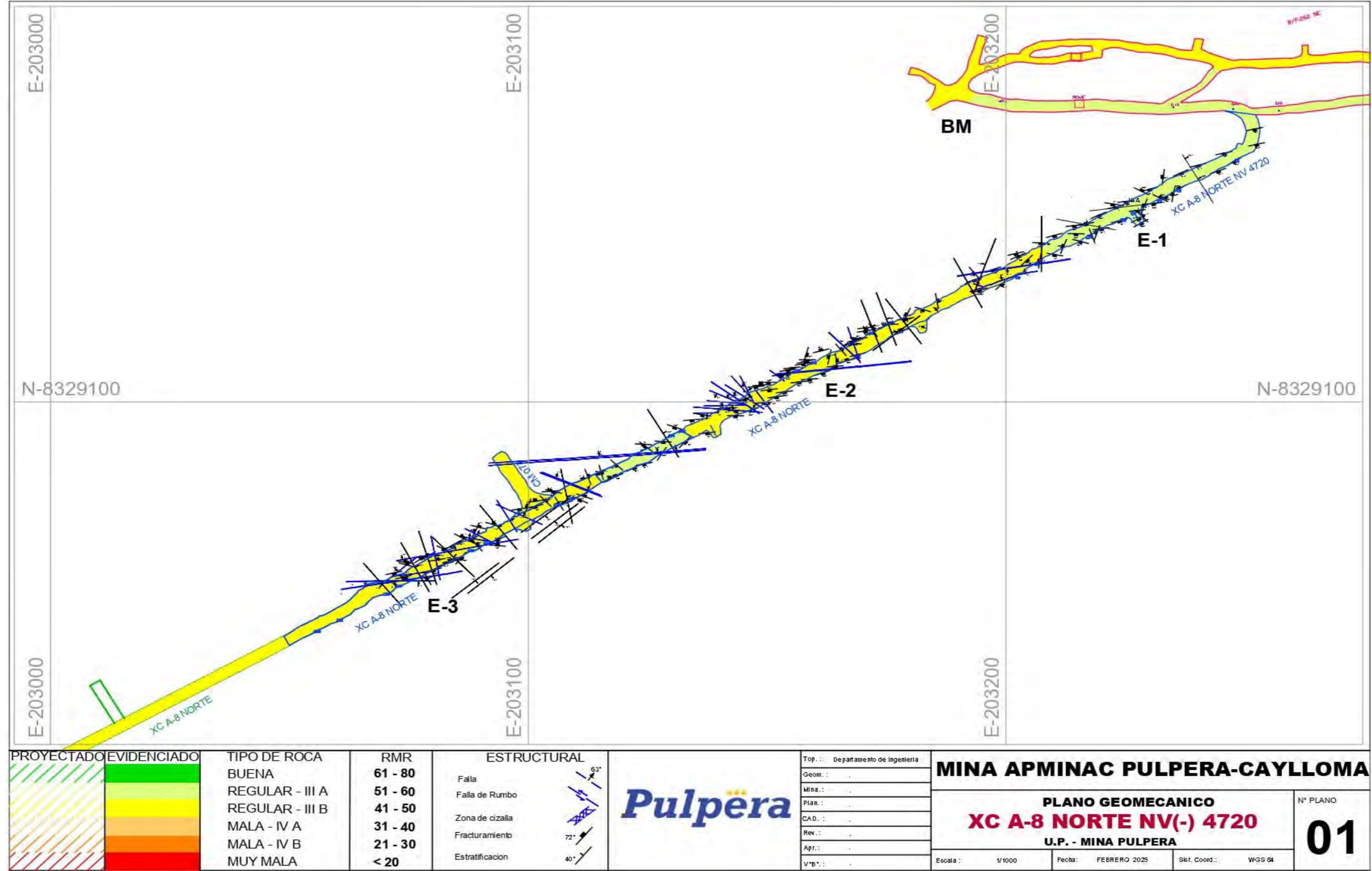
VENTAS
 R & D ROCK TOOLS E.I.R.L.

BCP SOLES: 21597333521083 - CUENTA INTERBANCARIO: 00221519733352108324
 BCP DOLARES: 21597333528190 - CUENTA INTERBANCARIO: 00221519733352819020

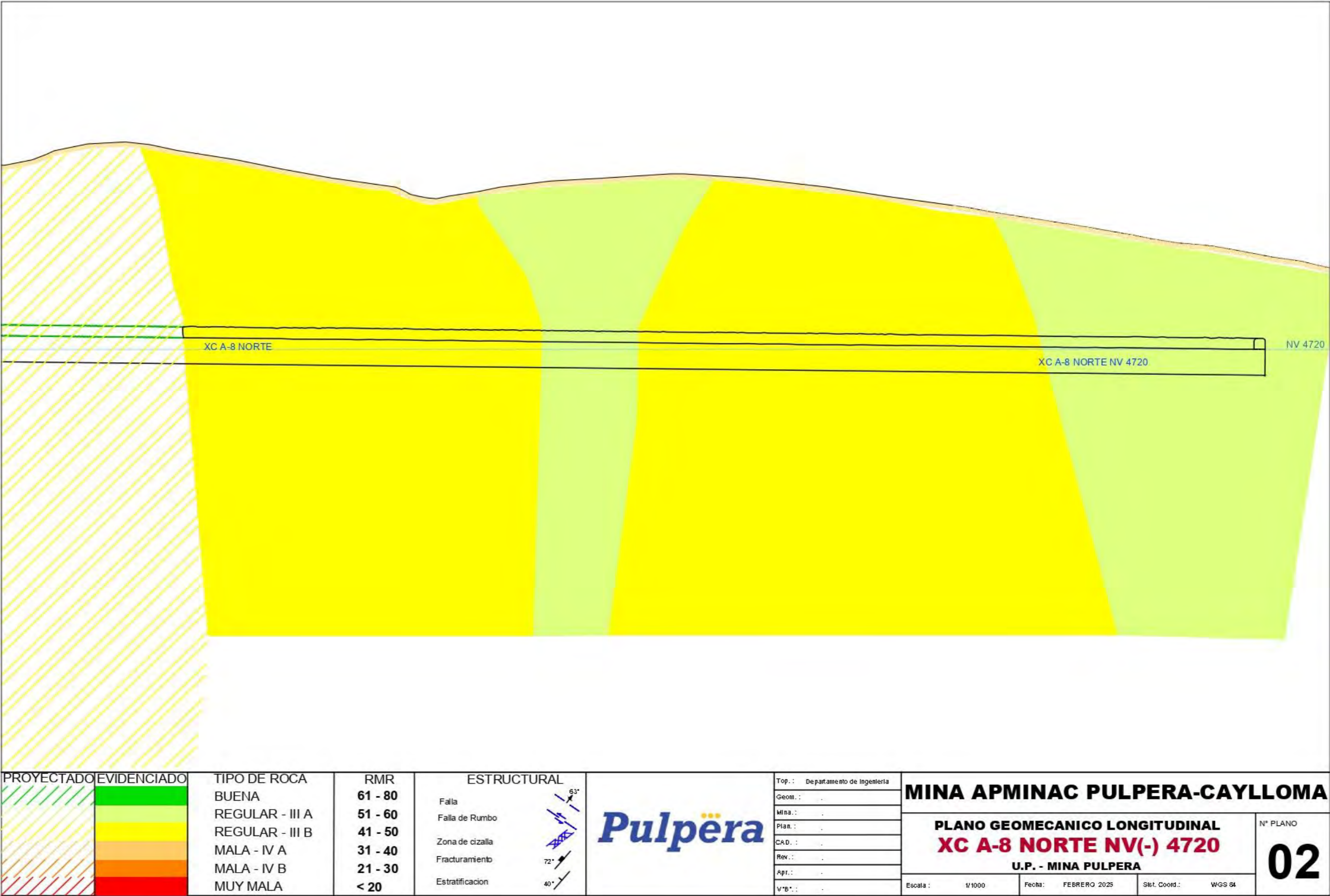
Anexo I Costos de mano de obra

I	CRUCERO 2.4 x 2.4 - Jack leg - Scoop - Dumper					
	CONTRATACION, PROFUNDIZACION Y DESARROLLO PRINCIPAL					
	PROYECTO : LICITACIÓN No. 03 - 2024 MINA APMINAC					
	Jul-24					
Horas/gdia	12	Hra	Total Taladros Perforados	40	Tal	
Ancho de Labor	2.4	Mts	Taladros de alivio (Arranque)	5	Tal	
Altura de Labor	2.4	Mts	Taladros de alivio (Corona)	0	Tal	
Pe	2.70	Ton/m ³	Taladros Cargados	35	Tal	
Volumen	9.31	m ³	Perfor. servicio alcayatas	0.00	Pp	
Tonelaje	25.13	Ton	Total Mts perforados	76.54	Mts	
Longitud de Perforacion	6	Pies	Distancia Acarreo	100	Mts	
Eficiencia de Perforacion	93%	%	SCOOPTRAM de 2.2 yd3	20.00	tn/hr	
Eficiencia de Voladura	95%	%	DUMPER 4 TM	20.00	tn/hr	
Longitud efectiva	1.62	Mts	MONEDA	SOLES		
			Tipo De Cambio	3.85		
DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(S/)	Parcial	SubTotal(S/M)	TOTAL(S/.)
1.1. MANO DE OBRA			SUELDO+BSS			
Perforista	1.00	Tarea	100.00	100.00	61.89	
Ayudante perforista	1.00	Tarea	85.00	85.00	52.61	
Tercer hombre	1.00	Tarea	80.00	80.00	49.51	
Operador de Scoop	0.33	Tarea	95.00	31.66	19.60	
Operador de Dumper	0.33	Tarea	95.00	31.66	19.60	
Servicios auxiliares	0.08	Tarea	85.00	7.08	4.38	
Bodeguero	0.08	Tarea	85.00	7.08	4.38	
Capataz	0.04	Tarea	140.00	5.84	3.61	
						215.59

Anexo J Plano de Crucero A-8 Norte



Anexo K Plano Geomecánico Longitudinal del Crucero A-8 Norte



ANEXO L Fotografías**Figura 24** *Laboreo del cruceo A-8 Norte.*

Fuente: Elaboración propia

Figura 25 *Coordinación con personal de topografía.*

Fuente: Elaboración propia

Figura 26 *Etapa de sostenimiento del Crucero A-8 Norte.*



Fuente: Elaboración propia