

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



TESIS

**MEJORA DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE LA
IMPLEMENTACIÓN DE BARRENOS DE 18 PIES EN EL
PROYECTO DE INTEGRACIÓN CX 113SE, NV. 4025, ZONA
PIRITOSA – U.M. MOROCOCHA – JUNÍN**

PRESENTADO POR:

Br. MARCO ANTONIO MARQUEZ SUTTA

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

ASESOR:

Mg. RAIMUNDO DELGADO MOLINA

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor RAIMUNDO MOLINA DELGADO.....
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: MEJORA DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE LA
IMPLEMENTACIÓN DE BARRENDOS DE 1.8 PIES EN EL PROYECTO DE
INTEGRACIÓN CX 113 SE, NV. 4025, ZONA PIRITOSA - U.M.
MOROCOCHA - JUNIN.....

Presentado por: MARCO ANTONIO MARQUEZ SUTTA..... DNI N° 71713484.....;

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 9.....%.

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.	☒
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, 07 de AGOSTO..... de 2026.....

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: 27259:612449444.....

MARCO ANTONIO MARQUEZ SUTTA

MEJORA DEL AVANCE LINEAL MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE BARRENOS DE 18 PIES EN EL PROYEC...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:612449444

Fecha de entrega

4 ago 2026, 7:44 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

7 ago 2026, 6:31 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

TESIS Marco Marquez S..docx

Tamaño del archivo

15.7 MB

146 páginas

24.019 palabras

126.786 caracteres

9% 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 14 palabras)

Fuentes principales

- 8%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 7%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

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 Dios, por ser la luz de todos
mis días, por la enorme fuerza de
voluntad que me brinda, por
guiarme, enseñarme y permitirme
llegar hasta este momento de mi
formación profesional.

A mis padres Antonia y Nicasio por
ser mi soporte desde el inicio sin
temor a como pueda finalizar esta
travesía, por la confianza que siguen
depositando en mí, a ustedes por
siempre mi corazón agradecimiento
infinito.

A los ingenieros de la U.M. Morococha y
a mi asesor por contribuir al desarrollo de
este proyecto, por el aliento para culminar
esta etapa de mi formación profesional.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater la universidad nacional de San Antonio Abad del Cusco, Facultad de Ingeniería geológica, Minas y metalúrgica, a la escuela profesional de Ingeniería de Minas por brindarme la oportunidad de formarme como profesional y aprender los fundamentos básicos de una vida profesional para ser un referente en el ámbito laboral y académico.

A mis docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, por aliento en los momentos más difíciles y los estímulos que posibilitaron el logro de esta meta con admiración y respeto.

A los ingenieros de la U.M. Morococha por brindarme la oportunidad de aprender, por ser referentes y por el impulso para lograr esta meta, como testimonio de gratitud y eterno reconocimiento.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
ÍNDICE GENERAL	iv
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xi
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT.....	3
CAPÍTULO I: PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
1.1. Planteamiento del problema.....	4
1.2. Formulación del problema	5
1.2.1. Problema General.....	5
1.2.2. Problemas Específicos	5
1.3. Objetivos de la investigación	6
1.3.1. Objetivo general.....	6
1.3.2. Objetivos específicos	6
1.4. Justificación e importancia de la investigación	6
1.4.1. Justificación	6

1.5. Limitaciones del estudio	7
1.6. Delimitación de la investigación.....	8
1.6.1. Delimitación Temporal	8
1.6.2. Delimitación Espacial	8
1.7. Hipótesis	9
1.7.1. Hipótesis General.....	9
1.7.2. Hipótesis Específicas	9
1.8. Variables de estudio	10
1.8.1. Identificación de Variables.....	10
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	11
2.1. Antecedentes de investigación	11
2.1.1. Antecedentes internacionales	11
2.1.2. Antecedentes nacionales	11
2.1.3. Antecedentes locales	15
2.2. Bases teóricas.....	16
2.2.1. Labores subterráneas horizontales	16
2.2.2. Geomecánica.....	22
2.2.3. Perforación.....	26
2.2.4. Voladura	37
2.2.5. Avance lineal.....	43

2.2.6. Costos perforación y voladura	44
2.3. Marco conceptual.....	46
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA	49
3.1. Ámbito de estudio	49
3.2. Tipo y nivel de la investigación	49
3.2.1. Tipo de la Investigación.....	49
3.2.2. Nivel de investigación.....	49
3.3. Población y muestra.....	50
3.3.1. Población.....	50
3.3.2. Muestra	50
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	50
3.4.1. Técnicas de recolección de datos	50
3.4.2. Instrumentos de recolección de datos	51
3.5. Procesamiento de datos.....	52
3.5.1. Estadística descriptiva.....	52
3.5.2. Análisis de costos	52
3.5.3. Validación de la técnica	52
CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	53
4.1. Resultados.....	53
4.1.1. Geomecánica de la zona piritosa en la Unidad Minera Morococha	53

4.1.2. Descripción de las operaciones de la zona piritosa en la Unidad Minera Morococha	60
4.1.3. Parámetros técnicos de perforación y voladura antes de la implementación – 14 pies	63
4.1.4. Costo de perforación y voladura antes de la implementación – 14 pies	68
4.1.5. Parámetros técnicos de perforación y voladura con la implementación - 18 pies	78
4.1.6. Costo de perforación y voladura con la implementación – 18 pies	100
4.1.7. Análisis e interpretación de resultados.....	104
4.2. Discusión de resultados	111
CONCLUSIONES	114
RECOMENDACIONES.....	116
BIBLIOGRAFÍA	117
ANEXOS	121
Anexo A. Marco contextual	121
Anexo B. Plano topográfico zona piritosa	129
Anexo C. Sección típica 4.50m x 4.30m	130
Anexo D. Recomendación de geomecánica.....	131
Anexo E. Perforación y voladura.....	132
Anexo F. Controles de perforación y voladura	133
Anexo G. Resultados de pruebas de 18 pies	134

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	<i>Operacionalización de las variables</i>	10
Tabla 2	<i>Sección de labores horizontales</i>	17
Tabla 3	<i>Parámetros de clasificación de RQD</i>	23
Tabla 4	<i>Estimación del J_v y clasificación del tamaño de bloque</i>	24
Tabla 5	<i>Índice de la calidad de la roca</i>	25
Tabla 6	<i>Cuadro de dimensiones de Konya</i>	34
Tabla 7	<i>Ficha técnica del explosivo Emulsión</i>	39
Tabla 8	<i>Ficha técnica del explosivo ANFO</i>	40
Tabla 9	<i>Índice de la calidad de la roca</i>	58
Tabla 10	<i>Resultados de la evaluación geomecánica CX 113 SE</i>	60
Tabla 11	<i>Toma de tiempos del ciclo de minado CX 113 SE</i>	61
Tabla 12	<i>Características jumbo frontonero</i>	62
Tabla 13	<i>Características de equipo cargador de Anfo</i>	62
Tabla 14	<i>Cálculo de consumo de explosivo – 14 pies</i>	65
Tabla 15	<i>Parámetros de Perforación y Voladura</i>	66
Tabla 16	<i>KPIs de perforación y voladura – 14 pies</i>	67
Tabla 17	<i>Datos técnicos y económicos del equipo de perforación</i>	69
Tabla 18	<i>Costos consumibles de mantenimiento</i>	73
Tabla 19	<i>Costos de piezas de desgaste</i>	73
Tabla 20	<i>Cálculo del costo horario</i>	74
Tabla 21	<i>Costo de perforación por metro perforado – 14 pies</i>	75
Tabla 22	<i>Costo de perforación por frente – 14 pies</i>	75

Tabla 23	<i>Costo de explosivos y accesorios – 14 pies</i>	76
Tabla 24	<i>Datos de costos de P&V por disparo – 14 pies</i>	77
Tabla 25	<i>Costo de perforación y voladura – 14 pies</i>	77
Tabla 26	<i>Parámetros técnicos de perforación y voladura – 18 pies</i>	78
Tabla 27	<i>Cuadro de dimensiones de Konya</i>	80
Tabla 28	<i>Dimensiones de arranque (N=1)</i>	82
Tabla 29	<i>Dimensiones de arranque (N=2)</i>	82
Tabla 30	<i>Dimensiones de arranque (N=3)</i>	82
Tabla 31	<i>Dimensiones de arranque (N=4)</i>	83
Tabla 32	<i>Dimensiones de arranque (N=3) - Teórico</i>	83
Tabla 33	<i>Dimensiones de arranque (N=3) – Ajustado</i>	84
Tabla 34	<i>Parámetros de perforación – diseño propuesto para 18 pies</i>	88
Tabla 35	<i>Materiales de voladura</i>	89
Tabla 36	<i>Cantidad de ANFO por disparo</i>	93
Tabla 37	<i>Cantidad de emulsión encartuchada</i>	94
Tabla 38	<i>Numero de detonadores no eléctricos</i>	95
Tabla 39	<i>Cálculo de consumo de explosivo - 18 pies</i>	97
Tabla 40	<i>Resumen de cálculos de consumo de explosivos</i>	98
Tabla 41	<i>Resumen de consumo de Explosivos y Accesorios</i>	98
Tabla 42	<i>KPIs de perforación y voladura – 18 pies</i>	100
Tabla 43	<i>Datos de perforación – 18 pies</i>	101
Tabla 44	<i>Costo de perforación – 18 pies</i>	101
Tabla 45	<i>Costo de explosivos y accesorios – 18 pies</i>	102

Tabla 46	<i>Datos de costos de perforación y voladura por disparo – 18 pies</i>	103
Tabla 47	<i>Costo de perforación y voladura – 18 pies</i>	104
Tabla 48	<i>Avance por disparo entre 14 y 18 pies</i>	105
Tabla 49	<i>Disparos requeridos para 1500 m (disp)</i>	105
Tabla 50	<i>Costo de perforación entre 14 y 18 pies</i>	107
Tabla 51	<i>Costo de explosivos entre 14 y 18 pies</i>	108
Tabla 52	<i>Costo total de perforación y voladura</i>	109
Tabla 53	<i>Resumen de Ahorros P&V en el proyecto de integración CX 113SE</i>	110
Tabla 54	<i>Avance mensual</i>	128
Tabla 55	<i>Producción Mensual de Mineral</i>	128
Tabla 56	<i>Producción Mensual de Mineral</i>	128

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 <i>Sección típica 4.50m x 4.30m – c/cuneta</i>	18
Figura 2 <i>Leyenda de sección típica 4.50m x 4.3m – c/cuneta</i>	18
Figura 3 <i>Perforación de labores horizontales – BOOMER SID</i>	21
Figura 4 <i>Estimación de RQD a partir de testigos de sondeo</i>	23
Figura 5 <i>Acciones básicas en la perforación roto percusiva</i>	28
Figura 6 <i>Sandvik DD421 – desviación de taladros</i>	29
Figura 7 <i>Secciones del arranque</i>	32
Figura 8 <i>Denominación de los taladros</i>	37
Figura 9 <i>Perforación de labor horizontal – Crucero 113SE</i>	46
Figura 10 <i>Cartilla geomecánica</i>	54
Figura 11 <i>Clasificación RMR del macizo rocoso</i>	55
Figura 12 <i>Clasificación GSI para labores permanentes > 3años</i>	55
Figura 13 <i>Clasificación GSI para labores temporales < 3años</i>	56
Figura 14 <i>Mapeo geomecánico CX 113SE</i>	57
Figura 15 <i>Recomendación geomecánica</i>	59
Figura 16 <i>Diseño de malla inicial para frente de sección 4.50 m x 4.30 m, roca tipo III A-B</i>	63
Figura 17 <i>Diseño de carga de explosiva para 14 pies</i>	64
Figura 18 <i>Grafico de eficiencia de avance por disparo (14 pies) - diciembre del 2024</i>	67
Figura 19 <i>Secciones del arranque</i>	81
Figura 20 <i>Diseño propuesto de malla de perforación – 18 pies</i>	87
Figura 21 <i>Distribución de retardos</i>	89
Figura 22 <i>Diseño de carga explosiva</i>	90

Figura 23 <i>Sistema Tracing Blast</i>	92
Figura 24 <i>Resultados pruebas de 18 pies</i>	99
Figura 25 <i>Disparos requeridos para 1500 m</i>	106
Figura 26 <i>Costo de perforación</i>	107
Figura 27 <i>Costo de explosivos y accesorios</i>	108
Figura 28 <i>Ahorro P&V – Proyecto de integración CX II3SE</i>	111
Figura 29 <i>Plano de Ubicación y Accesos de la U. M. Morococha</i>	121
Figura 30 <i>Geología Regional de la Zona de Estudio U.M. Morococha</i>	123
Figura 31 <i>Plano de Zonificación geológica de la U. M. Morococha</i>	124
Figura 32 <i>Zonificación geológica, perfiles estructurales, U. M. Morococha</i>	124
Figura 33 <i>Estructuras mineralizadas en la zona Manuelita</i>	125
Figura 34 <i>Estructuras mineralizadas en la zona Alapampa</i>	126
Figura 35 <i>Estructuras mineralizadas en la zona Codiciada</i>	126

INTRODUCCIÓN

En la minería subterránea, la perforación y la voladura son elementos clave que afectan tanto la eficacia como la rentabilidad de las actividades. Con el objetivo de aumentar el avance lineal, que se refiere a la rapidez con la que un proyecto progresa conforme a su plan establecido, surge la urgencia de perfeccionar la precisión y efectividad de las técnicas de perforación y explosión. Analizar las particularidades de estos procedimientos, los distintos aspectos que impactan su eficacia y las tácticas de mejora accesibles son crucial para alcanzar un rendimiento operativo excepcional.

En la Unidad Minera Morococha, específicamente en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa, se propone evaluar la implementación de barrenos de mayor longitud, comparando su desempeño frente a los barrenos de 14 pies mediante el análisis de parámetros geomecánicos, técnicos y KPIs operativos, con el objetivo de mejorar la eficiencia, reducir costos. Por lo tanto, el presente proyecto busca evaluar la viabilidad técnica y económica de la implementación de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE. La presente tesis está dividida en 4 capítulos, y que están desarrollados de la siguiente manera:

Capítulo I: “PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN”, consta del planteamiento del problema de la investigación, así como los objetivos, sus hipótesis y las variables de estudio.

Capítulo II: “MARCO TEORICO”, este capítulo detalla los antecedentes de la investigación, y las bases teóricas a utilizar en la tesis.

Capítulo III “METODOLOGIA”, en este capítulo definimos el tipo de investigación, población y muestra. Además, técnicas e instrumentos de recolección de datos.

Capítulo IV “RESULTADOS Y DISCUSIÓN”, Se realiza los cálculos y se evidencia los resultados mediante los comparativos de los kpi's, con ello se demuestra la prueba de hipótesis.

RESUMEN

El presente estudio tiene como objetivo mejorar el avance lineal y reducir los costos operativos mediante implementación de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la U.M. Morococha. La investigación fue de enfoque aplicado, de tipo descriptivo y evaluativo–correlacional, considerando como variable independiente la longitud de los barrenos y como variables dependientes el avance lineal y los costos operativos de perforación y voladura. Como resultados luego de la evaluación del macizo rocoso de tipo III A-B, se obtuvo que los indicadores de desempeño (KPIs) entre barrenos de 14 y 18 pies mejoraron con la implementación de barrenos de mayor longitud, el avance por disparo se incrementó de 3.51 m a 4.85 m (38.2%), reduciendo a su vez los disparos requeridos para alcanzar 1500 m de 428 a 310, (-27.6%). En el aspecto económico, el costo total de perforación y voladura se redujo de 193,23 \$/m a 188,61 \$/m, generando un ahorro de 4,62 \$/m (2.39%), proyectado a 1500 m representa aproximadamente \$6930 de ahorro. En conclusión, la implementación de barrenos de 18 pies en el proyecto de integración CX 113SE demuestra una mejora en la productividad del ciclo de perforación y voladura, incrementando el avance lineal por disparo, reduciendo el número de ciclos operativos y mejorando los costos unitarios de perforación y voladura por metro avanzado.

Palabras clave: Avance lineal, Barrenos de 18 pies, Perforación y voladura, Eficiencia operativa.

ABSTRACT

The objective of this study is to improve linear advance and reduce operating costs by implementing 18-foot boreholes in the CX 113SE Integration Project in the Piritosa Zone of the Morococha Mining Unit. The research took an applied approach, employing a descriptive and evaluative-correlational design, with borehole length as the independent variable and linear advance and operating costs for drilling and blasting as the dependent variables. The results of the evaluation of the Type III A-B rock mass showed that the key performance indicators (KPIs) for 14- and 18-foot drill holes improved with the implementation of longer drill holes; advance per blast increased from 3.51 m to 4.85 m (38.2%), thereby reducing the number of blasts required to reach 1,500 m from 428 to 310 (-27.6%). From an economic standpoint, the total cost of drilling and blasting decreased from \$193.23/m to \$188.61/m, resulting in a savings of \$4.62/m (2.39%); projected over 1,500 m, this represents approximately \$6,930 in savings. In conclusion, the implementation of 18-foot boreholes in the CX 113SE integration project demonstrates an improvement in the productivity of the drilling and blasting cycle, increasing linear advance per blast, reducing the number of operational cycles, and improving unit costs for drilling and blasting per meter advanced.

Keywords: Linear advance, 18-foot boreholes, Drilling and blasting, Operational efficiency.

CAPÍTULO I: PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

En las operaciones de desarrollo subterráneo de la Zona Piritosa de la Unidad Minera Morococha, específicamente en el Proyecto de Integración CX 113SE, se tiene programado la ejecución del crucero de una proyección de 1.5 km de distancia con el propósito de comunicar de la zona Codiciada con la zona Manuelita, donde se encuentra una importante estructura mineralizada de interés económico para la operación minera. Según el programa de desarrollo establecido por la empresa, este proyecto debe ejecutarse en un plazo máximo de seis meses; sin embargo, con las condiciones operativas actuales utilizando barrenos de 14 pies, no es posible alcanzar el avance lineal requerido para cumplir con dicho cronograma.

Actualmente, las labores de desarrollo presentan una eficiencia de avance del 90% utilizando barrenos de 14 pies. No obstante, a pesar de presentar un nivel de eficiencia aceptable en el ciclo de perforación y voladura, el avance efectivo obtenido por disparo continúa siendo insuficiente para cumplir con la meta de avance mensual programado. Esta limitación se debe principalmente a la restricción en la longitud efectiva de perforación, la cual condiciona directamente el avance lineal alcanzado por ciclo de minado.

Como consecuencia, se generan menores rendimientos operativos, incremento en los tiempos del ciclo de minado, así como mayores costos operativos por metro lineal avanzado. Del mismo modo, la limitada longitud de perforación no permite maximizar la capacidad operativa de los equipos ni del personal, afectando los indicadores de productividad requeridos para culminar el Proyecto de Integración CX 113SE dentro del plazo programado.

Ante esta situación, se presenta la urgencia de desarrollar opciones técnicas que faciliten el aumento del progreso real por cada disparo y mejorar el rendimiento del ciclo de minado. En

este contexto, la implementación de barrenos de 18 pies representa una alternativa para aumentar el avance lineal por disparo, reducir la cantidad de ciclos requeridos para completar el desarrollo y mejorar el cumplimiento del programa de avance establecido por la operación minera.

Sin embargo, la implementación de barrenos de 18 pies también involucra desafíos técnicos y económicos que deben ser evaluados rigurosamente, tales como el comportamiento geomecánicos del macizo rocoso, la adaptabilidad de los equipos de perforación, la eficiencia de la voladura y los costos de implementación. Por ello, resulta necesario realizar un análisis técnico-económico que permita determinar la viabilidad y sostenibilidad de esta alternativa en las condiciones específicas de la Unidad Minera Morococha.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera la implementación de barrenos de 18 pies influye en la mejora del avance lineal y la reducción de los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la UM Morococha?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la situación actual del avance lineal y de los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE?
- ¿Cómo influye la implementación de barrenos de 18 pies en los parámetros técnicos de perforación y voladura en el Proyecto de Integración CX 113SE?
- ¿En qué medida la implementación de barrenos de 18 pies permite mejorar los parámetros económicos y reducir los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Mejorar el avance lineal y reducir los costos operativos mediante implementación de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la UM Morococha.

1.3.2. Objetivos específicos

- Conocer la situación actual del avance lineal y de los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la UM Morococha.
- Mejorar los parámetros técnicos de perforación y voladura mediante la implementación de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE.
- Mejorar los parámetros económicos y reducir los costos operativos mediante la implementación de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE.

1.4. Justificación e importancia de la investigación

1.4.1. Justificación

La presente investigación se justifica debido a la necesidad de mejorar el proceso de desarrollo minero en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la Unidad Minera Morococha. Actualmente, el desarrollo de esta labor se ejecuta con barrenos de 14 pies, alcanzando una eficiencia de avance del 90%; sin embargo, el avance efectivo obtenido por disparo resulta insuficiente para cumplir con el cronograma establecido por la empresa, el cual contempla la ejecución de aproximadamente 1,5 km de crucero en un plazo máximo de seis meses para comunicar las zonas Codiciada y Manuelita. Esta situación genera retrasos en la programación de

las labores, limita la disponibilidad oportuna de nuevas áreas mineralizadas e incrementa los costos operativos del proyecto.

Desde el punto de vista técnico, la investigación permite evaluar la implementación de barrenos de 18 pies como una alternativa para incrementar el avance lineal por disparo y mejorar el rendimiento del ciclo de perforación y voladura en un macizo rocoso del tipo III A-B.

Desde la perspectiva económica, el estudio permite determinar el impacto de la implementación de barrenos de mayor longitud en los costos unitarios de perforación y voladura, considerando el consumo de aceros de perforación, explosivos, accesorios, horas de operación de los equipos y mano de obra.

Finalmente, la investigación posee relevancia académica, ya que generará información técnica sobre el comportamiento operativo de la perforación con barrenos de 18 pies en minería subterránea bajo las condiciones geomecánicas de la Zona Piritosa. Los resultados constituirán un antecedente para futuras investigaciones relacionadas con la mejora de los procesos de perforación y voladura, además de servir como referencia para otras operaciones mineras que busquen mejorar sus indicadores de avance y productividad mediante la implementación de barrenos de mayor longitud.

1.5. Limitaciones del estudio

La presente investigación se desarrolló durante el periodo comprendido entre abril y agosto de 2025, por lo que los resultados corresponden únicamente a las condiciones operativas existentes en ese intervalo de tiempo.

Asimismo, el estudio se limitó al Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la Unidad Minera Morococha, evaluando la implementación de barrenos de 18 pies en un

macizo rocoso del Tipo III A-B; por ello, los resultados no pueden generalizarse a otras labores con condiciones geológicas u operativas diferentes.

Finalmente, factores propios de la operación minera, como la disponibilidad de equipos, el desempeño del personal y las condiciones operativas durante la ejecución de las pruebas, pudieron influir en los resultados obtenidos.

1.6. Delimitación de la investigación

1.6.1. Delimitación Temporal

La investigación fue durante el periodo comprendido entre abril del 2025 y agosto del 2025. Este intervalo de tiempo incluye la recopilación de información, el análisis de datos, la implementación del uso de barrenos de 18 pies en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Unidad Minera Morococha.

1.6.2. Delimitación Espacial

La investigación se desarrolló en la Unidad Minera Morococha, en la zona piritosa en el Proyecto de Integración CX 113SE, cuenta con una longitud de 1.5 km y con una calidad del macizo rocoso del tipo III A-B. Esta área ha sido seleccionada debido a su relevancia operativa, productiva a mediano y largo plazo, a las características técnicas que presentan desafíos en el uso actual de barrenos de 14 pies, ofreciendo un entorno adecuado para evaluar la implementación de barras de 18 pies.

1.7. Hipótesis

1.7.1. Hipótesis General

La implementación de barrenos de 18 pies permite mejorar el avance lineal y reduce los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Zona Piritosa de la UM Morococha.

1.7.2. Hipótesis Específicas

- La situación actual permite identificar deficiencias en el avance lineal y elevados costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE.
- La implementación de barrenos de 18 pies influye positivamente en los parámetros técnicos de perforación y voladura, incrementando la eficiencia operativa en el Proyecto de Integración CX 113SE.
- La implementación de barrenos de 18 pies permite mejorar los parámetros económicos y reducir los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE.

1.8. Variables de estudio

1.8.1. Identificación de Variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Variable	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente: Implementación de barrenos de 18 pies	• Parámetros geomecánicas	• RQD • RMR • GSI
	• Parámetros de perforación	• Cantidad de taladros (malla de perforación) • Longitud de perforación (m) • Eficiencia de perforación (%) • Burden, espaciamiento (m)
	• Parámetros de voladura	• Consumo de explosivos y accesorios (kg/disparo) • Factor de avance (kg/m) • Factor de carga (kg/m³) • Factor de potencia (kg/tn)
Variable dependiente: Avance lineal	• Rendimiento lineal	• Eficiencia de avance (%) • Rendimiento de avance (m/disparo) • Número de disparos por proyecto (Nro. Disparos / proyecto)
	• Costo operativo	• Costo de perforación (\$/m) • Costo de voladura (\$/m) • Costo de ejecución del proyecto (\$/proyecto)

Nota. Elaboración propia

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de investigación

2.1.1. Antecedentes internacionales

Yilmaz, (2023) “Diseños de perforación y voladura para el método de corte de agujeros paralelos y el método de corte en V en la excavación de galerías subterráneas de minas de carbón”. Artículo de la Universidad Zonguldak Bulent Ecevit. Tuvo por objetivo proponer soluciones a las dificultades de voladura que se presentan en minas de carbón subterráneas con alto contenido de gas.

Sus conclusiones fueron:

- Tras utilizar la aplicación del diseño de corte V simple y doble, en labores subterráneas el avance lineal teórico aumentó hasta aproximadamente 2.0 m por disparo, evidenciando que el incremento en la longitud del barreno (cambiando de 1.6 m a 2.4 m) y la complejidad del diseño de corte influyen directamente en la eficiencia del avance en galerías subterráneas. El estudio concluye que el uso de un V doble es necesario cuando se busca aprovechar barrenos más largos y lograr mayores rendimientos de avance en labores de desarrollo.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Iparraguirre y Llacma (2023) “Optimización del avance por disparo mediante voladuras en frentes de 28 pies con sincronización mixta combinando detonadores electrónicos y no eléctricos en Compañía Minera Condestable”, tuvieron por objetivo general optimizar el avance por disparo en frentes de 28 pies mediante la aplicación de una sincronización mixta que combinó detonadores

electrónicos y no eléctricos en las operaciones de perforación y voladura para incrementar la eficiencia del ciclo de minado.

Sus conclusiones fueron:

- El costo unitario de avance disminuyó de US\$ 179,44/m, registrado con perforaciones de 24 pies, a US\$ 144,74/m con perforaciones de 28 pies, lo que representó una reducción de US\$ 34,70 por metro y un ahorro anual estimado de aproximadamente US\$ 420 000 en labores de desarrollo.
- El rendimiento de la volada aumentó en 1,45 m por disparo, lo cual favoreció el cumplimiento de las metas mensuales. Implementar el nuevo ciclo de minado con perforación de 28 pies, en lugar de 24, redujo la cantidad de operaciones requeridos y permitió un uso más eficiente de los recursos disponibles.

Yauri (2014) “Evaluación técnica y económica del cambio de barras de 12 a 14 pies en la longitud de avance horizontal en secciones de 3.5m x 3.5m mina MINSUR S.A. Unidad San Rafael – E.E. AESA”, orientada a evaluar la viabilidad técnica y económica del incremento de la longitud de las barras utilizadas en las operaciones de perforación.

Sus conclusiones fueron:

- El seguimiento efectuado en distintas labores permitió determinar que el cambio de barras de 12 a 14 pies generó un avance promedio de 3,54 m en excavaciones horizontales.
- Asimismo, se observó que el tiempo requerido para la perforación varió según las características del terreno y el tipo de equipo empleado, entre ellos los jumbos Boomer y Axera.

- Aumento de 17 % al cambiar la barra de 12 a 14 pies, incrementando las valoraciones mensuales.

Ccaso (2018) “Evaluación económica en el avance de frentes horizontales del NV 4100 con barras de 16 pies mina MINSUR S.A. en la Unidad Minera RAURA”, para mejorar la eficiencia por disparo en el avance horizontal mediante el uso de barras de 16 pies El estudio incluyó una evaluación técnica y económica destinada a sustentar la ampliación de la longitud de las barras utilizadas en las operaciones de la Unidad Minera Raura.

Sus conclusiones fueron:

- Se determinó que el seguimiento de las actividades de perforación y voladura en las labores horizontales del Nivel 4100 permitió incrementar el avance obtenido. En una sección de 3,50 m × 3,50 m, el empleo de barras de 14 pies alcanzó un avance de 3,78 m por disparo y un factor de potencia de 0,98 kg/TM. Posteriormente, con la incorporación de barras de 16 pies, el avance se incrementó hasta 4,25 m, lo que representó una mejora del 20,40 %. De igual manera, el factor de potencia aumentó a 1,04 kg/TM, mientras que el factor de avance presentó un incremento del 5,12 %.
- La comparación de 44 perforaciones realizadas en macizos rocosos de tipo IIIA y IIIB evidenció también un mejor rendimiento con las barras de mayor longitud. Utilizando Jumbos T38-H35-R32 y barras de 14 pies se alcanzó una perforación efectiva de 3,89 m y una eficiencia de 89 %. En cambio, el empleo de Jumbos MFT38-H35-R32 con barras de 16 pies permitió obtener una longitud de 4,48 m y una eficiencia operativa de 93%.
- Desde la perspectiva económica, el costo unitario correspondiente a las barras de 14 pies fue de US\$ 10,18 por metro lineal, mientras que con barras de 16 pies ascendió a

US\$ 11,49 por metro lineal. A pesar del incremento de US\$ 1,31 por metro, el mayor avance y la mejora del rendimiento operativo permitieron proyectar un beneficio económico anual de US\$ 11035,44.

Flores y Ulloa (2023) “Implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, Unidad Minera Chungar Volcan S. A.”, evaluaron el avance por disparo mediante la implementación de barras de perforación de 16 pies.

Sus conclusiones son:

- Se demostró que usar barras de 16 pies en la perforación, gracias al el control del tiempo de perforación, la cantidad de explosivo y la secuencia de iniciación favoreció una distribución más eficiente de la carga dentro de la malla. La combinación de retardos cortos y largos permitió aprovechar mejor la energía liberada durante la voladura. Asimismo, se consideraron variables geotécnicas, como el índice RMR, la disposición del material fragmentado y el factor de esponjamiento, las cuales contribuyeron a mejorar el desempeño productivo y el avance alcanzado por disparo.
- En un frente de $6,0 \times 6,0$ m, la malla estuvo integrada por 57 taladros: 43 de 45 mm, 6 de 102 mm y 8 taladros de alivio de 45 mm. El tiempo promedio empleado por taladro con barras de 16 pies fue de 3,47 minutos, mientras que la ejecución total de la perforación requirió aproximadamente 3 horas y 30 minutos. Respecto de las barras de 14 pies, se registró una diferencia de 0,47 minutos en el tiempo de perforación; sin embargo, los levantamientos topográficos evidenciaron un incremento cercano a 1,5 pies en el avance obtenido por disparo.
- La implementación de barras de 16 pies permitió elevar el factor de eficiencia de la voladura de 0,79 a 0,86. Además, la sobre rotura se mantuvo dentro de un margen de

$\pm 7\%$, lo que demuestra que el seguimiento de los parámetros técnicos de perforación y voladura favoreció el control del contorno y el rendimiento del avance.

2.1.3. Antecedentes locales

Urbano y Velasquez (2023) “Diseño e implementación de malla de perforación de voladura para barrenos de 14 pies en labores de desarrollo en la Mina San Vicente – Compañía San Ignacio de Morococha S.S.A”, elaboraron una malla de perforación y tronadura utilizando barrenos de 14 pies para labores con una sección de 4.5 x 4.0 en la mina San Vicente.

Sus conclusiones fueron:

- Es viable la elaboración de una malla de perforación de 14 pies para mejorar la producción y el proceso de perforación y explosión en la mina San Vicente.
- La brecha obtenida entre las mallas de 12 y 14 pies es un aumento en el avance por disparo de 0.77 metros.
- Con la transición de barrenos de 12 pies a 14 pies, se observó una mejora en la perforación del macizo rocoso, logrando un avance por explosión de 3.53 metros, lo que demuestra un incremento en la productividad del 17%.

Marcas y Paquiyauri (2023) “Eficiencia de perforación con barrenos de 16 pies y su influencia en costos de operación - rampa 922, Contrata JRC, Unidad Ticlio - Volcán Compañía Minera S.A.A. Junín 2022”, analizaron la incidencia del rendimiento de la perforación con barrenos de 16 pies sobre los costos operativos de la Rampa 922, ubicada en la Unidad Ticlio de Volcan Compañía Minera S. A. A., durante el año 2022.

Sus conclusiones son:

- Se determinó que el uso de barrenos de 16 pies presentó una relación positiva con los costos operativos de la labor minera, con un coeficiente de correlación de 0,889 y una

significancia bilateral de 0,101. Asimismo, la valorización por disparo evidenció una diferencia promedio de US\$ 48,33 respecto de los barrenos de 14 pies, lo que representó un beneficio económico bajo las condiciones geológicas analizadas.

- Respecto al desempeño técnico, la aplicación de barrenos de 16 pies permitió alcanzar un avance medio de 4,20 m. Además, se obtuvo una eficiencia de perforación de 93,75 %, una eficiencia de disparo de 93,33 % y un factor de avance de 42,92 kg/m.
- Al comparar ambas longitudes, los barrenos de 14 pies lograron un avance de 3,65 m, mientras que los de 16 pies permitieron incrementar dicho valor en 0,55 m por disparo, resultado que respaldó su aplicación en la labor estudiada.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Labores subterráneas horizontales

El acondicionamiento de una mina para la extracción del recurso mineral implica la creación de accesos mineros, con el objetivo de remover y obtener el mineral que puede ser aprovechado de manera sistemática, estructurada, maximizando la producción y asegurando la mayor protección posible.

2.2.1.1. Parámetros para el diseño de labores horizontales

2.2.1.1.1. Sección.

Las secciones de trabajo horizontal en la unidad de Morococha cambian dependiendo de la cantidad producida y del propósito que tendrán, presentando dimensiones como las que se listan en la tabla siguiente.

Tabla 2*Sección de labores horizontales*

LABORES	ALTO (m)	ANCHO (m)
Cruceros	4.50	4.30
Rampas	4.50	4.30
Ventanas	4.00	4.00
By pass	4.00	4.00
Galerías	4.00	4.00
Sub niveles	3.80	3.80

Nota. U.M. Morococha**2.2.1.1.2. Gradiente.**

Es la inclinación vertical de una labor respecto a un plano horizontal, se expresa en porcentaje (%) y resulta fundamental para facilitar el acarreo de mineral, permitir la circulación de maquinaria y garantizar un drenaje efectivo del agua.

2.2.1.1.3. Longitud total de la labor.

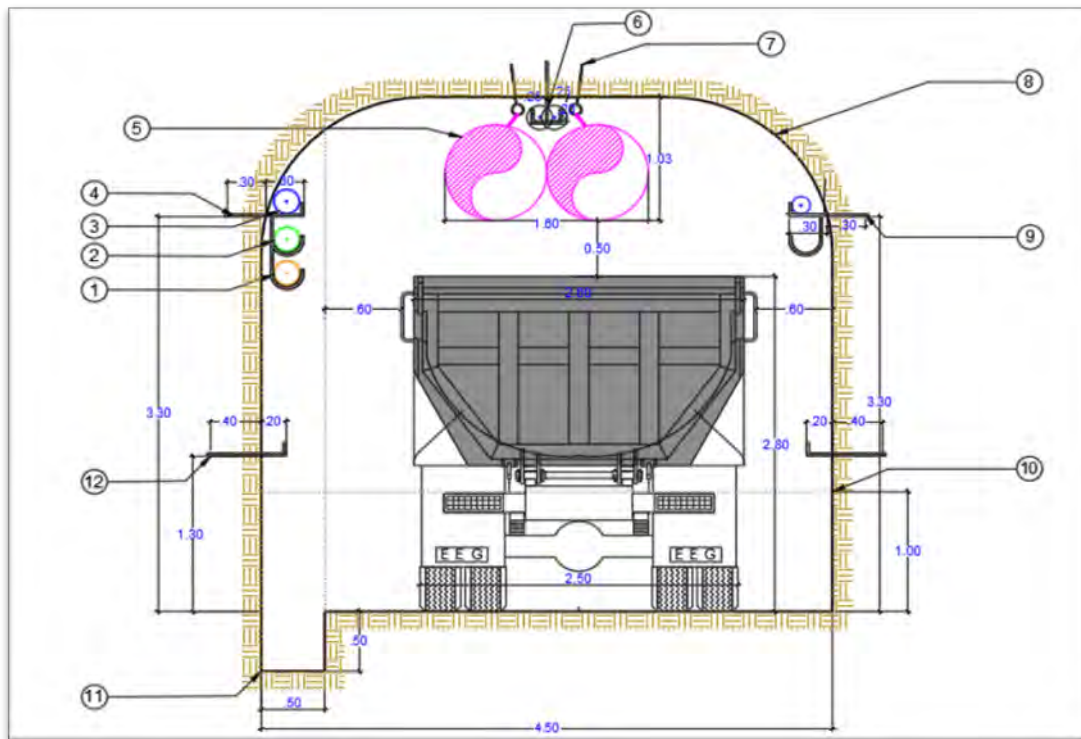
La longitud de las labores se adapta según los planes proporcionados por el departamento de planeamiento y desarrollo.

2.2.1.2. Tipo de labores horizontales de desarrollo**2.2.1.2.1. Cruceros.**

Los cruceros corresponden a labores subterráneas de orientación horizontal ejecutadas en roca estéril. Su construcción permite atravesar una o varias estructuras mineralizadas mediante una trayectoria transversal o aproximadamente perpendicular a las vetas. En este caso, la sección de la excavación presenta dimensiones de 4,50 m × 4,30 m y adopta una geometría abovedada, diseñada para favorecer la estabilidad y el autosostenimiento del macizo rocoso, tal como se observa en la figura siguiente.

Figura 1

Sección típica 4.50m x 4.30m – c/cuneta



Nota. U.M. Morococha

Figura 2

Leyenda de sección típica 4.50m x 4.3m – c/cuneta

LEYENDA	
1	TUBERIA DE BOMBEO
2	TUBERIA PARA AGUA 2"Ø
3	TUBERIA PARA AIRE COMPRIMIDO 4"Ø
4	ALCAYATA (Fe CORRUGADO DE 3/4"Ø)
5	MANGA DE VENTILACION 30"Ø
6	ALCAYATA PARA CABLE ELECTRICO ALTA TENSION
7	ANCLAJE DE MANGA (Fe CORRUGADO DE 1/2"Ø)
8	RADIO DE ARCO (1.3)
9	ALCAYATA - CABLE ELECTRICO (Fe CORRUGADO DE 3/4"Ø)
10	GRADIENTE - Tachas reflectivas
11	CUNETAS (0.50 x 0.50)
12	ALCAYATAS DE SERVICIOS DE 1/2"Ø

Nota. U.M. Morococha

2.2.1.2.2. By pass.

Es una excavación horizontal construida como una ruta alterna dentro de una labor minera, cuya finalidad es evitar el tránsito por sectores inestables o con condiciones de riesgo. En la Unidad Minera Morococha, estas labores se desarrollan paralelamente a las vetas y se conectan mediante ventanas con los cuerpos mineralizados, facilitando un acceso más seguro a las zonas de explotación.

2.2.1.2.3. Galerías.

Consiste en una labor horizontal en un área de trabajo, avanzando hacia el mineral para su extracción y para evaluar su calidad. Al comenzar el pasillo, se lleva a cabo la exploración, y cuando se identifica el mineral, inicia la fase de explotación.

2.2.1.2.4. Sub niveles.

Son trabajos horizontales preparativos que se desarrollan hacia la veta, y su principal objetivo es confirmar con mayor precisión el valor económico del tajo, lo cual permite luego iniciar la extracción.

2.2.1.2.5. Ventanas.

Estas son tareas de avance horizontal similares a un cruce que conectan dos labores. En la mina Morococha, se emplean frecuentemente estas aberturas como medio de conexión entre los desvíos y los niveles inferiores para facilitar la extracción de mineral.

2.2.1.3. Ciclo de minado aplicado a labores horizontales.

En todas las actividades de desarrollo horizontal, se seguirá el proceso de extracción estipulado basado en la disponibilidad de agua, aire y equipos, ordenado de la siguiente manera:

2.2.1.3.1. Ventilación.

En la unidad minera Morococha, la circulación de aire se realiza de forma forzada, enfrentando más dificultades en las áreas más profundas. Para ello, se utilizan extractores e inyectores de aire fresco.

2.2.1.3.2. Regado.

Es esencial regar la carga detonada, así como la corona y los laterales, asegurándose de que se hagan en un área segura y estable con el objetivo de:

- Identificar con mayor exactitud las fallas, fracturas o fisuras.
- Eliminar el polvo fino generado durante la limpieza.
- Detectar disparos fallidos o parciales.
- Remover los gases atrapados en los espacios del material volado.

2.2.1.3.3. Desatado.

El desatado consiste en retirar de manera controlada los fragmentos de roca inestables que permanecen en el techo y las paredes de la labor minera. Esta actividad se ejecuta antes, durante y después de las operaciones programadas, con la finalidad de mantener condiciones seguras en el área de trabajo. Para su realización manual se emplean barretillas de 6, 8, 10 y 12 pies de longitud; asimismo, la unidad dispone de equipos destinados al desatado mecanizado.

2.2.1.3.4. Limpieza de frente.

La remoción y el traslado del material fragmentado en los frentes de trabajo se realizan mediante equipos de acarreo tipo Scooptram. En las labores con sección de 4,00 m × 4,00 m se utiliza el modelo CAT R1300, cuya capacidad es de 4 yd³. Para las excavaciones de 4,50 m × 4,30 m se emplea el equipo CAT R1600, con una capacidad de 6 yd³.

2.2.1.3.5. Sostenimiento.

El sostenimiento comprende el conjunto de elementos y procedimientos empleados para controlar la inestabilidad del macizo rocoso circundante a las excavaciones subterráneas, con el propósito de preservar la seguridad del personal y mantener la funcionalidad de las labores. El tipo y la capacidad del soporte se determinan de acuerdo con el tiempo de servicio previsto para cada excavación, ya sea temporal o permanente. En consecuencia, las labores permanentes, como piques, rampas y cruceros, requieren sistemas de sostenimiento con mayor resistencia y durabilidad.

2.2.1.3.6. Perforación y voladura.

La excavación de túneles horizontales se realiza con un proceso completamente automatizado, empleando jumbos hidráulicos eléctricos de la marca Epiroc, específicamente el modelo BOOMER S1D. En cuanto a la explosión, FAMESA es la empresa proveedora, utilizando emulsión y ANFO para ello.

Figura 3

Perforación de labores horizontales – BOOMER S1D



Nota. Elaboración Propia

2.2.2. Geomecánica

2.2.2.1. Clasificación geomecánica de los macizos rocosos.

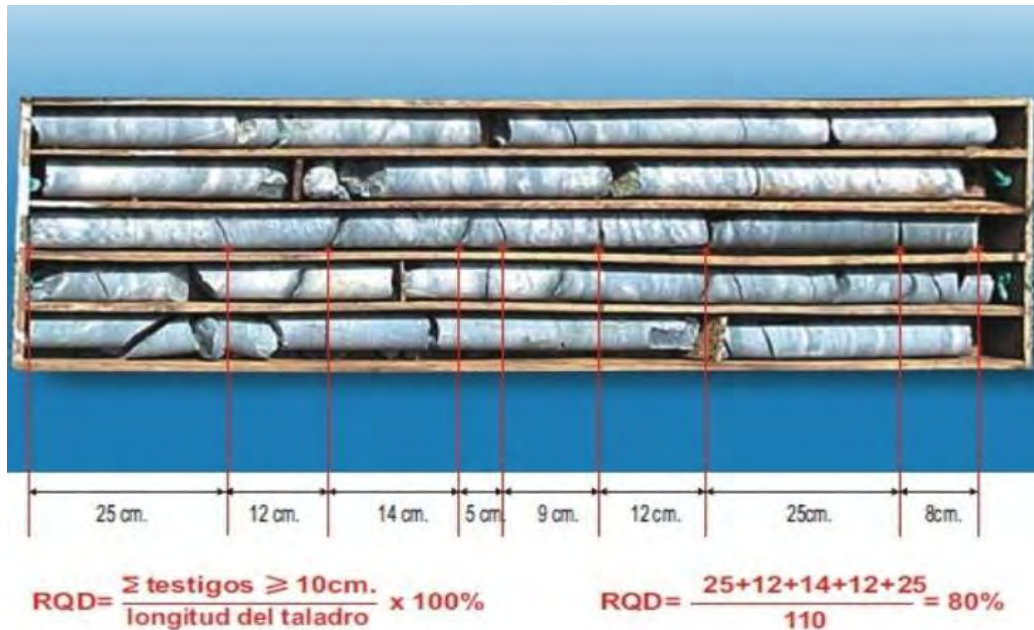
La clasificación geomecánica de los macizos rocosos permite estimar la calidad del macizo y definir estrategias de sostenimiento y perforación en minería subterránea. Entre las principales clasificaciones destacan:

2.2.2.1.1. Clasificación de Deere (1967).

Ramírez & Monge, (2004) señalaron que las limitaciones de los primeros sistemas empíricos utilizados para estimar el sostenimiento de túneles impulsaron la formulación de métodos con mayor objetividad y aplicación práctica. Entre estas propuestas destacó la clasificación desarrollada por Deere en 1967, quien incorporó el índice Rock Quality Designation (RQD) como una medida cuantitativa de la calidad del macizo rocoso. El RQD se calcula a partir de la proporción de segmentos de testigo recuperados que presentan una longitud igual o superior a 10 cm, respecto de la longitud total perforada. Este indicador permite valorar de manera indirecta el nivel de fracturamiento y la continuidad estructural de la masa rocosa.

Figura 4

Estimación de RQD a partir de testigos de sondeo



Nota. Extraído de Ramírez & Monge, (2004)

Tabla 3

Clasificación de la calidad del macizo rocoso según el índice RQD

Índice de calidad de roca	RQD
Muy mala	0-25 %
Mala	25-50 %
Regular	50-75 %
Buena	75-90 %
Excelente	90-100 %

Nota. Clasificación del macizo rocoso Deere.

La Tabla 3 presenta los intervalos utilizados para interpretar la calidad del macizo rocoso mediante el índice RQD. Cuando no se dispone de testigos obtenidos por sondeo, este parámetro puede aproximarse a partir de información recopilada en afloramientos, empleando la relación que se muestra posteriormente. Sin embargo, este procedimiento posee una precisión limitada y no

necesariamente proporciona resultados superiores a una evaluación visual del macizo rocoso (Bieniawski, 1989).

$$RQD=110 - 2.5J_v$$

Dónde:

- J_v representa el índice volumétrico de juntas y expresa la cantidad de discontinuidades presentes por metro cúbico de macizo rocoso.
- Índice volumétrico de juntas (J_v): Este indicador se obtiene a partir del número de juntas que atraviesan un volumen de 1 m³ de roca.
- Las categorías descriptivas permiten estimar las dimensiones de los bloques conforme al valor registrado de J_v .

Tabla 4

Estimación del J_v y clasificación del tamaño de bloque

Tamaño de bloque	Valor de J_v
bloque muy grande	< 1,0
bloques grandes	1-3
bloques medios	3-10
bloques pequeños	10-30
bloques muy pequeños	>30

Nota. Obtenido de (Bieniawski, 1989).

2.2.2.1.2. Clasificación geomecánica RMR (Bieniawski).

El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Z. T. Bieniawski entre 1972 y 1973, a partir del análisis de más de trescientos casos correspondientes a túneles, cavernas, taludes y cimentaciones. Posteriormente, esta metodología fue actualizada en 1976 y 1979. La versión publicada en 1989 conserva, en términos generales, los criterios establecidos en la edición de 1979.

La determinación del índice RMR se realiza mediante la evaluación conjunta de cinco características del terreno:

- La resistencia a compresión simple del material
- Índice de calidad de la roca o RQD (Rock Quality Designation)
- Separación existente entre las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades o juntas
- Presencia y comportamiento del agua subterránea.

El valor del RMR se obtiene mediante la suma de las puntuaciones asignadas a cada uno de estos parámetros. La clasificación presenta una escala de 0 a 100 puntos; por tanto, un valor elevado indica mejores condiciones de calidad y estabilidad del macizo rocoso. A partir del resultado alcanzado, Bieniawski organizó las masas rocosas en cinco clases, desde roca muy buena hasta roca muy mala.

Tabla 5

Índice de la calidad de la roca

Clase	Índice	Calidad de la roca
Clase I	RMR > 80	Roca muy buena
Clase II	61-80	Roca buena
Clase III	41-60	Roca media
Clase IV	21-40	Roca mala
Clase V	0-20	Roca muy mala

Nota. Obtenido de Bieniawski, (1989)

2.2.2.1.3. Clasificación geomecánica GSI.

El Geological Strength Index (GSI) es un sistema de clasificación geomecánica que permite valorar el comportamiento mecánico del macizo rocoso mediante el análisis de su estructura y del estado superficial de sus discontinuidades. La estimación obtenida facilita la

determinación de parámetros relacionados con la resistencia y la deformación de la masa rocosa. Asimismo, el GSI se emplea como un componente del criterio de falla de Hoek-Brown y sirve de apoyo para el diseño de excavaciones subterráneas, la evaluación de su estabilidad y la selección del sostenimiento requerido.

2.2.3. Perforación

Consiste en efectuar taladros distribuidos de forma simétrica sobre el frente de trabajo, aplicando una malla de perforación acorde a las propiedades geológicas y a la resistencia de la roca. Entre cada taladro se debe conservar el mayor porcentaje de paralelismo entre sí; sobre todo, en los taladros centrales. Esto asegura el éxito de la voladura generando la mayor capacidad de rotura sobre la roca. Los taladros superiores e inferiores presentan cierta inclinación que favorece al sistema de rotura mediante la utilización de explosivos (Instituto de investigación geológico y energético, 2025).

La perforación en la minería subterránea es muy diversa, pero se utiliza con dos propósitos principales. Primero, para la exploración, que busca obtener información muy detallada sobre las formaciones bajo la superficie. Segundo, para la producción, para facilitar las labores de extracción del mineral. La voladura de pared lisa es la técnica más utilizada en la minería subterránea y se desarrolló en Suecia (Pal Roy, 2021).

2.2.3.1. Perforación de rocas.

Factores que influyen en la desviación de taladros:

2.2.3.1.1. Acciones básicas en la perforación.

Según Sanz y Santamaría (2008) las actividades fundamentales de la perforación son:

a) Percusión

El movimiento alternativo del pistón produce impactos que generan ondas de esfuerzo. Estas se desplazan hasta la broca mediante el varillaje en los equipos con martillo en cabeza o llegan directamente a ella cuando se emplea un martillo en fondo. Al alcanzar el extremo de perforación, una parte de la energía transmitida se utiliza para fracturar y penetrar la roca, mientras que la energía restante retorna por el sistema de barras. La eficiencia de este proceso varía según las propiedades del macizo rocoso y las características del varillaje.

b) Rotación

La rotación permite cambiar continuamente la posición de la broca para que cada impacto actúe sobre un sector diferente del fondo del taladro. De esta manera, el elemento de corte encuentra nuevas superficies de roca y favorece una fragmentación más uniforme. La velocidad aplicada debe regularse de acuerdo con la naturaleza y resistencia del material perforado, debido a que cada tipo de roca requiere condiciones particulares de giro.

c) Empuje

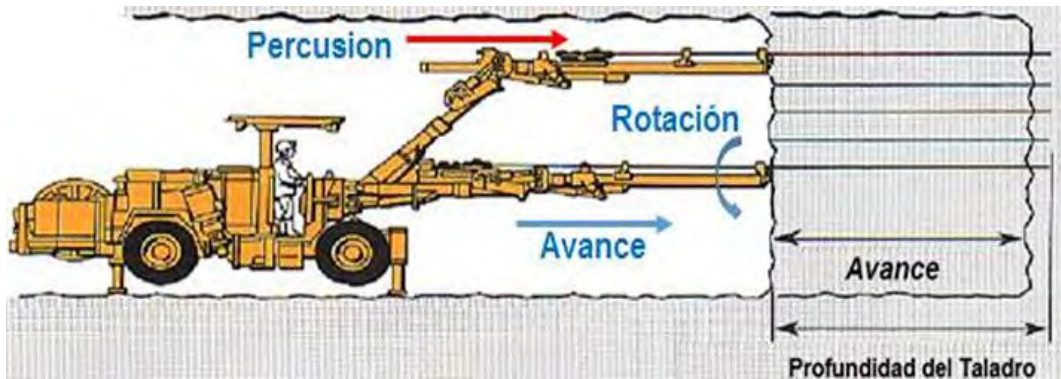
El empuje mantiene la broca apoyada contra el fondo del taladro y facilita la transferencia de la energía generada por los impactos. Esta fuerza es suministrada por el mecanismo de avance del equipo, ya sea mediante un motor o un cilindro. Su intensidad debe ajustarse según las propiedades de la roca y el tipo de broca utilizado, evitando tanto la pérdida de contacto como una presión excesiva durante la perforación.

d) Barrido

El fluido de barrido cumple un papel fundamental en los procesos de perforación, ya que permite la extracción eficiente del detritus generado en el fondo del barreno durante la rotura del macizo rocoso.

Figura 5

Acciones básicas en la perforación roto percusiva.



Nota. Manual de (López Jimeno et al., 2003)

2.2.3.1.2. Desviación de perforación “Dp”.

Rincón-Durán y Molina-Escoba (2017) señalan que la desviación de los taladros modifica la disposición prevista de la malla de perforación, debido a que altera el burden establecido en el diseño. Esta variación puede afectar la distribución de la energía explosiva, la fragmentación de la roca y el avance alcanzado por disparo. En consecuencia, existe una relación inversa entre la desviación y el rendimiento de la voladura: cuanto mayor sea la desviación, menor será la eficiencia obtenida, tal como se representa en la figura siguiente.

Figura 6

Sandvik DD421 – desviación de taladros



Nota. Sandvik dd421-Curso equipos de perforación horizontal de taladros largos y seguridad (17/10/15).

2.2.3.1.3. Factores que influyen en la desviación de taladros.

Rincón-Durán y Molina-Escoba (2017) agrupan las causas que pueden provocar la desviación de los taladros en cuatro categorías principales:

a) Factores originados fuera del taladro

- Ubicación inadecuada del equipo de perforación.
- Errores al seleccionar o interpretar los ángulos.
- Deficiencias en la fijación de la viga de avance

b) Factores asociados al proceso de perforación

- Intensidad de la fuerza de avance
- Velocidad de rotación.
- Barrido de detritus.
- Frecuencia e intensidad de la percusión.

c) Condiciones internas del taladro

- Tipo de roca.
- Dimensión y distribución de los granos.

- Nivel de fracturamiento.
- Existencia de estructuras plegadas.

d) Factores relacionados con el equipo

- Condición mecánica y operativa de la perforadora.
- Ajuste adecuado de los parámetros del equipo.
- Selección apropiada del varillaje de perforación.
- Afilado adecuado y oportuno de las brocas.

2.2.3.2. Diseño de malla de perforación.

Las mallas de perforación representan la disposición espacial de los taladros en el frente de excavación. Su configuración se establece a partir del burden, entendido como la separación entre cada taladro y la superficie libre, y del espaciamiento, correspondiente a la distancia existente entre taladros consecutivos. Un diseño apropiado de la malla contribuye a obtener una fragmentación homogénea, incrementar el avance por disparo y disminuir la sobrerrotura, así como el empleo innecesario de explosivos (Gaston, 2009).

2.2.3.2.1. Numero de taladros.

La determinación de la cantidad de taladros en una labor subterránea permite estimar el volumen de explosivo necesario para ejecutar la voladura. Una distribución adecuada favorece la fragmentación uniforme de la roca, mejora el avance por disparo y facilita su desplazamiento hacia la cara libre. Para realizar este cálculo pueden emplearse distintos procedimientos, entre ellos el método empírico y el método basado en el perímetro de la sección.

a) Método empírico: Representado por la siguiente expresión.

$$N_{tal} = 10 \sqrt{S}$$

Donde:

- N_{tal} = Número de taladros.
- S = Área de la sección de la labor (m^2).

Esta expresión es utilizada como referencia práctica en el diseño de mallas de perforación en minería subterránea, especialmente en labores de desarrollo y exploración Bernaola et al., (2013).

b) Método de los perímetros: Representado por la siguiente expresión.

$$N_{tal} = (P/dt) + C \times S$$

Donde:

- N_{tal} = Número de taladros.
- P = Perímetro de la sección de la labor (m)
- S = Área de la sección de la labor (m^2).
- dt = Distancia entre taladros (m)

0.5 – 0.55 para roca dura.

0.6 – 0.65 para roca intermedia.

0.7 – 0.75 para roca suave.

- C = Coeficiente o factor de roca.

2 para roca dura.

1.5 para roca intermedia.

1 para roca suave.

Esta expresión matemática general más utilizada, la cual estima la cantidad total de taladros en el frente sumando el perímetro del frente y su área, considerando la calidad del macizo rocoso. (Bernaola et al., 2013).

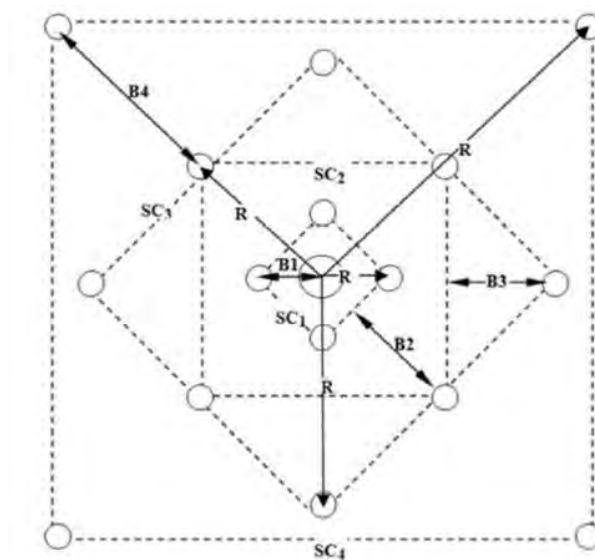
2.2.3.2.2. Secciones de arranque según Holmberg.

Arranque en perforación y voladura: El arranque es la parte central de una malla de perforación y voladura subterránea, cuya función principal es crear una cara libre inicial para facilitar la fragmentación progresiva de la roca. Según Holmberg, el diseño del arranque debe garantizar una adecuada distribución de energía explosiva para obtener una rotura eficiente y un avance óptimo por disparo.

Modelo matemático de Holmberg: El modelo de Holmberg es ampliamente utilizado en minería subterránea para el diseño de mallas de perforación. Este método establece relaciones geométricas entre burden, espaciamiento y secciones de arranque, permitiendo mejorar la fragmentación de roca, reducir la sobrerotura y mejorar el rendimiento del ciclo de minado.

Figura 7

Secciones del arranque



Nota. Adaptado de Modelo matemático de R. Holmberg

Secciones del arranque: La figura presenta las diferentes secciones del arranque identificadas como SC1, SC2, SC3 y SC4, las cuales representan zonas de alivio progresivo alrededor del corte central. Cada sección trabaja en función de la secuencia de detonación y de la generación de caras libres sucesivas.

- SC1: corresponde al corte inicial o núcleo del arranque, donde se genera la primera cara libre.
- SC2: representa la segunda zona de expansión del disparo.
- SC3: corresponde al alivio lateral del arranque.
- SC4: constituye la zona externa de fragmentación y expansión final.

Burden en el arranque: El burden es la distancia entre el barreno cargado y la cara libre más cercana. En el diseño de Holmberg, los burdens B1, B2, B3 y B4 aumentan progresivamente desde el centro hacia el exterior para asegurar una adecuada liberación de energía y fragmentación uniforme.

Espaciamiento: El espaciamiento es la distancia entre taladros adyacentes dentro de una misma sección. Un espaciamiento adecuado permite distribuir uniformemente la energía explosiva y evitar zonas compactas o roca remanente.

Cara libre: La cara libre es el espacio hacia donde se desplaza la roca fragmentada durante la detonación.

2.2.3.2.3. Cuadro de dimensiones de Konya.

El cuadro de dimensiones de Konya constituye una metodología empírica utilizada en el diseño de perforación y voladura subterránea, especialmente en arranques tipo corte quemado (burn cut). Esta metodología fue desarrollada por Julius Kruttschnitt Konya y permite determinar las dimensiones geométricas del arranque en función del diámetro equivalente (D_h).

La teoría de Konya se basa en que el hueco vacío actúa como una cara libre artificial hacia donde se expande la energía liberada por el explosivo. A partir de ello, los taladros cargados se distribuyen alrededor del hueco vacío formando cuadros concéntricos, cuyos parámetros geométricos se calculan mediante coeficientes empíricos.

Tabla 6

Cuadro de dimensiones de Konya

Cuadro N°	1	2	3	4
B =	1,5 Dh	2,42 Dh	3,41 Dh	5,54 Dh
R =	1,5 Dh	3,18 Dh	4,57 Dh	8,31 Dh
Sc =	1,4 Dh	5,35 Dh	7,95 Dh	12,23 Dh
T =	1,5 Dh	1,6 Dh	2,25 Dh	4,77 Dh

Nota. Adaptado de diseño de voladura J. Konya

Las principales variables consideradas son:

- B = burden o distancia a la cara libre.
- R = radio de influencia de rotura.
- Sc = espaciamiento entre taladros.
- T = taco o longitud de confinamiento.
- Dh = diámetro del hueco vacío.

Las relaciones propuestas por Konya son:

Primera sección

- $B=1.5Dh$
- $R=1.5Dh$
- $Sc=1.4Dh$

Segunda sección

- $B=2.42Dh$

- $R=3.18Dh$

Tercera sección

- $B=3.41Dh$

Cuarta sección

- $B=5.54Dh$

Estas relaciones permiten diseñar arranques eficientes, asegurando una adecuada fragmentación de la roca, mejor distribución de energía explosiva y mayor avance por disparo. Asimismo, el método contribuye a reducir problemas de sobrerotura, tiros cortados y consumo excesivo de explosivos.

2.2.3.2.4. Distribución y denominación de taladros.

Bernaola et al. (2013) indican que el esquema de la disposición de los taladros y la secuencia para su uso presenta varias opciones, dependiendo de la naturaleza de la roca y de las características del equipo de perforación, lo que en algunos casos puede resultar bastante complicado. Los taladros se colocarán de manera concéntrica, ubicando los de arranque en el centro del área de voladura, y su clasificación se muestra en la figura.

a) Taladros de arranque.

Su función es generar la primera abertura en el frente de perforación, creando una cara libre inicial que facilite el desplazamiento de la roca fragmentada por la acción de los taladros posteriores.

b) Taladros de ayuda.

Se ubican alrededor de los taladros de arranque y amplían progresivamente la cavidad formada. Su cantidad y distribución dependen de las dimensiones del frente e incluyen las primeras ayudas o contracueles, así como las ayudas de segunda y tercera sección,

también denominadas taladros de destroza o franqueo. Estos se activan después del arranque.

c) Taladros cuadradores.

Corresponden a los taladros laterales o de hastiales, cuya disposición permite delimitar y conservar la geometría de los costados de la excavación.

d) Taladros de alza o techos.

Se localizan en la parte superior del frente y conforman el techo o la bóveda del túnel. En las voladuras de contorno o smooth blasting reciben también la denominación de taladros de corona. Generalmente, se detonan junto con los cuadradores al finalizar la secuencia y forman parte de los denominados taladros periféricos.

e) Taladros de arrastre o piso.

Se distribuyen en la zona inferior del túnel o galería y se detonan al término de la secuencia. Su finalidad es definir el piso de la labor y facilitar la remoción del material fragmentado. La figura siguiente presenta la ubicación de los cinco grupos de taladros considerados en una sección de $4,50 \times 4,30$ m.

Figura 8

Denominación de los taladros



Nota. Choque Velarde Emerson

2.2.3.3. Longitud de perforación.

La longitud de perforación corresponde a la profundidad de los taladros realizados en el frente. Este parámetro determina directamente el avance por disparo. Longitudes mayores permiten mayor avance lineal, pero requieren un control preciso del diseño de voladura para evitar pérdidas de energía y mala fragmentación (Gaston, 2009).

2.2.4. Voladura

La voladura es el proceso mediante el cual se utiliza energía explosiva para fragmentar la roca in situ, con el objetivo de facilitar su excavación, transporte y procesamiento. En minería subterránea, la voladura se diseña cuidadosamente para controlar el avance lineal, la fragmentación del macizo rocoso y la estabilidad del frente. Su eficiencia depende de parámetros como la malla

de perforación, el tipo de explosivo, la longitud de los taladros y la secuencia de iniciación. El iniciador de la carga de taladro puede ser un detonador, en teoría el tiempo de iniciación de un detonador juega un papel importante en la voladura de roca con múltiples taladros, ya que una iniciación precisa asegura que se pueda lograr un tiempo de retardo deseable para aprovechar la superposición de ondas de tensión, algo que no es posible con una iniciación de gran error (Zhang, 2025).

Según López Jimeno et al., (2003) la perforación es la etapa inicial en el proceso de preparación de una voladura. Su objetivo es crear huecos en la roca con forma cilíndrica, conocidos como taladros. Estos espacios están diseñados para contener explosivos y sus componentes en su interior.

2.2.4.1. Explosivos.

En la Unidad Minera Morococha se tiene como proveedor a Famesa explosivos S.A.C. y se usa como explosivos emulsión y ANFO. Seguidamente, se describen las especificaciones técnicas de estos productos, de acuerdo con la información proporcionada por el fabricante.

a) Emulnor

El Emulnor es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica. Este producto presenta condiciones favorables de seguridad durante su manipulación, adecuada potencia, resistencia al contacto con el agua y una generación controlada de gases durante la voladura.

Famesa Explosivos S. A. C. comercializa diferentes presentaciones de Emulnor, cuya selección depende de la resistencia y las características de la roca:

- Emulnor 500: recomendado para la voladura de macizos rocosos de muy baja dureza.

- Emulnor 1000: empleado en rocas de dureza baja a media.
- Emulnor 3000: destinado a la fragmentación de rocas de dureza media a alta.
- Emulnor 5000: utilizado en operaciones de voladura de rocas de elevada dureza.

Tabla 7

Ficha técnica del explosivo Emulsión

Características Técnicas	Unidad	Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad del explosivo	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación en confinamiento (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinamiento (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión generada durante la detonación	kbar	44	95	93	88
Energía específica	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen de gases producido	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa respecto al peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa respecto al volumen (***)	%	77	120	148	159
Sensibilidad al fulminante	—	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	—	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Clasificación de los humos	—	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

Nota. Famesa explosivos

(*) Velocidad de detonación determinado en un tubo de hierro de 1½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad medida utilizando un cartucho de una pulgada de diámetro.

(***) Valores relativos calculados tomando como referencia el ANFO convencional, cuya potencia se considera igual a 100. Con una temperatura de 20 °C y una presión de 1 atm

b) ANFO

El ANFO es un agente explosivo de estructura granular compuesto por nitrato de amonio poroso en forma de prills, combustible líquido y un colorante destinado a facilitar su identificación. Su producción se realiza mediante equipos modernos de dosificación y mezclado, los cuales aseguran una composición uniforme. Asimismo, la adecuada selección de las materias primas permite obtener un producto con propiedades técnicas apropiadas para su empleo en las operaciones de voladura

El Nitrato de amonio utilizado en la producción del SUPERFAM DOS tiene una alta capacidad para retener petróleo, lo que nos proporciona un producto más seguro, garantizando que el combustible no se desplace incluso después de un largo período de fabricación (FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., 2023).

Tabla 8

Ficha técnica del explosivo ANFO

Características Técnicas	Unidad	Superfam Dos
Densidad aparente	g/cm ³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	Confinado en tubo de fierro de 2"	3 000 ± 300
	Confinado en tubo de fierro de 4"	4 000 ± 300
Energía teórica por peso	kcal/kg	932
Volumen normal de gases	l/kg	1056
Energía relativa	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
Presión de detonación	kbar	51
Resistencia al agua	—	Nula
Diámetro crítico	mm	38

Nota. Extraído de (FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., 2023)

2.2.4.2. Parámetros Técnicos de voladura.

Factor de avance:

El factor de avance representa la cantidad de explosivo utilizada por metro lineal de avance de la labor subterránea. Este parámetro permite evaluar el consumo de explosivo respecto al rendimiento de avance obtenido en cada disparo.

La expresión es:

$$FA = Q / Av$$

Donde:

- FA = factor de avance (kg/m)
- Q = cantidad total de explosivo utilizado (kg)
- Av = avance efectivo por disparo (m)

El factor de avance se emplea para controlar el consumo específico de explosivo en labores de desarrollo y exploración minera. Valores elevados pueden indicar sobrecarga de explosivo o baja eficiencia de avance (2003)

Factor de carga:

El factor de carga representa la cantidad de explosivo utilizada por volumen de roca arrancada durante la voladura subterránea.

La expresión es:

$$FC = Q / V$$

Donde:

- FC = factor de carga (kg/m³)
- Q = cantidad de explosivo consumido (kg)
- V = volumen de roca volada (m³)

El volumen puede calcularse mediante:

$$V = S \times Av$$

Donde:

- S = sección de la labor (m^2)
- Av = avance efectivo (m)

El factor de carga es uno de los principales indicadores de eficiencia en perforación y voladura, ya que relaciona el consumo de explosivo con el volumen de roca fragmentada (Konya & Walter, 1991)

Factor de potencia:

El factor de potencia (FP) es la relación que expresa el consumo de explosivo por tonelada de roca arrancada.

La expresión es:

$$FP = Q/TN$$

Donde:

- FP = factor de potencia (kg/Tn)
- Q = cantidad de explosivo consumido (kg)
- TN = Tonelada de roca volada (Tn)

En minería subterránea especialmente en tajos de producción, el factor de potencia es el indicador clave de eficiencia de voladura, ya que relaciona el consumo de explosivo con el tonelaje de mineral fragmentado (Konya & Walter, 1991).

2.2.4.3. Carga explosiva.

La carga explosiva es la cantidad total de explosivo introducida en un taladro de perforación para producir la fragmentación y el arranque de la roca durante la voladura

subterránea. La magnitud de la carga depende del diámetro del taladro, longitud cargada, tipo de roca y diseño de la malla de perforación.

La fórmula general es:

$$Q = q_l \times L_c$$

Donde:

- Q = carga explosiva total (kg)
- q_l = densidad de carga lineal (kg/m)
- L_c = longitud cargada del taladro (m)

Cuando se utiliza explosivo encartuchado, también puede calcularse mediante:

$$Q = n \times p$$

Donde:

- n = número de cartuchos
- p = peso de cada cartucho (kg)

La carga explosiva constituye el parámetro principal para generar la energía necesaria en la voladura. Una adecuada distribución de la carga permite mejorar la fragmentación, el avance y reducir la sobre rotura y vibraciones en labores subterráneas (Konya & Walter, 1991).

2.2.5. Avance lineal

El avance lineal es la longitud efectiva que avanza una labor subterránea después de realizar un disparo de voladura. Este parámetro es uno de los principales indicadores de rendimiento en labores de desarrollo y exploración minera.

La expresión matemática es:

$$A_v = L_p \times \eta$$

Donde:

- A_v = avance lineal efectivo (m)
- L_p = longitud de perforación (m)
- η = eficiencia de avance (%)

La eficiencia debe expresarse en forma decimal.

El avance lineal depende de factores como el diseño de la malla de perforación, tipo de arranque, longitud de perforación, propiedades geomecánicas de la roca y eficiencia de la voladura. Un mayor avance efectivo contribuye a incrementar la productividad y reducir costos operativos en minería subterránea (López Jimeno et al., 2003).

2.2.6. Costos perforación y voladura

El costo de perforación y voladura corresponde al gasto total generado durante las operaciones de perforación de taladros y utilización de explosivos para la fragmentación y arranque del macizo rocoso en minería subterránea. Este costo incluye consumo de explosivos, accesorios de voladura, perforación, mano de obra y equipos.

La expresión general es:

$$C_{pv} = C_p + C_v$$

Donde:

- C_{pv} = costo total de perforación y voladura
- C_p = costo de perforación
- C_v = costo de voladura

Costo de perforación:

El costo de perforación puede calcularse mediante:

$$C_p = C_{mp} \times L_t$$

Donde:

- C_p = costo de perforación
- C_{mp} = costo por metro perforado (\$/m)
- L_t = longitud total perforada (m)

Costo de voladura:

El costo de voladura se determina por:

$$C_v = Q \times P_e$$

Donde:

- C_v = costo de voladura
- Q = cantidad de explosivo consumido (kg)
- P_e = precio del explosivo por kilogramo (\$/kg)

Cuando se consideran accesorios de iniciación:

$$C_v = (Q \times P_e) + C_a$$

Donde:

- C_a = costo de accesorios de voladura (Carmex, faneles, cordón detonante, etc.)

Los costos de perforación y voladura representan una parte representativa de los costos operativos en minería subterránea. La mejora del diseño de perforación, longitud de barrenos y consumo de explosivos permite mejorar el avance lineal y reducir el costo por metro excavado (López Jimeno et al., 2003)(Konya & Walter, 1991).

2.2.6.1. Beneficios económicos.

La mejora del ciclo de perforación y voladura no solo mejora la productividad, sino que también genera ahorros representativos. Aducci y Huánaco (2022) indicaron que la introducción de barras de mayor longitud en la U.M. Apmínac - Pulpera resultó en una reducción del costo total de avance y en un aumento de la utilidad operacional. Por su parte, Ayala y Palacios (2024) resalta

que un control adecuado de las herramientas de perforación también contribuye a disminuir los gastos asociados con reemplazos y mantenimientos, lo que favorece la eficiencia económica en las operaciones.

Figura 9

Perforación de labor horizontal – Crucero 113SE.



Nota. Elaboración Propia

2.3. Marco conceptual

Ciclo de minado: Conjunto de operaciones secuenciales que comprende perforación, carguío de explosivos, voladura, ventilación, desatado de rocas, limpieza y sostenimiento para lograr el avance de una labor minera (Hartman & Mutmanský, 2002).

Perforación: Operación unitaria del ciclo de minado que consiste en ejecutar barrenos en la roca, siguiendo un diseño previamente establecido, para permitir la colocación de explosivos y la posterior fragmentación del macizo (Konya & Walter, 1991)

Voladura: Proceso de fragmentación del macizo rocoso mediante la detonación controlada de explosivos, con el objetivo de facilitar la excavación y el avance de las labores subterráneas (Jimeno et al., 1995).

Avance lineal: Corresponde a la longitud real excavada en una labor minera luego de completar cada ciclo de perforación y voladura. Este resultado se expresa en metros por disparo (m/disparo) y se emplea como una medida del rendimiento alcanzado en las labores de desarrollo (Konya & Walter, 1991).

Eficiencia de avance: Indicador que expresa la relación porcentual entre el avance efectivo obtenido después de la voladura y la longitud perforada de los taladros. Este indicador permite valorar el comportamiento del diseño de perforación y voladura, así como el aprovechamiento de los taladros dentro del ciclo de minado (Jimeno et al., 1995; Konya & Walter, 1991).

GSI (Geological Strength Index): Sistema de clasificación geomecánica que evalúa la calidad del macizo rocoso en función de su estructura y del estado de las discontinuidades, utilizado para estimar su comportamiento mecánico (Hoek et al., 1998).

RQD (Rock Quality Designation): Es un índice geomecánico empleado para estimar las propiedades resistentes y deformacionales del macizo rocoso. Su determinación considera la estructura de la masa rocosa y las condiciones superficiales de sus discontinuidades, lo que permite aproximar su comportamiento mecánico (Ramírez & Monge, 2004)

KPI (Key Performance Indicator): son métricas utilizadas para medir el nivel de eficiencia, cumplimiento y desempeño de los objetivos establecidos dentro de un proceso. Estos indicadores permiten evaluar cuantitativamente el rendimiento operativo mediante el monitoreo continuo de resultados, facilitando la toma de decisiones y la mejora de la productividad (Sanz & Santamaría, 2008).

Macizo rocoso competente: Macizo rocoso que presenta alta resistencia mecánica, baja fracturación y buena estabilidad estructural frente a las excavaciones subterráneas. Estas

condiciones favorecen la precisión de perforación, reducen la desviación de barrenos y permiten obtener mejores resultados en la fragmentación y el avance lineal (Gaston, 2009).

Costo por metro perforado: El costo por metro perforado es un indicador económico utilizado para determinar el gasto generado durante la ejecución de cada metro lineal de perforación en el macizo rocoso. Este costo considera factores como el consumo de energía o combustible, desgaste de brocas y barras, mano de obra, mantenimiento de equipos y condiciones geomecánicas de la roca (Gaston, 2009).

Costo por disparo: Corresponde al valor económico total requerido para realizar una voladura en un frente minero. Este indicador incluye el consumo de explosivos, accesorios de iniciación, mano de obra, carguío, disparo y actividades complementarias relacionadas con la fragmentación del macizo rocoso (Gaston, 2009).

Costo operativo: Valor económico total generado por el consumo de recursos necesarios para ejecutar las actividades productivas de una organización. En minería, el costo operativo comprende los gastos directos e indirectos asociados a las operaciones de perforación y voladura, incluyendo equipos, materiales, mano de obra, mantenimiento y demás actividades relacionadas con el ciclo de minado (Instituto de investigación geológico y energético, 2025).

CAPÍTULO III: METODOLOGÍA

3.1. Ámbito de estudio

Esta investigación se centra en el Proyecto de Integración CX 113SE de la Unidad Minera Morococha en Junín, Perú, específicamente en las operaciones de perforación y voladura, con el objetivo de mejorar el avance lineal mediante la implementación de barrenos de 18 pies. La investigación se enfocará en analizar los parámetros geomecánicos para el diseño de la malla de perforación, los parámetros técnicos de perforación y voladura y los KPI's de costo operativo. A través de este análisis, se pretende evaluar cómo la implementación de barrenos de 18 pies puede mejorar el avance lineal y reducir los costos operativos en el proceso de extracción de mineral, considerando las condiciones geomecánicas y operativas específicas de la unidad minera. La comparación entre ambos tipos de barrenos proporcionará datos clave para la mejora de los recursos y la mejora de la eficiencia operativa en el proyecto.

3.2. Tipo y nivel de la investigación

3.2.1. Tipo de la Investigación

La investigación es de tipo aplicativo, debido a que se emplearon conocimientos obtenidos de las investigaciones, estos conocimientos sirvieron para dar solución al problema planteado Hernández y Mendoza (2018),.

3.2.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo, evaluativo – correlacional. Es descriptivo ya que el contexto espacio - temporal está determinado, además se ha tomado datos previos de rendimiento y Kpi's establecidos en la unidad minera, también es correlacional porque las variables requieren ser relacionadas para lograr el objetivo de mejorar el avance lineal (Cabezas et al., 2018).

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Hernández y Mendoza (2018), la población se define como el conjunto total de elementos que cumplen con las características comunes que interesan a la investigación, y debe ser seleccionada cuidadosamente para garantizar la representatividad de los resultados. La población esta constituida por todas las operaciones de perforación y voladura realizadas en las labores de desarrollo de la zona Piritosa en la Unidad Minera Morococha.

3.3.2. Muestra

La investigación esta desarrollada sobre una muestra no probabilística. De acuerdo con Ñaupas et al. (2018), el muestreo no probabilístico es empleado cuando se seleccionan unidades que cumplen con criterios específicos siguiendo el criterio del investigador, en este caso se tuvo como premisa comparar los dos tipos de barrenos de 14 y 18 pies en un tipo de roca III A-B. En ese sentido, la muestra incluye 20 ciclos de perforación y voladura realizados en el Proyecto de Integración CX 113SE de la zona Piritosa en la Unidad Minera Morococha. Para garantizar la validez de los resultados, se tomó como referencia tanto los ciclos que utilizan barrenos de 14 pies como los ciclos con barrenos de 18 pies implementados experimentalmente.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

Recolección en Campo:

Se realiza un monitoreo constante para evaluar y registrar el proceso de perforación y explosión en el sitio, asegurando que los taladros estén correctamente alineados con las guías y

que se cumpla con la malla de perforación. Se mide el avance real con un distanciómetro láser que se coloca antes de cada detonación, y se documentan los datos obtenidos.

Documentales:

Se revisó el historial de avances mensuales, informes de geomecánica y reportes de productividad, relacionándolos con los costos operativos en relación al uso de explosivos y materiales de perforación. También se examinaron los estándares de la compañía para el diseño de las mallas de perforación y se consultó el manual de FAMESA sobre el uso de explosivos y accesorios.

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

Para obtener la información necesaria, se empleó un formato de registro técnico (Reporte de Perforación y Voladura). Esta herramienta facilitó la recopilación organizada de los datos operativos y las variables de ingeniería relacionadas con ambas etapas del ciclo minero.

Herramientas:

- Libreta de Campo: Se utilizó un distanciómetro láser para medir el avance real posterior a cada explosión y un flexómetro para asegurar el cumplimiento de la malla de perforación y la profundidad de los taladros.
- Ficha Documental: Se emplearon registros históricos de perforación y explosión proporcionados por el área de productividad y reportes de geomecánica.

Método de aplicación:

El reporte de perforación y explosión se completó en cada ciclo de perforación y detonación, recopilando la cantidad de taladros perforados, la longitud de perforación, el consumo de explosivos, el avance real por disparo y las observaciones del trabajo. Se realizó el seguimiento

continuo durante 20 disparos antes y después de la implementación de barrenos de 18 pies, asegurando la consistencia en las condiciones geomecánicas y operativas..

3.5. Procesamiento de datos

Para el tratamiento de los datos recopilados previamente se aplicó un análisis, utilizando técnicas cuantitativas para evaluar la efectividad de la implementación de barrenos de 18 pies en la perforación y explosión del proyecto de integración CX 113SE, en los siguientes pasos:

3.5.1. Estadística descriptiva

El tratamiento de datos incluyó el cálculo de promedios, desviaciones estándar y cambios porcentuales. Esto permitió contrastar el rendimiento del avance lineal y el factor de avance antes y después de la introducción de barrenos de 18 pies, así como evaluar la eficacia de las explosiones comparando las de 14 pies y 18 pies.

3.5.2. Análisis de costos

Se cotejan los gastos operativos (perforación y explosivos) antes y después de la adopción de barrenos de 18 pies, calculando el ahorro económico por metros ejecutado.

3.5.3. Validación de la técnica

Se compararon los hallazgos con los criterios teóricos del modelo matemático de R. Holmberg y J. Konya, comprobando si las cargas y los intervalos utilizados producen resultados ideales. La información fue analizada en Microsoft Excel para realizar cálculos estadísticos elementales y elaborar gráficos comparativos; los resultados fueron contrastados con los informes mensuales de progreso del departamento de productividad.

CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados

4.1.1. Geomecánica de la zona piritosa en la Unidad Minera Morococha

4.1.1.1. Geomecánica.

Los estudios geomecánicos llevados a cabo en las actividades de desarrollo en las diversas áreas operativas de la región piritosa de la U. M. Morococha, permitieron caracterizar el comportamiento del macizo rocoso presente en el yacimiento. Para ello, se consideraron parámetros como el índice RMR, la clasificación GSI y la tipología de la roca. Los resultados determinaron el predominio de roca de clase IIIA-B, información que sirvió como fundamento técnico para replantear la malla de perforación y adecuarla a las condiciones geomecánicas identificadas.

4.1.1.2. Cartilla geomecánica.

La cartilla geomecánica utilizada en la Unidad Minera Morococha fue elaborada por el departamento de geomecánica, tomando como base la metodología propuesta por (Hoek et al., 1998) para la clasificación del macizo rocoso. Esta cartilla presenta la correlación entre los índices de resistencia geológica (GSI) y el índice de clasificación del macizo rocoso (RMR), además de establecer el tipo de sostenimiento recomendado y el tiempo de autosoporte correspondiente para cada categoría del macizo rocoso. La figura 10, muestra la cartilla geomecánica empleada en la operación.

Figura 10

Cartilla geomecánica

ALPAYANA ARGENTUM S.A. UM MOROCOCHA DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX) (ÍNDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA) (HOEK (1997), KAISER & SANDEN (1998)) ENERO - 2024 (V.02)		CONDICIÓN ESTRUCTURAL:	
CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidos in-situ con un flexómetro. La voladura deficiente afecta esta condición. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota, se toma en cuenta la rugosidad, alteración de paredes y relleno de las discontinuidades.		CONDICIÓN SUPERFICIAL:	
BUENA (MUY RESISTENTE FRESCA) (B) SUPERFICIE DE DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA). RES 100 a 250 MPa.		RESILIENTE (RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, ALTERACIÓN LEVE PROPULSIVA Y SILICIFICADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (menor a 2.0 mm), RELLENO DURO. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). RES 50 a 100 MPa.	
MODERADAMENTE RESISTENTE (MODERADAMENTE ALTERADA) (M) DISCONTINUIDADES LISAS, ALTERACIÓN ANGULAR MODERADA CON MANCHAS DE ÓXIDO, ABIERTAS (de 2.0 a 5.0 mm), RELLENO BLANDO. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). RES 20 a 50 MPa.		MUY POCAS (MUY POCAS) (P) DISCONTINUIDADES LISAS, ALTERACIÓN ANGULAR MODERADA CON MANCHAS DE ÓXIDO, ABIERTAS (de 2.0 a 5.0 mm), RELLENO BLANDO. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). RES 5 a 20 MPa.	
NO TIENE RQD (NO TIENE RQD) (N) DISCONTINUIDADES LISAS, ALTERACIÓN ANGULAR MODERADA CON MANCHAS DE ÓXIDO, ABIERTAS (de 2.0 a 5.0 mm), RELLENO BLANDO. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). RES 5 a 20 MPa.		CONDICIÓN ESTRUCTURAL:	
LEVEMENTE FRACTURADO (L) TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADOS ENTRE EL (RQD 75 - 90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)		(A)	(A)
MODERADAMENTE FRACTURADO (M) MUY BIEN TRABAJADA, NO DISTURBADA BLOQUES CÓNICOS FORMADO POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75)		(A)	(A)
MUY FRACTURADO (MP) MODERADAMENTE TRABAJADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50)		(A)	(A)
INTENSAMENTE FRACTURADO (IF) PLECAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MANCHAS DE DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0-25)		(A)	(A)
TEXTURADA/BUILDO (T) NO TIENE RQD NO SE OBSERVA FRACTURAMIENTO		(A)	(A)

SOSTENIMIENTO	
LABORES PERMANENTES > 3 años	
II	PERNOS SPLIT SET 7' espaciados a 1.8m x 1.8m en forma de rombo (espaciamento entre fila y fila a 1.80m).
IIIA	Malla + Split Set 7' espaciados a 1.50m x 0.90m en forma de rombo. SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 1.8m x 1.8m.
IIIB	Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.30m x 0.9m, los pernos colocar en rombo. SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 1.5m x 1.5m.
IVA	SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.50m x 1.30m en forma de rombo. Colocar malla de sacrificio + SS 4'.
IVB	SH 2" + Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.2m x 0.85m + SH 1" en intersecciones/ SH 3" + P. EXP. 1.5 X 1.3m; Colocar arco noruego a 1.20m previa evaluación geomecánica. SH 2" de sacrificio.
V	SH 2" preventivo más CIMBRAS METÁLICAS H-6/ CIMBRA OMEGA THN-29 espaciados de 1m -1.2m. Previa Evaluación Geomecánica.
LABORES TEMPORALES < 3 años	
II	PERNOS SPLIT SET 7' espaciados a 1.8m x 1.8m en forma de rombo (espaciamento entre fila y fila a 1.80m).
IIIA	Malla + Split Set 7' espaciados a 1.50m x 0.90m en forma de rombo. SH 2" desde gradiente + SPLIT SET espac. 1.8m x 1.8m.
IIIB	Malla + SPLIT SET 7' espaciados a 1.30m x 0.9m, los pernos colocar en rombo. SH 2" desde gradiente + SPLIT SET 1.5m x 1.5m.
IVA	SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.50m x 1.50m en forma de rombo. Colocar malla de sacrificio + SS 4'.
IVB	SH 2" + Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.2m x 0.85m + SH 1" en intersecciones/ SH 3" + P. EXP. 1.5 X 1.3m; Colocar arco noruego a 1.20m previa evaluación geomecánica. SH 2" de sacrificio.
V	SH 2" preventivo más CIMBRAS METÁLICAS H-6/ CIMBRA OMEGA THN-29 espaciados de 1m -1.2m. Previa Evaluación Geomecánica.
NOTA: Cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realiza bajo evaluación y recomendación del área de geomecánica.	

Nota. Adaptado del área de geomecánica U.M. Morococha

Figura 11

Clasificación RMR del macizo rocoso

LEYENDA ESTRUCTURAL			CODIGO DE COLORES	DESCRIPCIÓN DE LA ROCA	VALIDACIÓN SEGUN RMF
	FALLA		II	BUENA	61 - 70
	JUNTAS		III A	REGULAR A	51 - 60
	DIACLASA		III B	REGULAR B	41 - 50
	FOLIACION		IV A	POBRE A	31 - 40
	HUMEDO		IV B	POBRE B	21 - 30
	FLUJO DE AGUA		V	MUY POBRE	00 - 20

Nota. Adaptado del área de geomecánica U.M. Morococha

Figura 12

Clasificación GSI para labores permanentes > 3 años

SOSTENIMIENTO	
LABORES PERMANENTES > 3 años	
II (A)	PERNOS SPLIT SET 7' espaciados a 1.8m x 1.8m en forma de rombo (espaciamiento entre fila y fila a 1.80m).
IIIA (B)	Malla + Split Set 7' espaciados a 1.50m x 0.90m en forma de rombo. SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 1.8m x 1.8m.
IIIB (C)	Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.30m x 0.9m, los pernos colocar en rombo. SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 1.5m x 1.5m.
IVA (D)	SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.50m x 1.30m en foma de rombo. Colocar malla de sacrificio + SS 4'.
IVB (E)	SH 2" + Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.2m x 0.85m + SH 1" en intersecciones/ SH 3" + P. EXP. 1.5 X 1.3m; Colocar arco noruego a 1.20m previa evaluación geomecánica. SH 2" de sacrificio.
V (F)	SH 2" preventivo más CIMBRAS METÁLICAS H-6/ CIMBRA OMEGA THN-29 espaciados de 1m -1.2m. Previa Evaluación Geomecánica.

Nota. Adaptado del área de geomecánica U.M. Morococha

La figura 12, muestra los tipos de sostenimiento a emplear para labores permanente, como cruceros y rampas. En función a la calidad del macizo rocoso.

Figura 13

Clasificación GSI para labores temporales < 3 años

LABORES TEMPORALES < 3 años	
II (A)	PERNOS SPLIT SET 7' espaciados a 1.8m x 1.8m en forma de rombo (espaciamiento entre fila y fila a 1.80m).
IIIA (B)	Malla + Split Set 7' espaciados a 1.50m x 0.90m en forma de rombo. SH 2" desde gradiente + SPLIT SET espac. 1.8m x 1.8m.
IIIB (C)	Malla + SPLIT SET 7' espaciados a 1.30m x 0.9m, los pernos colocar en rombo. SH 2" desde gradiente + SPLIT SET 1.5m x 1.5m.
IVA (D)	SH 2" desde gradiente + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.50m x 1.50m en forma de rombo. Colocar malla de sacrificio + SS 4'.
IVB (E)	SH 2" + Malla + PERNOS EXPANSIVOS 7' espaciados a 1.2m x 0.85m + SH 1" en intersecciones/ SH 3" + P. EXP. 1.5 X 1.3m; Colocar arco noruego a 1.20m previa evaluación geomecánica. SH 2" de sacrificio.
V (F)	SH 2" preventivo más CIMBRAS METÁLICAS H-6/ CIMBRA OMEGA THN-29 espaciados de 1m -1.2m. Previa Evaluación Geomecánica.
NOTA: Cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realiza bajo evaluación y recomendación del área de geomecánica.	

Nota. Adaptado del área de geomecánica U.M. Morococha

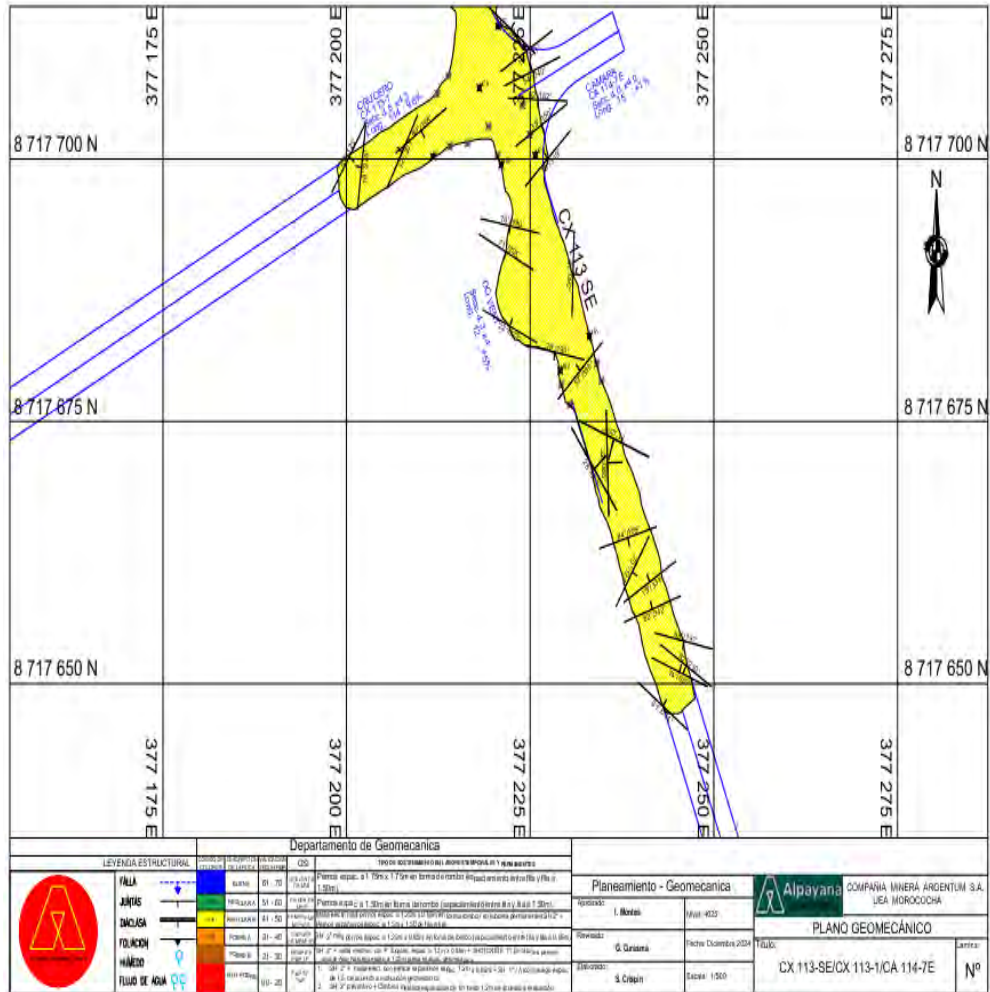
La figura 13, muestra los tipos de sostenimiento recomendados para labores temporales con una vida útil menor a tres años, como galerías, subniveles y cortadas, correspondientes a las labores de preparación. El sostenimiento se selecciona en función de la calidad del macizo rocoso, determinada mediante la evaluación geomecánica realizada en campo.

4.1.1.3. Mapeo geomecánico zx1ona piritosa.

El mapeo geomecánico realizado en el proyecto de integración CX 113SE de la zona piritosa, donde se representan las estructuras geológicas identificadas, tales como discontinuidades, orientaciones y buzamientos, sobre un plano georreferenciado. El área evaluada está delimitada en color amarillo, destacándose las orientaciones estructurales y la simbología correspondiente al sistema de clasificación geomecánica utilizada por el área de geomecánica de la U.M. Morococha. Así como se muestra en la figura 14.

Figura 14

Mapeo geomecánico CX 113SE



Nota. Adaptado del área de geomecánica U.M. Morococha

El estudio geomecánico efectuado en el frente de desarrollo del Proyecto de Integración CX 113SE permitió determinar las características del macizo rocoso para establecer una malla de perforación adecuada al empleo de barrenos de 18 pies. Esta evaluación estuvo orientada a incrementar el avance por disparo y optimizar el desempeño de las operaciones. La calidad de la roca se determinó mediante el sistema de clasificación RMR, el cual considera factores como la resistencia del material rocoso, las discontinuidades presentes y las condiciones geomecánicas del entorno. Los resultados obtenidos constituyeron la base técnica para definir la profundidad de perforación, la separación entre los taladros y la distribución de la carga explosiva.

Tabla 9

Índice de la calidad de la roca

Clase	Índice	Calidad de la roca
Clase I	$RMR > 80$	Roca muy buena
Clase II	$80 > RMR > 60$	Roca buena
Clase III	$60 > RMR > 40$	Roca media
Clase IV	$40 > RMR > 20$	Roca mala
Clase V	$RMR < 20$	Roca muy mala

Nota. Obtenido de Bieniawski, (1989)

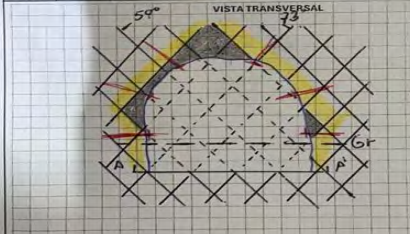
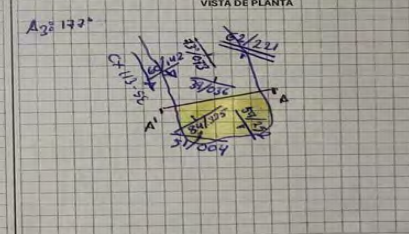
De acuerdo con las mediciones realizadas, el macizo rocoso del frente de operación se encuentra clasificado como roca de calidad media (Clase III, RMR 41-60). Esta clasificación indica un macizo fracturado moderadamente, lo que permite diseñar barrenos de mayor longitud (18 pies) sin comprometer la estabilidad del frente, mejorando así el avance lineal y reduciendo la frecuencia de ciclos de perforación y voladura. La información obtenida de los parámetros geomecánicos constituye la base para el diseño de la malla de perforación, asegurando un

equilibrio entre eficiencia de avance, control de fragmentación y consumo de explosivo, elementos clave para la mejora operativa del proyecto.

4.1.1.4. Clasificación geomecánica zona piritosa – CX 113 SE

Figura 15

Recomendación geomecánica

FORMATO DE RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA										G-ARG-PLAN-02 Versión N° 3	
EJECUTADO POR: <i>Josaphine María Quispe</i>		TURNO: <i>Noche</i>		CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA						CALIDAD DE ROCA	
NIVEL: <i>4025</i>				ÁREA/ZONA	OSI	RMRSS	CALIDAD				
LABOR: <i>CX 113-SE</i>				CORONA/TECHO	<i>MF/R</i>	<i>45-50</i>	<i>III B</i>				
ZONA/VETA: <i>Piritosa/calcificada</i>				HASTIAL IZQ.	<i>MF/R</i>	<i>45-50</i>	<i>III B</i>				
FECHA: <i>03/08/25</i>				HASTIAL DER.	<i>MF/R</i>	<i>45-50</i>	<i>III B</i>				
TIPO LABOR: ☒ PERMANENTE ☐ TEMPORAL				Otros:				CRITICIDAD DE LABOR			
								BAJO ☐			
								MEDIO ☒			
								ALTO ☐			
DISCONTINUIDADES				CONDICIONES DEL TERRENO				ETAPA (CICLO MINADO)			
☒ Subparalelas				☒ Humedo				CON CARGA (PV) ☐			
☒ Subtransversales				☒ Mojado				PROCESO LIMPIEZA ☐			
☐ Subhorizontales				☐ Coteo				DESATE ☐			
☐ Falsa Caja				☐ Flujo				PROCESO SOST. ☒			
☐ Zona Brechada				☐ Labor cercana				SOSTENIDO ☒			
☐ Z. Falta y/o Panizado				☐ Voladura deficiente				PERFORACIÓN ☐			
☐ Rugoso				☐ Triturado							
☐ Liger. Rugoso				☐ Muy Alterada							
☐ Suave				☒ Liger. Alterada							
☐ Estruct. Mineralizada				☒ Cuñas y Bloques Suelos							
				☐ Daño al sostenimiento							
FECHA ACT.:	HORA	ETAPA	ANCHO	ALTO	AVANCE	OBSERVACIONES			FIRMA		
* Actualización de la recomendación cuando las condiciones del terreno se mantienen o no tienen cambios significativos, se mantiene la calidad de roca.											
SOSTENIMIENTO RECOMENDADO											
<i>CX 113-SE → sost. shot 2" + p. 5 p 7 E=1.8 a 1.8 m.</i>											
SHOTCRETE		PERNOS		ESPACIAMIENTO DE PERNOS		MALLA		REFUERZO			
2" ☒	SPLIT SET		1.8X1.8	☒	1.5X1.3		MALLA #12 ☐	CABLE BOLTING ☐			
3" ☐	SWELLEX		1.5X1.5	☐	1.5X0.9		MALLA #8 ☐	WOOD PACK ☐			
SH SM	MINI SPLIT		1.3X1.3	☐	1.3X0.9		Malla desde Gradiente	ARCO NORUEGO ☐			
SH SCR	SPILLING BAR		Cumplir distribución (Espaciado)				Asegurar Pegado y Trastape.	CIMBRA H-4/6 ☐			
VISTA TRANSVERSAL				VISTA DE PLANTA							
											
FIRMA / ÁREA GEOMECÁNICA				FIRMA / OPERACIONES MINA				FIRMA / ÁREA DE SEGURIDAD			
PROHIBICIONES						OBLIGACIONES					
1. Prohibido ejecutar el sostenimiento sin el desate de rocas sueltas.						1. Desate de rocas minucioso, antes, durante y después de cada actividad.					
2. Prohibido lanzar shotcrete sobre área con desate deficiente o sobre malla cargada.						2. En labores mayores a 4.0m es obligatorio el desate mecanizado.					
3. Prohibido dejar sin sostenimiento el tope (frente) de la labor paralizada.						3. Uso obligatorio de cantilanes para marcado de malla de sostenimiento con pernos.					
4. Prohibido desatar las rocas con herramientas defectuosas o equipo mecánico deficiente.						4. Cumplir con el estándar y procedimiento de instalación de sostenimiento.					
5. Prohibido exponerse bajo áreas sin sostenimiento.						5. Realizar voladura controlada, cumplir diseño de proyecto, evitar sobrotura.					
6. Prohibido realizar desate manual en labores con altura mayor a 4.0m.						6. Firmar el formato de recomendación geomecánica por los responsables.					

Nota. Adaptado del Área de geomecánica U. M. Morococha

Tabla 10*Resultados de la evaluación geomecánica CX 113 SE*

Labor	RMR	GSI	Tipo de roca
CX 113 SE – corona / techo	45 - 50	MF/R	III B
CX 113 SE – hastial izquierdo	45 - 50	MF/R	III B
CX 113 SE – hastial derecho	45 - 50	MF/R	III B

Nota. Adaptado del Área de Geomecánica U.M. Morococha

En la Tabla 10 se muestra el resultado de la evaluación geomecánica de la zona piritosa específicamente del proyecto de integración CX 113SE. El frente de excavación del Proyecto de Integración CX 113SE presenta un macizo rocoso de tipo media, clasificado como Clase III (B) según el índice RMR, con un rango de 45 a 50, lo que indica una fracturación ligera del macizo rocoso y permite la implementación de barrenos más largos para mejorar el avance lineal. Para garantizar la estabilidad del frente, se aplicó sostenimiento SH 2" desde gradiente, complementado con pernos expansivos, conforme a las recomendaciones geomecánicas de la Unidad Minera Morococha.

4.1.2. Descripción de las operaciones de la zona piritosa en la Unidad Minera Morococha

4.1.2.1. Ciclo de minado.

El ciclo de minado comprende el conjunto de operaciones ejecutadas de manera secuencial para obtener el avance programado en una labor minera. En la Unidad Minera Morococha, el personal de operaciones inicia sus actividades a las 7:00 horas en la jornada diurna y a las 19:00 horas en la jornada nocturna. El disparo correspondiente al turno de día se realiza aproximadamente a las 17:30 horas, mientras que en el turno nocturno se programa para las 5:30 horas. En ambos turnos se dispone de 9,5 horas efectivas para la ejecución de las actividades operativas, luego de descontar una hora destinada al almuerzo o refrigerio. Los tiempos promedio

requeridos para cada una de las etapas que conforman este ciclo se presentan en la tabla correspondiente. En el Proyecto de Integración CX 113SE, la jornada operativa se amplía en una hora, alcanzando 10,5 horas de trabajo efectivo, debido a la importancia y prioridad asignadas a esta labor dentro de la Unidad Minera Morococha.

Tabla 11

Toma de tiempos del ciclo de minado CX 113 SE

Orden	Actividad	Tiempo promedio 14ft	Tiempo promedio 18ft
1	Regado	0.25 h	0.25 h
2	Limpieza	2.00 h	2.5 h
3	Desate mecanizado	0.50 h	0.75 h
4	Sostenimiento	2.00 h	2.50 h
5	Perforación	2.5 h	3.5 h
6	Carguío y voladura	0.75 h	1.00 h
Total	Tiempo neto de ciclo minado	8.00 h	10.5 h

Nota. Elaboración Propia

4.1.2.2. Perforación.

La perforación constituye una etapa determinante del ciclo de excavación, debido a que prepara los taladros que posteriormente serán cargados y detonados para conseguir el avance de la labor. La precisión alcanzada durante este proceso influye en la eficiencia de la voladura, la fragmentación de la roca y el tamaño del material obtenido. Por ello, deben controlarse la profundidad, el paralelismo y la estabilidad de los taladros.

Para una malla de 14 pies, conformada por 52 taladros, de los cuales 48 presentan un diámetro de 45 mm y 4 corresponden a taladros rimados de 102 mm, se registró un tiempo efectivo promedio de 2,5 horas. Este periodo incluye la instalación del equipo, el pintado de la malla y su

posicionamiento en el frente. En cambio, la ejecución de la perforación con barrenos de 18 pies requirió aproximadamente 3,5 horas.

Tabla 12

Características jumbo frontonero

Jumbo frontonero	Características
Marca	Epirock
Modelo	S1D
Perforadora	COP 18007D
Shank adapter	T38, R32

Nota. Adaptado del Área de Mantenimiento U.M. Morococha

4.1.2.3. Carguío y voladura.

Consiste en la acción de colocar el explosivo de acuerdo a su posición, el tiempo de retardo y la cantidad necesaria, para luego llevar a cabo la voladura. Esta acción genera gases a elevadas temperaturas y presiones que fragmentan la roca, permitiendo así avanzar o producir metros. Antes de esta investigación, el tiempo promedio para realizar el carguío en un frente de 14 pies era de 0.75 horas. Ahora, al considerar un frente de 18 pies, el tiempo requerido para el carguío es de 1.00 horas.

Tabla 13

Características de equipo cargador de Anfo

Equipo Jet - Anol	Características
Marca	SMI
Tipo	Jet - Anol
Capacidad	125 litros
	Aire comprimido
	Min. 85 PSI
Alimentación	Max. 140 PSI

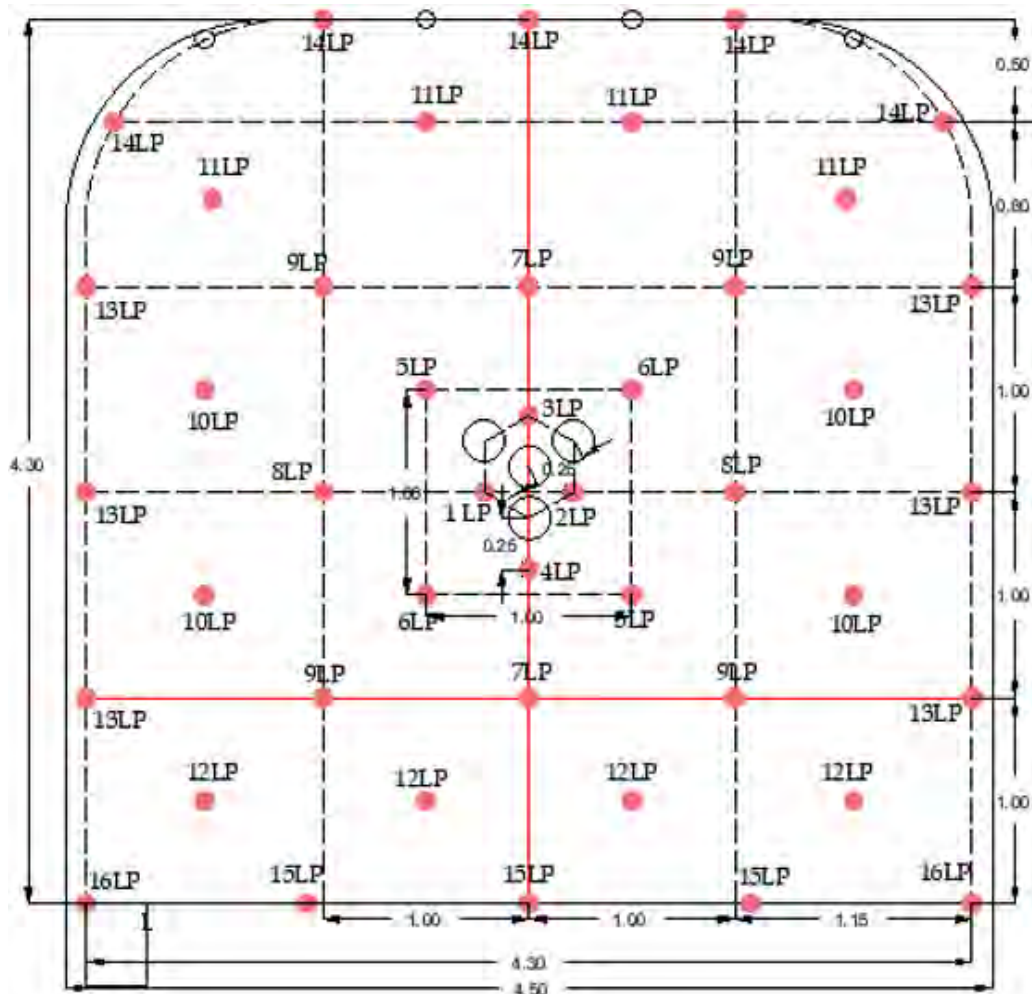
Nota. Adaptado del Área de Mantenimiento U.M. Morococha

4.1.3. Parámetros técnicos de perforación y voladura antes de la implementación – 14 pies

4.1.3.1. Malla de perforación – diseño inicial

Figura 16

Diseño de malla inicial para frente de sección 4.50 m x 4.30 m, roca tipo III A-B



Nota. Elaboración Propia

La Figura 16 muestra la malla de perforación diseñada para una sección de 4.50m x 4.30m en un macizo rocoso de tipo III A-B, correspondiente a una longitud de perforación de 14 pies. Este diseño ha sido empleado en el Proyecto de Integración CX 113 SE, ubicado en la Zona Piritosa de la Unidad Minera Morococha.

La malla de perforación está conformada por 44 taladros de producción, 4 taladros de alivio (recorte) y 4 taladros de rimado, distribuidos de acuerdo con las características geomecánicas del macizo rocoso y los criterios de diseño de perforación y voladura. Asimismo, en la figura se aprecia la secuencia de iniciación de los retardos, la cual comienza en el arranque, continúa con los taladros de ayuda y finaliza en el arrastre.

Figura 17

Diseño de carga de explosiva para 14 pies



Nota. Elaboración Propia

La Figura 17 representa la distribución de la carga explosiva en los taladros de arranque, ayudas, corona, arrastre y cuadrador. Este diseño buscaba garantizar una fragmentación adecuada y un avance uniforme del frente, constituyendo la base de comparación para la mejora proyectada en el incremento de longitud de perforación de 14 a 18 pies.

4.1.3.2. Consumo de explosivo antes de la implementación – 14 pies

Tabla 14

Cálculo de consumo de explosivo – 14 pies

SECUENCIA DE SALIDA	CARGUÍO CON EXPLOSIVO											
	UBICACIÓN			COLUMNA	CARTUCHOS POR TALADRO			TOTAL		DENSIDAD	LONGITUD	
					DE ANFO	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	EMULNOR 1000	EMULSIÓN	ANFO	DE CARGA	DE CARGA
	Denominación	Cargados	Rimados /alivio	Ø = 45 mm	1 1/2x8	1 1/2x8	1 1/2x8	Kg	Kg	Kg/tal	m	m
1	Arranque	4	4	3,20		1		1,04	17,28	4,58	3,40	0,5
2	1ra. Ayuda	4		3,20		1		1,04	17,28	4,58	3,40	0,5
3	2da. Ayuda	4		3,00		1		1,04	16,20	4,31	3,20	0,7
4	3ra. Ayuda	4		3,00		1		1,04	16,20	4,31	3,20	0,7
5	Ayuda cuadrador	4		2,90		1		1,04	15,66	4,18	3,10	0,8
6	Ayuda arrastre	4		2,90		1		1,04	15,66	4,18	3,10	0,8
7	Ayuda de corona	4		2,90		1		1,04	15,66	4,18	3,10	0,8
8	Cuadrador	6		2,70		1		1,56	21,87	3,91	2,90	1.0
9	Corona	5	4	3,40		1		1,30	11,48	2,56	3,60	0,3
10	Arrastre	5		3,20		1		1,30	21,60	4,58	3,40	0,5
	TOTAL	44	8		0	44	0	11,46	168,89			

Nota. Elaboración Propia

La Tabla 14 muestra el cálculo de consumo de explosivo en un frente de sección 4.50 m x 4.30 m para 14 pies, donde se emplearon un total de 44 taladros producción (cargados), 4 de alivio y 4 rimados. Cada taladro fue cargado con columnas de ANFO de longitudes variables entre 2.90 y 3.40 m, complementadas con cartuchos de Emulnor 3000 (1 por taladro), sumando 44 cartuchos en total. El consumo global de explosivo alcanzó 168.89 kg de ANFO y 11.46 kg de emulsión, lo que representa un total de 180.35 kg de explosivo utilizado. La densidad de carga varió entre 2.56 y 4.58 kg/tal, con longitudes de carga entre 2.90 y 3.40 m y tacos de 0.3 a 1.0 m, según la ubicación (arranque, ayudas, corona, arrastre y cuadrador). Este diseño buscaba asegurar un arranque controlado y una fragmentación adecuada de la roca tipo III A-B, constituyendo el esquema base de voladura antes de la mejora propuesta en el proyecto de integración CX 113SE.

Tabla 15

Parámetros de Perforación y Voladura

Parámetros técnicos					
Sección	m ²	4,5 x 4,3	Taladros Cargados	unid.	44
Densidad de Roca	Tn/m ³	2,8	Taladros Perforados	unid.	52
Diámetro de Broca	mm	45	Faneles	unid.	44
Diámetro de Rimadora	mm	102	Carmex	unid.	2
Long. Prom. de Taladros	m	3,9	Cordón Detonante	m	51
Taladros Rimados	unid.	4	Mecha Rápida	m	0,2
Taladros de Alivio Corona	unid.	4			

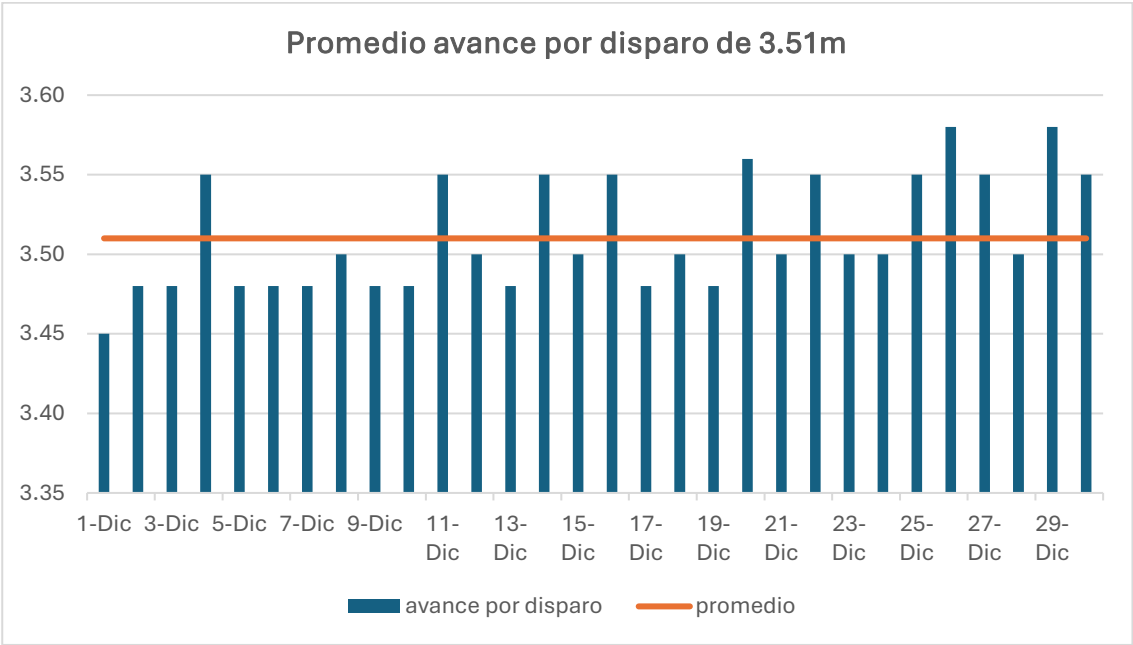
Nota. Elaboración Propia

4.1.3.3. Resultado de disparos y KPIs antes de la implementación.

En la U.M. Morococha en la zona piritosa se venía teniendo resultados del 90% en los disparos que se ha estado ejecutando con barrenos de 14 pies, siendo la línea base de 3.51

metros/disparo en promedio, este dato obtenido de una serie de disparos del mes de diciembre del año 2024. A continuación, se muestra el resultado de los disparos y los KPIs.

Figura 18
Grafico de eficiencia de avance por disparo (14 pies) - diciembre del 2024



Nota. Elaboración Propia

Tabla 16
KPIs de perforación y voladura – 14 pies

Indicadores	Unidad	Valor
Total, de explosivo	kg	180,34
Avance (90%)	m/disp	3,51
Volumen	m ³	67,92
Toneladas	tn	190,17
Factor de Avance	kg/m	51,38
Factor de potencia	kg/tn	0,95
Factor de carga	kg/m ³	2,66

Nota. Elaboración propia

La Tabla 16 presenta KPIs de perforación y voladura para barrenos de 14 pies aplicados en frente de sección 4.5 m x 4.3 m para roca tipo III A-B, correspondientes al periodo previo a la implementación de barrenos de 18 pies. En dichos registros se evidenció un consumo total de 180.34 kg de explosivo, con un avance del 90 %, equivalente a 3.51 m por disparo, lo que permitió alcanzar un volumen excavado de 67.92 m³ correspondiente a unas 190.17 toneladas de material. Asimismo, los factores operativos obtenidos reflejaron una eficiencia relativa al proceso, siendo estos: factor de avance con 51.38 kg/m, factor de potencia con 0.95 kg/tn y factor de carga con 2.66 kg/m³, valores que constituyeron la base de comparación para la posterior evaluación con barrenos de 18 pies en busca de mejorar los indicadores de desempeño y mejorar los costos operativos.

4.1.4. Costo de perforación y voladura antes de la implementación – 14 pies

4.1.4.1. Costo de perforación por disparo – 14 pies.

La perforación constituye una de las etapas más importantes del ciclo de perforación y voladura. En esta sección se determina el costo por metro perforado (US\$/m), el cual servirá como base para calcular el costo de perforación por frente correspondiente a la malla de perforación presentada anteriormente.

Para ello, inicialmente se emplearán los datos técnicos y económicos consignados en la Tabla 17 para obtener el costo unitario por metro perforado. Posteriormente, considerando el número de taladros y la longitud de perforación definidos en la malla de perforación utilizada, se calcula el costo total de perforación por frente, permitiendo evaluar el costo asociado al diseño de perforación empleado en el Proyecto de Integración CX 113 SE.

Tabla 17*Datos técnicos y costos asociados al equipo de perforación*

Información financiera		
Precio de adquisición	\$ 500 000	
Periodo de vida útil	5 años	20 000 horas
Valor residual	15%	
Tasa de interés	15%	
Seguro del equipo	2%	
Impuestos	3%	
Información de mantenimiento		
Proporción destinada a repuestos	89%	
Número de neumáticos	4	\$ 700
Frecuencia de impacto	4000 golp/min	
Aceite hidráulico para tanque de 200 L	11 \$/gal	500hrs
Componentes de perforación		
Broca de 45 mm, 7 botones	\$ 82	500 mp
Rimadora de 102 mm	\$ 281	600 mp
Barras de perforación	\$ 404	3500 mp
Adaptador de culata	\$ 250	2500 mp
Acople	\$ 150	1500 mp
Mano de obra directa		
Operador del jumbo	9.17 \$/hora	
Ayudante del equipo	5.83 \$/hora	

Nota. Adaptado del Área de costos y mantenimiento de la U.M. Morococha

La Tabla 17 presenta los datos técnicos y económicos considerados para el cálculo del costo por metro perforado. Entre ellos se incluyen los costos financieros, costos de mantenimiento, consumo de aceros de perforación y costos de mano de obra directa. Esta información constituye la base para el análisis de los costos de perforación.

4.1.4.1.1. Cálculo del rendimiento horario del equipo

$$R = \frac{Lb \times Nb \times e}{TP + Tm + Tprf}$$

Donde:

- R = Rendimiento horario de equipo (mp/h)
- Lb = Longitud de barra (m)
- Nb = Numero de brazos (1)
- E = eficiencia de operador (0.8 – 1)
- Tp = Tiempo de posicionamiento (min/tal)
- Tm = Tiempo de manipuleo (min/tal)
- $Tprf$ = Tiempo de perforación (min/tal)

$$R = \frac{4.26 \times 1 \times 0.9}{0.3 + 0.2 + 2.5}$$

$$R = 76.68 \text{ mp/hora}$$

4.1.4.1.2. Cálculo del costo de posesión

Cálculo del costo de depreciación

$$Cd = \frac{Va - Vr}{Vuh}$$

Donde:

- Cd = Costo de Depreciación (\$/h)
- Va = Costo de adquisición (\$)
- Vr = Valor residual (\$)
- Vuh = Vida útil en horas (h)

$$Cd = \frac{500000 - 75000}{20000}$$

$$Cd = 21.25 \text{ \$/hora}$$

Cálculo del costo de intereses de capital.

$$Ci = Va \times K \times Int$$

Donde:

- *Ci: costo de intereses imputado por hora de operación (US\$/h).*
- *Va: precio de adquisición del equipo (US\$).*
- *K: coeficiente de conversión a costo horario, equivalente a 0,0003.*

$$Ci = 500000 \times 0.0003 \times 15\%$$

$$Ci = 22.5 \text{ \$/hora}$$

- Cálculo del costo de los seguros.

$$Cs = Va \times K \times Ts$$

Donde:

- *Cs = Costo horario de seguros (\\$/h)*
- *Va = valor de adquisición (\$)*
- *K = Factor de conversión en horas (0.0003)*
- *Ts = Tasa de seguros (%)*

$$Cs = 500000 \times 0.0003 \times 2\%$$

$$Cs = 3 \text{ \$/hora}$$

- **Cálculo del costo de impuestos**

$$CImp = Va \times K \times Timp$$

Donde:

- $CImp$ = Costo horario de impuestos (\$/h)
- Va = valor de adquisición (\$)
- K = Factor de conversión en horas (0.0003)
- $Timp$ = Tasa de impuestos (%)

$$CImp = 500000 \times 0.0003 \times 3\%$$

$$CImp = 4.5 \text{ \$/hora}$$

4.1.4.1.3. Cálculo del costo de operación

- **Cálculo del costo de reparación y mantenimiento**

$$CMO = 80\% \times Cd$$

Donde:

- CMO = Costo de reparación y mantenimiento (\$/h)
- Cd = Costo de depreciación (\$/h)

$$CMO = 80\% \times 21.25$$

$$CMO = 17 \text{ \$/hora}$$

- **Cálculo del costo de combustible, lubricantes y filtros**

Tabla 18

Costos consumibles de mantenimiento

Recurso	Consumo	V. útil	Precio (\$)	\$/hora
Combustible	2.5		4.00	13
Grasa				0.14
Lubricantes	200	500	11	1.16
Filtro (20%)				3.04
Neumáticos	4	3000	700	0.93
Total, costos				18.27 \$/hora

Nota. Adaptado del Área de costos y mantenimiento de la U.M. Morococha

- **Cálculo del costo de mano de obra directa**

$Cmo = \text{Costo horario operador} + \text{Costo horario ayudante}$

$Cmo = 9.17 + 5.83$

$Cmo = 15 \text{ $/hora}$

- **Cálculo del costo de aceros:**

Tabla 19

Costos de piezas de desgaste

Acero	V. útil	Precio	Costo \$/mp	R	\$/hora
Broca 45mm	500	82	0.16	78.5	12.87
Barra 14 pies	3500	404	0.12	78.5	9.06
Shank adapter	2500	250	0.1	78.5	7.85
Coupling	1500	150	0.1	78.5	7.85
Total, costo					37.63 \$/hora

Nota. Adaptado del Área de costos y mantenimiento de la U.M. Morococha

4.1.4.1.4. Cálculo del costo horario.

El costo horario del equipo se obtuvo mediante la adición de los costos asociados con su posesión y funcionamiento. Los componentes considerados en este cálculo se presentan en la tabla siguiente

Tabla 20

Cálculo del costo horario

Costo	Valor	Unid
Costo de posesión (CP)		
Costo de depreciación	21.25	\$/hora
Costo de intereses de capital	22.25	\$/hora
Costo de seguros	3	\$/hora
Costo de impuestos	4.5	\$/hora
Costo de operación (CO)		
Costo de reparación y mantenimiento	17	\$/hora
Costo de consumibles	18.27	\$/hora
Costo de mano de obra	15	\$/hora
Costo de aceros	37.63	\$/hora
Total, costo horario (CP+CO)	139.15 \$/hora	

Nota. Elaboración propia

4.1.4.1.5. Cálculo del costo por metro perforado

$$$/mp = \frac{\text{Costo horario total}}{\text{Rendimiento horario}}$$

$$$/mp = \frac{139.15}{76.68}$$

$$$/mp = 1.82 \text{ $/metro perforado}$$

Tabla 21*Costo de perforación por metro perforado – 14 pies*

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por metro perforado	\$/m(perforado)	1.82
Numero de taladros perforados	und	52
Longitud de taladro	m	3.9
Avance / disparo (90%)	m/disp	3.51

Nota. Elaboración propia**4.1.4.1.6. Costo de frente perforado antes de la implementación – 14 pies***Costo de perforación por frente*

$$$/frente = costo \text{ por metro perforado} \times \text{Numero de taladros} \times \text{Longitud de taladro}$$

$$$/frente = 1.82 \times 52 \times 3.9$$

$$$/frente = 369.10 \text{ } \$/frente \text{ perforado}$$
Tabla 22*Costo de perforación por frente – 14 pies*

Indicadores	Unidad	Valor
Numero de taladros perforados	und	52
Longitud de taladro	m	3.9
Metros perforados por frente	m	202.8
Costo por metro perforado	\$/m	1.82
Costo de perforación de frente	369.10 \$/frente perforado	

Nota. Elaboración propia

La Tabla 22 correspondiente al costo de perforación por frente para 14 pies, muestra que se ejecutaron 52 taladros con una longitud individual de 3.9 m por taladro, obteniéndose un total

de 202.8 metros perforados por frente. Asimismo, el costo unitario de perforación fue de 1.82 dólares por metro perforado, generando un costo total de 369.10 dólares por frente perforado.

4.1.4.2. Costo de explosivo y accesorios por disparo – 14 pies

Tabla 23

Costo de explosivos y accesorios – 14 pies

Indicadores	Cantidad (kg)	P. Unitario (\$)	Total \$
SUPERFAM DOS (Anfo)	168.89	1.45	244.88
Emulnor 3000 1.1/2"x8"	11.46	0.73	8.35
Fanel LP	44 Pzs	0.78	34.14
Cordón Detonante 5P	51 m	0.40	20.40
Carmex 2.1m	2 Pzs	0.65	1.30
Mecha rápida Z-18	0.2 m	0.25	0.05
Total, explosivos/disparo	180.35 kg		
Total, costo de explosivo y accesorios		309.13 \$/disparo	

Nota. Elaboración propia

La Tabla 23 se presenta el costo de explosivos y accesorios utilizados para un frente de 14 pies. Se observa que el principal insumo empleado fue el SUPERFAM DOS (Anfo), con un consumo de 168.89 kg y un costo total de 244.88 dólares, representando el mayor porcentaje del costo total de voladura. Además, se emplea emulnor de 3000 1.1/2"x8" como cebo, con un consumo de 11.46 kg y un costo total de 8.35 dólares. Asimismo, se utilizaron accesorios complementarios como Fanel LP, cordón detonante, Carmex y mecha rápida, necesarios para garantizar la iniciación y secuencia adecuada de la voladura.

El costo total de explosivos y accesorios asciende a 309.13 dólares por disparo, valor que refleja la inversión para ejecutar el proceso de voladura en un frente de 14 pies.

4.1.4.3. Costo de perforación y voladura por metro avanzado – 14 pies

Tabla 24

Datos de costos de P&V por disparo – 14 pies

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por disparo	\$/disparo	369.10
Costo de voladura por disparo	\$/disparo	309.13
Longitud de taladro	m	3.9
Avance / disparo (90%)	m/disp	3.51

Nota. Elaboración propia

a) Costo de perforación por metro avanzado

$\$/m(\text{perforación}) = \text{costo de perforación por frente} / \text{Avance por disparo}$

$\$/m(\text{perforación}) = 369.10 / 3.51$

$\$/m(\text{perforación}) = 105.16 \text{ \$/metro de avance}$

b) Costo de voladura por metro avanzado

$\$/m(\text{voladura}) = \text{costo de voladura por frente} / \text{Avance por disparo}$

$\$/m(\text{voladura}) = 309.13 / 3.51$

$\$/m(\text{voladura}) = 88.07 \text{ \$/metro de avance}$

Tabla 25

Costo de perforación y voladura – 14 pies

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por metro de avance	\$/m	105.16
Costo de voladura por metro de avance	\$/m	88.07
Avance / disparo (90%)	m/disp	3.51
Costo de P&V por metro de avance	193.23 \$/m	

Nota. Elaboración propia

En la Tabla 25 se aprecia para un frente de 14 pies el costo de perforación por metro de avance es de 105.16 dólares, costo de voladura por metro de avance es de 88.07 dólares y por otra parte con un avance del 90% que corresponde a 3.51 m, por lo tanto se tiene un costo de perforación y voladura por metro de avance de 193.23 dólares.

4.1.5. Parámetros técnicos de perforación y voladura con la implementación - 18 pies

Para mejorar el avance lineal en el Proyecto de Integración CX 113SE, se implementan barrenos de 18 pies, para mejorar la eficiencia de perforación y voladura en el frente de sección de 4.50 m × 4.30 m con tipo de roca III A - B. Los principales parámetros técnicos evaluados son los siguientes:

Tabla 26

Parámetros técnicos de perforación y voladura – 18 pies

Ítems	Valor	Unidad
Ancho de labor	4.50	m
Alto de labor	4.30	m
Longitud de barra de perforación	18	pies
Longitud de perforación (95%)	5.1	m
Diámetro de perforación	45	mm
Diámetro de taladro rimado	102	mm
Densidad de roca	2.8	gr/cm ³
Tipo de explosivo	ANFO	
Densidad de explosivo	0.85	gr/cm ³

Nota. Elaboración propia

En la Tabla 26 se observa que la longitud promedio de perforación efectiva con barrenos de 18 pies es de 5,10 m, equivalente a un 95%. En cuanto al diámetro de perforación, taladros de

producción de 45 mm y 102 mm para taladros rimados. El tipo de explosivo a utilizar es el ANFO con una densidad equivalente a 0.85 gr/cm³. Además, el frente a perforar es sobre macizo roco estéril o desmonte de calidad III A – B con una densidad de roca de 2.3 gr/cm³.

4.1.5.1. Cálculos del diseño de la nueva malla de perforación y voladura – 18 pies

4.1.5.1.1. Numero de taladros.

Para determinar el número de taladros se empleará el método por perímetros, debido a que es el procedimiento que mejor se adapta al proyecto. Este método permite distribuir adecuadamente los taladros de acuerdo a la sección de la excavación y las características geomecánicas del macizo rocoso. En el presente estudio, el diseño se realiza considerando un macizo rocoso de tipo III A-B, correspondiente a una roca de calidad intermedia.

$$N_{tal} = (P/dt) + C \times S$$

Donde:

- N_{tal} = Número de taladros.
- P = Perímetro de la sección de la labor (16.48 m)
- S = Área de la sección de la labor (18.63 m²).
- dt = Distancia entre taladros (0.625 m)
 - 0.5 – 0.55 para roca dura.
 - 0.6 – 0.65 para roca intermedia.
 - 0.7 – 0.75 para roca suave.
- C = Coeficiente o factor de roca (1.5)
 - 2 para roca dura.
 - 1.5 para roca intermedia.
 - 1 para roca suave.

Seguidamente reemplazamos los valores en la expresión:

$$N_{tal} = (P/dt) + C \times S$$

$$N_{tal} = (16.48/0.625) + 1.5 \times 18.63$$

$$N_{tal} = 54 \text{ taladros}$$

De acuerdo al cálculo se obtiene 54 taladros en total, los cuales serán distribuidos en taladros de producción, taladros rimados y taladros de alivio como recorte, que será de mucha importancia para el diseño de malla de perforación.

4.1.5.1.2. Cálculo para el diseño de arranque y ayudas.

El arranque está constituido por taladros cargados y de alivio que, al detonar, originan el primer espacio libre dentro del frente. Esta abertura permite que los taladros posteriores dispongan de una superficie hacia la cual pueda desplazarse la roca fragmentada. Por esta razón, su diseño y ejecución constituyen una etapa determinante, puesto que cualquier deficiencia puede limitar el avance programado. Para establecer su geometría se aplicó el modelo de Holmberg, que organiza el arranque en cuatro secciones, complementado con el cuadro de Konya, mediante el cual se calcularon sus dimensiones en función del diámetro equivalente.

Tabla 27

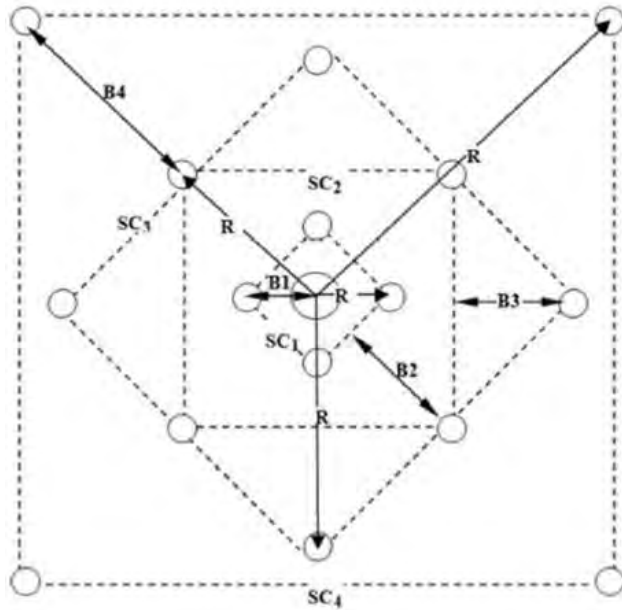
Cuadro de dimensiones de Konya

Parámetro	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
Burden	1,5 Dh	2,42 Dh	3,41 Dh	5,54 Dh
Radio	1,5 Dh	3,18 Dh	4,57 Dh	8,31 Dh
Espaciamiento	1,4 Dh	5,35 Dh	7,95 Dh	12,23 Dh
Taco	1,5 Dh	1,6 Dh	2,25 Dh	4,77 Dh

Nota. Adaptado de diseño de voladura J. Konya

Figura 19

Secciones del arranque



Nota. Adaptado de Modelo matemático de R. Holmberg

Cálculo del diámetro equivalente:

El diámetro equivalente es un parámetro empleado para determinar las dimensiones geométricas de las cuatro secciones que conforman el arranque. Su valor se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$D_h = (D_r \times \sqrt{N}) / 1000$$

Donde:

- D_h : diámetro equivalente, expresado en metros
- D_r : diámetro del taladro rimado, expresado en milímetros.
- N : cantidad de taladros rimados.

Para 1 taladro rimado, se obtiene el siguiente diámetro equivalente:

$$D_h = (102 \times \sqrt{1}) / 1000$$

$$D_h = 0.102\text{m}$$

a) Configuración para un taladro rimado ($D_h=0,102$ m)

Tabla 28

Dimensiones de arranque ($N=1$)

Parámetro	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
Burden	0.15	0.25	0.35	0.57
Radio	0.15	0.32	0.47	0.85
Espaciamiento	0.22	0.55	0.81	1.25
Taco	0.15	0.16	0.23	0.49

Nota. Elaboración propia

b) Configuración para dos taladros rimados ($D_h=0.144$ m)

Tabla 29

Dimensiones de arranque ($N=2$)

Parámetro	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
Burden	0.27	0.43	0.6	0.98
Radio	0.27	0.56	0.81	1.47
Espaciamiento	0.25	0.95	1.4	2.16
Taco	0.27	0.28	0.4	0.84

Nota. Elaboración propia

c) Configuración para tres taladros rimados ($D_h = 0.177$ m)

Tabla 30

Dimensiones de arranque ($N=3$)

Parámetro	Sección 1	Sección 2	Sección 3	Sección 4
Burden	0.27	0.43	0.6	0.98
Radio	0.27	0.56	0.81	1.47
Espaciamiento	0.25	0.95	1.4	2.16
Taco	0.27	0.28	0.4	0.84

Nota. Elaboración propia

d) Configuración para tres taladros rimados ($D_h = 0.204\text{m}$)

Tabla 31

Dimensiones de arranque ($N=4$)

Parámetro	Secc. 1	Secc. 2	Secc. 3	Secc. 4
Burden	0.31	0.49	0.7	1.13
Radio	0.31	0.65	0.93	1.7
Espaciamiento	0.29	1.09	1.62	2.49
Taco	0.31	0.33	0.46	0.97

Nota. Elaboración propia

Para establecer la configuración del arranque se tomaron como referencia los parámetros correspondientes a tres taladros rimados. A partir de estos valores se reajustaron las dimensiones y la ubicación de los taladros en cada cuadrante, procurando mantener una distribución simétrica y favorecer el aprovechamiento de la energía liberada por el explosivo. A continuación, la Tabla 32 presenta los parámetros de diseño que servirán de base para realizar los ajustes de la malla de perforación en las cuatro secciones analizadas. Dichos ajustes consideran la modificación de los parámetros de burden, radio de influencia y espaciamiento.

Tabla 32

Dimensiones de arranque ($N=3$) - Teórico

Parámetro	Secc. 1	Secc. 2	Secc. 3	Secc. 4
Burden	0.27	0.43	0.6	0.98
Radio	0.27	0.56	0.81	1.47
Espaciamiento	0.25	0.95	1.4	2.16
Taco	0.27	0.28	0.4	0.84

Nota. Elaboración propia

Tabla 33*Dimensiones de arranque (N=3) – Ajustado*

Parámetro		Secc. 1	Secc. 2	Secc. 3	Secc. 4
Burden	B=	0.25	0.35	0.50	0.70
Radio	R=	0.27	0.56	0.81	1.47
Espaciamiento	E=	0.25	1.00	1.40	2.00
Taco	T=	0.50	0.50	0.70	0.70

Nota. Elaboración propia

La Tabla 33 reúne los valores corregidos utilizados en el diseño de las cuatro primeras secciones de la malla de perforación. Para cada sección se determinaron el burden, el radio de influencia y el espaciamiento correspondiente. En la primera sección, por ejemplo, se consideró un burden de 0,25 m, un radio de influencia de 0,27 m y un espaciamiento de 0,25 m; el mismo procedimiento de interpretación se aplicó a las secciones restantes. Asimismo, las longitudes de taco consignadas en la tabla se tomaron como referencia inicial para calcular la columna explosiva, cuyos valores fueron posteriormente ajustados según el factor de carga.

4.1.5.1.3. Cálculo de taladros auxiliares, hastiales, corona y arrastre

a) Determinación de Burden máximo

Expresión de Konya

$$B = 0.012 \left(\frac{2x_{pexp}}{\rho_{roca}} + 1.5 \right) x \varphi_{exp}$$

Donde:

- B = Burden máximo (m)
- ρ_{exp} = Densidad del explosivo (g/cm³)
- ρ_{roca} = Densidad de la roca (g/cm³)
- φ_{exp} = Diámetro del explosivo (mm)

$$B_{max} = 0.012 (2 \times 0.85 / 2.7 + 1.5)$$

$$B_{max} = 1.14 \text{ m}$$

b) Determinación de Espaciamiento y Taco

Konya establece relaciones entre el burden máximo, el espaciamiento y el taco

- Taladros de ayuda (Auxiliares)

$$E = B_{max}$$

$$T = 0.5 \times B_{max}$$

$$E = 1.14 \text{ m}$$

$$T = 0.5 \times 1.14$$

$$T = 0.57 \dots (\text{teórico})$$

$$T = 0.80 \dots (\text{ajustado})$$

- Taladros de hastial

$$E = 1.1 \times B_{max}$$

$$T = B_{max}$$

$$E = 1.1 \times 1.14$$

$$E = 1.54 \text{ m}$$

$$T = 1.14 \dots (\text{teórico})$$

$$T = 1.00 \text{ m} \dots (\text{ajustado})$$

- Taladros de corona y arrastre

$$E = 1.2 \times B_{max}$$

$$T = 0.2 \times B_{max}$$

$$E = 1.2 \times 1.14$$

$$E = 1.68 \text{ m}$$

$$T = 0.2 \times 1.14$$

$$T = 0.23 \text{ m ... (teórico)}$$

$$T = 0.50 \text{ m ... (ajustado)}$$

En la corona se considera carga desacoplada con Anfo, por tanto, se dará el siguiente ajuste:

$$T = 0.30 \text{ m ... (ajustado)}$$

Las longitudes de los tacos servirán como un punto de partida para los cálculos de la columna explosiva y para diseñar la distribución de la carga explosiva. Este procedimiento consistirá en ajustar estos valores a un factor de carga y, de esta manera, determinar el consumo total de explosivo.

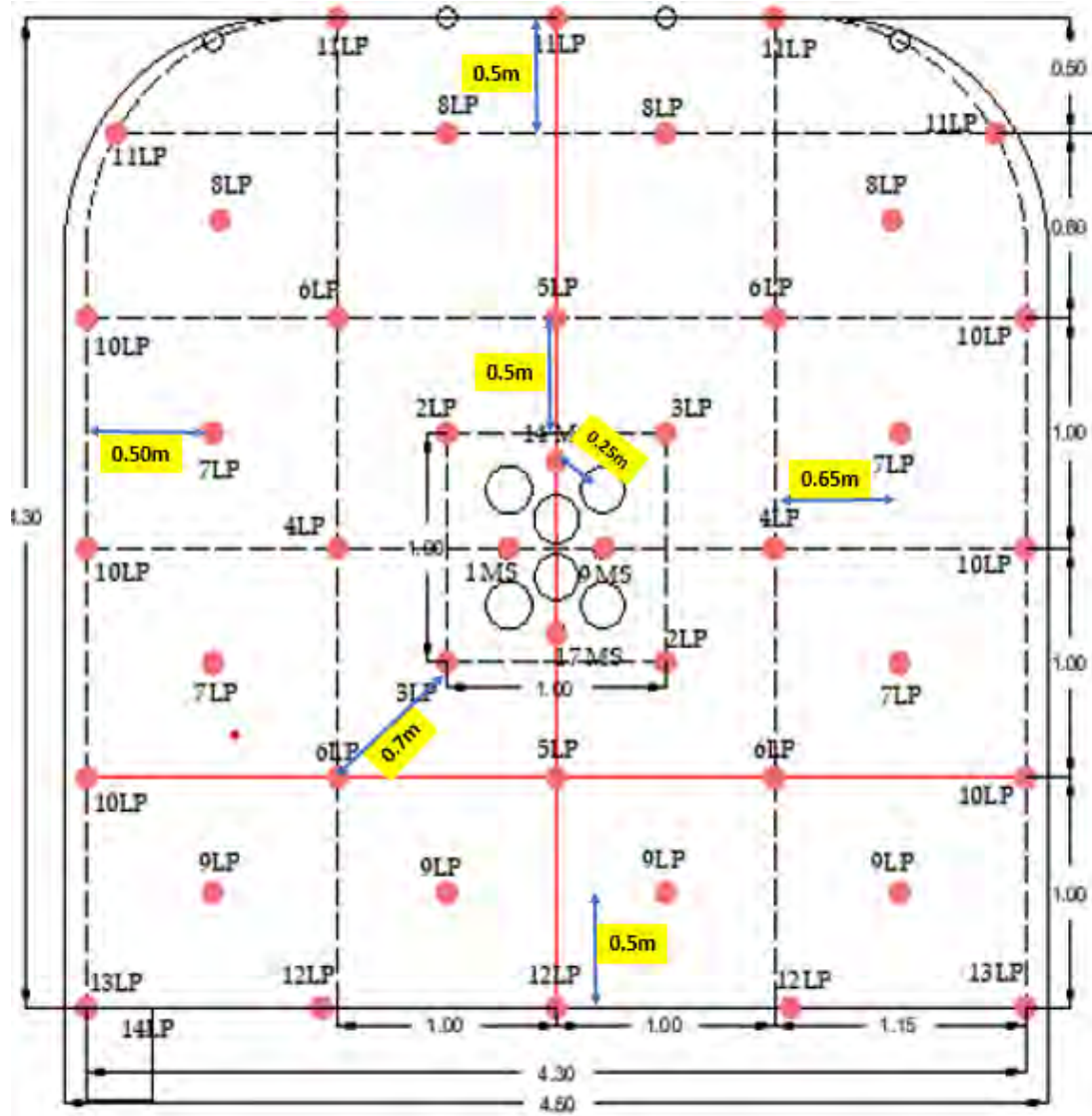
4.1.5.2. Parámetros de perforación – Diseño propuesto para 18 pies

Para completar el diseño se organizó de forma equilibrada la ubicación de los taladros de ayuda, hastiales y corona. Para ello, se emplearon las relaciones propuestas por Konya entre el espaciamiento y el burden máximo, con el fin de conservar una distribución uniforme en el frente.

A continuación, la Figura 20 presenta el diseño de la malla de perforación para una sección de $4.50 \text{ m} \times 4.30 \text{ m}$, correspondiente a una perforación con barrenos de 18 pies. En ella se observa la distribución de los taladros de arranque, taladros de ayuda, taladros auxiliares y taladros de contorno, los cuales han sido dispuestos de manera simétrica para mejorar el proceso de perforación y voladura. Asimismo, la figura muestra los parámetros de diseño, como el burden y el espaciamiento, cuya correcta definición es fundamental para lograr una adecuada fragmentación de la roca, un eficiente avance por disparo en el Proyecto de Integración CX 113SE, quedando configurada como se muestra en la figura.

Figura 20

Diseño propuesto de malla de perforación – 18 pies



Nota. Elaboración propia

Tabla 34*Parámetros de perforación – diseño propuesto para 18 pies*

Parámetro de diseño (18 pies)	Valor	Unidad
Clasificación de la roca	III A - B	
Índice RMR	45 - 50	
Cantidad total de taladros de 45 mm	48	unidades
Cantidad de taladros rimados de 102 mm	6	unidades
Cantidad total de taladros cargados	44	unidades
Cantidad de taladros de alivio	4	unidades
Longitud total perforada por frente	275.4	metros
Perforación efectiva al 95%	5.1	metros
Eficiencia del disparo al 95%	4.85	metros

Nota. Elaboración propia

4.1.5.3. Cálculo de explosivo y accesorios – diseño propuesto de 18 pies.

Respecto a los materiales empleados en la voladura, se estableció el uso de ANFO como carga principal en los taladros. Este agente explosivo presenta una velocidad de detonación aproximada de 3400 ± 300 m/s y un factor de acoplamiento igual a 1, características que favorecen la transmisión de energía hacia la roca. Asimismo, el polvorín de la Unidad Minera Morococha dispone de los explosivos y accesorios requeridos para ejecutar la voladura en los frentes de desarrollo.

Tabla 35

Materiales de voladura

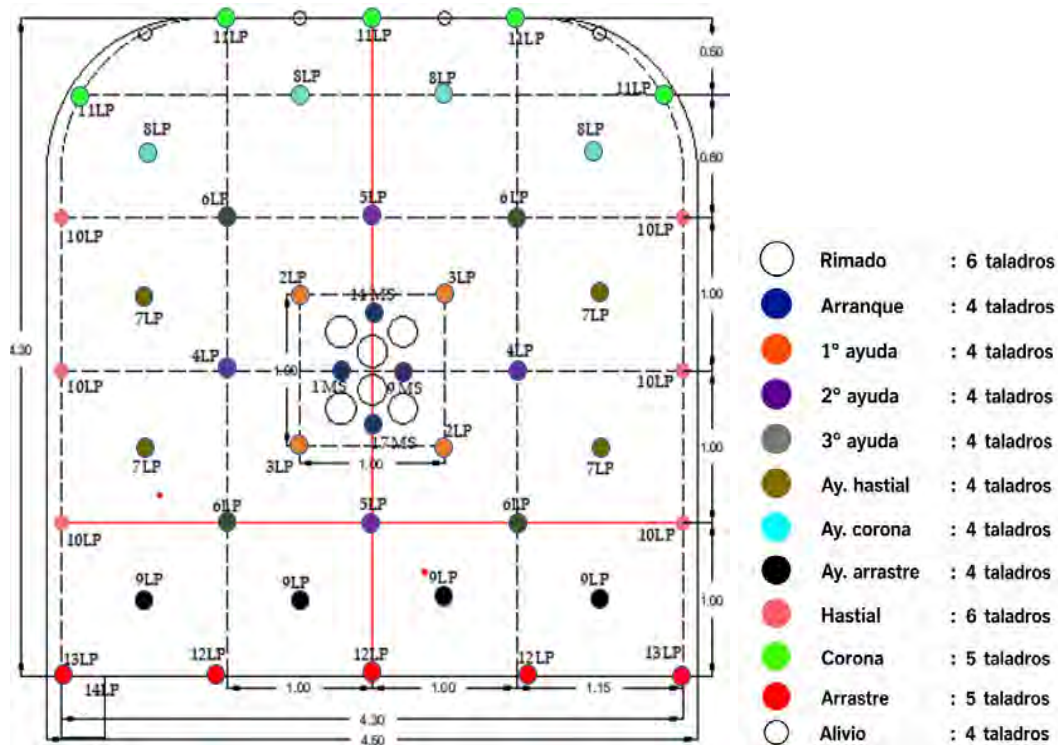
Explosivos / Accesorios	Variedad	Unidad
Anfo	SUPERFAM DOS	kg
Emulsión encartuchada	3000 1.1/2x8	kg
Cordón detonante	5P	m
Detonador no eléctrico	LP	und
Detonador no eléctrico	MS	und
Cordón de ignición	Z-18	m
Detonador ensamblado	Carmex 2.1 m	und

Nota. Elaboración propia

4.1.5.3.1. Distribución de retardos (faneles)

Figura 21

Distribución de retardos



Nota. Elaboración propia

En la Figura 21 se visualiza la distribución de los retardos (faneles) empezando desde el arranque con los faneles MS con la siguiente secuencia 1,9,14 y 17, seguidamente con los taladros de ayudas hasta llegar a los taladros de arrastre con los faneles LP con la siguiente secuencia 2,3,4,5,6,7,8,9,10,11,12 y 13, los cuales son de mucha importancia ya que dan el tiempo adecuado para la salida de cada taladro y de esta manera se aprovecha la energía del explosivo y obtener mejores resultados en la fragmentación y avance lineal.

4.1.5.3.2. Diseño de distribución de carga explosiva

Cálculo del factor de carga lineal para el Anfo.

$$FDL = 7.854 \times 10^{-4} \times P_{\text{explosivo}} \times \phi^2$$

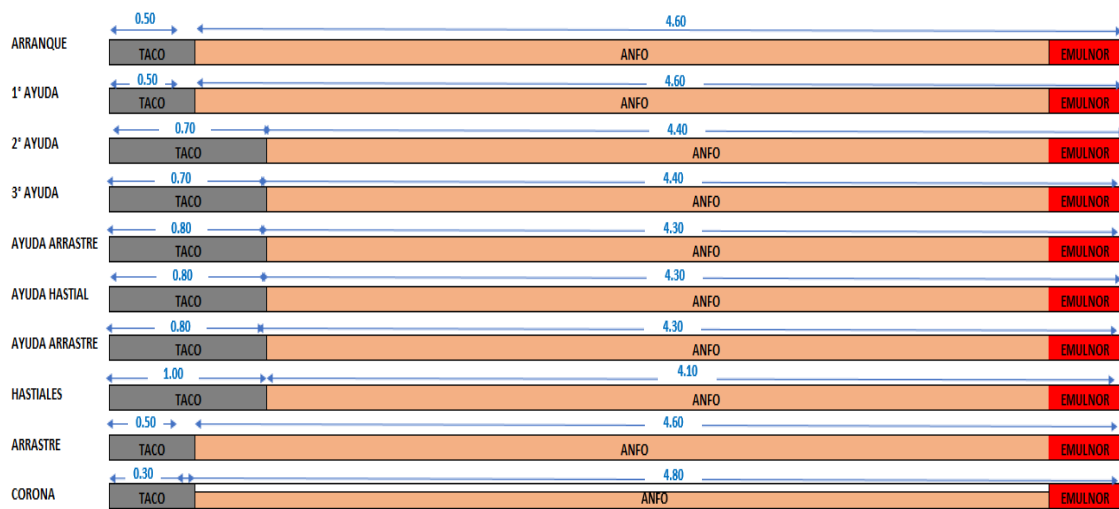
- Densidad ANFO (ρ_e) 0,85g/cm³
- Diámetro de perf. (ϕ) 45mm

$$FDL = 1,3518665 = 1,35\text{kg/m}$$

Previamente se determinó el factor de carga lineal del ANFO, entendido como la masa de explosivo colocada por cada metro de taladro cargado. Este valor, junto con la longitud del taco definida mediante las relaciones de Hoek, permitió calcular la cantidad de explosivo necesaria para cada taladro y para el frente completo correspondiente a la nueva malla de perforación.

Figura 22

Diseño de carga explosiva



Nota. Elaboración propia

En la Figura 22 se presenta la distribución propuesta de la carga explosiva. Para los taladros de arranque y de primera ayuda se consideró una longitud de taco de 0,5 m, mientras que en los taladros de segunda y tercera ayuda se estableció un taco de 0,7 m. En los taladros auxiliares de arrastre, hastiales y corona se empleó un taco de 0,8 m; por su parte, los taladros de hastial utilizaron 1,0 m y los de arrastre 0,5 m. Finalmente, el carguío de los taladros de corona se efectuará mediante dos procedimientos: el sistema Tracing Blast y la carga desacoplada, cuyas características se describen a continuación.

Sistema Tracing para roca tipo III:

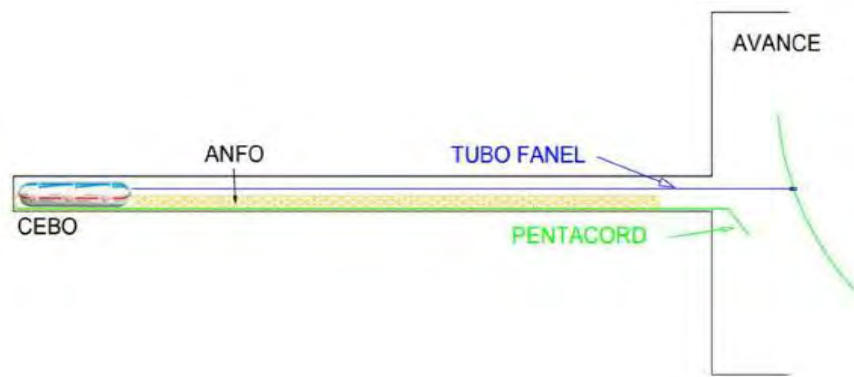
Al iniciarse la secuencia de voladura, la cápsula detonadora activa el cordón detonante y la columna de ANFO. El cordón alcanza una velocidad aproximada de 6000 m/s, superior a la registrada por el ANFO, que varía entre 3000 y 3500 m/s. Esta diferencia permite que la iniciación se propague rápidamente a lo largo del taladro y que la carga detone de manera casi simultánea. Como resultado, se obtiene un efecto amortiguado sobre el contorno, se favorece el recorte

uniforme de la excavación y se facilita la formación de las denominadas “medias cañas”. Para este procedimiento se consideró una longitud de taco de 0,30 m.

Asimismo, el ANFO se distribuye longitudinalmente sin ocupar por completo la sección transversal del taladro. Esta disposición deja espacios libres alrededor de la carga, reduce su grado de acoplamiento y modera la transferencia de energía hacia la roca circundante. De esta manera, se disminuye el daño sobre el perímetro y se contribuye a conservar las ‘media caña’ características de una voladura de contorno controlada.

Figura 23

Sistema Tracing Blast



Nota. Elaboración propia

4.1.5.3.3. Cálculo de consumo de explosivos y accesorios

a) ANFO para frente de avance

- Cantidad de ANFO por disparo

$$ANFO/disparo = \sum_{i=0}^n (Tal. cargados por distribución \times \frac{ANFO}{Tal})$$

Tabla 36*Cantidad de ANFO por disparo*

Taladros	Tal	Kg/Tal	kg
Arranque	4	5,9	23,78
1° Ayuda	4	5,9	23,78
2° Ayuda	4	5,7	22,69
3° Ayuda	4	5,7	22,69
Ay de arrastre	4	5,5	22,15
Ay de Hastiales	4	5,5	22,15
Hastiales	6	5,3	31,61
Ay de corona	4	5,5	22,15
Corona	5	3,1	15,54
Arrastre	5	5,9	29,72
TOTAL	44		236,26

Nota. Elaboración propia

ANFO/disparo =236,26 kg/disparo

b) Emulsión encartuchada por disparo

- Cálculo de kg. de emulsión por disparo:

$$Emulsión/disparo = \left(\sum_{i=0}^n (N^{\circ} Tal, \frac{N^{\circ} cart}{Tal}) \right) * \rho$$

Tabla 37*Cantidad de emulsión encartuchada*

Taladros	Tal Carg.	N° cartuchos E 3000 1 1/2" X 8"	kg Emulsión
Arranque	4	4	1,04
1° Ayuda	4	4	1,04
2° Ayuda	4	4	1,04
3° Ayuda	4	4	1,04
Ay de arrastre	4	4	1,04
Ay de Hastiales	4	4	1,04
Hastiales	6	6	1,56
Ay de corona	4	4	1,04
Corona	5	5	1,30
Arrastre	5	5	1,30
TOTAL	44	44	11,46

Nota. Elaboración propia

N° Cart./disparo = 44 Cart/disparo

Emulsión/disparo = 11,46 kg/disparo

c) Cordón detonante

- Cordón detonante/disparo = 2x Alto + 4x Ancho + Long de conexión + 5x

Medias cañas

- - Ancho = 4,5 m
- - Alto = 4,3 m
- - Long. Conexión = 5 m
- - Medias Cañas (Log. Perf.) = 5,1 m
- Cordón detonante / disparo = 57,1 m

d) Detonador no eléctrico

$$Det. No Electrico/disparo = N^{\circ} Tal perforados - N^{\circ} Taladros alivio$$

- - N° Tal perforados = 54 Tal
- - N° Tal alivio = 10 Tal (recorte y rimado)
- Det. No electrico = 44 und

Tabla 38

Numero de detonadores no eléctricos

N° Serie	Unidades
1 Ms	1
9 Ms	1
14 Ms	1
17 Ms	1
2 Lp	2
3 Lp	2
4 Lp	2
5 Lp	2
6 Lp	4
7 Lp	4
8 Lp	4
9 Lp	4
10 Lp	6
11 Lp	5
12 Lp	3
13 Lp	2
Total	44

Nota. Elaboración propia

- Nro de detonadores no electricos / faneles: 44

- Faneles Ms: 4
- Faneles LP: 40

e) Cordón de ignición (Mecha rápida)

- *Cordón de Ignición/disparo = 0.2m mecha/Disparo*
- Mecha/Disparo = 0,2 m
- Cordón de Ignición = 0,2 m/disparo

f) Detonador ensamblado (Carmex)

- *Detonador Ensamblado/disparo = N° Det. Ensamblado/Disparo*
- N° Det. Ensamblado/Disparo = 2 und
- Detonador ensamblado = 2 und/disparo

4.1.5.3.4. Consumo de explosivos y accesorios – 18 pies

Tabla 39

Cálculo de consumo de explosivo - 18 pies

SECUENCIA DE SALIDA	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS	EXPLOSIVO POR TALADRO							TOTAL, EXPLOSIVO POR LOS TALADROS (Kg)			
		TALADROS		EMULSIÓN ENCARTUCHADA(Und)					EMULSIÓN ENCARTUCHADA(Kg)			TOTAL
		CARGADOS	ALIVIO	TACO T (m)	E5000	E3000	E1000	ANFO	E5000	E3000	E1000	EXPLOSIVOS (Kg)
					1 1/4" X 12"	1 1/2" X 8"	1 1/4" X 12"	(kg)	1 1/4" X 12"	1 1/2" X 8"	1 1/4" X 12"	
1MS,9MS,14MS,17MS	Arranque	4	6	0,5		1		5,94		1,04		24,82
2LP, 3LP	1° Ayuda	4		0,5		1		5,94		1,04		24,82
4LP, 5LP	2° Ayuda	4		0,7		1		5,67		1,04		23,74
6LP	3° Ayuda	4		0,7		1		5,67		1,04		23,74
9LP	Ay de arrastre	4		0,8		1		5,54		1,04		23,20
7LP	Ay de Hastiales	4		0,8		1		5,54		1,04		23,20
10LP	Hastiales	6		1,0		1		5,27		1,56		33,17
8LP	Ay de corona	4		0,8		1		5,54		1,04		23,20
11LP	Corona	5	4	0,3		1		3,11		1,30		16,84
12LP, 13LP	Arrastre	5		0,5		1		5,94		1,30		31,02
		44	10			44			0,00	11,46	0,00	247,72

Nota. Elaboración propia

Tabla 40

Resumen de cálculos de consumo de explosivos

Explosivo	Cantidad	Unidad	%
Emulsión	11,46	kg	5%
Anfo	236,26	kg	95%
Explosivo / Disparo	247,72 kg		100%

Nota. Elaboración propia

La Tabla 39 presenta el consumo detallado de explosivos por taladro y el consumo total para la malla de perforación de 18 pies. Asimismo, la Tabla 40 muestra un consumo total de 247.72 kg de explosivos, conformado por 95% de ANFO y 5% de emulsión encartuchada, evidenciando que la emulsión encartuchada (Emulnor) se utiliza únicamente como cebo de iniciación, mientras que el ANFO fue empleado como explosivo principal.

Tabla 41*Resumen de consumo de Explosivos y Accesorios*

Items	Cantidad	Unidad
Anfo	236,26	kg
Emulsión encartuchada	11,46	kg
Cordón detonante	57,1	m
Detonador no eléctrico LP	40	und
Detonador no eléctrico MS	4	und
Cordón de ignición	0,2	m
Detonador ensamblado (2.1 m)	2	und

Nota. Elaboración propia

La Tabla 41 presenta el consumo de explosivos y accesorios por disparo para la malla de perforación de 18 pies. Se observa un consumo de 57.1 m de cordón detonante, 44 detonadores no eléctricos, 0.2 m de cordón de ignición y 2 detonadores ensamblados de 7 pies, materiales

necesarios para garantizar una iniciación segura y una adecuada secuencia de detonación durante la voladura.

4.1.5.4. Resultado de disparos y KPIs con la implementación de barrenos de 18 pies.

4.1.5.4.1. Avance por disparo – Pruebas en campo

Figura 24

Resultados pruebas de 18 pies

RESULTADOS DE VOLADURAS - (Seguimiento Abril - Agosto) 2025																
CALIDAD DE ROCA III-A Seccion 4.50m x4.30m																
N° de Disparo	Fecha	Labor	T a l a d r o s				Longitud taladro perforado	Avance por disparo	Rendi miento	Explosivos (kg)		Total Explosivo	Factores Avance	Costo de explosivo \$/Disparo	Costo de perforación \$/Disparo	Costo de P&V \$/metro
			Ø	Cargados	alivios	Total Perfor.				Emulnor 3000 1 1/2"x8"	ANFO Superfamos					
			mm	unidad	unidad	unidad										
1	5-Abr	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.78	94%	11.46	236.26	247.72	51.78	413.51	582.20	208.13
2	8-Abr	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.61	413.51	582.20	207.44
3	15-Abr	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.97	413.51	582.20	204.88
4	17-Abr	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
5	10-May	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.90	96%	11.46	236.26	247.72	50.56	413.51	582.20	203.21
6	13-May	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.08	413.51	582.20	205.30
7	20-May	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
8	28-May	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.57	413.51	582.20	207.27
9	10-Jun	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.84	95%	11.46	236.26	247.72	51.14	413.51	582.20	205.56
10	15-Jun	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
11	23-Jun	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.57	413.51	582.20	207.27
12	26-Jun	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
13	1-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.90	96%	11.46	236.26	247.72	50.51	413.51	582.20	203.04
14	4-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
15	7-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.88	96%	11.46	236.26	247.72	50.72	413.51	582.20	203.87
16	9-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
17	12-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
18	16-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.88	96%	11.46	236.26	247.72	50.72	413.51	582.20	203.87
19	24-Jul	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.82	95%	11.46	236.26	247.72	51.35	413.51	582.20	206.41
20	5-Ago	CX113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
promedio							5.10	4.85	95%			247.72	51.08	413.51	582.20	205.30

Nota. Elaboración propia

La Figura 24 muestra los resultados de las evaluaciones efectuadas en el Proyecto de Integración CX 113SE. Para ello, se analizaron 20 ciclos operativos ejecutados con la malla propuesta y barrenos de 18 pies, entre abril y mayo de 2025. A partir de estas pruebas, se obtuvo un avance medio de 4,85 m por disparo y un factor de avance de 51,08 kg/m.

4.1.5.4.2. KPIs de perforación y voladura - 18 pies

Tabla 42

KPIs de perforación y voladura – 18 pies

Rendimiento	KPI	Unidad
Perforación efectiva	5,10	m
Eficiencia de avance	95	%
Avance efectivo	4,85	m
Factor de Avance (Fa)	51,08	kg/m
Factor de Carga (Fc)	2.64	kg/m ³
Factor de potencia (Fp)	0,94	Kg/Tn

Nota. Elaboración propia

La Tabla 42 resume el desempeño alcanzado con la voladura de 18 pies. Los resultados muestran una eficiencia de avance del 95 % y una longitud efectiva de 4,85 m por disparo. Asimismo, se obtuvo un factor de avance de 51,08 kg/m, indicador que expresa el consumo de explosivo requerido por cada metro avanzado. El factor de carga alcanzó 2,64 kg/m³, correspondiente a la masa de explosivo empleada por unidad de volumen de roca, mientras que el factor de potencia registrado fue de 0,94 kg/m³.

4.1.6. Costo de perforación y voladura con la implementación – 18 pies

4.1.6.1. Costo de perforación con la implementación de barrenos 18 pies

La perforación constituye una de las etapas que ejerce mayor influencia sobre el desempeño de la voladura. Para efectuar la evaluación económica se consideró un costo unitario de 1,82 US\$/m perforado. Inicialmente, se estimó el costo requerido para perforar un frente mediante la nueva malla diseñada; posteriormente, se calculó el costo de perforación correspondiente a cada metro de avance obtenido. Para desarrollar ambos cálculos se utilizaron los datos técnicos y operativos presentados a continuación:

Tabla 43*Datos de perforación – 18 pies*

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por metro perforado	\$/m(perforado)	1.82
Numero de taladros perforados	und	54
Longitud de taladro	m	5.10
Avance / disparo (95%)	m/disp	4.85

Nota. Elaboración propia**4.1.6.1.1. Cálculo del costo de perforación por frente – 18 pies**

Costo de perforación por frente

$$\$/\text{frente} = \text{costo por metro perforado} \times \text{Numero de taladros} \times \text{Longitud de taladro}$$

$$\$/\text{frente} = 1.82 \times 54 \times 5.1$$

$$\$/\text{frente} = 501.23 \text{ } \$/\text{frente perforado}$$
Tabla 44*Costo de perforación – 18 pies*

Indicadores	Unidad	Valor
Numero de taladros perforados	und	54
Longitud de taladro	m	5.1
Metros perforados por frente	m	275.4
Costo por metro perforado	\$/m	1.82
Costo de perforación de frente	501.23 \$/frente perforado	

Nota. Elaboración propia

La Tabla 44 correspondiente al costo de perforación de 18 pies muestra que se realizaron 54 taladros perforados, cada uno con una longitud de 5.1 metros, obteniéndose un total de 275.4

metros perforados por frente. Asimismo, el costo unitario de perforación fue de 1.82 dólares por metro perforado, generando un costo total de 501.23 dólares por frente perforado.

Por tanto, el costo total de 501.23 dólares representa la inversión necesaria para ejecutar la perforación de un frente de 18 pies bajo las condiciones técnicas y operativas evaluadas, constituyendo un indicador importante para el análisis de costos y la planificación de las actividades de perforación y voladura.

4.1.6.2. Costo de explosivo y accesorios por disparo – 18 pies

Tabla 45

Costo de explosivos y accesorios – 18 pies

Indicadores	Cantidad (kg)	P. Unitario (\$)	Total \$
SUPERFAM DOS (Anfo)	236.26	1.45	342.58
Emulnor 3000 1.1/2"x8"	11.46	0.73	8.35
Fanel LP y MS	44 Pzs	0.87	38.39
Cordón Detonante 5P	57.1 m	0.40	22.84
Carmex 2.1m	2 Pzs	0.65	1.30
Mecha rápida Z-18	0.2 m	0.25	0.05
Total, explosivos/disparo	247.72 kg		
Total, costo de explosivo y accesorio		413.51 \$/disparo	

Nota. Elaboración propia

La Tabla 45 presenta el costo de explosivos y accesorios utilizados en un frente de 18 pies. Se observa que el principal insumo empleado fue el SUPERFAM DOS (Anfo), con un consumo de 236.26 kg y un costo total de 342.58 dólares, representando el mayor componente del costo total de voladura. Además, se emplea emulnor de 3000 1.1/2"x8" como cebo, con un consumo de

11.46 kg y un costo total de 8.35 dólares. Asimismo, se utilizaron accesorios complementarios como Fanel, cordón detonante, Carmex y mecha rápida, necesarios para garantizar la iniciación y secuencia adecuada de la voladura.

El consumo total de explosivos por disparo fue de 247.72 kg, generando un costo total de 413.51 dólares por disparo. Estos resultados evidencian que, al incrementarse la longitud del frente a 18 pies, también aumenta el consumo de explosivos y accesorios, lo que repercute directamente en el costo total de la operación de voladura.

4.1.6.3. Costo de perforación y voladura por metro avanzado – 18 pies

Tabla 46

Datos de costos de perforación y voladura por disparo – 18 pies

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por disparo	\$/disparo	501.23
Costo de voladura por disparo	\$/disparo	413.51
Longitud de taladro	m	5.1
Avance / disparo (95%)	m/disp	4.85

Nota. Elaboración propia

a. Costo de perforación por metro avanzado

$$\$/m(\text{perforación}) = \text{costo de perforación por frente} / \text{Avance por disparo}$$

$$\$/m(\text{perforación}) = 501.23 / 4.85$$

$$\$/m(\text{perforación}) = 103.35 \text{ \$/metro de avance}$$

b. Costo de voladura por metro avanzado

$$\$/m(\text{voladura}) = \text{costo de voladura por frente} / \text{Avance por disparo}$$

$$\$/m(\text{voladura}) = 413.51 / 4.85$$

$$\$/m(\text{voladura}) = 85.26 \text{ \$/metro de avance}$$

Tabla 47*Costo de perforación y voladura – 18 pies*

Indicadores	Unidad	Valor
Costo de perforación por metro de avance	\$/m	103.35
Costo de voladura por metro de avance	\$/m	85.26
Avance / disparo (95%)	m/disp	4.85
Costo de P&V por metro de avance	188.61 \$/m	

Nota. Elaboración propia

La Tabla 47 muestra que, en el frente trabajado con barrenos de 18 pies, la perforación representó un gasto de US\$ 103,35 por metro avanzado, mientras que la voladura alcanzó US\$ 85,26 por metro. Al considerar un rendimiento del 95 %, correspondiente a 4,85 m efectivos por disparo, la suma de ambas actividades generó un costo unitario de US\$ 188,61 por metro de avance.

4.1.7. Análisis e interpretación de resultados

4.1.7.1. Evaluación del avance lineal y el tiempo de ejecución del Proyecto de Integración CX 113SE

Avance / disparo (m / disp.):

En la práctica analizada, el avance lineal en 14 pies fue de 3.51 m/disparo, mientras que con barrenos de 18 pies (taladros de 5.1 m) el avance efectivo alcanzó 4.85 m/disparo, por lo tanto, los barrenos más largos en una roca del tipo III A-B permite obtener más avance, incrementando la productividad (metros por disparo) y reduciendo los costos operativos por avance.

Tabla 48*Avance por disparo entre 14 y 18 pies*

Indicador	14 pies	18 pies	Diferencia / mejora	Variación %
Avance por disparo (m/disparo)	3,51	4,85	+1,34	+38,2%
Disparos requeridos para 1500 m	428	310	-118	-27,6%
Incremento productividad proyecto (m)	–	+415,4	–	–

Nota. Elaboración propia

En la Tabla 48 se observa una mejora en el avance por disparo al implementar barrenos de 18 pies en comparación con los de 14 pies. El incremento fue de 1,34 metros por disparo, lo que representa un 38,2% más de avance. Esta diferencia se traduce en una reducción de 118 disparos para alcanzar 1500 metros, lo cual mejora la programación y disminuye los tiempos operativos. Asimismo, la productividad total en el proyecto se incrementa en 415,4 metros en comparación a disparos de 14 pies, demostrando la eficiencia técnica de los barrenos de mayor longitud en un tipo de roca III A-B.

Tiempo de Ejecución del Proyecto

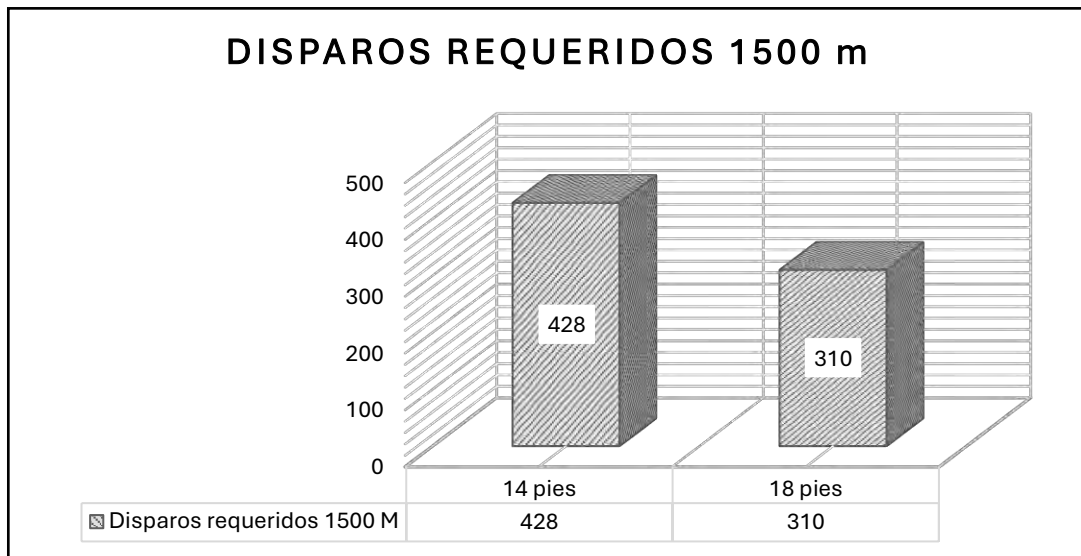
Tabla 49*Disparos requeridos para 1500 m (disp)*

Indicador	14 pies	18 pies	Diferencia	Mejora
Disparos requeridos 1500 m	428	310	-118	-27.6%

Nota. Elaboración propia

Figura 25

Disparos requeridos para 1500 m



Nota. Elaboración propia

Este indicador evidencia una reducción significativa: se requieren 428 disparos con barrenos de 14 pies frente a solo 310 disparos con barrenos de 18 pies, lo que implica una mejora del -27.6% . Esto se traduce en menos tiempo invertido en actividades auxiliares como carga, conexión de accesorios, ventilación y retiro de material, incrementando la productividad y reduciendo la exposición a riesgos.

4.1.7.2. Evaluación de costo operativo con barrenos de 18 pies y barrenos de 14 pies para evaluar la viabilidad.

Costo / Avance (\$ / m):

La implementación de barrenos de 18 pies genera ahorros tanto en perforación como en explosivos. El costo de perforación por metro de avance disminuye de 105.16 \$/m a 103.35 \$/m, lo que representa un ahorro del 1.72 % por cada metro avanzado. De manera similar, el costo de explosivos y accesorios se reduce de 88.07 \$/m a 85.26 \$/m, sumando un ahorro total de 4.62 \$/m considerando ambos conceptos. Para un tramo de proyecto de 1500 m, esta mejora se traduce en

un ahorro acumulado de 6930 dólares, lo que evidencia el impacto económico tangible de la implementación de barrenos más largos en un tipo de roca III A-B.

Costo de perforación (\$/m):

Tabla 50

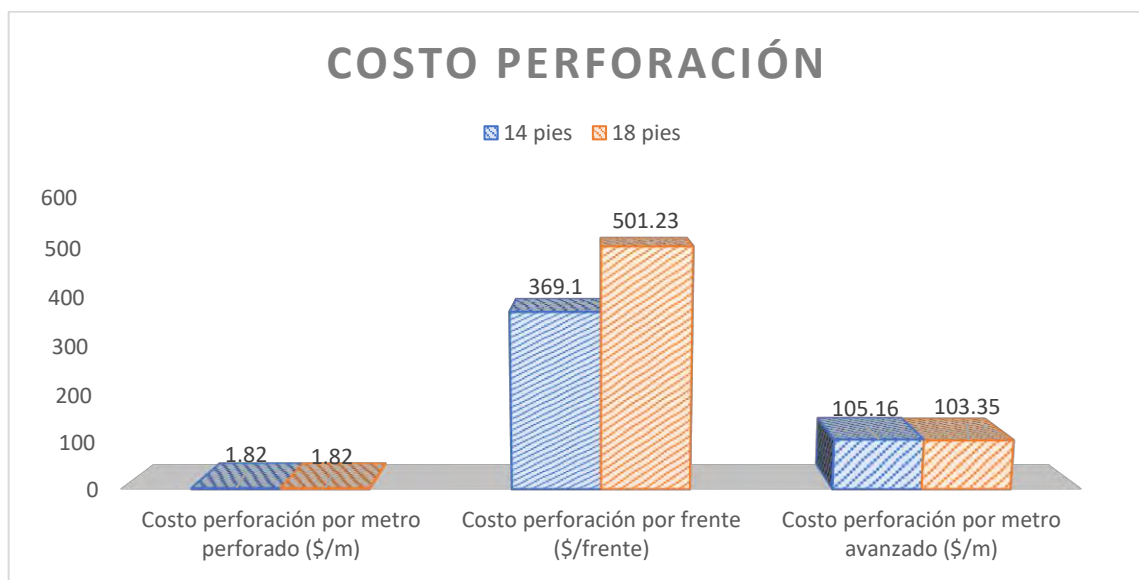
Costo de perforación entre 14 y 18 pies

Indicador	14 pies	18 pies	Diferencia / mejora	Variación
Costo perforación por metro perforado (\$/m)	1.82	1.82		
Costo perforación por frente (\$/frente)	369,10	501,23	+132,13	+35.80%
Costo perforación por metro avanzado (\$/m)	105,16	103,35	-1,82	-1,72%

Nota. Elaboración propia

Figura 26

Costo de perforación



Nota. Elaboración propia

La Tabla 50 se evidencia que, pese a que el costo de perforación por frente con barrenos de 18 pies es mayor en 123.13 dólares debido al incremento de longitud de los taladros, el costo unitario por metro de avance disminuye en 1.82 dólares por metro, equivalente a una reducción del 1.72%. Este resultado refleja que la mayor inversión en la perforación por frente se compensa con el mayor rendimiento en el avance lineal.

Costo de explosivos y accesorios (\$/m):

Tabla 51

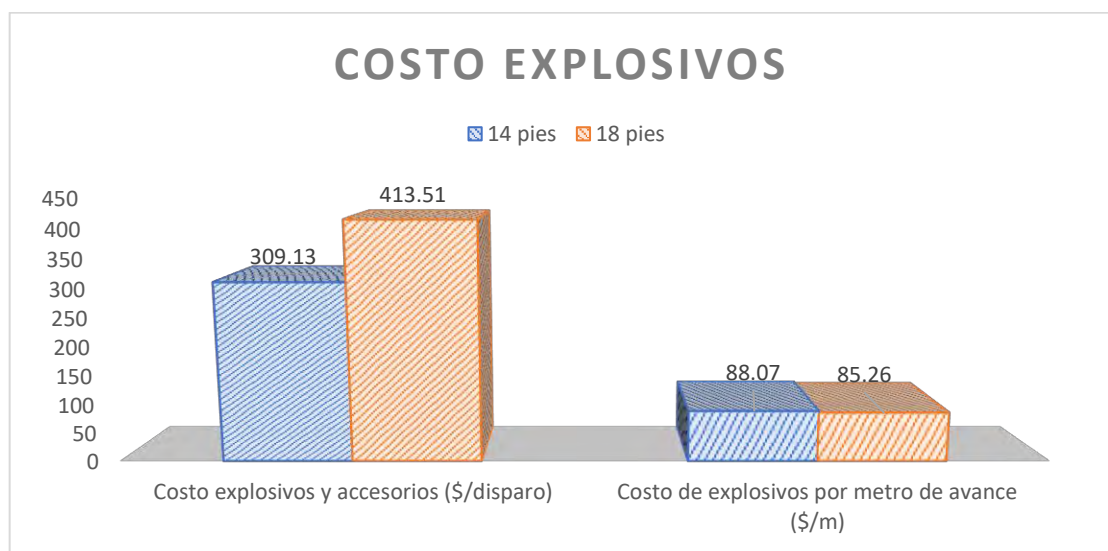
Costo de explosivos entre 14 y 18 pies

Indicador	14 pies	18 pies	Diferencia	Variación
Costo explosivos y accesorios (\$/disparo)	309,13	413,51	+104,38	+33,8%
Costo de explosivos por metro de avance (\$/m)	88,07	85,26	-2,81	-3,2%
Ahorro proyectado a 1500 m (\$)	—	4215	—	—

Nota. Elaboración propia

Figura 27

Costo de explosivos y accesorios



Nota. Elaboración propia

En la Tabla 51 se muestra los costos de explosivos y accesorios, se aprecia que el costo por disparo con barrenos de 18 pies es superior en 104.38 dólares respecto a los de 14 pies. Sin embargo, al analizar el costo por metro de avance, se obtiene una reducción de 2.81 dólares por metro, equivalente a un ahorro del 3.2%. Este ahorro se proyecta en el proyecto a un total de 4215 dólares por 1500 metros de avance, lo que confirma que la implementación de 18 pies genera una ventaja económica a mediano y largo plazo.

Costo total perforación y voladura (\$/m):

Tabla 52

Costo total de perforación y voladura

Indicador	14 pies	18 pies	Diferencia	Variación
Costo total de perforación y voladura (\$/m)	193,23	188,61	-4,62	-2,39%
Ahorro proyectado a 1500 m (\$)	—	6930	—	—

Nota. Elaboración propia

La Tabla 52 muestra una comparación del costo total de perforación y voladura entre alternativas de 14 pies y 18 pies. Los resultados evidencian que la implementación de barrenos de 18 pies presenta un menor costo total, alcanzando un valor de 188,61 \$/m frente a 193,23 \$/m de la alternativa de 14 pies. Esto representa una reducción de 4,62 \$/m, equivalente a una variación de -2,39 %.

Asimismo, al proyectar los costos para una longitud de 1500 m, con la implementación de barrenos de 18 pies genera un ahorro estimado de 6930 dólares, lo que demuestra una mayor eficiencia económica en comparación con la opción de 14 pies. En consecuencia, se puede afirmar que la implementación de barrenos de 18 pies resulta más conveniente desde el punto de vista

financiero, ya que permite disminuir los costos totales del proyecto sin afectar la continuidad de la ejecución.

4.1.7.3. Ahorros – Proyecto de Integración CX 113SE (perforación y voladura)

Tabla 53

Resumen de Ahorros P&V en el proyecto de integración CX 113SE

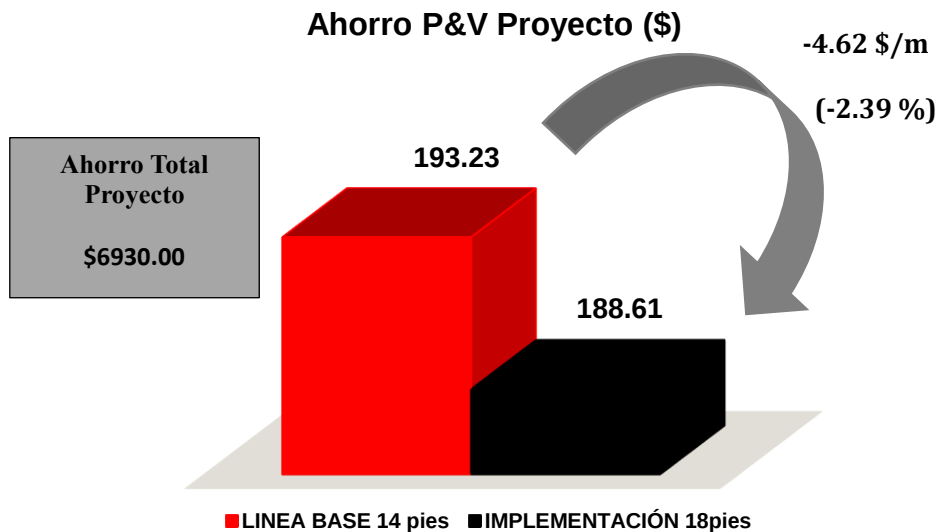
Concepto	14 pies (\$/m)	18 pies (\$/m)	Ahorro Unitario (\$/m)	Proyecto (m)	Ahorro Total (\$)
1.Perforación	105,16	103,35	1,82	1500 m	2715,00
2.Voladura	88,07	85,26	2,81	1500 m	4215,00
Total	193,23	188,61	4,62	1500 m	6930,00

Nota. Elaboración propia

La incorporación de barrenos de 18 pies en el ciclo de perforación y voladura del Proyecto de Integración CX 113SE permitió reducir los costos operativos de la Unidad Minera Morococha. Para una longitud proyectada de 1500 m, se estimó un beneficio económico total de US\$ 6930,00, equivalente a US\$ 4,62 por cada metro lineal de avance. Esta disminución estuvo asociada principalmente con la optimización de las actividades de perforación y voladura, registrándose un ahorro de US\$ 2715,00 en perforación y de US\$ 4215,00 en voladura.

Figura 28

Ahorro P&V – Proyecto de integración CX 113SE



Nota. Elaboración propia

4.2. Discusión de resultados

En cuanto a la situación actual del avance lineal y de los costos operativos:

Los resultados sobre la situación actual evidencian un avance lineal promedio de 3.51 m por disparo con barrenos de 14 pies, alcanzando una eficiencia del 90 %, mostrando un rendimiento operativo aceptable, pero que aún podría mejorar este rendimiento, por otro lado, los costos de perforación y voladura ascienden a 193.23 dólares por metro de avance, siendo la perforación el componente de mayor incidencia (105.16 \$/m), seguida de la voladura (88.07 \$/m) en concordancia con la literatura técnica, mencionando que la perforación y voladura suele concentrar entre el 25 % y 40 % del costo total del ciclo de minado en labores de desarrollo.

Ccaso (2018), coincide que el cumplimiento del programa mensual de avance presenta deficiencias en su productividad la cual está influenciado por el uso de barrenos de menor longitud. Menciona que inicialmente sus operaciones si bien cumplen con los requerimientos establecidos

con barrenos de 14 pies logran un avance por disparo de 3.54 m en promedio, alcanzado una eficiencia del 92.43% en labores horizontales de sección de 4.50m x 4.00m, el cual se asemeja a los resultados que se tienen en la presente tesis con barrenos de 14 pies.

En cuanto a la mejora de los parámetros técnicos de perforación y voladura:

La implementación de barrenos de 18 pies evidenció una mejora en los parámetros técnicos de perforación y voladura, al incrementarse la longitud de perforación efectiva a 5.10 m con una eficiencia del 95 %, lo que permitió alcanzar un avance lineal de 4.85 m por disparo representando un aumento de 1.34m (+38.2%), en comparación a la perforación con barrenos de 14 pies que tenía un avance lineal de 3.51m por disparo. Sobre el diseño de malla y distribución de carga, implicó un ajuste en la geometría de perforación, incrementando el número total de taladros a 54, de los cuales 44 fueron cargados. Asimismo, se mejoró la distribución de explosivos, empleando 247.72 kg por disparo, compuestos principalmente por ANFO (95 %) y una menor proporción de emulsión (5 %) como cebo, lo que permitió mantener la eficiencia de detonación y controlar la fragmentación de la roca. Los indicadores operativos registraron un factor de avance de 51.08 kg/m, un factor de carga de 2.64 kg/m³ y un factor de potencia de 0.94 kg/Tn, valores que evidencian un desempeño adecuado para labores de desarrollo en roca de calidad media.

Los resultados obtenidos superan de manera consistente a los valores reportados en antecedentes para mallas de 14 a 16 pies y 12 a 14 pies, ya que solo se tienen un aumento en la longitud del barreno en 2 pies, sin embargo, en el presente trabajo se tiene un aumento de 4 pies en la longitud del barreno al pasar de barrenos 14 a 18 pies y es por lo cual se tiene resultados superiores a los que muestran en los antecedentes. Por ejemplo, Yauri (2014) documentó un incremento de solo +20.82% al pasar de 12 a 14 pies, alcanzando de 2.93m (12pies) a 3.54 m (14pies) por disparo; Ccaso (2018) registró resultados inicialmente en una sección de 4.50m x 4.00

con barrenos de 14 pies con un avance de 3.54m para posteriormente utilizando barrenos de 16 pies un avance de 4.19m representando una mejora del 18.36%. Además, los indicadores operativos son inferiores en comparación a los resultados obtenidos en el trabajo, como el factor de avance de 39.26 kg/m, factor de carga de 1.99 kg/m³ y un factor de potencia de 0.74 kg/Tn, esto debido al tipo de explosivo utilizado, ya que con el anfo se tiene mayor densidad de carga lineal.

En cuanto a la mejora de los parámetros económicos y reducción de los costos operativos del proyecto.

Los resultados económicos evidencian que la implementación de barrenos de 18 pies mejora los costos operativos del ciclo de perforación y voladura. Aunque el costo por frente es mayor, el costo unitario se reduce de 193.23 \$/m a 188.61 \$/m, con una disminución de 4.62 \$/m. Asimismo, los costos de perforación bajan de 105.16 \$/m a 103.35 \$/m y los de voladura de 88.07 \$/m a 85.26 \$/m, generando un ahorro proyectado de 6930 dólares para 1500 metros de avance y confirmando una mejora en la eficiencia económica del proyecto.

Según los resultados obtenidos es posible comparar con Ccaso (2018) que menciona que tras mejorar el avance lineal por disparo en secciones de 5.40m x 4.00m usando barrenos de 16 pies en reemplazo de 14 pies, se evidencia un ahorro en el costo unitario con barreno de 14 a 16 pies de 1.68 US\$/m reflejando un beneficio económico anual de 5120.64 US\$/m, ah estos resultados del antecedente se aproxima a los resultados obtenidos con respecto a los costos operativos de perforación y voladura del presente proyecto de tesis.

CONCLUSIONES

1. La implementación de barrenos de 18 pies influye de manera positiva en la mejora del avance lineal y la reducción de los costos operativos en el Proyecto de Integración CX 113SE, evidenciándose un incremento del avance por disparo de 3.51 m a 4.85 m como muestra la Tabla 48, lo que representa una mejora del 38.2%, además de una reducción del costo total de perforación y voladura del proyecto de 193.23 \$/m a 188.61 \$/m como muestra la Tabla 52, por lo que se demuestra que una mayor longitud de barreno permite mejorar el ciclo de perforación y voladura.
2. La situación actual del Proyecto de Integración CX 113SE, con barrenos de 14 pies, presenta un avance promedio de 3.51 m por disparo como se muestra en la Tabla 21 y un costo total de perforación y voladura de 193.23 \$/m como se muestra en la Tabla 25, evidenciando que el sistema operativo cumple con el objetivo de producción y mantiene la continuidad del ciclo minero; sin embargo, el avance por disparo es limitado, lo que genera una mayor cantidad de ciclos para alcanzar los metros programados y, en consecuencia, incrementa el costo operativo acumulado del proyecto.
3. La implementación de barrenos de 18 pies permite mejorar los parámetros técnicos de perforación y voladura, logrando un avance efectivo de 4.85 m por disparo con una eficiencia del 95% como se muestra en la Tabla 42. Además, se tiene una mejora en los indicadores de rendimiento de voladura factor de avance 51.08 kg/m, factor de carga de 2.64 kg/m³ y factor de potencia de 0.9 kg/Tn. Asimismo, se evidencia una mejor relación entre longitud de perforación, consumo de explosivo y aprovechamiento energético del macizo rocoso tipo III A-B, permitiendo una mejor continuidad del

frente y una mayor productividad del ciclo operativo en comparación con la perforación de barrenos de 14 pies.

4. La implementación de barrenos de 18 pies genera mejoras en los parámetros económicos del Proyecto de Integración CX 113SE, reduciendo el costo total de perforación y voladura de 193.23 \$/m a 188.61 \$/m como se muestra en la Tabla 52, lo que representa un ahorro de 4.62 \$/m (2.39%) como se muestra en la Tabla 52. Este resultado evidencia que, aunque el costo por disparo es mayor, el incremento del avance lineal permite disminuir el costo unitario por metro avanzado, generando un ahorro total proyectado de 6,930 dólares para 1500 metros de avance como se muestra en la Tabla 53, demostrando la viabilidad económica de la propuesta.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda adoptar la implementación de barrenos de 18 pies como alternativa operativa, debido a su impacto positivo tanto en el incremento del avance lineal como en la reducción de costos operativos. Asimismo, se sugiere complementar su implementación con un control continuo de los parámetros de perforación, voladura y condiciones geomecánicas del macizo rocoso.
2. Se recomienda mantener un monitoreo continuo de las características geomecánicas del macizo rocoso, verificando que las condiciones geomecánicas no se deterioren. Se sugiere revisar periódicamente el RMR y las fracturas para garantizar la estabilidad del frente y prevenir fallas durante la operación con barrenos de mayor longitud.
3. Se recomienda fortalecer las competencias del personal mediante capacitaciones orientadas al control de las variables de perforación y voladura. Para ello, deben supervisarse aspectos como el pintado de malla, paralelismo y la distribución simétrica de los taladros, así como las cargas espaciadas. La aplicación adecuada de estos controles permitirá optimizar el avance, disminuir la sobrerotura y conservar el buen diseño del frente.
4. Se recomienda implementar la alternativa de barrenos de 18 pies como estándar operativo en proyectos de desarrollo de gran importancia y de condiciones similares, debido a su impacto positivo en la reducción del costo por metro avanzado. Además, realizar un seguimiento continuo de los KPIs de perforación y voladura para asegurar que los ahorros proyectados se mantengan en condiciones reales de operación y ajustar oportunamente los parámetros técnicos cuando varíen las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

BIBLIOGRAFÍA

- Adauto, R., & Huanuco, A. (2022). Optimización de los parámetros de perforación y voladura, para disminuir el costo de avance de los frentes de preparación, Unidad Minera Apmnac Pulpera [[Tesis de grado, Universidad Continental]. Repositorio de la UC]. <https://hdl.handle.net/20.500.12394/12700>
- Ayala Orihuela, G. G., & Palacios Parillo, F. Y. (2024). Management Tools for Underground Mining Optimization. *Revista Ciencia y Tecnología*, 20(3), 11–22. <https://doi.org/10.17268/rev.cyt.2024.03.01>
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Universidad Politécnica de Madrid. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. <https://doi.org/10.20868/UPM.book.21848>
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. https://iem.ca/pdf/resources/Engineering%20Rock%20Mass%20Classifications_%20A%20Complete%20Manual%20for%20Engineers%20and%20Geologists%20in%20Mining,%20Civil,%20and%20Petroleum%20Engineering.pdf
- Cabezas, E., Andrade, D., & Torres, J. (2018). *Introducción a la metodología de la investigación científica* (Universidad de las Fuerzas Armadas ESPE, Ed.). <https://calidadsinlagrimas.com/wp-content/uploads/2024/01/Introduccion-a-la-Metodologia-de-la-investigacion-cientifica.pdf>
- Ccaso, E. (2018). *Evaluación económica en el avance de frentes horizontales del Nv 4100 con barras de 16 pies Mina Minsur S.A. en la Unidad Minera Raura* [[Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio de la UNAP]. <https://repositorio.unap.edu.pe/items/80ece22b-c383-43c5-afe5-f1470cff2a2b>

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. (2023). *SUPERFAM DOS AE*.

<https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2024/01/FT-SUPERFAM-DOS-AE.pdf>

Flores, A., & Ulloa, J. (2023). *Implementación de barras de 16 pies en perforación para evaluar el avance por disparo, Unidad Minera Chungar Volcan S. A.* [[Tesis de grado, Universidad Continental]].

<https://repositorio.continental.edu.pe/backend/api/core/bitstreams/5dcb09e2-5f7b-4010-b978-495fd0fb93bd/content>

Gaston, P. (2009). *Folleto de perforación y voladura*.

<http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/5942>

Hartman, H. L., & Mutmanský, J. M. (2002). *Introductory Mining Engineering*.

Hernández-Sampieri, R., & Mendoza, C. (2018). *Metodología de la investigación. Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta* (Editorial Mc Graw Hill Education, Ed.; 2018th ed., Vol. 10). <https://doi.org/10.22201/fesc.20072236e.2019.10.18.6>

Hoek, E., Marinos, P., & Benissi, M. (1998). Applicability of the geological strength index (GSI) classification for very weak and sheared rock masses. The case of the Athens Schist Formation. In *Bull Eng Geol Env* (Vol. 57).

Instituto de investigación geológico y energético. (2025). *Guía de perforación y voladura en pequeña minería subterránea*.

<https://www.planetgold.org/sites/default/files/Gui%CC%81a%20de%20perforacio%CC%81n%20y%20voladura%20-%20ISBN-1.pdf>

Iparraquirre, L., & Llacma, O. (2023). Optimización del avance por disparo mediante voladuras en frentes de 28 pies con sincronización mixta combinando detonadores electrónicos y no

- eléctricos en Compañía Minera Condestable. *Operaciones Mineras y Gestión de Activos*, 3(2). https://perumin.com/perumin37/public/uploads/shares/programas-doc/forot/salas/Op_Mineras_y_Gest_Activos/TT-368%20OM%20GA.pdf
- Jimeno, C. L., Lopez, E., Francisco, J., Carcedo, J. A., De, Y. V., & Vi, R. (1995). *DRILLING AND BLASTING OF ROCKS*.
- Konya, C., & Walter, E. (1991). *Rock Blasting and Overbreak Control*. https://www.fhwa.dot.gov/engineering/Geotech/library_listing.cfm?TitleStart=R&utm_source=
- López, C., López, E., & García, P. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas* (ETSI Minas). <https://oa.upm.es/86748/>
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. ETSI Minas. <https://oa.upm.es/86748/>
- Marcas, L., & Paquiyauri, E. (2023). *Eficiencia de perforación con barrenos de 16 pies y su influencia en costos de operación - rampa 922, Contrata JRC, Unidad Ticlio - Volcán Compañía Minera S.A.A. Junín 2022* [[Tesis de grado, Universidad Nacional de Huancavelica]. Repositorio de la UNH]. <https://repositorio.unh.edu.pe/items/22392323-4d01-4507-b072-5a30805598d3>
- Ñaupas, H., Valdivia, M., Palacios, J., & Romero, H. (2018). *Metodología de la investigación Cuantitativa-Cualitativa y Redacción de la Tesis* (Vol. 5).
- Pal Roy, P. (2021). Emerging trends in drilling and blasting technology: concerns and commitments. *Arabian Journal of Geosciences*, 14(7), 652. <https://doi.org/10.1007/s12517-021-06949-z>
- Ramírez, P., & Monge, A. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ing de Taludes*.

- Rincón-Durán, J. D., & Molina-Escobar, J. M. (2017). Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina “El Roble”, Colombia. *Boletín de Ciencias de La Tierra*, (42), 45–54. <https://doi.org/10.15446/rbct.n42.59771>
- Sanz, J., & Santamaría, J. (2008). *Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras*. <http://www.carreteros.org/normativa/estructuras/otras/pdfs/mvoladuras.pdf>
- Urbano, M., & Velasquez, R. (2023). *Diseño e implementación de malla de perforación de voladura para barrenos de 14 pies en labores de desarrollo en la Mina san Vicente – Compañía San Ignacio de Morococha S.S.A.* [[Tesis de grado, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio de la UTP]. <https://repositorio.utp.edu.pe/item/af668d1c-d507-43b8-a7a0-2f4311454d08>
- Yauri, H. (2014). *Evaluación técnica y económica del cambio de barras de 12 a 14 pies en la longitud de avance horizontal en secciones de 3.5m x 3.5m mina MINSUR S.A. Unidad San Rafael – E.E. AESA* [[Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín]]. https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UNSA_5add111d698488020940c8180823b20c/Details
- Yilmaz, O. (2023). Drilling and blasting designs for parallel hole cut and V-cut method in excavation of underground coal mine galleries. *Scientific Reports*, 13(1). <https://doi.org/10.1038/s41598-023-29803-6>
- Zhang, Z. (2025). Overview of rock blasting theory and its engineering applications. *Mining Engineering*. https://www.researchgate.net/publication/390743275_Overview_of_rock_blasting_theory_and_its_engineering_applications

ANEXOS

Anexo A. Marco contextual

1. Ubicación y accesibilidad

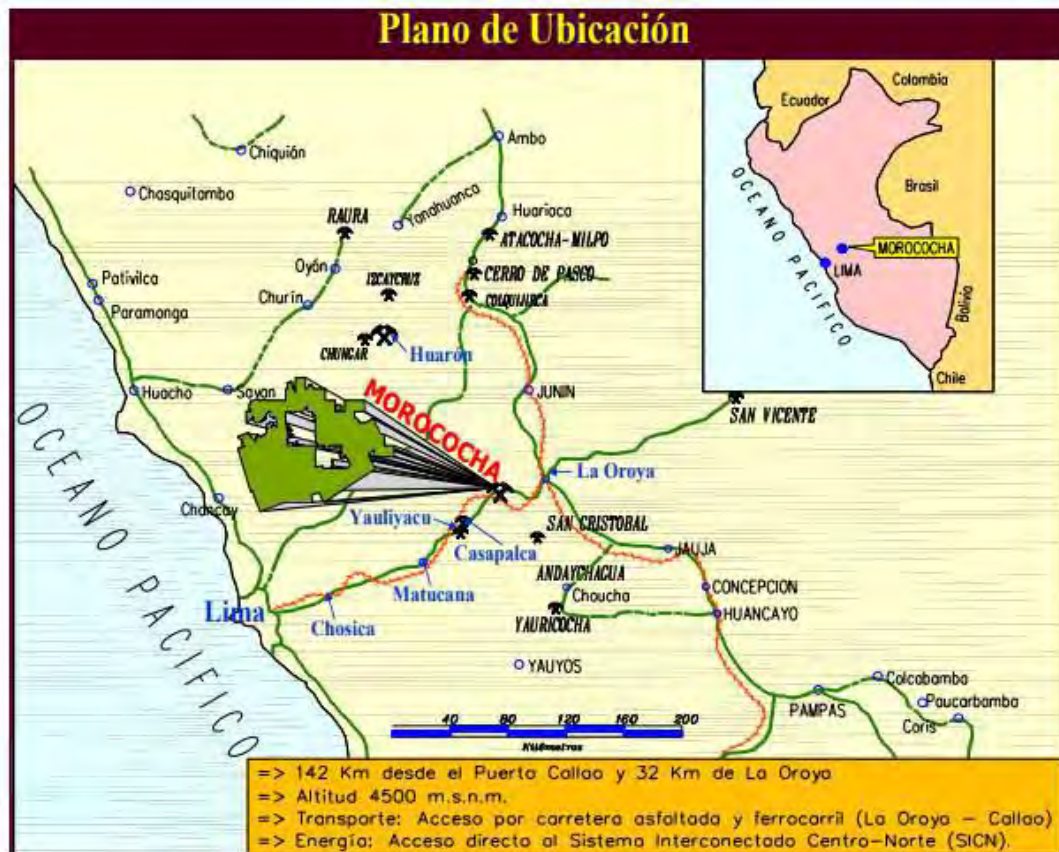
La Unidad Minera Morococha se encuentra en la región central del Perú, en el distrito de Morococha, provincia de Yauli, departamento de Junín. Se localiza aproximadamente a 142 km al Este de la ciudad de Lima y a una altitud promedio de 4 500 m.s.n.m.

Las coordenadas geográficas aproximadas son:

- Latitud: 11°36' Sur
- Longitud: 76°08' Oeste

Figura 29

Plano de Ubicación y Accesos de la U. M. Morococha



Nota. U.M. Morococha

2. Clima y vegetación

La zona presenta condiciones climáticas frías durante todo el año y se distinguen dos estaciones. La temporada húmeda comprende de noviembre a abril y se caracteriza por lluvias, nevadas y granizadas, con temperaturas que varían aproximadamente entre 3 °C y 20 °C. Durante los meses restantes predomina una estación seca, con escasas precipitaciones y temperaturas más bajas, que fluctúan entre 4 °C y 14 °C.

Asimismo, los vientos registran velocidades aproximadas de 45 a 50 km/h. La cobertura vegetal corresponde a especies propias del área; sin embargo, su desarrollo es limitado por las condiciones climáticas y del terreno. En los sectores con mayor fertilidad se observa la presencia de ichu, pastos, flores pequeñas, huamanpinta y hongos.

3. Geología

Geología Regional:

El distrito de Morococha consiste en rocas del Paleozoico, tanto sedimentarias como volcánicas. En esta área de minería, los depósitos de minerales son variados. Algunos ejemplos son: Vetas, mantos, cuerpos y disseminaciones que forman parte de la zona de producción de minerales como zinc, plomo, cobre y plata, además de cantidades menores de tungsteno.

El Domo de Yauli es la estructura regional más común y tiene una longitud de 35 km, abarcando desde San Cristóbal hasta Morococha. El anticlinal Morococha es la estructura más famosa. En la región se identifican dos fases de Plegamiento: una en el Pre-Mesozoico (caracterizada por un plegamiento intenso de Filitas Excelsior) y otra que tuvo lugar a finales del Cretáceo, cuando comenzó el Plegamiento de las Calizas.

Geología Regional de la Zona de Estudio U.M. Morococha

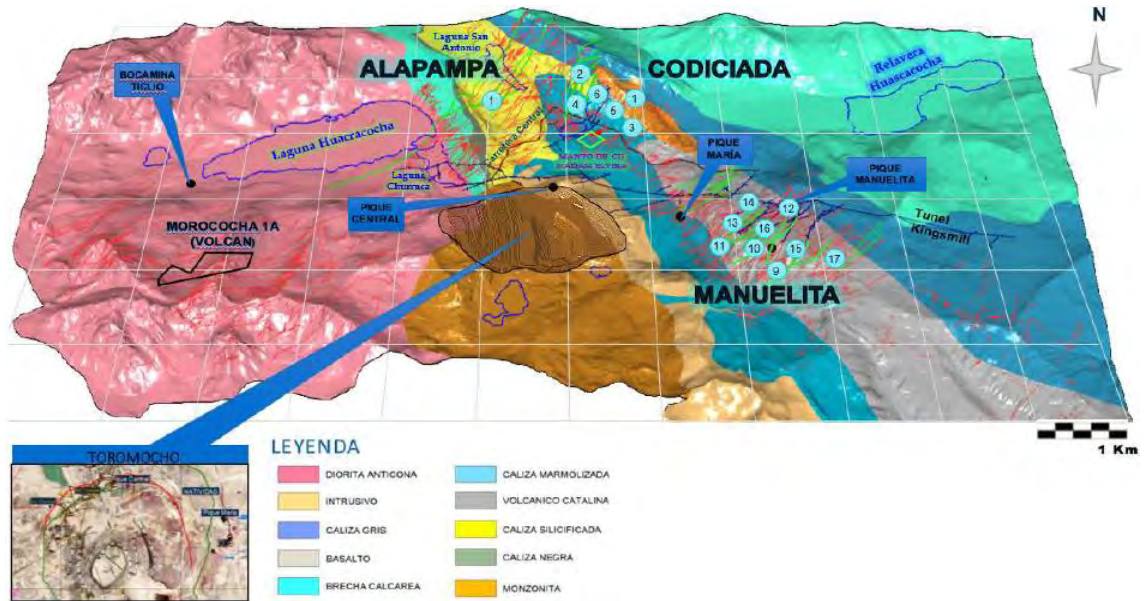


La geología local está constituida principalmente por rocas sedimentarias del Grupo Pucará (Triásico Superior–Jurásico Inferior), representadas por calizas, dolomías y calizas dolomíticas que constituyen la roca encajonante predominante de la mineralización. Estas unidades presentan un intenso fracturamiento debido a los eventos tectónicos andinos, favoreciendo la circulación de fluidos mineralizantes.

123

Figura 31

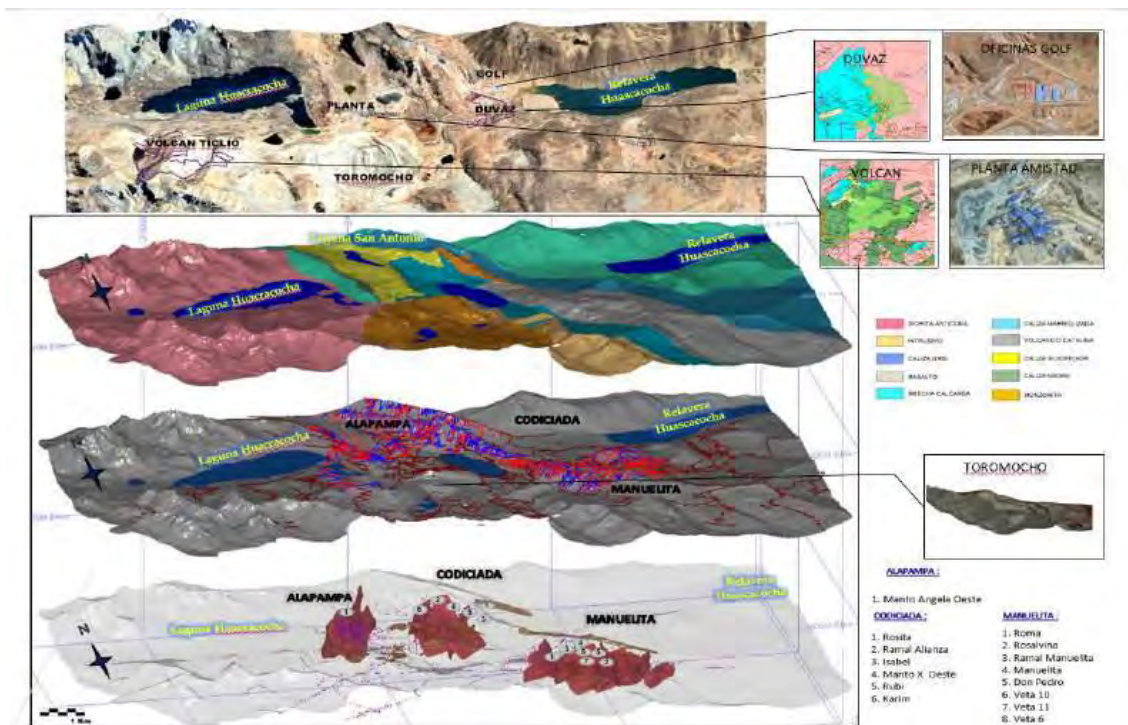
Plano de Zonificación geológica de la U. M. Morococha



Nota. Departamento de Geología

Figura 32

Zonificación geológica, perfiles estructurales, U. M. Morococha



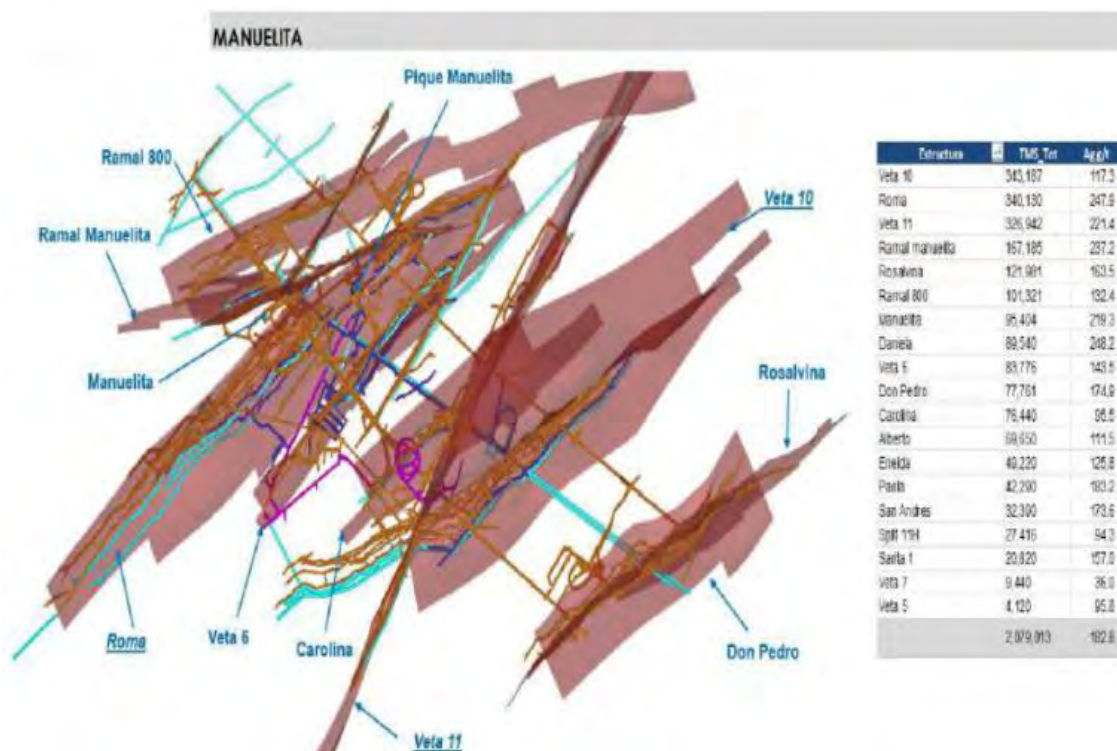
Nota. Departamento de Geología

Geología económica:

De acuerdo con los registros proporcionados por el Departamento de Geología, los depósitos minerales de la Unidad Minera Morococha son de origen hidrotermal. Estos se presentan principalmente en estructuras mineralizadas de tipo veta y en sectores de reemplazamiento vinculados con sistemas de fracturas emplazados en formaciones volcánicas e intrusivas. La asociación mineralógica está conformada principalmente por plata, plomo, zinc y cobre, presentes en especies minerales como la galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita y tetraedrita. Por su parte, los minerales de ganga predominantes son el cuarzo, la sílice, la pirita, la arsenopirita y la calcita. Las labores de explotación se concentran en los sectores denominados Manuelita, Codiciada y Alapampa.

Figura 33

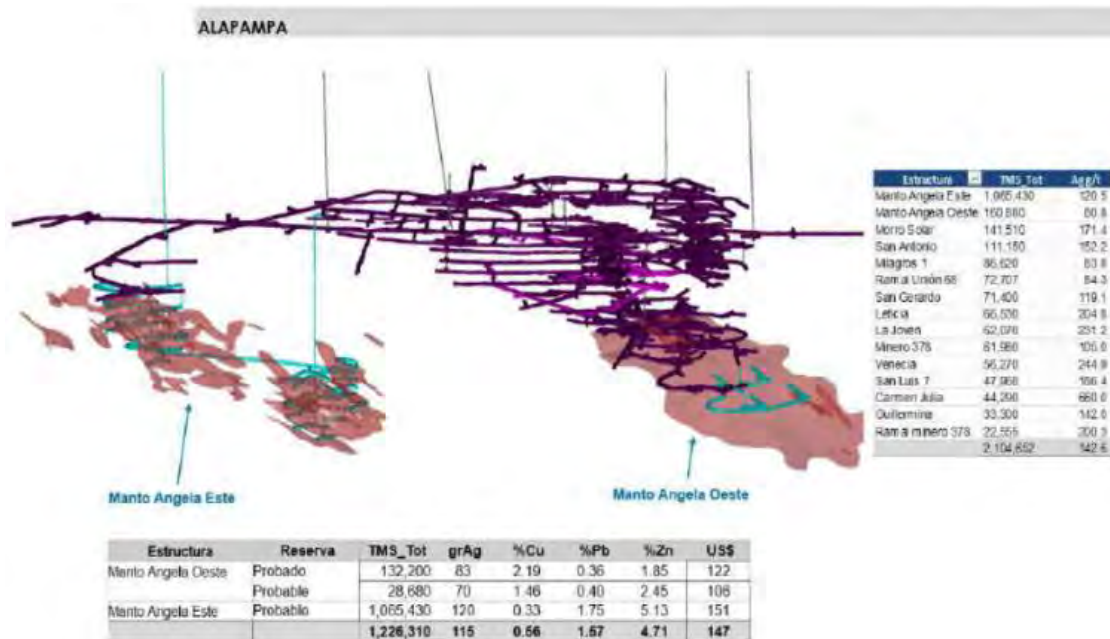
Estructuras mineralizadas en la zona Manuelita



Nota. Departamento de Geología

Figura 34

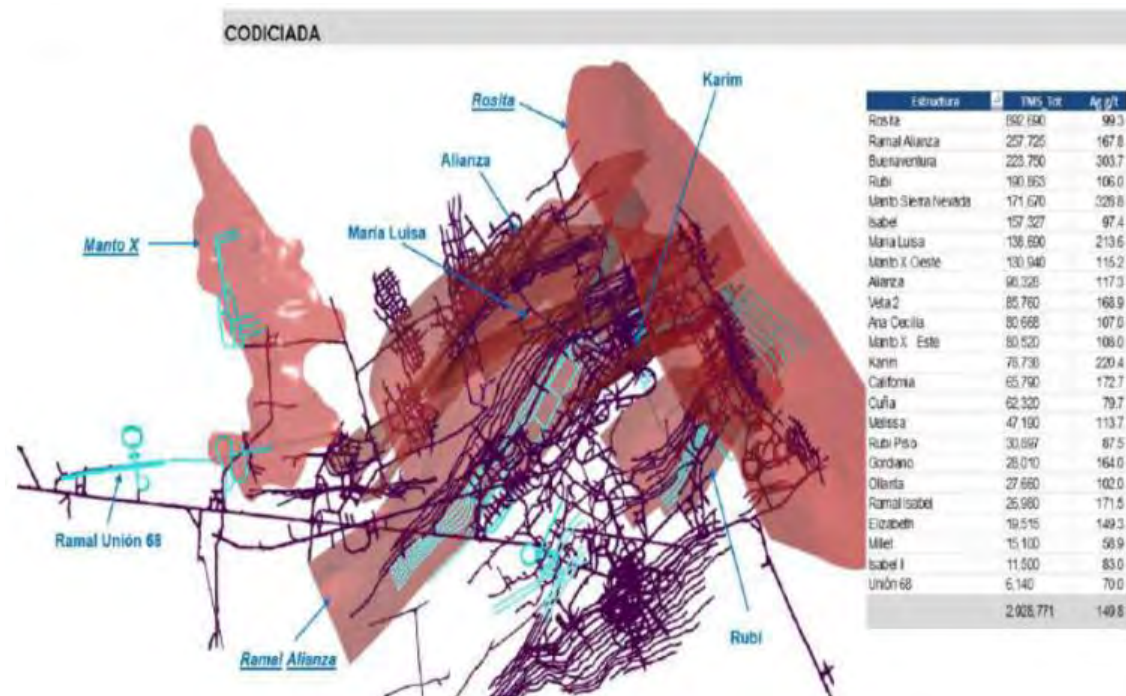
Estructuras mineralizadas en la zona Alapampa



Nota. Departamento de Geología

Figura 35

Estructuras mineralizadas en la zona Codiciada



Nota. Departamento de Geología

4. Capacidad operativa y Métodos de explotación aplicados

En la Mina Morococha, las operaciones productivas se desarrollan actualmente en las zonas Codiciada, Manuelita y Alapampa. Las características geológicas, geomecánicas y geométricas de cada sector determinan la selección de los métodos de explotación aplicados. Entre los sistemas utilizados se encuentran los siguientes:

- Explotación mediante taladros largos por subniveles.
- Corte y relleno ascendente, con aplicación de perforación tipo breasting.
- Explotación por cámaras y pilares.

Producción y Avances

La Unidad Minera Morococha desarrolla operaciones de explotación subterránea orientadas principalmente a la extracción de minerales polimetálicos de plomo, zinc y plata, manteniendo una producción continua mediante labores mecanizadas distribuidas en diferentes niveles de explotación.

Las operaciones se ejecutan mediante sistemas trackless y perforadoras electrohidráulicas que permiten mejorar el avance lineal y mejorar los tiempos de perforación y voladura en las labores horizontales. Asimismo, la productividad minera se encuentra influenciada por factores geomecánicos del macizo rocoso, disponibilidad mecánica de los equipos, número de frentes activos y cumplimiento de los programas de producción establecidos.

Avances Mina (m):

Como avances se tiene programado 1,800 metros, con ratio de 24 m/día en Alapampa, 23 metros por día en Codiciada y 14 m/día en manuelita. El avance anual corresponde a 21600 metros.

Tabla 54*Avance mensual*

Fase	Prog.Mes (m)	Budget (m)
Exploración	0	60
Desarrollo primario	362	530
Preparación	1216	1160
Explotación	222	0
Total	1800	1750

Nota. Departamento de planeamiento U. M. Morococha**Producción Mina (tms):**

El tonelaje de producción mensual es de 55000 tms. con leyes de 4.00 Oz/t, Cu 0.76%, Pb 1.09 % y Zn 3.00%. La producción anual corresponde a 660000 tms.

Tabla 55*Producción Mensual de Mineral*

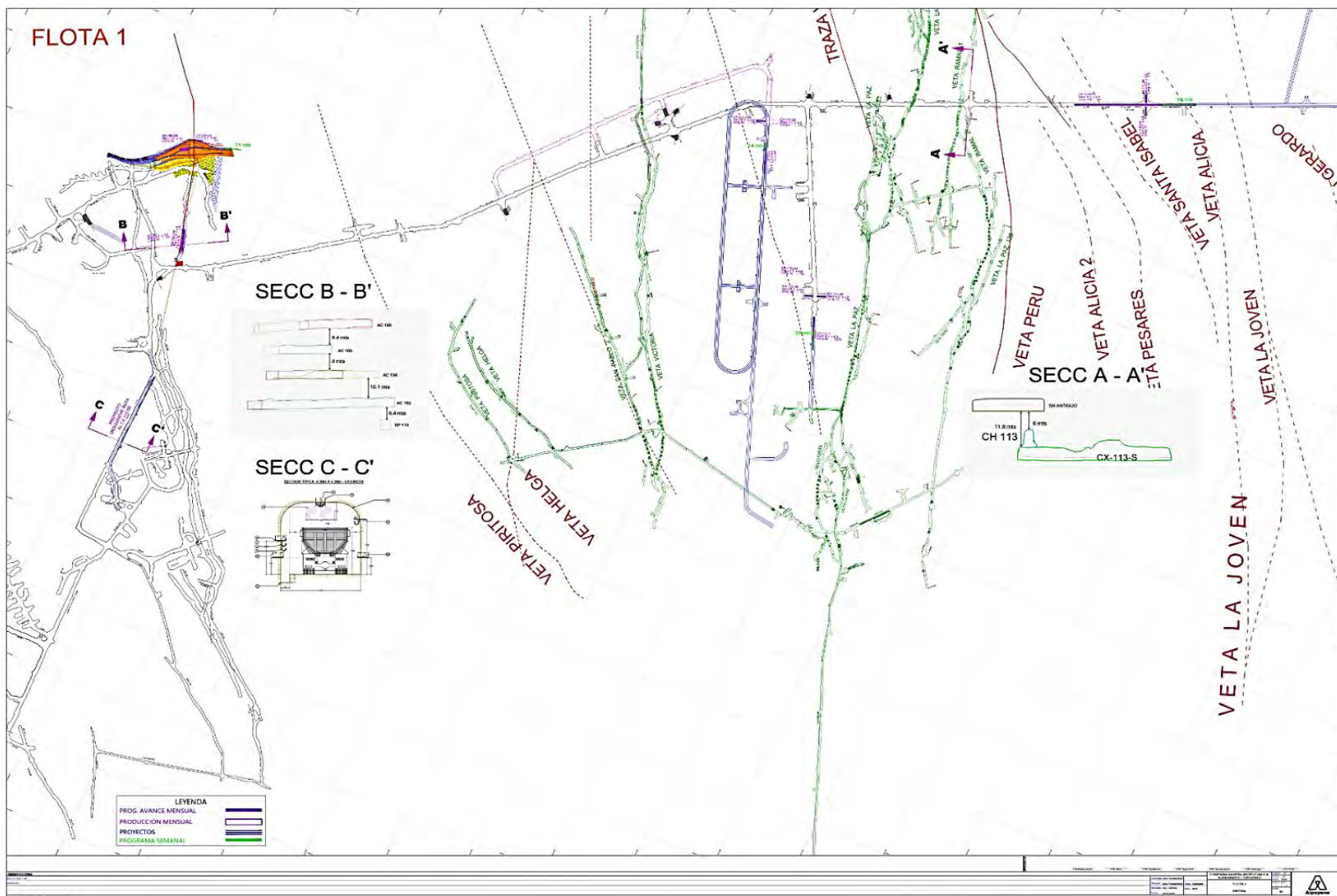
Producción	TMS	Ag oz/tn	%Cu	%Pb	%Zn	NSR \$/tn
Plan Budget:	53500	4.03	0.78	1.23	3.74	156.5
Plan Mensual:	55000	4.00	0.76	1.09	3.00	143.2

Nota. Departamento de planeamiento U. M. Morococha**Tabla 56***Producción Mensual de Mineral*

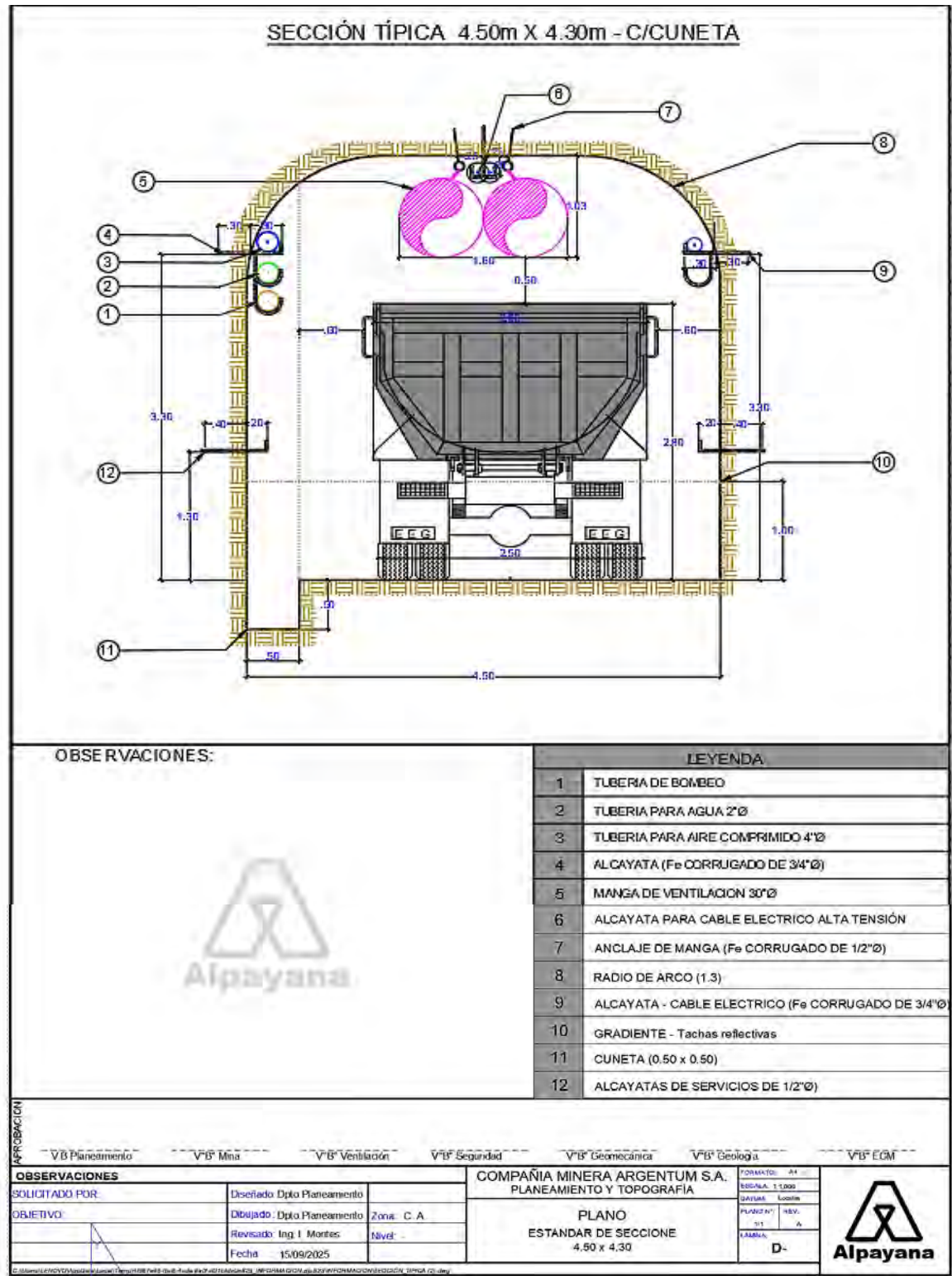
Zona	TMS	Ag oz/tn	%Cu	%Pb	%Zn	NSR \$/tn
Alapampa	24700	3.69	1.22	0.69	2.48	148
Codiciada	18200	2.92	0.31	1.64	3.54	122.2
Manuelita	12100	6.25	0.50	1.07	3.24	166
Total, general	55000	4.00	0.76	1.09	3.00	143.2

Nota. Departamento de planeamiento U. M. Morococha

Anexo B. Plano topográfico zona piritosa



Anexo C. Sección típica 4.50m x 4.30m



Anexo D. Recomendación de geomecánica

Recomendación Geomecánica 12/09/25

CX 113 T/N

HORA: 11:07
NIVEL: 4025
TIPO DE ROCA: MB 652: MF/12 R_{cu}: 48

- Estado de la labor: Perforación en desarrollo.
- Controlar sobretercera (P.V. controlado)
- Uso de cantillones para dibujar malla de perforación (obligatorio)
- Sust. Shotcrete 2" desde gradiente + P. Swellex 7' (E: 1.50 x 1.50)

[Firma] P. Sanampa

Alpayana **FORMATO DE RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA** G-ARG-PAN-02
Versión N° 3

EXECUTADO POR: Josaphere Marín Guspe TURNO: Día

NIVEL: 4025

LABOR: CX 113-SF

ZONA/VETA: Codicado/Pintosa

FECHA: 27-08-25 HORA: 1:50

TIPO LABOR: ☒ PERMANENTE ☐ TEMPORAL

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA			
ÁREA/ZONA	OSI	FHASS	CALIDAD
CORDONA/TECHO			
HASTIA IZQ.	MF/12	45-48	MB
HASTIA DER.			
Otro:			

CONDICIONES DEL TERRENO		ETAPA (CICLO FINADO)
☒ Subparietas	☒ Retieno Duro	CON CARGA (PV)
☒ Subtransversales	☐ Retieno Suave	PROCESO LIMPIEZA
☐ Subhorizontales	☐ Rugoso	DESATE
☐ Falsa Caja	☒ Liger. Rugoso	PROCESO SOST.
☐ Zona Brechada	☐ Suave	SOSTENIDO
☐ Z. Falsa y/o Panizado	☐ Estruct. Mineralizada	PERFORACIÓN
	☐ Voladura deficiente	
	☐ Daño al sostenimiento	

FECHA (Act.)¹ HORA ETAPA ANCHO ALTO AVANCE OBSERVACIONES FIRMA

* Actualización de la recomendación cuando la condiciones del terreno se mantienen o no tienen cambios significativos, se mantendrá la calidad de roca.

SOSTENIMIENTO RECOMENDADO

Sust. Shot 2" + P. Cap 7'
E: 1.80 x 1.50 m

SHOTCRETE	PERNOS	ESPACIAMIENTO DE PERNOS	MALLA	REFUERZO
2" ☒	SPLIT SET	1.8X1.8 ☒	MALLA #12 ☐	CABLE BOLTING ☐
3" ☐	SWELLEX	1.5X1.5 ☐	MALLA #8 ☐	WOOD PACK ☐
SH SM ☐	MINI SPLIT	1.3X1.3 ☐	Malla desde Gradiente. Asegurar Pegado y Traslape.	ARCO NORUEGO ☐
SH SCR ☐	SPILLING BAR	Cumplir distribución (Espaciado)		CIMBRA H-4/8 ☐

VISTA TRANSVERSAL

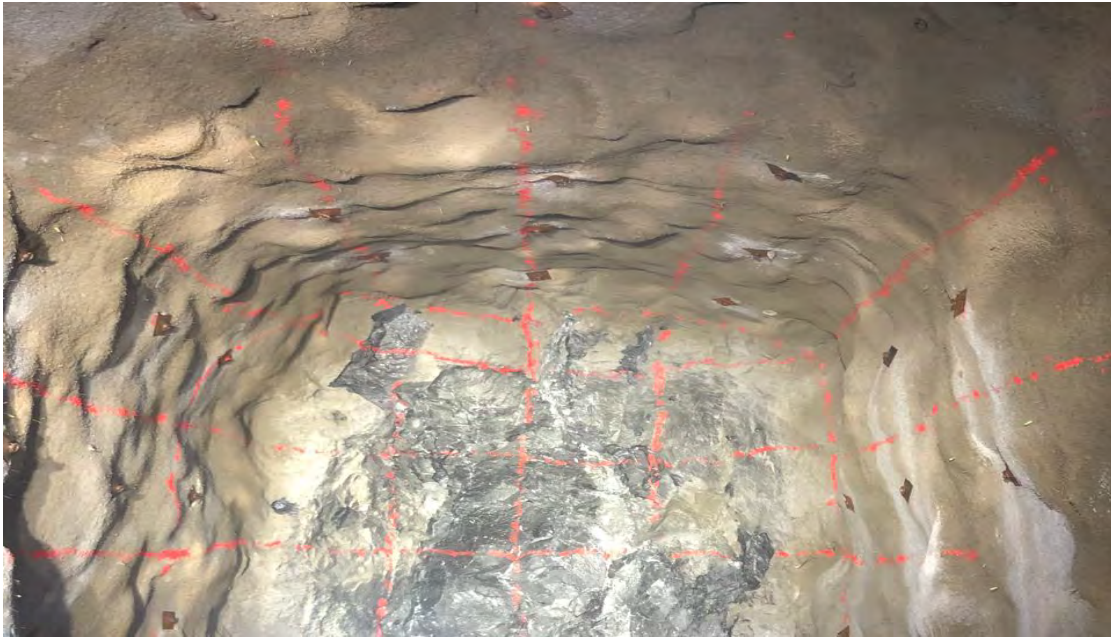
VISTA DE PLANTA

[Firma]

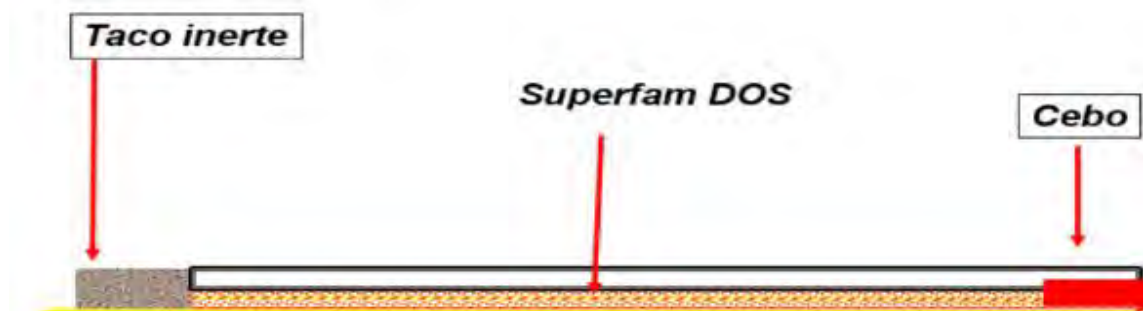
FIRMA / ÁREA GEOMECÁNICA	FIRMA / OPERACIONES MINA	FIRMA / ÁREA DE SEGURIDAD
PROHIBICIONES	OBLIGACIONES	

- Prohibido ejecutar el sostenimiento sin el desate de rocas sueltas.
- Prohibido lanzar shotcrete sobre área con desatado deficiente o sobre malla cargada.
- Prohibido dejar sin sostenimiento el tope (frente) de la labor paralizada.
- Prohibido desatar las rocas con herramientas defectuosas o equipo mecánico deficiente.
- Prohibido exponerse bajo áreas sin sostenimiento.
- Prohibido realizar desate manual en labores con altura mayor a 4.0m.
- Desate de rocas monobloque, antes, durante y después de cada actividad.
- En labores mayores a 4.0m es obligatorio el desate mecanizado.
- Uso obligatorio de cantillones para marcado de malla de sostenimiento con pernos.
- Cumplir con el estándar y procedimiento de instalación de sostenimiento.
- Realizar voladura controlada, cumplir diseño de proyecto, evitar sobretercera.
- Fillar el formato de recomendación geomecánica por los responsables.

Anexo E. Perforación y voladura



Anexo F. Controles de perforación y voladura



Anexo G. Resultados de pruebas de 18 pies

RESULTADOS DE VOLADURAS - (Seguimiento Abril - Agosto) 2025 CALIDAD DE ROCA III A-B Seccion 4.5m x4.30m

N° de Disparo	Fecha	Labor	T a l a d r o s				Longitud taladro perforado	Avance por disparo	Rendimient o	Explosivos (kg)		Total Explosivo	Factores Avance	Costo de explosivo \$/Disparo	Costo de perforación \$/Disparo	Costo de P&V \$/metro
			Ø	Cargados	alivios	Total Perfor.				Emulsi3000 1 - 1/2"x8"	ANFO Superfamos					
			mm	unidad	unidad	unidad							m			
1	5-Abr	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.78	94%	11.46	236.26	247.72	51.78	413.51	582.20	208.13
2	8-Abr	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.61	413.51	582.20	207.44
3	15-Abr	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.97	413.51	582.20	204.88
4	17-Abr	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
5	10-May	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.90	96%	11.46	236.26	247.72	50.56	413.51	582.20	203.21
6	13-May	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.08	413.51	582.20	205.30
7	20-May	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
8	28-May	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.57	413.51	582.20	207.27
9	10-Jun	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.84	95%	11.46	236.26	247.72	51.14	413.51	582.20	205.56
10	15-Jun	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
11	23-Jun	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.80	94%	11.46	236.26	247.72	51.57	413.51	582.20	207.27
12	26-Jun	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
13	1-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.90	96%	11.46	236.26	247.72	50.51	413.51	582.20	203.04
14	4-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
15	7-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.88	96%	11.46	236.26	247.72	50.72	413.51	582.20	203.87
16	9-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
17	12-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.85	95%	11.46	236.26	247.72	51.03	413.51	582.20	205.13
18	16-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.88	96%	11.46	236.26	247.72	50.72	413.51	582.20	203.87
19	24-Jul	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.82	95%	11.46	236.26	247.72	51.35	413.51	582.20	206.41
20	5-Ago	CX 113SE	45	44	10	54	5.10	4.86	95%	11.46	236.26	247.72	50.93	413.51	582.20	204.71
promedio							5.10	4.85	95%			247.72	51.08	413.51	582.20	205.30

