

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



TESIS

OPTIMIZACIÓN DE INDICADORES EN COSTOS DE PERFORACIÓN
EN EL CRUCERO 113 NV 025 DE LA MINA ALPAYANA CIA
MINERA MOROCOCHA JUNÍN

PRESENTADO POR:

Br. SAMUEL HINCHO HINCHO

PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS

ASESOR:

MG. JOSE ALFREDO OLAVE APAZA

CUSCO - PERU

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** del Trabajo de Investigación **MGT: JOSÉ ALFREDO OLAVE APAZA** quien aplica el software de detección de similitud al trabajo de investigación/tesis titulada: **"OPTIMIZACIÓN DE INDICADORES EN COSTOS DE PERFORACIÓN EN EL CRUCERO 113 NVO2S DE MINA ALPAYANA CIA MINERA MOROCOCHA JUNÍN"**

Presentado por: **SAMUEL HINCHO HINCHO** DNI N° **74199382**;
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 **03** 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 **09**%.

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.	X
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, **19** de **AGOSTO** de 20**26**

Firma

Post firma **MGT: JOSÉ ALFREDO OLAVE APAZA**

Nro. de DNI **23929435**

ORCID del Asesor **0009 - 0001 - 3581 - 8959**

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid: 23259: 615569888**

OPTIMIZACIÓN DE INDICADORES EN COSTOS DE PERFORACIÓN EN EL CRUCERO 113 NV 025 DE MINA ALPAYA...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:615569888

Fecha de entrega

19 ago 2026, 8:51 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

19 ago 2026, 9:01 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

OPTIMIZACIÓN DE INDICADORES EN COSTOS DE PERFORACIÓN EN EL CRUCERO 113 NV 025 DEdocx

Tamaño del archivo

5.2 MB

172 páginas

31.152 palabras

166.858 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 8 palabras)

Fuentes principales

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

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

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

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

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

DEDICATORIA

Primero y ante todo, dedicó esta tesis a Dios, por ser mi guía constante, Sin Su presencia en mi vida, este logro no habría sido posible.

A mis padres, Francisco y Casiana, quienes, con amor, sacrificio y una firmeza admirable, nunca dejaron de creer en mí.

A mis hermanos: Elizabeth, Cinthia, Zayda y Frank, por su cercanía, su apoyo incondicional y su presencia constante, aun en la distancia. Cada uno, a su manera, ha sido un pilar en mi vida y un motor que me impulsó a no rendirme.

A mi pareja, Nohely, por ser mi compañera incansable durante este proceso.

AGRADECIMIENTOS

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento a mi alma mater, la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, por haberme acogido y brindado una formación académica integral, que ha sido fundamental en mi crecimiento profesional y personal. A todos los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por su dedicación, vocación de servicio y compromiso con la enseñanza. Gracias por compartir generosamente sus conocimientos, experiencias y valores, y por guiarnos con exigencia y sabiduría a lo largo de esta etapa académica. En especial, al Mg. José Alfredo Olave Apaza, por su valioso acompañamiento, apoyo constante y orientación profesional durante el desarrollo de mi proyecto de tesis. A mi familia por su apoyo incondicional, paciencia y confianza a lo largo de este proceso. Su amor ha sido fundamental para alcanzar este logro.

INTRODUCCIÓN

La investigación desarrollada en el presente se subdivide en cinco capítulos, donde se profundiza el análisis de indicadores en costos de perforación en el crucero 113 nv 025 de la mina Alpayana Cía. Minera Morococha – Junín.

En el Capítulo I, se pone en evidencia la problemática que presenta en los costos de perforación en el crucero 113 Nv 025.

En el capítulo II, se desarrolla el marco teórico, donde se presenta los antecedentes de la investigación, rescatando la peculiaridad del sistema de perforación en el crucero 113 Nv 025.

En el capítulo III, presenta la metodología de la investigación, caracterizándose por ser correlacional, aplicada y de enfoque cuantitativa.

En el capítulo IV, desarrolla la propuesta mediante el análisis de los indicadores presentes en la perforación en el crucero 113, capítulo donde se desarrolla el análisis de indicadores y desarrollo de costos evaluados para comprobar las hipótesis planteadas.

En el capítulo V, se muestra la discusión de resultados y se pone en evidencia los logros obtenidos, comparando los hallazgos encontrados en los antecedentes que tienen relación directa con los hallazgos encontrados mediante una validación de la hipótesis apoyado de análisis de t student.

RESUMEN

La investigación tuvo como objetivo determinar cómo optimizar los indicadores en costos de perforación en el Crucero 113 Nv 025 de Mina Alpayana, Cía. Minera Morococha – Junín. El estudio se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, de nivel descriptivo-correlacional y diseño no experimental, considerando el análisis de parámetros de perforación, consumo de explosivos, consumo de aceros de perforación y costos por metro de avance.

En la condición inicial, la malla de perforación consideraba 48 taladros perforados, de los cuales 40 eran cargados, con un consumo total de explosivo de 165.22 kg. Asimismo, se registró un consumo de 386 componentes de aceros de perforación y un costo total del ciclo de 420.19 US\$/m. A partir del rediseño técnico de la malla, se optimizó la distribución de burden, espaciamiento y carga explosiva, reduciendo la malla a 37 taladros perforados, de los cuales 32 fueron cargados y 5 correspondieron a taladros de alivio o rimado.

Los resultados muestran que el consumo de explosivo disminuyó a 154.02 kg, el consumo de aceros se redujo a 253 componentes y el costo total del ciclo bajó a 399.29 US\$/m. Además, el factor de avance disminuyó de 47.07 kg/m a 44.01 kg/m. Se concluye que la optimización de los indicadores de perforación permitió reducir costos, mejorar el uso de insumos y fortalecer el control operativo del ciclo de avance.

Palabras clave: Perforación, Voladura, Costos unitarios, Malla de perforación, Indicadores operativos.

ABSTRACT

The objective of this research was to determine how to optimize drilling cost indicators at Crosscut 113 Level 025 of Alpayana Mine, Morococha Mining Company – Junín. The study was developed under a quantitative approach, with a descriptive-correlational level and a non-experimental design, considering the analysis of drilling parameters, explosive consumption, drilling steel consumption, and cost per meter of advance.

In the initial condition, the drilling pattern consisted of 48 drilled holes, of which 40 were charged, with a total explosive consumption of 165.22 kg. Likewise, 386 drilling steel components were consumed, and the total cycle cost reached 420.19 US\$/m. Based on the technical redesign of the drilling pattern, the distribution of burden, spacing, and explosive charge was optimized, reducing the pattern to 37 drilled holes, of which 32 were charged and 5 corresponded to relief or reaming holes.

The results show that explosive consumption decreased to 154.02 kg, drilling steel consumption was reduced to 253 components, and the total cycle cost decreased to 399.29 US\$/m. In addition, the advance factor decreased from 47.07 kg/m to 44.01 kg/m. It is concluded that the optimization of drilling indicators made it possible to reduce costs, improve the use of inputs, and strengthen operational control of the advance cycle.

Keywords: Drilling, Blasting, Unit costs, Drilling pattern, Operational indicators.

ÍNDICE

DEDICATORIA	2
AGRADECIMIENTOS	3
INTRODUCCIÓN	4
RESUMEN.....	5
ABSTRACT.....	6
1. CAPÍTULO I	17
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
1.2.1. Problema general de la investigación	18
1.2.2. Problemas específicos de la investigación.....	18
1.4.1. Objetivo general.....	19
1.4.2. Objetivos específicos	19
1.5.1. Delimitación geográfica.....	19
1.5.2. Delimitación temporal.	19
2. CAPÍTULO II.....	20
MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN	20
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	20
2.1.2. Antecedentes nacionales	22
2.2.1. La Minería en el Perú.....	24
2.2.2. Minería subterránea	25
2.2.3. Perforación de Rocas	25

2.2.4.	Equipos de Perforación	26
2.2.5.	Método de Holmberg	27
2.2.6.	Fallas usuales en perforación	33
2.2.7.	Jumbo	33
2.3.	Indicadores	42
2.3.1.	KPI o indicadores de desempeño	42
2.3.2.	Productividad	42
2.3.3.	Eficiencia	42
2.3.4.	Rendimiento	43
2.3.5.	Costos fijos	43
2.3.6.	Costos variables	43
2.3.7.	Costos de Operación	43
2.4.	Hipótesis	44
2.5.1.	Hipótesis general	44
2.5.2.	Hipótesis específicas	44
2.5.3.	Variables e indicadores	45
3.	CAPÍTULO III	46
	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN	46
3.7.1.	Técnicas de recolección de datos	47
3.7.2.	Instrumentos de recolección de datos	47

4.	CAPÍTULO IV	49
	PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	49
4.1.1.	Contexto técnico del crucero 113 nv 025	50
4.1.2.	Equipos de perforación empleados	51
4.1.3.	Descripción técnica del proceso de perforación	53
4.2.	Análisis de indicadores en perforación y voladura.....	59
4.2.1.	Indicadores de perforación.....	60
4.2.2.	Costo por metro perforado (\$/m)	66
4.2.3.	Indicadores voladura.....	72
4.3.	Costos totales antes de la implementación	74
4.4.	Factores que inciden en la variabilidad del costo por metro	77
4.4.1.	Parámetros de perforación	78
4.4.2.	Influencia del macizo rocoso	79
4.4.3.	Influencia del operador y turno.....	81
4.5.	Optimización en los indicadores de perforación	83
4.5.1.	Reestructuración de la malla de perforación.....	84
4.5.2.	Nuevos parámetros de perforación	107
4.5.3.	Indicadores de perforación después de la optimización	110
4.5.4.	Costo por metro perforado (\$/m)	117
4.6.5.	costos después de la optimización	122

4.6.	Costos totales después de la implementación.....	123
5.	CAPÍTULO V	129
	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	129
	CONCLUSIONES	145
	RECOMENDACIONES	147
	BIBLIOGRAFÍA.....	149
6.	ANEXOS	151

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:	Fallas usuales.....	33
Tabla 2:	Operacionalización de las variables	45
Tabla 3:	Equipos de perforación en Unidad Minera.....	52
Tabla 4:	Ficha técnica del Jumbo Boomer S1D	53
Tabla 5:	Distribución de taladros.....	56
Tabla 6:	Parámetros técnicos	57
Tabla 7:	Parámetros de perforación y voladura.....	58
Tabla 8:	Metros perforados de jumbos frontoneros J_118	64
Tabla 9:	Resumen de consumos por malla de perforación	65
Tabla 10:	Parámetros de perforación.....	67
Tabla 11:	Costos de perforación sin explosivo.....	69
Tabla 12:	Resumen de tasa de penetración antes.....	71
Tabla 13:	Parámetros de voladura según perforación.....	73
Tabla 14:	Costo de voladura	75
Tabla 15:	Costo de extracción	75
Tabla 16:	Resumen de costos gastos y costos	76
Tabla 17:	Factores que afectan a la perforación	79
Tabla 18:	Parámetros técnicos	85
Tabla 19:	Resumen de parámetros.....	103

Tabla 20: Burden y espaciamento	104
Tabla 21: Cantidad de explosivo	105
Tabla 22: Parámetros técnicos	108
Tabla 23: Parámetros de perforación y voladura.....	109
Tabla 24: Nuevo consumo de aceros proyectado por equipo	112
Tabla 25: Parámetros de voladura según perforación.....	115
Tabla 26: Parámetros de perforación.....	118
Tabla 27: Costos de perforación sin explosivo.....	119
Tabla 28: Resumen de tasa de penetración después	121
Tabla 29: Costo de voladura después de la implementación.....	124
Tabla 30: Costo de extracción	125
Tabla 31: Resumen de costos después.....	126
Tabla 32: Análisis técnico	132
Tabla 33: Comparación de indicadores antes y después de la optimización	134
Tabla 34: Diferencias de costos antes y después de la optimización	137
Tabla 35: Cálculo de la desviación estándar muestral de las diferencias de costos	138

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1:	Principios de perforación mecánica de las rocas	26
Figura 2:	Malla Holmberg.....	28
Figura 3:	Jumbo frontal boomer S1D	34
Figura 4:	Jumbo frontal boomer S1D	35
Figura 5:	Columna de perforación	36
Figura 6:	Shank adapter COP 1838-T38.....	37
Figura 7:	Tipos de barras	37
Figura 8:	Broca de botón esférico	38
Figura 9:	Broca balística	39
Figura 10:	Broca rimadora o escareadora	39
Figura 11:	Malla de perforación de 4 x 4 m en terreno regular	55
Figura 12:	Diseño de carguío de explosivo.....	74
Figura 13:	Tipo de corte elegido a diseñar.....	88
Figura 14:	Simulación de avance	89
Figura 15:	Cálculo de burden equivalente	89
Figura 16:	Cálculo de burden practico	90
Figura 17:	Cálculo de ancho de apertura	90
Figura 18:	Cálculo de densidad de carga	91
Figura 19:	Cálculo del primer cuadrante.....	91

Figura 20: Cálculo de desviación de taladro	92
Figura 21: Cálculo de ancho de apertura	92
Figura 22: Cálculo de densidad de carga	93
Figura 23: Calculo en segundo cuadrado	93
Figura 24: Cálculo de ancho de apertura	94
Figura 25: Cálculo de densidad de carga	94
Figura 26: Cálculo del tercer cuadrante	95
Figura 27: Cálculo del ancho de apertura A3	95
Figura 28: Cálculo de densidad de carga	96
Figura 29: Calculo taladros de arrastre	96
Figura 30: Numero de taladros arrastre.....	97
Figura 31: Cálculo del espaciamiento entre taladros	97
Figura 32: Calculo densidad de carga	97
Figura 33: Cálculo de taladros en corona.....	98
Figura 34: Densidad de carga.....	98
Figura 35: Calculo taladros en hastiales	99
Figura 36: Cálculo de densidad de carga	100
Figura 37: Cálculo de taladros en corona.....	101
Figura 38: Calculo densidad de carga	102
Figura 39: Nueva malla de perforación.....	106

Figura 40: Diseño de carguío de explosivo.....	117
Figura 41: Consumo de acero proyectado.....	133

ÍNDICE DE GRÁFICAS

Gráfica 1	Modelo de trazo empírico de voladura	41
Gráfica 2	Cantidad de componentes cambiados/usados	61
Gráfica 3	Total, de unidades consumidas general	63
Gráfica 4	Metros perforados de jumbos frontoneros	64
Gráfica 5	Nuevo consumo de acero por componente	112
Gráfica 6	Nuevo consumo de acero por componente	113
Gráfica 7	Metros perforados proyectado	114

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. *Planteamiento del problema*

En la mina Alpayana – Cía. Minera Morococha (Junín), el Crucero 113 NV 025 concentra labores mecanizadas de desarrollo donde la operación unitaria de perforación con jumbos determina el ritmo de avance y la estructura de costos del ciclo de minado. Sin embargo, la gestión vigente de desempeño se limita principalmente a metros perforados por frente/equipo, sin un sistema integrado de indicadores de costo que relacione rendimiento, consumos y tiempos improductivos. Esta brecha de medición impide identificar con precisión qué factores (consumo de aceros y brocas, energía/aire comprimido, lubricantes, mano de obra, re-perforaciones, detenciones operativas y de mantenimiento, desviaciones de malla) explican la variabilidad del costo por metro perforado (USD/m) y cómo priorizar acciones de mejora.

Como consecuencia, se observan sobrecostos no planificados (renovación de aceros, paradas por fallas asociadas a la columna de perforación, pérdidas por retrabajos) e ineficiencias operativas (baja utilización efectiva del jumbo, tiempos de espera, inestabilidad en el avance por guardia). La ausencia de KPIs estandarizados de costo (costo total de perforación por metro, costo de aceros por metro, costo energético por metro, tasa de re perforación, costo por hora improductiva) y de líneas base para el Crucero 113 NV 025 limita la toma de decisiones basada en evidencia y dificulta evaluar el impacto económico de las prácticas de perforación y del mantenimiento.

Por lo anterior, se plantea la necesidad de evaluar y optimizar los indicadores de costos de perforación en el Crucero 113 NV 025, construyendo una línea base y un tablero mínimo de KPIs que vincule productividad (metros avance por guardia), utilización (%), calidad de ejecución

re perforación y consumos (aceros de perforación), con el fin de reducir el costo por metro perforado y controlar la variabilidad de los costos unitarios bajo las condiciones operativas reales del frente.

1.2. *Formulación del problema*

1.2.1. *Problema general de la investigación*

- ¿Cómo optimizar los indicadores en costos de perforación en el crucero 113 Nv 025 de la mina Alpayana Cia Minera Morococha - Junin?

1.2.2. *Problemas específicos de la investigación*

- ¿Cómo influye el comportamiento de macizo rocoso en los indicadores de perforación en equipos de avance en el crucero para reducción de costos o productividad 113 Nv 025 de mina Alpayana Cía Minera Morococha - Junin?
- ¿Cuál es la situación actual de la gestión de indicadores de perforación en equipos de avance en el crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cía Minera Morococha - Junin?
- ¿Qué impacto tendrá en los costos perforación y voladura, con una adecuada gestión de los indicadores de perforación en equipos de avance en el crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cía Minera Morococha - Junin?

1.3. *Justificación*

La presente investigación tiene importancia desde el punto de vista técnico - económico, ya que aportará un estudio explicativo de la gestión de indicadores de perforación en los distintos frentes de trabajo de Cia Minera Alpayana, con el fin de encontrar una oportunidad de reducción de costos operativos evidenciados en los indicadores operativos.

1.4. *Objetivos de la investigación*

1.4.1. *Objetivo general*

- Determinar cómo optimizar los indicadores en costos de perforación en el crucero 113 Nv 025 de la mina Alpayana Cia Minera Morococha - Junin.

1.4.2. *Objetivos específicos*

- Determinar la influencia del macizo rocoso en los indicadores de perforación en equipos de avance en el crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cia Minera Morococha - Junin.
- Analizar la situación actual de la gestión de indicadores de perforación en equipos de avance en el crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cia Minera Morococha - Junin.
- Determinar el impacto que tendrá en los costos perforación y voladura, un adecuado control de los indicadores en equipos de avance en el crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cia Minera Morococha - Junin.

1.5. *Delimitación de la investigación*

1.5.1. *Delimitación geográfica.*

La investigación se realiza en la región de Junin y la unidad de observación son los frentes del crucero 113 Nv 025 de mina Alpayana Cia Minera Morococha.

1.5.2. *Delimitación temporal.*

El trabajo de investigación se realiza en el periodo comprendido entre los meses de enero y agosto del año 2024, fecha en que se concluye el trabajo de investigación.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. *Antecedentes de la investigación*

2.1.1. *Antecedentes internacionales*

- Autor: Sánchez Villareal Y.V.

Tesis: “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth “

Año: 2012

Institución: Universidad central del Ecuador, Quito

Sanchez Villarreal (2012), cuyo estudio es descriptivo, presenta una explicación preciso de las circunstancias actuales en los procesos de perforación y voladura; estos datos se utilizan para optimizar posteriormente. Cuya metodología examina que, a través de un modelo matemático, se logrará como meta una malla de perforación técnica que esté en concordancia con las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso. Esto permitirá alcanzar tiempos óptimos de perforación, una cantidad idónea de barrenos y la cantidad precisa de sustancia explosiva para avanzar dentro del tiempo programado; así, los costos operativos y el tiempo de progreso de la rampa se reducirán. A partir de las fotos tomadas antes y después de cada voladura, así como del monitoreo de las vibraciones generadas por la misma.

La implementación de la malla de perforación, planteada en este estudio, al franquear la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, demuestra que le representa a ELIPE S.A. un ahorro por cada voladura de US\$ 85.12, debido a que se requiere menos cantidad de sustancia explosiva y, por ende, el costo de explotación disminuye. Por lo tanto, esta información es

relevante para la presente investigación desde la perspectiva del análisis comparativo del ahorro en los costos de procesos unitarios mineros.

- Autor: Garrido Andrés Alejandro

Tesis: “Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente “

Año: 2007

Institución: Universidad de Chile

Garrido (2007), Utilizó dos metodologías: la primera se refiere al análisis de las vibraciones registradas como resultado de las tronaduras, en el cual su comportamiento fue cuantificado mediante el macizo rocoso y su impacto sobre el entorno; la segunda está vinculada con la aplicación del disparo. Así, el propósito es examinar la eficacia general y los estándares contemporáneos de las tronaduras de desarrollo horizontal en la producción de la mina Reservas Norte, División El Teniente, Codelco Chile. Es imprescindible modificar y elaborar procedimientos que posibiliten una evaluación adecuada de la tronadura, tanto antes como durante y después de su realización, debido a la enorme cantidad de variables que intervienen en ella, así como de una adecuada cuantificación y control del daño que ella puede producir, conducente a lograr un diseño óptimo.

Para concluir este trabajo, se desarrolló una propuesta para el diseño de tronadura alternativa en el nivel de producción, que podría tener un impacto significativo en la operación, como: Disminución del número de perforaciones por disparo en un 10%. Disminución de la sobre excavación del 24% al 6%. Menos exposición al peligro de desprendimientos y caídas de rocas. La reducción de los costos directos de perforación y la disminución del tiempo de trabajo en un

15% menos; este antecedente tiene conexión con la investigación actual, ya que se examina la devaluación de los gastos directos relacionados con la perforación.

2.1.2. Antecedentes nacionales

- Autor: Fernandez Gutierrez, Jhonatan Brayan

Tesis: “Evaluación de los KPIs operativos de la perforación y voladura al usar barrenos de 6' y 8' con fines de mejora, en la Compañía Minera Aurifera Retamas S.A “

Año: 2024

Institución: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión - Pasco

Fernández Gutiérrez (2024) adoptó un enfoque cuantitativo y aplicado, analizando el desempeño de las tareas de perforación y voladura según el empleo de barrenos de longitudes variadas (6 y 8 pies), tomando como fundamento los Kepis operacionales y técnicos en la mina MARSA. Trató temas como la clase de roca, los rasgos del frente de perforación, el empleo del equipo Jack Leg, el diseño de la malla de perforación y la variedad de explosivo utilizado.

Se determina entre los hallazgos más importantes que, mediante el trabajo minucioso de los indicadores de perforación, es posible definir estándares para optimizar la productividad por ciclo y el uso de insumos. El análisis favorece la creación de una perspectiva crítica del desempeño operativo, lo que hace posible la estandarización de procesos y el ajuste de variables que influyen en los costos y en los plazos operativos. Los costos comparados con barrenos de 6 pies dan un resultado de 394.53\$/ml, mientras que los barrenos de 8 pies tienen un costo de 352.22\$/ml; esto da una diferencia de 42.30 \$/ml, lo que equivale a un ahorro del 10.72 %.

De esta manera, se evidencia la conexión directa que tiene este antecedente con la investigación actual, al establecer una comparación de costos de metros lineales perforados que se relacionan directamente con el consumo de sus aceros.

- Autor: Pacahuala Aguirre, Mayra Cleyde

Tesis: “Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotral S.R.L. “

Año: 2015

Institución: Universidad Nacional del Centro del Perú

Pacahuala Aguirre (2015) es una investigación con un enfoque metodológico aplicado y descriptivo. Su eje central es analizar cómo la actualización de los estándares técnicos de perforación y voladura en los frentes de avance puede reducir los costos operativos de Mincotral S.R.L., una empresa especializada que opera en MARSA. El análisis examina variables como la longitud del barreno, el patrón de perforación, la densidad de carga explosiva y los rendimientos por turno, para evaluar los indicadores críticos del rendimiento operativo.

Entre las principales conclusiones, se destaca una mejora del 41% en la productividad de las operaciones de perforación y voladura, atribuida a la implementación de prácticas estandarizadas y al consumo racional de insumos como barrenos y explosivos. Esta eficiencia impacta directamente en los costos operativos unitarios, demostrando que el uso de indicadores bien definidos permite diseñar estrategias efectivas para la reducción de desperdicios y la mejora continua del proceso minero. La investigación pone en evidencia el valor de la gestión por KPIs como herramienta de soporte técnico y económico en la operación subterránea.

Respecto a los resultados obtenidos en costos por metro lineal, se concluye que el resultado revela un valor de \$311.12/ml, inferior al estimado inicialmente de 348.27\$/ml. Además, se logra una reducción del 10.72% en los costos de operación, que es más alto que el 5% previsto.

Por lo tanto, este antecedente está directamente relacionado con la investigación actual, ya que examina las disminuciones de los costos operativos en los procesos de perforación.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. La Minería en el Perú

Perú ha sido tradicionalmente un país minero, con actividad extractiva desde la época incaica e incluso antes. Actualmente, la minería sigue presente en múltiples ámbitos de desarrollo y progreso nacional. En los últimos diez años, el sector minero peruano registró un notable crecimiento productivo, impulsado por el alza en el precio del cobre, lo que se tradujo en un mayor ingreso fiscal. Los factores detrás de este crecimiento extraordinario se vinculan a una coyuntura internacional atípica, marcada por la fuerte demanda china de productos tradicionales en particular materias primas como el cobre y por la implementación de políticas que impulsaron y sostuvieron la inversión privada. Frente a este panorama, surge la pregunta sobre la relevancia de la minería para el Perú, cuestión que ha sido respondida en varias ocasiones por el Instituto Peruano de Economía: “La minería aporta más del 50 % de las divisas, el 20 % de la recaudación fiscal, el 11 % del Producto Bruto Interno y concentra la mayor parte de la inversión extranjera, entre otros indicadores macroeconómicos destacados” (Sanchez, 2015).

Según el anuario citado, en los últimos cinco años se han destinado al sector minero inversiones por alrededor de 42 000 millones de dólares, cifra que equivale al 68 % de la inversión acumulada en minería entre enero de 1996 y diciembre de 2015 (60 884 millones de dólares). De este modo, la producción actual de distintos minerales, junto con proyectos que ya están en

operación —como “Las Bambas” (Apurímac), la “Ampliación Cerro Verde” (Arequipa), “Toromocho” (Junín), “Antapaccay” y “Constancia” (Cusco)—, garantizará un aumento sostenido en los niveles de extracción, lo que podría consolidar al Perú como un actor clave en la exportación de minerales.

2.2.2. Minería subterránea

Una mina subterránea es aquella explotación de recursos minerales que se desarrolla por debajo de la superficie del terreno. La explotación de un yacimiento usando minería se su extracción a cielo abierto no es posible por motivos económicos, sociales o ambientales. Para la minería subterránea es necesario la realización de: túneles, pozos, chimeneas galerías, entre otras labores. (Luna Cordova, 2011)

2.2.3. Perforación de Rocas

La perforación de rocas dentro del campo de la voladura es la primera etapa que se realiza y tiene como fin apertura huecos(agujeros), con la distribución y geometría adecuada dentro del macizo rocoso, donde posteriormente alojará a las cargas de explosivo y sus accesorios de iniciación. (Caride de Linan, 1994, pág. 22)

2.2.3.1. Principios de perforación de rocas

Figura 1: Principios de perforación mecánica de las rocas



Fuente: Manual de Exsa (2004)

2.2.4. Equipos de Perforación

2.2.4.1. Perforadoras manuales

son, conceptualmente equipos de menor tamaño, La empuñadura de las de exterior es abierta, para sujetar el martillo con las dos manos, mientras que en las de interior, con el fin de adaptarlas al barrenado horizontal, la empuñadura es cerrada y para una sola mano. En las primeras, el accionamiento y barrido es totalmente neumático, mientras que en las que se utilizan en trabajos subterráneos el barrido puede realizarse con agua y/o aire. La presión del agua debe ser siempre inferior a la del aire para evitar inundar al martillo. Las barrenas se fijan a las perforadoras por medio de retenedores en forma de aldaba. (Caride de Linan, 1994, pág. 24)

2.2.4.2. Perforadoras mecanizadas

Este equipo funciona en doble modo, ya sea por rotopercusión o únicamente por percusión como los martillos hidráulicos y martillos neumáticos. (Caride de Linan, 1994, pág. 28) Está montado sobre un chasis con orugas o ruedas tradicionales para facilitar su desplazamiento. Puede perforar diámetros de hasta 150 mm y alcanzar profundidades de 20 m. Entre los vehículos más habituales para estas labores figuran los kimonos neumáticos, el track drill y el wagon drill; todos ellos incorporan barrenos con acoplamientos de broca de fácil y rápida sustitución.

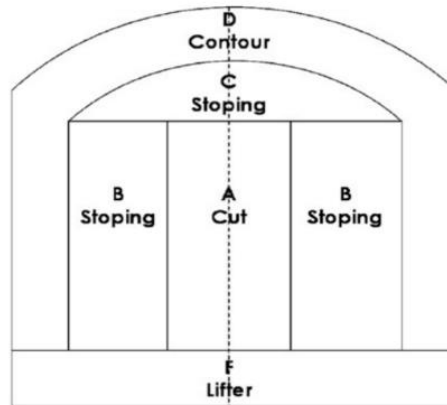
2.2.4.3. Perforadoras mecanizadas rotatorias

Este equipo está concebido para operaciones de gran envergadura propias de la minería a cielo abierto. Debido a sus dimensiones, debe instalarse sobre una plataforma capaz de soportarlo, ya sea la caja de un camión con la capacidad de carga adecuada o más idóneamente sobre un tren de orugas que le brinde autonomía de desplazamiento. Su sistema de perforación se acciona mediante un motor rotatorio propio e independiente, que activa el mecanismo de avance (ya sea por presión de barra o por “pull down”). Las brocas recomendadas para este equipo son las tricónicas de rotación, con diámetros que oscilan entre 6 y 15 pulgadas. (Lopez Gimeno, 2002, pág. 20)

2.2.5. Método de Holmberg

Para lograr realizar los cálculos de burden y espaciamiento para el diseño de una malla de perforación y voladura de una manera sencilla tanto en túneles y en minería subterránea, Holmberg dividió el frente en 5 secciones (A, B, C, D, E) diferentes. Por lo cual también menciona que los cálculos para cada sección deben ser analizadas rigurosamente de acuerdo a los parámetros necesarios.

Figura 2: Malla Holmberg



Fuente: (Sanchez Villarreal , 2012)

La ecuación 1 para hallar la profundidad del taladro (H).

$$H = 0.15 + 34.1 \phi e - 39.4 \phi e^2$$

Donde:

ϕ : es el diámetro del taladro (m), el rango de variación esta entre $0,05 \leq \phi \leq 0,25$ m.

El avance (I) para una eficiencia de 95% de la longitud de taladro se determina mediante:

$$I = 0.95 (H)$$

En algunas ocasiones, se recomienda el uso de dos taladros vacíos en lugar de uno que servirán como cara libre, en el arranque. Esto, en el caso de que el equipo de perforación no genere un taladro de alivio con diámetro mayor a los taladros que almacenaran los explosivos. Por lo que la fórmula 1 sigue siendo utilizada si ϕ se vuelve a hallar utilizando la fórmula 3 diámetro equivalente.

$$\phi e = d \sqrt{n} \quad (3)$$

Donde:

d: diámetro de los taladros de alivio en el corte.

n: número de taladros de alivio en el corte.

$\emptyset_e$: diámetro del taladro de alivio equivalente.

Ecuación de burden equivalente, burden practico y ancho de apertura.

$$Be = 1,7(\emptyset_2) \quad Bp = Be - Ep \quad Ao = Bp' * \sqrt{2}$$

Donde:

$\emptyset_e$: diámetro equivalente.

Ep : desviación.

Bp : burden practico.

Ecuación de cálculo densidad de carga.

$$Dq = \frac{55D_0 \left[\frac{Be}{\emptyset_e} \right]^{\frac{3}{2}} \left[Be - \frac{\emptyset_e}{2} \right] \left[\frac{C}{0.4} \right]}{PRP \text{ Explosivo Usado}}$$

Donde:

D_0 ($\emptyset_p$): Diámetro del Taladro de Producción.

Be : Burden Equivalente.

$\emptyset_e$: Diámetro Equivalente.

C : Constante de Roca.

PRP : Explosivo Usado.

Ecuación de cálculo ancho de apertura y burden primer cuadrante.

$$A1 = (Bp + Bp' / \sqrt{2}) * \sqrt{2}$$

$$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_0 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

Donde:

Dq : Densidad de Carga.

d (Øp): diámetro del Taladro de Producción.

C: Constante de Roca.

Ao: Ancho de Apertura.

PRP: PRP Explosivo Usado.

Bp: burden practico.

cálculo de ancho de apertura y burden segundo cuadrante.

$$A2 = (((B_{\phi} / \sqrt{2} + B1)) / \sqrt{2} + B2) \times \sqrt{2}$$

$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_1 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

Donde:

Dq: Densidad de Carga.

d (Øp): Diámetro del Taladro de Producción.

C: Constante de Roca.

A1: Ancho de Apertura.

PRP: PRP Explosivo Usado.

Bp: burden practico.

cálculo de ancho de apertura y burden tercer cuadrante

$$A3 = [(((Bp' / \sqrt{2} + B1)) / \sqrt{2} + B2)) / \sqrt{2} + B3] \times \sqrt{2}$$

$$B_{\max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_2 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

Donde:

Dq: Densidad de Carga.

d (Øp): diámetro del Taladro de Producción.

C: Constante de Roca.

A2: Ancho de Apertura.

PRP: PRP Explosivo Usado.

cálculo de taladros de arrastre espaciamento.

$$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{Dq \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{C \times f \times x^{E/B}}}$$

Donde:

Dq: Densidad de Carga.

F: Factor de Fijación.

C': Constante de Roca Corregido.

E/B: Relación de E/B para el arrastre.

PRP: PRP Explosivo Usado.

$$E = [(ancho \text{ de } tunnel + 2Hseny)/(N-1)]; N = [(ancho \text{ de } tunnel + 2Hseny)/B_{maxArrastre} + 2]$$

E: espaciamento de taladros.

N: número de taladros arrastre.

cálculo de taladros de corona.

$$Ec = Kxd$$

Donde:

Ec: Para una Voladura de Recorte o Contorno.

d (Øp): Diámetro del Taladro de Producción.

K: Valor de K ($15 \leq K \leq 16$).

E/B: Relación de E/B para la corona.

cálculo de taladros en los hastiales.

$$Hd = \text{Altura de Labor} - \text{Barrastre} - \text{Long. de arco}$$

Donde:

Al: Altura de Labor.

Bl: Burden de Arrastre.

La: Altura de Bóveda.

2.2.5.1. Factor de carga

El factor de carga en voladura es un parámetro que relaciona la cantidad de explosivo utilizado con el volumen o peso de roca que se desea fragmentar en una operación de voladura.

$$\text{Factor de Carga (FC)} = \frac{\text{Peso de explosivo (kg)}}{\text{Volumen de roca (m}^3\text{)}}$$

2.2.5.2. Factor de potencia

El factor de potencia en voladura es muy parecido al factor de carga, pero se expresa respecto al peso de roca (toneladas) y no al volumen.

$$FP = \frac{\text{Peso de explosivo (kg)}}{\text{Toneladas de roca (t)}}$$

2.2.5.3. Factor de avance

El factor de avance en voladura es un parámetro que mide cuánto avanza la frente de excavación por cada disparo realizado. Se usa sobre todo en minería subterránea y túneles.

$$\text{Factor de Avance (FA)} = \frac{\text{Avance logrado (m)}}{\text{Longitud de perforación (m)}}$$

2.2.6. Fallas usuales en perforación

Estos errores pueden ser insignificantes o convertirse en críticos, sobre todo si afectan el mecanismo de activación del disparo. A continuación, se presenta una tabla con las situaciones en las que podría registrarse una falla significativa.

Tabla 1: Fallas usuales

Fallas en taladros de pequeño diámetro	
En arranques	Insuficiente diámetro o número de taladros de Alivio.
Desviaciones en el paralelismo	En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.
Espaciamientos irregulares entre taladros	Propician fragmentación gruesa o soplo del explosivo.
La irregular longitud de taladros	Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.
Intercepción de taladros	Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

Fuente: (Lopez Gimeno, 2002)

2.2.7. Jumbo

Los jumbos son unidades de perforación equipadas con uno o varios martillos perforadores cuyas principales aplicaciones en labores subterráneas se encuentran en:

- Avance de túneles y galerías.
- Banqueo con barrenos horizontales.
- Minería por corte y relleno.

Las fuentes de energía pueden ser eléctricas, a base de aire comprimido o diésel. Los motores diésel que se emplean para activar el tren de rodadura, mediante transmisión hidráulica o mecánica, pueden ser utilizados igualmente para poner en marcha todos los componentes de

perforación, abarcando las unidades compresoras e hidráulicas. Este sistema se aplica en proyectos de menor envergadura y cuando no hay inconvenientes de contaminación frente a la obra. El uso del motor diésel para mover el equipo y un motor eléctrico para accionar los componentes de perforación es más común. Para este caso, se requiere contar con una instalación para distribuir la energía eléctrica. Los brazos de los jumbos actuales son movidos por medio de hidráulicos y tienen una amplia gama de diseños, aunque pueden ser clasificados en las siguientes categorías: de tipo trípode, rotación en la base o lineales. En minería, la elección de los brazos es un factor crucial, dado que el número de cilindros y movimientos del brazo determinan las capacidades de trabajo y cobertura de los jumbos, pues las tareas a realizar son muy diversas. (Caride de Linan, 1994, pág. 18).

Figura 3: Jumbo frontal boomer S1D



Fuente: Elaboración propia.

Figura 4: Jumbo frontal boomer S1D



Fuente: Elaboración propia

Fundamento: Rotación y percusión con impactos de corte, golpe y giro.

Zona óptima de cobertura: Área transversal de 40 metros cuadrados con una única disposición del equipo.

Taladros de producción: con un diámetro de 45 mm.

Taladros de alivio: 102 milímetros de diámetro.

Longitudes de perforación: 10, 14 y 16 pies.

Categorías de perforación: En las frentes de avance, se realiza la perforación perpendicularmente al frente de ataque y paralelamente a este.

Medidas totales (ancho x largo x alto): 3 m x 12.37 m x 3 m

Ancho de giro: 4.04 metros

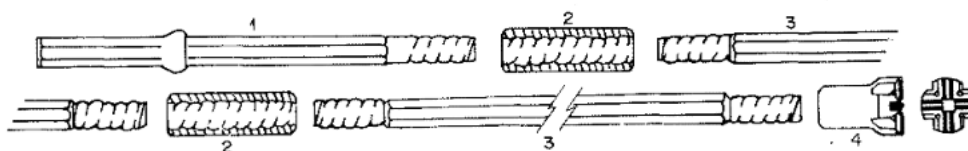
Peso total: 151,500 Kg.

2.2.7.1. Accesorios de Perforación

ACEROS DE PERFORACIÓN: En el presente estudio, el autor expone las características de los aceros utilizados en la perforación roto percutiva, destacando que para cada labor específica pueden seleccionarse diferentes combinaciones de componentes. La elección de los aceros más adecuados depende de múltiples factores, entre los que se incluyen el diámetro y la profundidad de los taladros, la estructura y resistencia del macizo rocoso, su grado de abrasividad, así como el tamaño y la potencia del equipo de perforación. Asimismo, influyen las experiencias operativas previas y la disponibilidad logística de los insumos.

COLUMNA DE PERFORACION: La columna de perforación es el conjunto mecánico que permite la transmisión de energía de impacto, rotación y empuje desde el martillo hidráulico hasta la broca transmitido la energía desde el shank, coupling. Barra hexagonal finalizando en broca en los equipos de perforación frontal tipo jumbo. En el caso del Boomer S1D, equipo electrohidráulico de la marca Epiroc, este sistema está diseñado para realizar perforaciones profundas en labores de gran sección, como desarrollos principales, cruceros y rampas, combinando robustez estructural, potencia de impacto y precisión operativa.

Figura 5: Columna de perforación



Fuente: Manual de Perforación de Rocas de López Jimeno.

SHANK ADAPTER O ADAPTADORES: También denominados espigas o adaptadores de culata, son elementos que se colocan de manera fija en las perforadoras, lo cual permite que la energía de impacto, la rotación del varillaje y el empuje pueden ser transmitidas.

Figura 6: Shank adapter COP 1838-T38



Fuente: Rock Drilling tolos

BARRAS O BARRENOS: Son varillas o tubos de acero provistos de un sistema de acople, cuya función es transmitir el golpe del martillo hasta la broca. Suelen colocarse en uno de los extremos del conjunto de perforación. Pueden tener sección tubular, hexagonal o maciza, y en el punto de unión presentan distintos mecanismos, como rosca corrida, cono liso de ajuste, cono estriado, entre otros. (Gomez Trujillo, 2023)

Figura 7: Tipos de barras



Fuente: (López Jimeno)

BROCAS: Son herramientas de corte especializadas, fabricadas en acero de alta resistencia al impacto. Además, sus filos incorporan refuerzos—mediante botones o insertos de materiales de elevada dureza y resistencia, como el carburo de tungsteno, cobalto, níquel etc.—para minimizar la abrasión. (Caride de Linan, 1994)

BROCAS DE BOTÓN ESFERICOS: Las brocas de botones esféricos son ampliamente utilizadas en operaciones de perforación mecanizada en roca competente, debido a su alta resistencia al desgaste y al impacto. Estas brocas están equipadas con insertos de carburo de tungsteno con extremos redondeados, los cuales permiten distribuir uniformemente las fuerzas de perforación, reduciendo el riesgo de rotura prematura. (Gomez Trujillo, 2023)

Figura 8: Broca de botón esférico



Fuente: Elaboración propia

BROCA BALÍSTICA: se caracterizan por tener insertos puntiagudos que les otorgan una mayor agresividad de corte. Son preferidas en terrenos de dureza media o con cierto grado de fractura miento, donde se requiere mayor velocidad de penetración y productividad. A diferencia de las brocas esféricas, su diseño favorece una penetración más rápida, pero con una menor vida

útil, ya que los botones son más susceptibles al desgaste y astillamiento en contacto con zonas dura. (Gomez Trujillo, 2023)

Figura 9: Broca balística



Fuente: Elaboración propia

BROCA RIMADORA: La rimadora es un componente especializado utilizado en perforación mecanizada para ampliar el diámetro del barreno inicial, permitiendo su uso en procesos que requieren mayor apertura. Este tipo de broca se acopla a la columna de perforación como un segundo paso, luego del barreno guía, y actúa ensanchando el taladro a un diámetro mayor mediante una estructura de múltiples botones de carburo de tungsteno distribuidos en una superficie más ancha. Su diseño puede ser esférico o balístico, según el tipo de terreno. (Gomez Trujillo, 2023)

Figura 10: Broca rimadora o escariadora.



Fuente: Elaboración propia

2.2.7.2. Condiciones de perforación

En condiciones normales la calidad del taladro que será perforado se encuentra determinado por cuatro condiciones específicas: estabilidad, rectitud, longitud y diámetro:

DIÁMETRO: Este criterio depende del modo de empleo del taladro; en general, un diámetro más pequeño resulta más rentable, aunque su uso está condicionado por su viabilidad. (Gomez Trujillo, 2023)

LONGITUD: Este criterio define en gran medida qué equipo se escogerá, teniendo en cuenta su capacidad de perforación, así como el alcance habitual del avance del disparo y la profundidad del taladro.

RECTITUD: Este parámetro puede modificarse según las características del equipo de perforación, el tipo de roca y el método empleado. En líneas generales, para que el explosivo se distribuya correctamente es fundamental mantener la mayor rectitud posible y asegurar una alineación precisa, lo que permite que el explosivo alcance la mayoría de las zonas a fragmentar. Asimismo, para lograr una perforación óptima es clave garantizar el paralelismo de los taladros, ya que de ese modo las cargas explosivas interactúan de forma eficiente y se obtiene una voladura de calidad. (Gomez Trujillo, 2023)

ESTABILIDAD: Para garantizar esto, el orificio debe permanecer abierto hasta el momento de su uso. Cuando la zona de trabajo presenta materiales inestables o tiende a colapsar, es necesario revestir el interior del taladro con tuberías especiales para poder efectuar la carga. Asimismo, es habitual aplicar métodos de revestimiento que utilicen arcillas específicas, como la bentonita — muy empleada en la industria petrolera o la diamantina. (Sanchez Villarreal , 2012)

.

2.2.7.3. Velocidad de Penetración

Este criterio no se limita únicamente al uso de la fuerza, sino que también contempla la correcta aplicación del barreno y la limpieza de los detritos en las labores que empleen aire comprimido o agua a presión. Dicha tarea de limpieza debe realizarse con la misma barra. (Gomez Trujillo, 2023)

2.2.7.4. Orientación de los taladros en una perforación

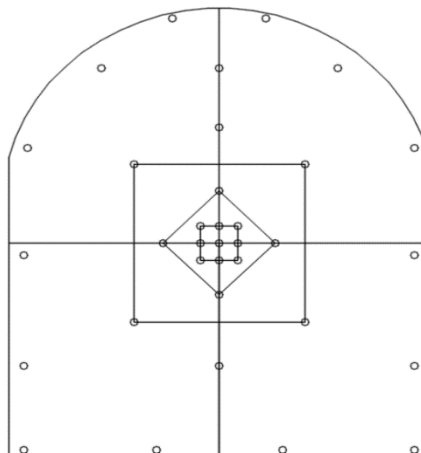
Este criterio de exclusión persigue que los taladros queden paralelos a la superficie libre, de modo que la fragmentación del macizo rocoso se oriente en esa misma dirección y se aproveche al máximo el efecto perpendicular al eje de perforación. La consecución de esta orientación depende de diversos factores, como el grado de fragmentación, el número de caras libres de la excavación, el tipo de terreno, la clase de explosivo, el método de disparo, entre otros. (Lopez Gimeno, 2002)

2.2.7.7. Perforación de arranque o de los trazos

ARRANQUE – TRAZO: Se procede a crear una cara libre adicional, partiendo de la segunda ya generada. Para ello se amplía la abertura con taladros de primera y segunda asistencia dispuestos alrededor del arranque, con el objetivo de delimitar completamente la zona de trabajo.

Gráfica 1 *Modelo de trazo empírico de voladura*

g



Fuente: (Caride de Linan, 1994)

2.3. Indicadores

Un indicador es una medida específica (un número, porcentaje, etc.) que permite evaluar el progreso o desempeño hacia un objetivo, mostrando si se está avanzando o retrocediendo, y se usa en áreas como la gestión empresarial, la educación, la ingeniería o la química para tomar decisiones y monitorear resultados. (Rios Jacobo, 2012)

2.3.1. KPI o indicadores de desempeño

Se trata de un conjunto de indicadores diseñados para evaluar el desempeño global de una organización en un proceso específico, definiendo diversas acciones estratégicas como parte de esas evaluaciones. (Rios Jacobo, 2012)

2.3.2. Productividad

Es un indicador clave de rendimiento que ayuda a optimizar procesos, ya sea a nivel individual (rendimiento por hora) o empresarial (producción total). Se mejora aumentando la producción con los mismos recursos o reduciendo los recursos para la misma producción, a través de la gestión de factores como tecnología, motivación, clima laboral y eficiencia operativa. (Rios Jacobo, 2012)

2.3.3. Eficiencia

Es la capacidad de lograr un objetivo utilizando la menor cantidad de recursos posibles (tiempo, dinero, energía), haciendo las cosas "correctamente" y optimizando los procesos para obtener el máximo resultado con el mínimo esfuerzo, es decir, es la relación entre los recursos usados y los resultados obtenidos, buscando siempre la mejor proporción. (Rios Jacobo, 2012)

2.3.4. Rendimiento

Es el resultado, ganancia o utilidad que se obtiene de un proceso, inversión o trabajo, comparando lo producido con los recursos utilizados; puede significar productividad (eficiencia), rentabilidad (ganancia económica), o incluso cansancio y falta de fuerzas, y se mide de forma diferente según el contexto (financiero, físico, laboral). (Deere & Deere, 1988)

2.3.5. Costos fijos

Son aquellos gastos que permanecen invariables sin importar el nivel de actividad de la empresa; produzca o no, venda o no sus bienes o servicios, la compañía debe asumirlos de todas formas.

- Sueldos y salarios fijos y sus respectivas prestaciones
- Alquileres
- Mantenimiento de máquinas y equipos de producción.

2.3.6. Costos variables

Son los gastos que fluctúan en proporción al volumen de producción o a la actividad de la empresa; corresponden a los costos de fabricación o de venta.

- Insumos y repuestos.
- Materias primas directas.
- Mano de obra con pagos honorarios.
- Comisiones sobre las ventas.

2.3.7. Costos de Operación

El Costo de Operación es la suma de los Costos Directos más los Costos Indirectos

Costo indirecto

Corresponde al conjunto de erogaciones técnico-administrativas indispensables para garantizar la adecuada ejecución de cualquier proceso productivo. Engloba los costos de mano de obra, materiales y equipos que no participan de forma directa en la fabricación. En la estructura de costos, se representa como un porcentaje bajo la denominación de Gastos Generales de Operación.

Costo directo

Se define como: la suma de mano de obra, materiales y equipo necesario para la realización de un proceso productivo. Está relacionado directamente con la producción.

2.4. Hipótesis

2.5.1. Hipótesis general

- La optimización de indicadores operativos en perforación influye significativamente en la reducción de costos de perforación en el Crucero 113 de la Mina Alpayana – Morococha.

2.5.2. Hipótesis específicas

- El conocer el fracturamiento, abrasividad, dureza y estabilidad del macizo rocoso, influye en la determinación de indicadores de costos de perforación.
- El conocer la situación actual del control de indicadores de operación en equipos de avance, permite hallar deficiencias en la operación.
- Al gestionar adecuadamente los indicadores de los equipos de avance, tiene un impacto positivo en la reducción de los costos perforación y voladura.

2.5.3. Variables e indicadores

2.5.3.1. Variable dependiente

X1: Reducción de costos de perforación.

2.5.3.2. Variable independiente

Y1: Indicadores operativos en perforación.

2.6. Operacionalización de las variables

Tabla 2: Operacionalización de las variables

VARIABLES			DIMENSIONES	INDICADORES
INDEPENDIENTE				
Indicadores Operativos en		Burden		• Metros (m)
perforación		espaciamiento		
DEPENDIENTES				
Costo	unitario	de	Dólares	• \$/metro perforado
				• Costo de voladura
perforación				• HH/m
				• Consumo de aceros

Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. *Tipo de investigación*

La presente investigación es del tipo aplicada, aquella que busca resolver problemas prácticos e inmediatos de la realidad, apoyándose en las teorías y conocimientos generados por la investigación básica. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

3.2. *Enfoque de la investigación*

Es un proceso secuencial, probatorio y riguroso que utiliza la recolección de datos numéricos y el análisis estadístico para probar hipótesis previamente establecidas. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

3.3. *Nivel de investigación*

De acuerdo con los alcances de la investigación, la presente investigación es:

Correlacional, puesto que su propósito es identificar la relación existente entre dos o más conceptos o variables en una muestra o contexto determinado. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

Explicativo, Su objetivo primordial es responder por las causas de los eventos, sucesos y fenómenos físicos o sociales. No se limita a describir características o relacionar variables, sino que busca demostrar por qué ocurre un fenómeno y bajo qué condiciones específicas se manifiesta. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

3.4. *Diseño de la investigación*

De acuerdo con los diseños de la investigación, la presente investigación es:

No experimental, de corte transversal, ya que la recolección de datos se hizo en un solo periodo de tiempo. (Ñaupas Paitan, 2018).

3.5. *Población*

La población de la investigación considerada es del total de labores en la mina Alpayana Cía. Minera Morococha – Junín.

3.6. *Muestra*

La muestra para la investigación se delimita al cruce 113 NV 025 de la mina Alpayana Cía. minera Morococha - Junín.

3.7. *Técnicas e instrumentos de captura de información*

3.7.1. *Técnicas de recolección de datos*

Las principales técnicas que utilizaremos son:

- Técnica Documental
- Observación
- Entrevista
- Encuesta estructurada

3.7.2. *Instrumentos de recolección de datos*

- Diario de Campo
- Ficha Documental
- Guía de Observación
- Guía de Entrevista semiestructurada

3.8. *Técnicas de procesamiento de datos*

La información recolectada será evaluada y analizada con el objetivo de identificar los parámetros en la operación para lo cual se hará uso de:

- Microsoft Excel.
- Macros en Excel.
- Microsoft Project.
- AutoCAD.
- Microsoft Office

CAPÍTULO IV

PROCEDIMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

El presente capítulo desarrolla de manera sistemática el procedimiento aplicado y los resultados obtenidos durante la investigación, los cuales permiten contrastar la situación inicial con el escenario optimizado. En esta sección se detallan los procesos técnicos ejecutados en la perforación y voladura, así como la evaluación de los indicadores de costo, consumo de insumos, productividad y eficiencia operativa. El análisis parte de la caracterización de la malla de perforación existente y de la identificación de sus principales limitaciones, entre las que destacan la elevada variabilidad en el número de taladros, el uso de diámetros de broca poco eficientes, el exceso de consumo de explosivos y la falta de correspondencia entre el avance real y el teórico.

A partir de este diagnóstico, se planteó la reestructuración del diseño de malla mediante la aplicación de modelos matemáticos y criterios operativos, buscando reducir costos sin comprometer la seguridad ni la calidad de la fragmentación. En este sentido, se evaluaron parámetros críticos como el burden, espaciamiento, diámetro de perforación, longitud promedio de taladros, proporción de taladros cargados y de alivio, así como el consumo de ANFO y emulsiones, relacionándolos con la eficiencia global del ciclo de minado.

El capítulo expone los costos totales antes de la implementación, los indicadores de perforación iniciales, y posteriormente presenta los nuevos parámetros de perforación y los indicadores optimizados. Finalmente, se muestran los resultados comparativos que evidencian el impacto económico y técnico de la propuesta, destacando cómo la perforación al ser la fase que origina la voladura tiene repercusiones directas en la productividad, el control de costos y la sostenibilidad de la operación.

En síntesis, este capítulo no solo describe la metodología de análisis, sino que integra la interpretación de los resultados obtenidos, demostrando que la optimización de la malla de perforación constituye una herramienta eficaz para mejorar los indicadores técnicos y económicos de la operación minera.

4.1. Situación actual de los indicadores de perforación

El análisis de la situación actual de los indicadores de perforación constituye una fase crítica para comprender los factores que afectan los costos y el rendimiento operativo en el crucero 113 NV 025 de la mina Alpayana. Este apartado tiene como objetivo exponer, de manera estructurada, las condiciones operativas del proceso de perforación, los equipos utilizados, los resultados obtenidos en campo, así como las deficiencias detectadas en la gestión de los indicadores clave. Con este diagnóstico se establece una línea base que permite evaluar el impacto de las propuestas de optimización técnica y económica. Se ha considerado la interacción entre la productividad de los equipos, el consumo de explosivos según los taladros de perforación y los diámetros de broca.

4.1.1. Contexto técnico del crucero 113 nv 025

El crucero 113 Nv 025 se encuentra ubicado en la zona operativa intermedia de la mina Alpayana, perteneciente a la Compañía Minera Morococha, en el departamento de Junín. Esta labor representa un frente de desarrollo horizontal en roca de dureza media-alta, con estructuras tectónicas locales que condicionan el avance y la perforabilidad. La sección típica de la labor es de aproximadamente 4.0 x 4.0 metros, y se caracteriza por condiciones variables de humedad y ventilación. Durante el periodo de evaluación, el crucero operó con una dotación estándar de dos turnos diarios, ejecutando labores de avance mecánico con equipos electrohidráulicos. Las condiciones geomecánicas, evaluadas mediante el sistema GSI, presentan zonas clasificadas entre

41 y 60, lo que representa un macizo de calidad intermedia que genera frentes con abrasividad y fracturamiento moderado, afectando directamente el rendimiento de los componentes de perforación.

En los planos puestos en los anexos se permite evidenciar la distribución de frentes de trabajo y su correlación directa con el despliegue de equipos de perforación mecanizada. La disposición lineal y la accesibilidad de los frentes influyen directamente en la productividad operativa y en el rendimiento específico de los jumbos utilizados, razón por la cual se ha considerado esta representación como insumo clave para el análisis técnico de los indicadores actuales.

Este plano permite identificar zonas de mayor densidad operativa, condiciones de accesibilidad, ventilación y logística de desplazamiento, todos ellos factores que impactan en los metros lineales perforados por turno y en el desgaste de componentes de la columna de perforación como barras, cuplins y shanks.

4.1.2. Equipos de perforación empleados

Para la operación de perforación en minería subterránea, jumbos frontoneros, cada uno de estos equipos cumple una función específica dentro del ciclo minero y, durante su operación, permite la recolección y análisis de indicadores clave de rendimiento, tales como metros perforados, consumo de insumos y eficiencia operativa. En la unidad minera se emplean diversas marcas, modelos y configuraciones de maquinaria, seleccionadas en función de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, el diseño estructural de las labores y los objetivos de productividad establecidos. Esta diversidad tecnológica responde a la necesidad de optimizar la operación, garantizar la seguridad del personal y asegurar un control técnico riguroso en cada fase del proceso de perforación.

Tabla 3:

Equipos de perforación en Unidad Minera

TIPO DE PERFORACIÓN	MARCA	MODELO	MODELO DE PERFORADORA
FRONTONERO	EPIROC	BOOMER S1D	COP 1838

Fuente: Minera Alpayana

Específicamente en la zona de evaluación correspondiente al crucero 113 del Nivel 025, y considerando las características geotécnicas y operativas del entorno, los equipos que vienen operando de forma continua son jumbos frontoneros de la marca EPIROC, modelo Boomer S1D. Este equipo de perforación frontal, de un solo brazo hidráulico, ha sido diseñado para labores de desarrollo y explotación en minería subterránea, destacando por su versatilidad, precisión en la ejecución de mallas de perforación y capacidad para adaptarse a secciones de labor reducidas, de hasta 33 m². Este jumbo emplea el martillo hidráulico COP 1838, reconocido por su eficiencia en la perforación de frentes de avance y preparación de taladros largos. Opera con un sistema hidráulico que permite una presión de rotación de 50/45 bar, presión de percusión de 180/90 bar y presión de avance de 90/50 bar, lo que proporciona un equilibrio entre potencia de penetración y control sobre la desviación de los taladros, emplean barras de 14 pies y brocas de 45 mm, en el caso específico del crucero 113 del nivel 025 interactúan de manera continua los J_118.

Tabla 4:

Ficha técnica del Jumbo Boomer S1D

Parámetro	Boomer S1D
Potencia instalada	60 a 100 kW (según configuración)
Voltaje de operación	380–1000 V
Presión Rotación (Alta/Baja)	50 / 45 bar
Presión Percusión (Alta/Baja)	180 / 90 bar
Presión Avance (Alta/Baja)	90 / 50 bar
RPM	180–200
Diámetro de broca	45–61 mm
Peso total	12 800 kg
Altura total	2839 mm

Fuente: EPIROC

4.1.3. Descripción técnica del proceso de perforación

El proceso de perforación en minería subterránea constituye una de las operaciones unitarias más críticas dentro del ciclo de minado, ya que define tanto el rendimiento en metros lineales de avance como la eficiencia en el consumo de aceros, la calidad de la voladura y, por ende, la estabilidad geomecánica de las labores excavadas y costos. En el caso del crucero 113 – Nivel 025 de la Cía. Minera Morococha – Unidad Alpayana, el desarrollo de labores se realiza mediante métodos semimecanizados que incorporan equipos de alta precisión y rendimiento diseñados para distintos objetivos operativos, avance de frentes.

Dentro de esta dinámica, el circuito de perforación se organiza en función de las características del macizo rocoso, el tipo de labor y los requerimientos de producción. El frente de

avance es intervenido por jumbos electrohidráulicos que ejecutan la malla de perforación definida en el diseño, mientras que el sostenimiento es realizado con equipos especializados que colocan de forma mecanizada los elementos de refuerzo estructural. Este proceso involucra la sincronización entre factores como presión de percusión, presión de rotación, velocidad de penetración, diámetro de broca y torque aplicado, todos los cuales impactan directamente sobre la calidad del taladro, la eficiencia energética y la seguridad del personal.

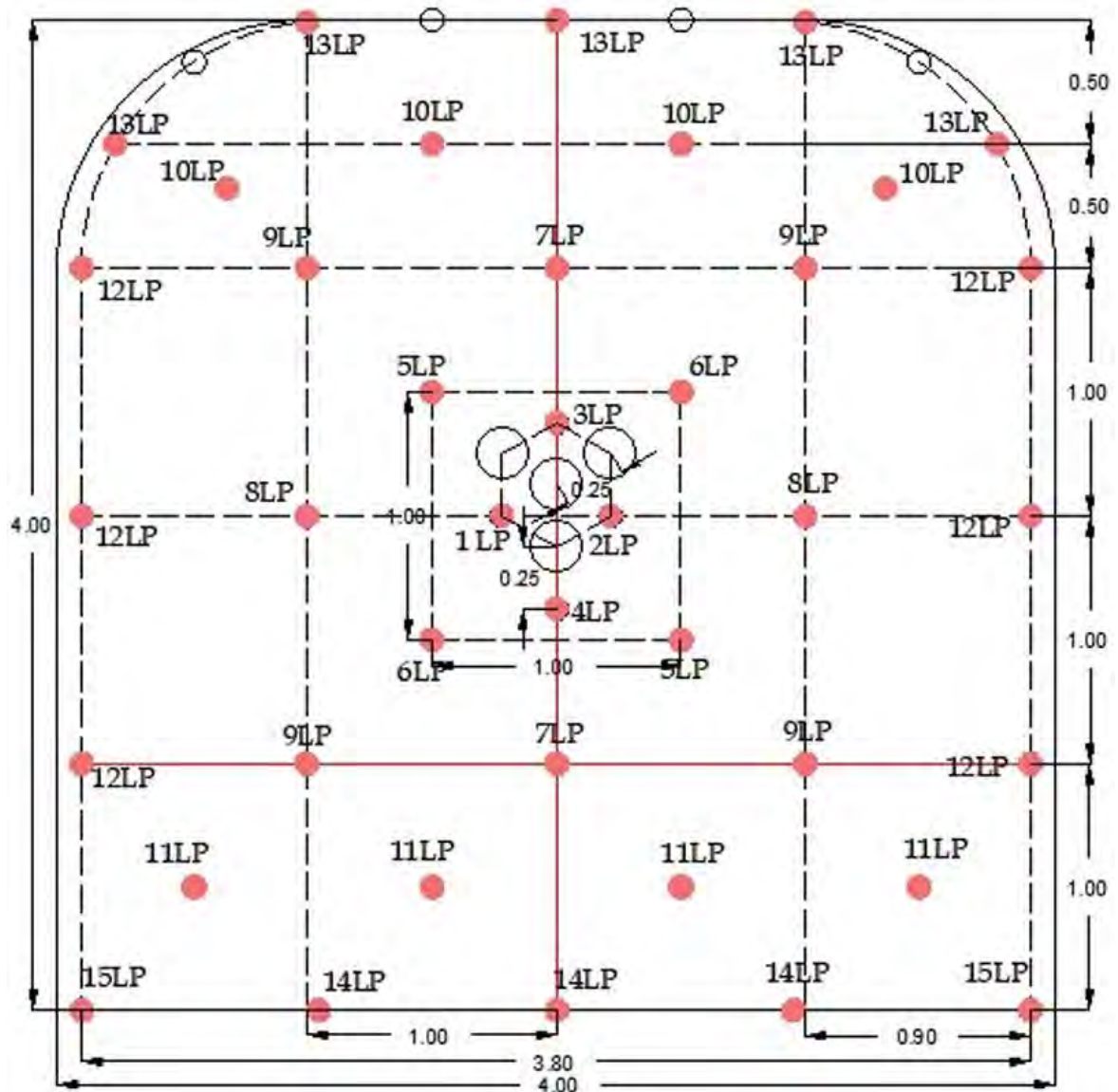
4.1.2.1. Parámetros de perforación actual

En el presente apartado se detallan los parámetros de perforación actuales que rigen la operación en el crucero evaluado, los cuales constituyen la base técnica sobre la que se desarrollan los procesos de voladura y el posterior ciclo de minado. La caracterización de estos parámetros es esencial, ya que de su correcta definición depende directamente la eficiencia en el arranque del macizo rocoso, el control de la fragmentación, el consumo de explosivos y la estabilidad de las labores. Tal como lo establece la normativa técnica y los lineamientos internos de la compañía, cada patrón de perforación debe ser diseñado de acuerdo con las condiciones geomecánicas predominantes, la sección de la labor y los equipos disponibles. Los parámetros aquí expuestos incluyen la longitud de los taladros, el burden, el espaciamiento, el diámetro de perforación, el ángulo de inclinación y la distribución geométrica de los taladros dentro de la malla. Dichos valores responden tanto a criterios de diseño teórico como a la experiencia empírica acumulada en la operación, lo que permite un balance entre productividad y seguridad. La malla de perforación actual, que será presentada en este subapartado, sintetiza gráficamente la disposición de los taladros y la lógica de su secuencia de disparo, representando de manera clara el esquema adoptado en campo. Su análisis permitirá identificar posibles limitaciones en el diseño vigente, como

concentraciones de energía inadecuadas, sobre excavaciones, falta de uniformidad en la fragmentación o desviaciones en la dirección de barrenado.

Figura 11:

Malla de perforación de 4 x 4 m en terreno regular



Fuente: Minera Alpayana

Tabla 5:

Distribución de taladros

Denominación	Cargados	Rimados/Alivio
Arranque	4	4
1ra. Ayuda	4	
2da. Ayuda	4	
3ra. Ayuda	4	
Ayuda cuadradores		
Ayuda arrastre	4	
Ayuda de corona	4	
Cuadrador	6	
Corona	4	4
Arrastre	5	
TOTAL	40	8

Fuente: Minera Alpayana

La tabla representa la malla de perforación actual utilizada en la labor, en la cual se distribuyen los taladros de acuerdo con su denominación y función específica dentro del frente de avance. Se identifican los taladros de arranque, ayudas, cuadrador, corona y arrastre, cada uno con un número definido de cargas asignadas, mientras que algunos se destinan a rimados o alivio para facilitar la liberación de esfuerzos y mejorar la fragmentación de la roca. En total, la malla considera 40 taladros, de los cuales 4 taladros son de alivio y 4 sin cargar, configurando un patrón que asegura tanto la correcta iniciación de la voladura como el control del avance lineal y la estabilidad de las paredes de la labor.

Tabla 6:

Parámetros técnicos

Parámetro	Valor	Unidad
Sección	4 x 4	m ²
Densidad de Roca	2.8	tn/m ³
Diámetro de Broca	45	mm
Diámetro de Rimadora	102	mm
Longitud Prom. de Taladros	3.9	m
Taladros Rimados	4	unid.
Taladros de Alivio Corona	4	unid.
Taladros Cargados	40	unid.
Taladros Perforados	48	unid.
Faneles	40	unid.
Carmex	2	unid.
Cordón Detonante	25	m
Mecha Rápida	0.2	m

Fuente: Minera Alpayana

La tabla presenta las condiciones técnicas e insumos principales empleados en la perforación actual del Crucero 113 Nv 025. La labor trabaja con una sección de 4 m × 4 m, densidad de roca de 2.8 t/m³, broca de 45 mm y rimadora de 102 mm. La longitud promedio de perforación por taladro es de 3.9 m, con una malla conformada por 48 taladros perforados, de los cuales 40 son cargados y 8 cumplen función de alivio o rimado. Bajo estas condiciones, la longitud total perforada por disparo alcanza 187.2 m lineales, valor obtenido de multiplicar los 48 taladros por 3.9 m de longitud promedio. Este dato corresponde exclusivamente al metraje perforado y sirve para evaluar el rendimiento del equipo, el consumo de aceros y el costo de perforación por metro.

Con una eficiencia de avance del 90 %, la longitud efectiva obtenida por disparo es de 3.51 m respecto a los 3.9 m perforados. Considerando la sección de 16 m² y la densidad de roca de 2.8 t/m³, el volumen excavado por disparo es de 56.16 m³ y el tonelaje estimado removido alcanza 157.25 t. De esta manera, se diferencia claramente el metraje lineal perforado, que se utiliza para

analizar rendimiento y desgaste de accesorios, del tonelaje roto, que permite evaluar la producción obtenida por disparo y su relación con los costos de perforación y voladura.

Tabla 7:

Parámetros de perforación y voladura

Taladro	Cantidad de taladros	Columna de ANFO Ø = 45 mm	EMULNOR 5000 1 1/4x12	EMULNO R 3000 1 1/4x12	Emulsión (kg)	ANFO (kg)
Arranque	4	3.10	1		1.1	17.7
1ra.Ayuda	4	3.10	1		1.1	17.7
2da. Ayuda	4	2.90	1		1.1	16.6
3ra. Ayuda	4	2.90	1		1.1	16.6
Ayuda arrastre	4	2.90	1		1.1	16.6
Ayuda corona	4	2.80	1		1.1	16.0
Cuadradores	6	2.80		1	1.6	24.0
Corona	5	3.30		1	1.6	18.0
Arrastre	5	3.10	1		1.3	17.5
TOTAL			29 Cart.	11 Cart.	10.6	155

Fuente: Minera Alpayana

La tabla de perforación y voladura detalla la distribución de carga explosiva según el tipo de taladro ejecutado en la malla actual. Se observa que los taladros de arranque, ayudas, cuadradores, corona y arrastre presentan diferentes longitudes de columna de ANFO y cantidades

de emulsión, debido a que cada zona del frente cumple una función específica dentro del disparo. En conjunto, la malla utiliza 29 cartuchos de EMULNOR 5000, 11 cartuchos de EMULNOR 3000, 10.6 kg de emulsión y aproximadamente 155 kg de ANFO. Estos valores permiten estimar el consumo total de explosivo por disparo y sirven como base para calcular indicadores como factor de carga, factor de potencia, costo de voladura y costo total por metro de avance.

El consumo de explosivos debe interpretarse en relación con el diseño de la malla y con el volumen de roca excavado. Una dosificación inadecuada podría ocasionar sobreconsumo de explosivos, sobre rotura, mala fragmentación o necesidad de Re perforación; por ello, el control de la columna de carga, el tipo de explosivo y la distribución por zonas del frente constituye un indicador técnico y económico fundamental para la optimización de la perforación y voladura en el Crucero 113 Nv 025.

4.2. Análisis de indicadores en perforación y voladura

En esta sección se desarrolla un análisis detallado de los indicadores asociados a los equipos de perforación utilizados y la voladura en el crucero 113 Nv 025, con el objetivo de evaluar su desempeño técnico y su incidencia directa en los costos unitarios por metro perforado. Para ello, se han seleccionado indicadores clave como el rendimiento diario en metros lineales, la vida útil de los componentes de la columna de perforación, el consumo de brocas, barras, rimadora, coupling y shanks, así como la disponibilidad mecánica y la eficiencia del ciclo operativo. El análisis considera tanto a los jumbos frontoneros (Boomer S1D), identificando patrones de rendimiento, desviaciones respecto a los objetivos técnicos, y oportunidades de mejora en la gestión de equipos e insumos críticos. Esta evaluación permite comprender cómo las variables operativas y geomecánicas influyen directamente en la productividad de cada unidad, y sienta las bases para la optimización de recursos y la toma de decisiones técnicas fundamentada.

4.2.1. Indicadores de perforación

La evaluación de la eficiencia en la operación de perforación mecanizada no debe limitarse únicamente al volumen total de metros ejecutados, sino que debe integrar indicadores que reflejen el desgaste de insumos críticos, como los aceros que conforman la columna de perforación. Para ello, se analizaron dos variables fundamentales: los metros perforados acumulados por equipo en un periodo de seis meses, el costo real del consumo de componentes de aceros de perforación registrados y valorizados en campo, como brocas, barras, rimadora, acoples y shanks.

4.2.1.1. Consumo de la columna de perforación

El consumo de la columna de perforación hace referencia a la cantidad total de insumos utilizados directamente en la ejecución de los taladros, es decir, los aceros de perforación barras, shanks, brocas, y acople que permiten completar la longitud de los taladros según el diseño de la malla. Este indicador resulta clave porque el desgaste y reposición de estos elementos representan un porcentaje significativo dentro de los costos de perforación, y su rendimiento está condicionado por la competencia del macizo rocoso, el diámetro de los taladros, la potencia de los equipos de perforación y las condiciones operativas del frente. A mayor dureza y abrasividad de la roca, mayor será el consumo de la columna, reduciendo la vida útil de las brocas y elevando los costos unitarios. De igual modo, el número de cambios de barras o la frecuencia de sustitución de shanks incide directamente en la eficiencia operativa, ya que incrementa los tiempos muertos durante la guardia. Por ello, el análisis del consumo de la columna de perforación permite evaluar no solo el gasto en repuestos y consumibles, sino también la productividad real del equipo y del personal a cargo, identificando oportunidades de mejora en la selección de brocas, el esquema de afilado, el control de presión de agua y el ajuste de parámetros de perforación (empuje, rotación, percusión). De esta manera, controlar este indicador asegura una gestión más eficiente de los costos de perforación y

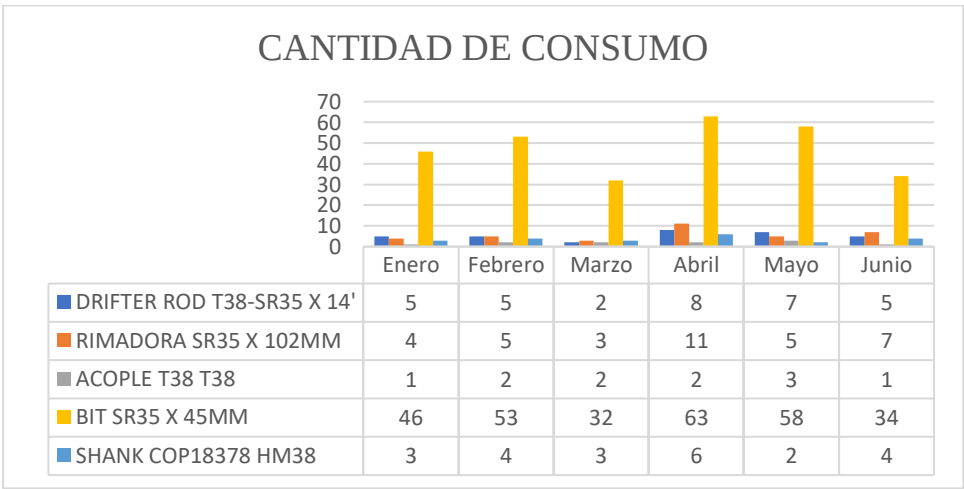
extiende la durabilidad de los insumos, favoreciendo la continuidad y la seguridad de las operaciones mineras.

A partir del registro de consumo de componentes de la columna de perforación en los equipos J_118, se registró un consumo total de 386 unidades.

Sin embargo, esta variación no debe interpretarse de manera aislada como una deficiencia del equipo, ya que el desgaste de los componentes puede estar condicionado por factores como la dureza y abrasividad del macizo rocoso, la presión de percusión, la alineación de la columna, el estado de las brocas y la continuidad operativa del frente. En ese sentido, la gráfica permite comparar el consumo acumulado de repuestos por equipo y sirve como base para evaluar posteriormente el impacto del control de aceros en los costos de perforación.

Gráfica 2

Cantidad de componentes cambiados/usados



Fuente: Elaboración propia

De acuerdo con la Gráfica 2, el mayor consumo se concentra en las brocas, con 63 unidades en el mes de abril. Este comportamiento es coherente con la función de la broca dentro de la columna de perforación, debido a que es el componente que mantiene contacto directo con el

macizo rocoso, por tanto, está más expuesto al desgaste por impacto, abrasión y fricción. En comparación, los shanks, drifter rods y acoples presentan menores cantidades de reposición, aunque también son relevantes porque participan en la transmisión de energía desde el martillo hidráulico hacia la broca.

En conjunto, los equipos registraron 386 componentes consumidos, de los cuales 286 corresponden a brocas, 32 a drifter rods, 22 a shanks, 35 rimadora y 11 acoples. Esto demuestra que el principal componente crítico en el costo de aceros de perforación es la broca, debido a su alta rotación durante la ejecución de los taladros. Por ello, el análisis del consumo de la columna de perforación debe enfocarse no solo en la cantidad total de repuestos utilizados, sino también en la identificación del componente con mayor incidencia económica y operativa, ya que su control puede contribuir a reducir el costo por metro perforado.

El shank, registraron consumos significativos en los equipos de perforación, especialmente en labores de frente. Al estar ubicados en la zona de mayor transferencia de impacto, estos componentes son sometidos a elevadas cargas cíclicas de compresión y choque directo desde el martillo hidráulico. Esta condición produce fatiga estructural y desgaste acelerado en las roscas y zonas de contacto, reduciendo la eficiencia de transmisión de energía y la vida útil del conjunto de perforación.

Las barras de perforación, específicamente los modelos T38-H35-SR35 drifter rods de 14 pies, mostraron un elevado consumo, con énfasis en el equipo J_118. Estos elementos, al constituir el cuerpo estructural de la columna, están expuestos a esfuerzos combinados de flexión, vibración y abrasión contra el macizo rocoso. El alto índice de reposición puede estar asociado a operaciones en litologías de elevada dureza, deficiencias en la alineación axial del equipo o condiciones de sobreesfuerzo mecánico durante el ciclo de avance.

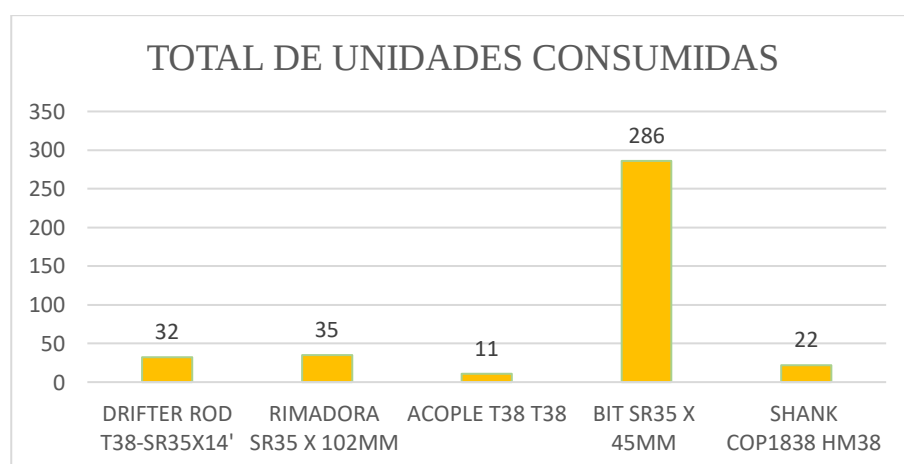
En cuanto a los acoples T38-T38, si bien su volumen de consumo es menor en comparación con otros componentes, su rotación evidencia la necesidad de evaluar el estado de los empalmes, la correcta aplicación del torque de instalación y la rigidez axial de la columna. Un acople deteriorado genera juegos mecánicos, pérdida de energía por vibraciones y mayor desgaste en los extremos roscados de las barras.

Finalmente, las rimadoras y brocas (bits) representan el componente más crítico en términos de desgaste. Se identificaron consumos particularmente altos de brocas SR35, tanto en configuraciones esféricas como balísticas, con más de 286 unidades consumidas, las rimadoras presentan desgaste para ampliar el diámetro se genera más sobreesfuerzos y fatiga.

Este comportamiento refleja la agresividad del macizo intervenido y el alto régimen de trabajo continuo. Dado que la broca es el único componente en contacto directo con la roca, su desgaste reduce la velocidad de perforación, incrementa el consumo de acero por metro perforado y afecta directamente los indicadores de eficiencia y costo operativo.

Gráfica 3

Total, de unidades consumidas general



Fuente: Elaboración propia

El análisis de consumo de aceros de perforación permite visualizar el comportamiento productivo del equipo humano y mecánico en función del tiempo. El caso de los equipos que laboran constantemente en el cruce 113 Nv 025 durante enero y junio del 2024, diferenciando entre metros totales, metros rimados y metros efectivamente perforados.

Tabla 8:

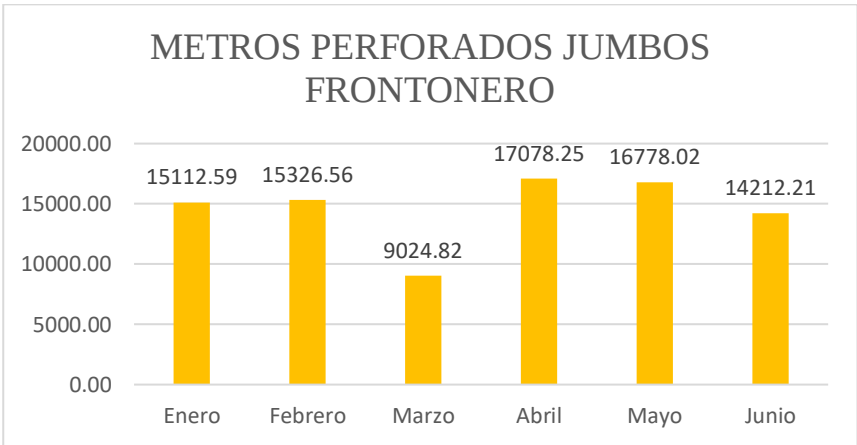
Metros perforados de jumbos frontoneros J_118

Equipo/Mes	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Total general
J_118	15112.59	15326.56	9024.82	17078.25	16778.02	14212.21	87532.46

Fuente: Elaboración propia

Gráfica 4

Metros perforados de jumbos frontoneros



Fuente: Elaboración propia

Grafica 4 presenta el metraje perforado por los jumbos frontoneros J_118, diferenciado por mes. El mes de marzo registró 9024.82 m perforados, mientras en abril alcanzó 17078.25 m, obteniéndose un total acumulado de 87532.46 m durante el periodo evaluado.

La diferencia entre mes marzo y abril fue de 8053.43 m, lo que evidencia un mayor rendimiento en mes de abril. Esta variación puede estar asociada a mejores condiciones de coordinación operativa, mayor disponibilidad de supervisión, abastecimiento oportuno de insumos

y menor interferencia en las actividades auxiliares. Sin embargo, la diferencia no debe interpretarse únicamente como mayor eficiencia del equipo, ya que el rendimiento también depende de las condiciones del frente, la dureza del macizo rocoso, la continuidad del ciclo de perforación y la presencia de tiempos improductivos.

Para determinar el consumo promedio de componentes por malla de perforación, se relacionó el consumo total de cada accesorio con el número estimado de mallas ejecutadas durante el periodo de evaluación. Este número de mallas se calculó a partir del metraje total perforado y del metraje lineal requerido por cada malla. Considerando que cada malla actual está conformada por 48 taladros de 3.9 m de longitud promedio, el metraje por malla es de 187.2 m. Por tanto, el número equivalente de mallas perforadas se obtiene dividiendo los 87532.46 m perforados entre 187.2 m/malla, dando como resultado 467.58 mallas equivalentes.

$$\text{Nº de mallas equivalentes} = \frac{87532.46}{48 \times 3.9} = 467.58$$

$$\text{Consumo por malla} = \frac{\text{consumo total de l componente}}{\text{Nº de mallas equivalentes}}$$

Tabla 9: Resumen de consumos por malla de perforación

Componente	Consumo total	Cálculo	Consumo por malla
DRIFTER ROD T38-SR35X14'	32 unid.	32/467.58	0.07 unidades/malla
RIMADORA SR35 X 102MM	35 unid.	32/467.58	0.07 unidades/malla
ACOPLE T38 T38	11 unid.	32/467.58	0.02 unidades/malla
BIT SR35 X 45MM	286 unid.	32/467.58	0.61unidades/malla
SHANK COP1838	22 unid.	22/467.28	0.05 unidades/malla

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo con la Tabla 9, el componente con mayor consumo promedio por malla corresponde a las brocas, con 0.61 unidades/malla, seguido por los drifter rods y rimadora con 0.07 unidades/malla, mientras que los shank adapters un consumo promedio de 0.05 unidades/malla y

acoples presentan 0.07 unidades/malla. Este comportamiento es técnicamente coherente, debido a que la broca es el elemento que mantiene contacto directo con el macizo rocoso y, por tanto, está sometida a mayor desgaste por impacto, abrasión y fricción durante la perforación.

Estos resultados permiten identificar que el control del consumo de brocas representa un punto crítico dentro de la gestión de costos de perforación. Aunque los shanks, drifter rods, rimadora y acoples también forman parte de la columna de perforación, su reposición es menos frecuente en comparación con las brocas. Por ello, el seguimiento del consumo por malla permite evaluar la eficiencia del uso de aceros, proyectar requerimientos de reposición y establecer oportunidades de mejora orientadas a reducir el costo unitario por metro perforado.

En síntesis, se concluye que el desgaste de la columna de perforación presenta una relación directa y cuantificable con el indicador de consumo de acero por metro perforado, siendo más pronunciado en aquellos equipos que registran altos volúmenes de trabajo, realizan uso intensivo de rimado y operan en frentes activos. Su monitoreo constante permite identificar oportunidades para optimizar la selección de herramientas, ajustar las técnicas de operación y mejorar el diseño de las mallas de perforación, con el objetivo de reducir los costos unitarios y mantener una productividad sostenida en el tiempo. Asimismo, el desempeño de las brocas constituye un indicador crítico, ya que influye directamente en la cantidad de taladros requeridos, la eficiencia del proceso y la respuesta frente al tipo de roca a perforar. Por ello, la gestión del diámetro y número de taladros se convierte en un parámetro optimizable que impacta de manera significativa en la productividad y en la reducción de costos de perforación.

4.2.2. Costo por metro perforado (\$/m)

El análisis del costo por metro perforado (\$/m) constituye un indicador fundamental dentro de la gestión de operaciones mineras, ya que integra en una sola variable la eficiencia técnica de

la perforación y la racionalidad económica del proceso. Este costo refleja la relación directa entre los gastos incurridos en insumos, mano de obra, equipos y servicios asociados a la perforación y la cantidad de metros efectivamente ejecutados en la labor.

La importancia de este indicador radica en que la perforación es la base de la voladura y, por ende, de la continuidad del ciclo minero: un aumento no controlado en el costo unitario puede impactar en la rentabilidad global de la operación, mientras que su optimización contribuye a mejorar la productividad y reducir la variabilidad económica. Para su cálculo se consideran componentes como el consumo de brocas, shanks, barras, rimadora, acople, así como el costo de energía y los equipos de perforación. Asimismo, variables técnicas como el diámetro de la broca, número total de taladros, longitud promedio perforada y densidad de la roca influyen directamente en los costos, ya que condicionan el rendimiento de los equipos y el volumen de insumos requeridos. En este sentido, el costo por metro perforado no solo es un valor económico, sino también un parámetro de control operativo que permite identificar oportunidades de mejora en la planificación de mallas, la selección de equipos y la gestión del consumo de insumos.

Tabla 10:

Parámetros de perforación

Parámetro	Valor	Unidad
Sección	4 x 4	m ²
Densidad de Roca	2.8	tn/m ³
Diámetro de Broca	45	mm
Diámetro de Rimadora	102	mm
Longitud Prom. de Taladros	3.6	M
Taladros Perforados	48	unid.

Fuente: Elaboración propia

El análisis del costo de perforación sin explosivo permite determinar el gasto operativo necesario para ejecutar una malla de perforación antes del carguío de explosivos y la voladura. Para este cálculo se consideraron los costos asociados a aceros de perforación, servicios auxiliares,

uso del equipo jumbo, combustible, mano de obra, EPP y herramientas. Estos componentes forman parte directa del proceso de perforación y permiten establecer una línea base económica para evaluar posteriormente la optimización de la malla.

En la condición inicial, la labor presenta una sección de $4\text{ m} \times 4\text{ m}$, 48 taladros perforados y una longitud promedio de 3.60 m por taladro. Bajo estas condiciones, el costo total de perforación sin explosivo por malla asciende a US\$ 494.75. Este monto corresponde al gasto requerido para ejecutar una malla completa y no debe confundirse con el costo unitario por metro de avance. Para obtener el indicador unitario, el costo total de la malla se divide entre el avance lineal considerado de 3.60 m, obteniéndose un costo de 137.43 US\$/m de avance.

Tabla 11: Costos de perforación sin explosivo

PERFORACION				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$/unid)	Costo (\$)
ACEROS USADOS				101.76
Barra 14'	1	52	0.14	7.28
Brocas de 45 mm	1	48	0.201	9.65
Shank	1	52	0.054	2.81
Cuplin T38	1	52	0.011	0.57
Rimadora de 102 mm	1	3.86	0.81	3.13
Adapter	1	4	0.01	0.04
Juego de copas afilado	1	732	0.01	5.17
Aguzadora de copas	1	711	0.001	0.07
Aire/agua / bombeo	1	10	3.21	19.08
Energía	1	5	3.21	16.07
Mangas / cable jumbo	1	1	3.21	13.03
Resina	1	5	0.06	0.29
Tubería de Aire 2" (m)	1	3.8	2.14	7.68
Tubería de Agua 2" (m)	1	3.8	2.14	7.68
Copla vitálica - uniones (T)	1	1	0.44	0.42
Aislante eléctrico (m)	1	1	0.44	0.42
Tubería PVC - arrastres colocar	1	5	1.22	6.94
Manguera 1" (60 m) (m)	1	44	1.05	0.99
Manguera 1/2" (70 m) (m)	1	43	0.48	0.45
EQUIPO				178.65
Jumbo	2.87	1	62.26	171.69
Combustible	4.31	1	1.61	6.96
MANO DE OBRA				185.9
Operador de Jumbo	1.25	2.38	21.47	63.87
Ayudante Operador de Jumbo	1.25	2.38	11.81	35.13
Electricista de Mina	1.25	0.48	30.33	18.2
Ayudante de servicios-peón	1.25	0.48	13.65	8.19
Bodega	1.2	0.48	14.22	8.19
Chofer Mina	1.25	0.48	15.17	9.1
Chofer Servicios	1.25	0.48	15.17	9.1

Jefe de Guardia	1.25	0.48	56.87	34.12
EPP Y HERRAMIENTAS				28.44
EPP	12.8	1	1.62	20.68
Herramientas	2	1	1.98	3.96
Lámparas	10.8	1	0.35	3.8
COSTO TOTAL MALLA				494.75
Costo por metro (\$/m)				137.43

Fuente: Elaboración propia con base en el registro de costos de perforación.

$$\text{Costo total por malla} = 101.76 + 178.65 + 185.90 + 28.44$$

$$\text{Costo total por malla} = 494.75 \text{ US\$}$$

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{\text{Costo total por malla}}{\text{Avance por disparo}}$$

$$\text{Costo por metro de avance} = \frac{494.75}{3.60} = 137.43 \text{ US\$/m}$$

De acuerdo con la Tabla 10, el costo total de perforación sin explosivo por malla asciende a US\$ 494.75. La mayor participación corresponde a la mano de obra, con US\$ 185.90, equivalente al 37.57 % del total, seguida por el uso del equipo jumbo y combustible, con US\$ 178.65, que representa el 36.11 %. Los aceros usados y servicios auxiliares alcanzan US\$ 101.76, con una participación de 20.57 %, mientras que los EPP y herramientas representan US\$ 28.44, equivalente al 5.75 %.

A partir de este costo total y considerando un avance de 3.60 m por disparo, se obtiene un costo unitario de 137.43 US\$/m de avance. Este indicador permite medir cuánto cuesta avanzar un metro lineal en la labor, considerando únicamente la perforación sin explosivo. Por ello, resulta más preciso denominarlo costo por metro de avance y no costo por metro perforado, ya que el metro perforado corresponde a la suma de las longitudes de todos los taladros ejecutados, mientras que el metro de avance representa el progreso real de la labor después del disparo.

4.2.2.1. Tiempo de perforación

El tiempo de perforación fue evaluado a partir del registro operativo del ciclo de perforación por malla, considerando el tiempo transcurrido desde el inicio de la perforación del primer taladro hasta la culminación del último taladro programado. Para el análisis de la condición inicial se consideró una malla de 48 taladros y una longitud promedio de 3.90 m por taladro, obteniéndose un metraje total perforado de 187.2 m por malla. Los tiempos registrados corresponden al promedio operativo observado en labores de estéril y mineral, diferenciados debido a las variaciones en la dureza, abrasividad y comportamiento del macizo rocoso.

En galería estéril, el tiempo promedio de perforación por malla fue de 2 h 45 min, equivalente a 165 minutos; mientras que en mineral fue de 2 h 40 min, equivalente a 160 minutos. Con estos valores se calculó la tasa de penetración dividiendo el metraje total perforado entre el tiempo total empleado en cada tipo de labor. Este procedimiento permite sustentar técnicamente el indicador y evita que los tiempos sean interpretados como datos estimados sin respaldo.

Tabla 12: Resumen de tasa de penetración antes

Tipo de labor	Taladros perforados	Longitud promedio por taladro (m)	Metros perforados por malla (m)	Tiempo registrado	Tiempo convertido (min)	Tasa de penetración (m/min)
Estéril	48	3.60	172.80	2 h 45 min	165	1.05
Mineral	48	3.60	172.80	2 h 40 min	160	1.08

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo con la Tabla 12, la tasa de penetración antes de la optimización fue de 1.05 m/min en estéril y 1.08 m/min en mineral. La diferencia entre ambos valores es reducida; sin embargo, muestra un rendimiento ligeramente mayor en mineral, lo cual puede estar relacionado con mejores condiciones de perforabilidad del macizo rocoso o menor resistencia al avance de la

broca durante el ciclo evaluado. Estos valores permiten establecer una línea base para comparar el comportamiento de la perforación antes y después de la reestructuración de la malla.

Asimismo, debe precisarse que los tiempos de 2 h 45 min y 2 h 40 min corresponden al tiempo total promedio requerido para ejecutar una malla completa de 48 taladros, no al tiempo por taladro. Este criterio es importante porque la tasa de penetración se calcula sobre el metraje total perforado por malla. En ese sentido, las demoras por alineamiento del equipo, cambio de brocas, revisión de mangueras, limpieza del frente y reposicionamiento del brazo influyen en el tiempo total del ciclo y, por consecuencia, en la eficiencia final de perforación.

4.2.3. Indicadores voladura

4.2.3.1. Consumo de explosivos por malla (kg/malla)

El consumo de explosivos por metro perforado (kg/malla) es un indicador que relaciona la cantidad de energía utilizada en la voladura con el esfuerzo de perforación requerido, permitiendo medir la eficiencia en el uso de insumos energéticos frente al trabajo mecánico realizado. Este parámetro refleja cuántos kilogramos de explosivos se destinan a cada metro lineal de taladro, integrando tanto la carga en columna como los explosivos de arranque, alivio y taco. Su análisis es fundamental porque valores elevados pueden traducirse en sobre roturas, sobre excavaciones y mayores costos por exceso de insumos, mientras que valores muy bajos pueden generar insuficiente fragmentación, menor avance y mayores requerimientos de repicado manual.

El análisis de los parámetros de voladura según la perforación permite relacionar el consumo total de explosivos con el avance real, el volumen roto y el tonelaje removido por disparo. Para la condición inicial del Crucero 113 Nv 025, se consideró una sección de 4 m × 4 m, una longitud promedio de taladro de 3.90 m y una eficiencia de avance de 90 %, obteniéndose un

avance real de 3.51 m por disparo. Bajo estas condiciones, el volumen excavado fue de 56.16 m³ y el tonelaje removido alcanzó 157.25 t, considerando una densidad de roca de 2.8 t/m³.

Asimismo, se incorporó la longitud de carga como dato técnico de sustento, debido a que el consumo de explosivo no depende únicamente del número de taladros, sino también de la longitud cargada en cada tipo de taladro. En la malla actual se registran 40 taladros cargados, con una longitud total de columna de carga de 119.60 m y una longitud promedio de carga de 2.99 m por taladro. Este valor permite explicar de manera más clara la relación entre diseño de carguío, consumo total de explosivo y factores de voladura.

Tabla 13:

Parámetros de voladura según perforación

Indicador	Fórmula o criterio de cálculo	Unidad	Valor
Total, de explosivo	ANFO + emulsión	kg	165.22
Longitud promedio de taladro	Dato técnico de perforación	m	3.90
Eficiencia de avance	Avance real / longitud de taladro	%	90.00
Avance real por disparo	3.90×0.90	m/disp.	3.51
Sección de labor	$4 \text{ m} \times 4 \text{ m}$	m ²	16.00
Volumen roto	16.00×3.51	m ³	56.16
Densidad de roca	Dato técnico	t/m ³	2.80
Tonelaje removido	56.16×2.80	t	157.25
Longitud total cargada	Sumatoria de columnas de carga	m	119.60
Longitud promedio de carga	$119.60 / 40$ taladros cargados	m/taladro	2.99
Factor de avance	$165.22 / 3.51$	kg/m	47.07
Factor de potencia	$165.22 / 157.25$	kg/t	1.05
Factor de carga	$165.22 / 56.16$	kg/m ³	2.94

Fuente: Minera Alpayana

Figura 12:

Diseño de carguío de explosivo



Fuente: Minera Alpayana

4.3. Costos totales antes de la implementación

Antes de la implementación de mejoras en la malla de perforación, los costos del ciclo de avance estaban condicionados por la cantidad de taladros ejecutados, el consumo de aceros de perforación, el uso de explosivos, la mano de obra, el equipo jumbo y las actividades posteriores de voladura, limpieza y extracción. En la condición inicial se trabajaba con una malla de 48 taladros perforados, de los cuales 40 eran cargados y 8 cumplían función de alivio o rimado, empleando brocas de 45 mm y taladros de alivio de 102 mm.

Además, la cantidad de taladros perforados influía en el desgaste de brocas, barras, shanks, rimadora y acoples, debido a que una mayor longitud perforada exige mayor trabajo de la columna de perforación. En este escenario, el costo no dependía únicamente del explosivo utilizado, sino también del consumo de aceros, tiempo de operación del jumbo, mano de obra y actividades auxiliares. Por ello, la evaluación de los costos antes de la implementación permite establecer una línea base para comparar el efecto de la optimización propuesta en la reducción del número de taladros, menor consumo de explosivos y disminución del costo por metro de avance.

Tabla 14:**Costo de voladura**

VOLADURA				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$/unid)	Costo (\$)
Mano de Obra				78.37
Maestro cargador de explosivos	1.13	2.07	18.17	42.54
Ayudante cargador de explosivos	1.13	2.07	16.86	35.83
Explosivos y accesorios				92.32
EMULNOR 5000 1 1/4x12	30.11	0.29	0.38	24.59
EMULNOR 3000 1 1/4x12	11.21	1.04	0.38	23.65
ANFO	155	0.83	0.94	24.76
Cordón Detonante (1500)	25.04	3.22	0.38	19.11
Guía ensamblada 2.4m-Carmex	0.17	3.22	0.38	0.21
Mecha Rápida	0.09	0.25	0.57	0.001
Equipos				31.22
Jet-Anol (Getman)	694.26	0.03	1.29	31.22
Herramientas y EPP (subtotal)				9.6
EPP	2.26	0.87	2.39	4.71
Herramientas	1.74	0.87	2.68	4.02
Lámparas	2.26	0.87	0.44	0.87
COSTO TOTAL MALLA				211.51
Costo por metro (\$/m)			58.75	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15:**Costo de extracción**

EXTRACCION				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$/unid)	Costo (\$.)
Mano de Obra (subtotal)				201.11
Operador de Scooptram	1.5	2.74	19.03	77.86
Personal Equipos Pesados	1.5	2.74	30.12	123.25
Insumos (subtotal)				4.87
Mangas ventilación 36"	4.37	3.88	0.29	4.87
Equipos (subtotal)				226.33
Scooptram	3.68			118.15
Combustible	20.24	6.61	0.29	38.57

Ventilador 30,000 CFM	13.8			69.61
Herramientas y EPP (subtotal)				7.36
EPP	2.99	1.15	1.81	6.22
Lámparas	2.99	1.15	0.33	1.14
COSTO TOTAL MALLA				439.67
Costo por metro (\$/m)			122.12	

Fuente: Elaboración propia

El resumen de costos antes de la optimización integra los costos directos asociados al ciclo de avance, considerando perforación sin explosivo, voladura y extracción. A partir de estos componentes, se obtuvo un costo directo de US\$ 1,145.96 por malla, equivalente a 318.32 US\$/m de avance, tomando como referencia un avance de 3.60 m por disparo. Sobre este costo directo se adicionaron porcentajes complementarios correspondientes a gastos generales y recargos indirectos, con la finalidad de representar el costo total de operación bajo un criterio económico más completo.

Tabla 16: Resumen de costos gastos y costos

Concepto	Criterio de aplicación	Fórmula de cálculo	Costo por malla (US\$/malla)	Costo por metro de avance (US\$/m)
Costo directo de malla	Suma de perforación, voladura y extracción	1,145.96	1,145.96	318.32
Gastos generales operativos	10 % del costo directo	$1,145.96 \times 0.10$	114.6	31.83
Recargo indirecto / utilidad operacional	22 % del costo directo	$1,145.96 \times 0.22$	252.11	70.03
Costo total antes de la optimización	Costo directo + 10 % + 22 %	$1,145.96 + 114.60 + 252.11$	1,512.67	420.19

Fuente: Elaboración propia

$$\text{Gastos generales} = 1,145.96 \times 0.10 = 114.60 \text{ US\$}$$

$$\text{Recargo indirecto} = 1,145.96 \times 0.22 = 252.11 \text{ US\$}$$

$$\text{Costo total por malla} = 1,145.96 + 114.60 + 252.11 = 1,512.67 \text{ US\$}$$

$$\text{Costo total por metro} = \frac{1,512.67}{3.60} = 420.19 \text{ US\$/m}$$

De acuerdo con la Tabla 15, el costo directo antes de la optimización fue de US\$ 1,145.96 por malla, equivalente a 318.32 US\$/m de avance. Al incorporar los gastos generales operativos del 10 % y el recargo indirecto del 22 %, el costo total ascendió a US\$ 1,512.67 por malla, equivalente a 420.19 US\$/m. Este resultado representa el costo integral del ciclo de avance antes de la implementación de mejoras, considerando no solo los costos directos de perforación, voladura y extracción, sino también los costos indirectos necesarios para la ejecución operativa. La aplicación de estos porcentajes incrementa el costo directo en US\$ 366.71 por malla, lo que evidencia la importancia de diferenciar entre costo directo y costo total. En ese sentido, el valor de 420.19 US\$/m debe interpretarse como el costo total por metro de avance antes de la optimización, y no únicamente como costo de perforación. Esta precisión es importante porque el indicador integra varias etapas del ciclo minero y permite comparar de forma más clara el escenario inicial con el escenario optimizado.

4.4. Factores que inciden en la variabilidad del costo por metro

El costo por metro perforado no es un valor constante ni uniforme, sino el resultado de múltiples factores operativos, técnicos y geomecánicas que interactúan en cada labor. Durante el desarrollo de la presente investigación, se evidenció una marcada variabilidad en los costos unitarios entre equipos, componentes y tipos de trabajo, incluso bajo condiciones aparentemente similares. Esta sección tiene como propósito identificar y analizar los principales factores que explican dichas fluctuaciones, tales como el tipo de labor ejecutada, la eficiencia en el uso de los

componentes de perforación, el comportamiento del macizo rocoso, y las condiciones técnicas de los equipos. El entendimiento de estas variables resulta fundamental para proponer estrategias que permitan controlar el gasto operativo y mejorar los indicadores de rendimiento.

4.4.1. Parámetros de perforación

Los parámetros de perforación constituyen uno de los factores más determinantes en la variabilidad del costo por metro, ya que definen la geometría de la malla, el volumen de roca a fracturar y la eficiencia del consumo de insumos. En la labor analizada, la distribución de taladros responde a un patrón sistemático de arranque, ayudas, cuadrador, arrastre y corona, con un total de 48 taladros perforados, de los cuales 40 son cargados y 8 corresponden a alivio y rimado. Esta configuración garantiza la liberación de esfuerzos y la continuidad del avance, pero al mismo tiempo implica un consumo diferenciado de explosivos y accesorios según la función de cada taladro.

El burden promedio, entendido como la distancia entre filas de taladros, y el espaciamiento, definido entre taladros consecutivos en la misma fila, son parámetros críticos que inciden directamente en el volumen de roca fragmentado por cada carga. Valores de burden elevados reducen el número de taladros y, por ende, los costos inmediatos de perforación, aunque pueden comprometer la fragmentación y generar sobre roturas que encarecen el ciclo completo. Por el contrario, burden y espaciamientos más reducidos aumentan el consumo de perforación, pero aseguran una fragmentación más uniforme y un mejor aprovechamiento de la energía del explosivo.

El número de taladros es igualmente un factor de peso en el costo unitario, puesto que define la cantidad de perforaciones necesarias por frente y determina la carga explosiva total a utilizar. En este caso, la malla combina un patrón de taladros de arranque (4), ayudas (12),

cuadrador (6), corona (5) y arrastre (5), complementados con los taladros de alivio y rimado. Esta distribución, aunque incrementa el costo inmediato por metro, permite garantizar un pull completo, reduciendo el riesgo de rezagos y la necesidad de repicado manual, lo que en términos globales optimiza el costo total del ciclo.

Tabla 17:

Factores que afectan a la perforación

Parámetro	Valor
Burden promedio	0.9 – 1.0 m
Espaciamiento promedio	1.0 – 1.2 m
Número de taladros perforados	48
Número de taladros cargados	40
Taladros rimados	4
Taladros de alivio en corona	4
Diámetro de broca	45 mm
Diámetro de rimadora	102 mm
Longitud promedio de taladro	3.6 m
Sección de frente	4.0 x 4.0 m (14 pies)

Fuente: Minera Alpayana

En conjunto, la interacción entre la distribución de taladros, el burden y espaciamento, el número total perforado y el diámetro de broca determina el rendimiento económico de la perforación. Un diseño equilibrado de estos parámetros permite reducir la variabilidad del costo por metro, optimizar la fragmentación y garantizar la seguridad y estabilidad de la labor.

4.4.2. Influencia del macizo rocoso

Uno de los elementos geotécnicos que tiene más repercusión en el rendimiento y el costo operativo durante la perforación mecanizada subterránea es la conducta del macizo rocoso. La durabilidad de los aceros perforadores (brocas, barras y shanks), el consumo de componentes, la velocidad del jumbo y, en última instancia, el costo unitario por metro perforado son las áreas

donde se manifiesta principalmente su impacto. Este estudio llevó a cabo un análisis pormenorizado de esta influencia, distinguiendo el tipo de litología hallada en el crucero 113 Nv 025 y clasificando los frentes en función de su naturaleza geológica predominante: roca competente, roca con fracturas moderadas y roca alterada o disgregada.

a) Roca competente (andesita masiva - sin alteración)

Las áreas de roca competente son muy resistentes a la compresión uniaxial (>100 MPa), tienen poca fracturación y una continuidad estructural adecuada. En este tipo de macizo, se detectó una vida útil media de brocas y una tasa de reemplazo más baja.:

- Brocas: 250 m
- Acople: 5000 m
- Barras: 4000 m
- Shanks: 4000 m
- Rimadora: 200 m

b) Roca moderadamente fracturada (andesita con presencia de venillas y fracturas)

Esta clase de roca muestra una resistencia promedio (40-100 MPa), con fracturación y planos de debilidad intermedios. La interacción del jumbo con este macizo ocasiona un incremento en la vibración, una disminución de la progresión por ciclo y un deterioro intermedio de los elementos:

- Brocas: 300 m
- Acople: 5000 m
- Barras: 4500 m
- Shanks: 4500 m
- Rimadora: 250 m

c) Roca alterada o disgregada (andesita fuertemente alterada - zonas con arcillas y oxidación)

Esta clase de macizo rocoso tiene una fragmentación alta, una resistencia baja (menos de 40 MPa) y un cambio hidrotermal importante. En estas condiciones, la deformación es más significativa. Los rendimientos técnicos que se observaron en esta situación de macizo rocoso fueron los siguientes:

- Brocas: 350 m
- Acople: 4000 m
- Shank: 4000 m
- Barra: 3500 m
- Rimadora: 300 m.

Debe precisarse que los valores de brocas, acople, barras, shank y rimadora corresponden al rendimiento asociado a la condición del macizo rocoso analizado.

4.4.3. Influencia del operador y turno

El rendimiento operativo en los procesos de perforación mecanizada no depende exclusivamente de las condiciones del macizo rocoso o del tipo de equipo utilizado; también está fuertemente condicionado por factores humanos, como la experiencia del operador y la dinámica de los turnos de trabajo. Estos elementos, aunque a menudo subestimados, tienen una repercusión directa en indicadores clave como los metros perforados por jornada, la vida útil de los componentes, el consumo de aceros y la continuidad operativa.

Uno de los patrones observados durante el análisis fue que el turno noche registró consistentemente una ligera disminución en el rendimiento promedio, tanto en metros perforados

como en estabilidad operativa. Este fenómeno, común en operaciones mineras subterráneas, puede explicarse por diversos factores: menor disponibilidad de personal de soporte, reducción de tiempos de supervisión directa, limitaciones en iluminación, y condiciones fisiológicas propias del trabajo nocturno que afectan los reflejos, la toma de decisiones y la capacidad de respuesta frente a imprevistos.

Adicionalmente, se identificó que la experiencia y habilidad técnica del operador tienen una influencia directa en la eficiencia del proceso. Operadores más experimentados tienden a perforar con mayor continuidad, optimizan el uso de componentes (prolongando la vida útil de brocas, barras, acople, rimadora y shanks), reducen las interrupciones por atoro o desviación de taladro, y logran mejores resultados en cuanto a alineamiento y calidad del frente. Por el contrario, operadores con menor pericia presentan mayores tasas de reemplazo de componentes, mayor número de incidencias mecánicas y menor control sobre los parámetros de perforación, como la presión de avance, velocidad de rotación y frecuencia de impacto.

Esta diferencia entre operadores se refleja claramente en las variaciones, donde dos turnos utilizando el mismo jumbo y bajo condiciones geomecánicas similares obtienen resultados dispares en metros perforados y consumo de insumos. En algunos casos, se ha evidenciado que operadores con mayor experiencia logran rendimientos hasta un 15% superiores en comparación con sus pares menos experimentados, a la vez que reducen el desgaste prematuro de la columna de perforación.

Asimismo, se identificó la necesidad de complementar el control de consumo de aceros mediante un registro diferenciado por operador, turno y equipo, debido a que el desgaste de brocas, barras, shank adapters, acoples y rimadoras no depende únicamente del macizo rocoso, sino también de la forma de operación del jumbo. Factores como la presión de avance, percusión,

rotación, alineamiento de la barra, limpieza del taladro y frecuencia de cambio de brocas pueden variar entre operadores y turnos, generando diferencias en el consumo de componentes.

En la información evaluada, el control disponible permitió analizar el rendimiento por equipo y turno; sin embargo, no se contó con un registro individualizado de consumo por operador. Por ello, como parte de la propuesta de mejora, se recomienda implementar un cuadro de control diario donde se registre el operador responsable, turno, equipo asignado, metros perforados, número de taladros ejecutados y componentes cambiados durante la guardia. Este registro permitiría identificar patrones de desgaste, comparar rendimientos entre turnos y establecer medidas correctivas basadas en datos reales, evitando atribuir el consumo de aceros únicamente a las condiciones del terreno.

Este control contribuiría a estandarizar buenas prácticas operativas, reducir cambios prematuros de componentes, mejorar la vida útil de los aceros de perforación y fortalecer la gestión de costos por metro de avance. De esta manera, la optimización no solo se enfoca en el rediseño de la malla, sino también en el seguimiento operativo del desempeño humano y técnico durante la perforación.

4.5. Optimización en los indicadores de perforación

En la situación inicial se evidenciaron desviaciones en parámetros clave como el costo por metro de avance, el consumo de explosivos, el rendimiento de la columna de perforación y la velocidad de penetración, los cuales afectaban la eficiencia global de la operación. La optimización de los indicadores de perforación busca reducir dichas brechas mediante la aplicación de un nuevo diseño de malla, ajustando el número de taladros, la distribución del burden y espaciamiento, la proporción de taladros cargados y de alivio, así como el control del consumo de aceros y explosivos.

Este proceso de mejora no se limita a la reducción de costos unitarios, sino que también busca mejorar la calidad de la fragmentación, controlar la sobre rotura y prolongar la vida útil de los insumos de perforación, principalmente brocas, barras, shank adapters, acoples y rimadoras. La vida útil de estos componentes puede mejorar mediante una perforación más controlada, menor número de taladros innecesarios, mejor alineamiento de la columna, reducción de vibraciones y selección adecuada de los accesorios según el tipo de roca. En consecuencia, la perforación deja de ser una fuente de variabilidad en los costos y se convierte en una herramienta de control operativo, alineada con los objetivos de productividad, seguridad y sostenibilidad de la operación minera.

4.5.1. Reestructuración de la malla de perforación

La reestructuración de la malla de perforación constituye un paso clave dentro del proceso de optimización, ya que permite redefinir la geometría del patrón de taladros a partir de modelos matemáticos validados y parámetros operativos específicos de la labor. En este caso, la propuesta se fundamenta en la aplicación del modelo matemático de Holmberg, el cual establece relaciones empíricas y geométricas entre el diámetro de broca, el burden, el espaciamiento, la longitud de los taladros, el diámetro de rimado y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, con el fin de dimensionar una malla que garantice una fragmentación eficiente, control de contornos y un avance óptimo por disparo. A nivel operativo, la reestructuración también integra parámetros como el número total de taladros perforados, la proporción de taladros cargados frente a los de alivio y rimado, el diámetro de broca incrementado de 48, y la longitud promedio de perforación 3.9 m. Este rediseño busca no solo disminuir el metraje total de perforación, sino también mejorar la eficiencia en el consumo de explosivos al concentrar emulsiones de alta energía en taladros

estratégicos (arranque, corona y arrastre), mientras que la columna de ANFO asegura la continuidad del arranque con menores costos.

Tabla 18:

Parámetros técnicos

Parámetro	Valor	Unidad / descripción
Labor	Rp – Bp – Cx	—
Sección	4.00 × 4.00	m
Ancho	4.00	m
Altura	4.00	m
Altura de bóveda	0.50	m
Diámetro de taladro de producción	0.045, 0.051	m
Diámetro de taladro de alivio	0.102	m
Longitud del taladro	14.00	pies
Número de taladros vacíos	5	unid.
Tipo de corte	Corte cilíndrico	—
Tipo de roca	Andesita	—
Densidad promedio de roca	2.79	t/m ³
Tipo de voladura	Voladura convencional	—
Explosivo de columna	ANFO	—
Explosivo encartuchado	EMULNOR 3000	FAMESA
Explosivo cebo	EMULNOR 5000	FAMESA
Presentación del explosivo cebo	1 1/4" × 12"	cartucho
Tipo de fulminante	FANEL N.º 12	—
Densidad del explosivo encartuchado	1.14	g/cm ³
Desviación angular	0.01	m/m
Desviación por empate o emboquillado	0.02	m
Constante de roca	0.43	interpolada
Ángulo de taladros de contorno y piso	3	grados

Fuente: Minera Alpayana

La Tabla 18 presenta los parámetros técnicos considerados para el diseño de la malla optimizada en el Crucero 113 Nv 025. A diferencia del cuadro anterior, se corrige la denominación del explosivo, precisando que el sistema de carguío corresponde al uso de ANFO como carga de columna y EMULNOR de FAMESA como explosivo encartuchado y cebo, en concordancia con los insumos empleados en la investigación. Asimismo, se mantienen los parámetros geométricos

de la labor, diámetro de producción, taladros de alivio, tipo de corte, densidad de roca y desviaciones consideradas para el cálculo del burden, espaciamiento y distribución de carga.

Cálculo de parámetros técnicos para el diseño de la malla

Para el diseño de la malla de perforación y voladura se consideraron parámetros técnicos correspondientes a las condiciones reales del Crucero 113 Nv 025. La roca predominante corresponde a andesita, con una densidad promedio de 2.79 t/m³. Asimismo, se empleó un diámetro de perforación de producción de 45 mm, equivalente a 0.045- 0.051m, taladros de alivio de 102 mm, equivalentes a 0.102 m. Estos valores fueron utilizados como base para el cálculo del burden, espaciamiento, constante de roca y distribución de carga explosiva.

Para evitar inconsistencias técnicas, se considera como explosivo de columna el ANFO, mientras que el explosivo encartuchado corresponde a EMULNOR 3000 y el explosivo cebo a EMULNOR 5000.

La densidad promedio de la roca se expresa de la siguiente manera:

$$Pr = 2.79 \text{ t/m}^3$$

Donde:

Pr = densidad promedio de la roca

El diámetro del taladro de producción se convierte a metros:

$$d=45 \text{ mm}=0.045 \text{ m}$$

El diámetro del taladro de alivio se expresa como:

$$D=102 \text{ mm}=0.102 \text{ m}$$

Cuando se emplean varios taladros de alivio, el diámetro equivalente se determina mediante:

$$D_e = D\sqrt{n}$$

Donde:

De=diámetro equivalente de alivio

D= diámetro del taladro de alivio

n= número de taladros de alivio

Para el caso de cuatro taladros de alivio de 102 mm:

$$D_e = 0.102 \times \sqrt{5}$$

$$D_e = \mathbf{0.228}$$

Asimismo, la constante de roca se calculó mediante interpolación, considerando la densidad promedio de la andesita de 2.79 t/m³. El procedimiento aplicado fue el siguiente:

$$\frac{0.40 - 0.30}{2.69 - 2.34} = \frac{C - 0.30}{2.79 - 2.34}$$

Despejando:

$$C = 0.30 + \left(\frac{0.40 - 0.30}{2.69 - 2.34} \right) (2.79 - 2.34)$$

$$C = 0.429$$

Por tanto, para los cálculos posteriores de la malla se adopta:

$$C=0.43$$

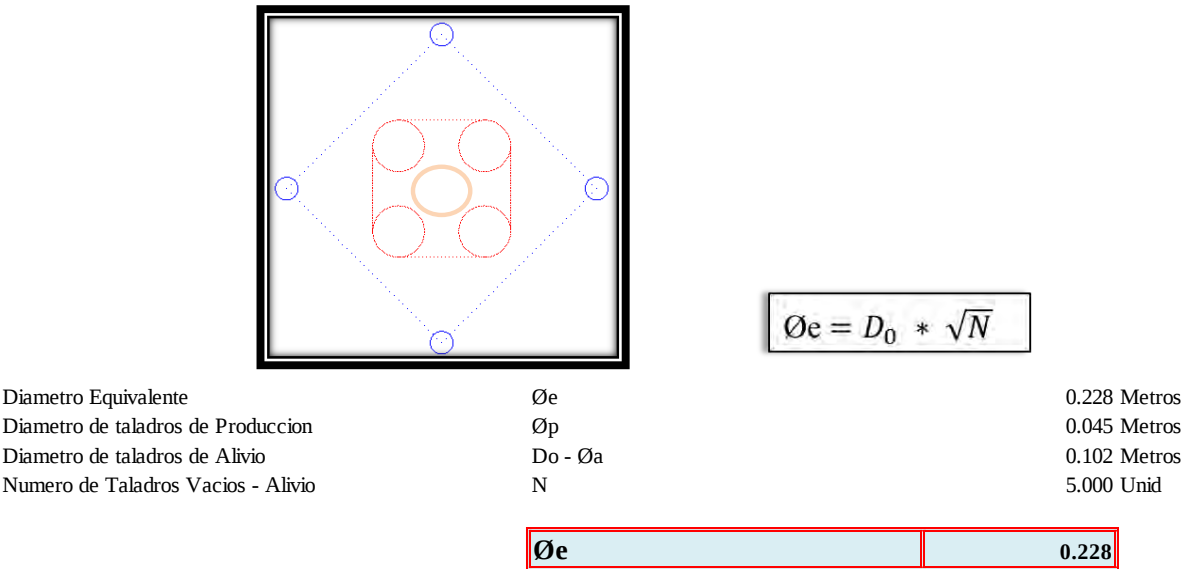
Respecto al explosivo, se considera el uso de ANFO como carga de columna y EMULNOR como explosivo encartuchado y cebo. Según la ficha técnica de FAMESA, el EMULNOR 3000 presenta una densidad relativa de 1.14 g/cm³ y una potencia relativa en peso de 102 %, mientras

que el EMULNOR 5000 presenta una densidad relativa de 1.16 g/cm³ y una potencia relativa en peso de 112 %, valores referidos al ANFO convencional.

En consecuencia, los cálculos del diseño deben desarrollarse con los siguientes datos base:

- Diámetro de taladro de producción: 45 mm = 0.045 m.
- Diámetro de taladro de alivio: 102 mm = 0.102 m.
- Número de taladros de alivio: 5 unidades.
- Diámetro equivalente de alivio: 0.204 m.
- Densidad promedio de roca: 2.79 t/m³.
- Constante de roca adoptada: 0.43.
- Explosivo de columna: ANFO.
- Explosivo cebo: EMULNOR 5000 y 3000.

Figura 13: *Tipo de corte elegido a diseñar*



Fuente: Minera Alpayana

Figura 14:

Simulación de avance

Díámetro Equivalente

$\varnothing_e$

0.228 mm

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

H 5.06 Metros

H 16.59 Pies

14 Pies

En la Unidad se utiliza Barra de 14 Pies pero se perfora 13 -12 Pies de la misma forma que con la barra de 12 Pies se perfora solamente 11 - 10 pies

H 3.81 Metros

$$I = 0.95 * (H)$$

I 3.62 Metros

Fuente: Minera Alpayana

Figura 15:

Cálculo de burden equivalente

$$Be = 1,7 \varnothing_e$$

$\varnothing_e$:Díámetro equivalente

0.228 Metros

$$Be = 1,7 * 0.204$$

Be 0.39 mts

Johannessen (Noruego)

Distancia entre taladros cargados y los taladros de expansión		
Díámetro del taladro cargado (mm)	Díámetro del taladro Rimado (mm)	Distancia "B" (mm)
45 mm	76	1.5 $\varnothing_e$ - 2.0 $\varnothing_e$
	102	
	127	
64 mm	76	2.0 $\varnothing_e$ - 2.5 $\varnothing_e$
	102	
	127	

Fuente: Minera Alpayana

Figura 16:

Cálculo de burden practico

	$B_p = B_e - E_p$	
	$E_p = \alpha * H + \beta$	
Desviacion Por Perforacion	α	0.01 m / metro
Desviacion Por Empate	β	0.02 m
Avance	H	3.810 Metros
	$B_p = 0.347 - (0.01 * 3.81 + 0.02)$	
	B_p	0.2887 mts

Fuente: Minera Alpayana

Figura 17:

Cálculo de ancho de apertura

	$A_o = B_p' * \sqrt{2}$	
Burden Práctico	B_p	0.29 mts
	A_o	0.408283455 mts
	A_o	0.4 mts

Fuente: Minera Alpayana

Figura 18:

Cálculo de densidad de carga

$Dq = \frac{55D_0 \left[\frac{Be}{\phi e} \right]^{\frac{3}{2}} \left[Be - \frac{\phi e}{2} \right] \left[\frac{C}{0.4} \right]}{PRP \text{ Explosivo Usado}}$		
Diametro del Taladro de Produccion	Do (Op)	0.045
Burden Equivalente	Be	0.35
Diametro Equivalente	Øe	0.204
Constante de Roca	C	0.429
PRP Emulex 80%	PRP Explosivo Usado	1.13
$Dq = \frac{55 \times 0.045 \left[\frac{0.35}{0.204} \right]^{\frac{3}{2}} \left(0.35 - \frac{0.204}{2} \right) \times \left[\frac{0.429}{0.4} \right]}{1.13}$		
Dq		1.274614504 kg/metro
Carga x Taladro		4.28 kg/tal
N° Cartuchos		10.62 Cart/Tal
N° Cartuchos E80 1 1/2"x12"		11 Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 19: **Cálculo del primer cuadrante**

$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_0 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$		
Densidad de Carga	Dq	1.27
Diametro del Taladro de Produccion	d (Op)	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Ancho de Apertura	Ao	0.40
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.27 \times 0.40 \times 1.13}{0.045 \times 0.429}}$		
Bmax		0.48
Bp = Bmax - Ep		
Bp = 0.48 - 0.06		
Bpractico		0.42

Fuente: Minera Alpayana

Figura 20: Cálculo de desviación de taladro

$$E_p = \alpha * H + \beta$$

Desviación Por Perforación α

Desviación Por Empate β

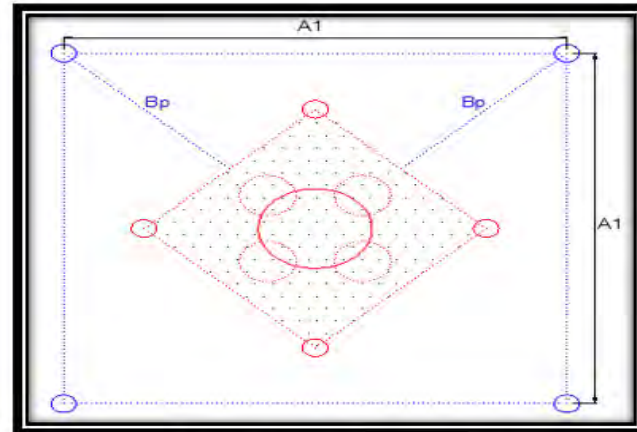
Profundidad de Taladro Calculada H

$$E_p = [0.01(3.81) + 0.02]$$

Desviación	0.06
------------	------

Fuente: Minera Alpayana

Figura 21: Cálculo de ancho de apertura



$$A1 = (B_p + B_{p'} / \sqrt{2}) * \sqrt{2}$$

Burden Práctico

Bp

0.42 mts

A1	0.89 mts
----	----------

Fuente: Minera Alpayana

Figura 22: Cálculo de densidad de carga

$$Dq = \frac{32.3 \times d \times C \times B_{max}}{PRP \text{ Explosivo Usado} \times \sin\left[\tan^{-1}\left(\frac{A_0}{2 \times B_{max}}\right)\right]^{1.5}}$$

Diametro del Taladro de Produccion	d (Øp)	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Burden Maximo	Bmax	0.48
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
Ancho de Apertura	Ao	0.40

$$Dq = \frac{32.3 \times 0.045 \times 0.429 \times 0.48}{1.32 \times \sin\left[\tan^{-1}\left(\frac{0.44}{2 \times 0.48}\right)\right]^{1.5}}$$

Dq I Cuadrante	1.08 kg/m
Carga x Taladro	3.64 kg/tal
Nº Cartuchos	9.02 Cart/Tal
Nº Cartuchos ES0 1 1/2"x12"	10.00 Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 23: Calculo en segundo cuadrado

$$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_1 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$$

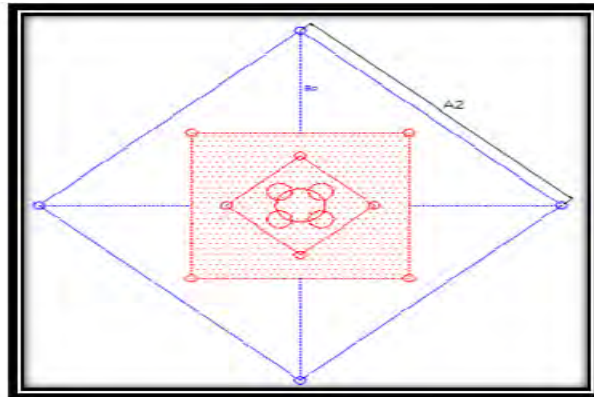
Densidad de Carga	Dq	1.27
Diametro del Taladro de Produccion	d (Øp)	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Ancho de Apertura	A1	0.89
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13

$$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.27 \times 0.89 \times 1.13}{0.045 \times 0.429}}$$

Bmax	0.72
-------------	-------------

Fuente: Minera Alpayana

Figura 24: Cálculo de ancho de apertura



$$A_2 = \left(\frac{\left(\frac{B\phi}{\sqrt{2}} + B_1 \right)}{\sqrt{2}} + B_2 \right) \times \sqrt{2}$$

Burden Práctico

Bp

0.66 mts

A2	1.56
-----------	-------------

Fuente: Minera Alpayana

Figura 25: Cálculo de densidad de carga

$$Dq = \frac{32.3 \times d \times C \times B_{max}}{PRP \text{ Explosivo Usado} \times \sin \left[\tan^{-1} \left(\frac{A_0}{2 \times B_{max}} \right) \right]^{1.5}}$$

Diametro del Taladro de Produccion

d

0.045

Constante de Roca

C

0.429

Burden Maximo

Bmax

0.72

PRP Explosivo Usado

PRP

1.13

Ancho de Apertura

A1

0.89

$$Dq = \frac{32 \times 0.045 \times 0.429 \times 0.72}{1.13 \times \sin \left(\tan^{-1} \left(\frac{0.89}{2 \times 0.72} \right) \right)^{1.5}}$$

Dq II Cuadrante	0.98411809 kg/m
------------------------	------------------------

Carga x Taladro

3.31 kg/tal

Nº Cartuchos

8.20 Cart/Tal

Nº Cartuchos E80 1 1/2"x12"	9 Cart/Tal
------------------------------------	-------------------

Fuente: Minera Alpayana

Figura 26:

Cálculo del tercer cuadrante

	$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Dq \times A_2 \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{d \times C}}$	
Densidad de Carga	Dq	1.27
Diametro del Taladro de Produccion	d	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Ancho de Apertura	A2	1.56
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
	$B_{max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1.27 \times 1.56 \times 1.13}{0.045 \times 0.429}}$	
	Bmax	0.948363249
	$B_p = B_{max} - E_p$	
	$B_p = 0.95 - 0.06$	
	Bpractico	0.890263249

Fuente: Minera Alpayana

Figura 27:

Cálculo del ancho de apertura A3

	$A_3 = \left[\frac{\left(\frac{(B_p' / \sqrt{2} + B_1)}{\sqrt{2}} + B_2 \right)}{\sqrt{2}} + B_3 \right] \times \sqrt{2}$	
Burden Práctico	Bp	0.89 mts
	A3	2.359754371

Fuente: Minera Alpayana

Figura 28: Cálculo de densidad de carga

$Dq = \frac{32.3 \times d \times C \times Bmax}{PRP \text{ Explosivo Usado} \times \sin\left[\tan^{-1}\left(\frac{A2}{2 \times Bmax}\right)\right]^{1.5}}$		
Diametro del Taladro de Produccion	d	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Burden Maximo	Bmax	0.95
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
Ancho de Apertura	A2	1.56
$Dq = \frac{32 \times 0.045 \times 0.429 \times 0.95}{1.13 \times \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{1.56}{2 \times 0.95}\right)\right)^{1.5}}$		
Dq III Cuadrante		0.970187822 kg /m
Carga x Taladro		3.26 kg/tal
Nº Cartuchos		8.08 Cart/Tal
Nº Cartuchos E80 1 1/2"x12"		9 Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 29: Calculo taladros de arrastre

$Bmax = 0.9 \times \sqrt{\frac{Dq \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$		
Densidad de Carga	Dq	1.27
Factor de Fijacion	f	1.45
Constante de Roca Corregido	C'	0.479
Relación de E/B para el arrastre	E/B	1.00
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
$Bmax = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.27 \times 1.13}{0.479 \times 1.45 \times 1.0}}$		
Bmax		1.296042972
$Bp = Bmax - Hsen\gamma - Ep$		
$Bp = 1.16 - 3.81 \text{ sen}3^\circ - 0.06$		
Bp		1
$Barrastre \leq 0.6 H$		
$Barrastre \leq 0.6 (3.81)$		
Barrastre		2.29
C' = c+ 0.05		B>1.4
C' = c+ 0.07		B<1.4
$C' = 0.429 + 0.05$		
C		0.48

Fuente: Minera Alpayana

Figura 30: Numero de taladros arrastre

$$N = \left[\frac{\text{ancho de tunel} + 2H_{seny}}{B_{maxArrastre}} + 2 \right]$$

$$N = \left[\frac{4.0 + (2 \times 3.81 \times \text{sen} 3^\circ)}{1.30} + 2 \right]$$

N	5.394023255
---	-------------

5

Fuente: Minera Alpayana

Figura 31: Cálculo del espaciamiento entre taladros

$$E = \left[\frac{\text{ancho de tunel} + 2H_{seny}}{N-1} \right]$$

$$E = \left[\frac{4.0 + (2 \times 3.81 \times \text{sen} 3^\circ)}{5-1} + 2 \right]$$

E	1.1
---	-----

Fuente: Minera Alpayana

Figura 32: Calculo densidad de carga

Diametro del Taladro de Produccion	d (Øp)	0.045	
	$L_r = 1.25 \times B_{max}$		
	$L_c = [H - L_r - 10 \times \text{Øp}] \times 0.75$		
Longitud de Carga de fondo	Lr	1.62	
Columna de Carga	Lc	1.30	
Total de Metros Cargados en taladro	Lct	2.93	m/taladro
Densidad de Carga	Dq Arrastre	1.27	kg/m
	Carga x Taladro	3.73	kg/tal
	Nº Cartuchos	9.25	Cart/Tal
	Nº Cartuchos E80 1 1/2"x12"	10.00	Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 33: Cálculo de taladros en corona

$E_c = Kxd$		
Para una Voladura de Recorte o Contorno	Ec	0.68
Diametro del Taladro de Produccion	d (Øp)	0.045
Valor de K	K	15
Relación de E/B para la corona	E/B	0.8
Bmax		0.84
$Bp = Bmax - Hsen\gamma - Ep$		
$Bp = 0.84 - 3.81 \text{ sen}3^\circ - 0.06$		
Bp		0.59
$N = \left[\frac{\text{ancho de tunel} + 2Hsen\gamma}{Bmax \text{ Corona}} + 2 \right]$		
$N = \left[\frac{4.0 + (2 \times 3.81 \times \text{sen}3^\circ)}{0.84} + 2 \right]$		
N		7.21
		7

Fuente: Minera Alpayana

Figura 34: Densidad de carga

Diametro del Taladro de Produccion	d (Øp)	0.045
$L_r = 1.25 \times B_{max}$		
$L_c = [L_r] \times 0.50$		
Longitud de Carga de fondo	Lr	1.05
Columna de Carga	Lc	0.53
Total de Metros Cargados en taladro	Lct	1.58 m/taladro
$D_q = 90 \times d^2$		
Densidad de Carga Mínima	Dq Corona	0.18 kg/m
N° Cartuchos		7.79 Cart/tal
Densidad de Carga E80 1"x8"	Dq Corona	0.55 kg/m
Carga x Taladro		0.88 kg/Tal
N° Cartuchos E80 1"x8"		8.00 Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 35: Cálculo taladros en hastiales

Hd =

Altura de Labor

–

Barrastre

–

Long. de arco

Altura de Labor

4.00

Burden de Arrastre

1.00

Altura de Boveda

0.50

Hd = 4.5 – 1.0 – 0.5

Ancho de Corte

Hd

2.50

Bmax =

0.9

x

Dq x PRP Explosivo Usado

C x f x E/B

Densidad de Carga

Dq

1.27

Factor de Fijación

f

1.2

Constante de Roca

C

0.429

Relación de E/B para la Hastial

E/B

1.25

PRP Explosivo Usado

PRP

1.13

Bmax = 0.9x

1.27x1.13

0.429x1.20x1.25

Bmax

1.35

Bp=Bmax - Hsenγ - Ep

Bp = 1.35 – 3.81 sen3° – 0.06

Bp

1.00

N =

Hd

Bmax + E/B

÷ 2

N

3.49

3.0

Fuente: Minera Alpayana

99

Figura 36: Cálculo de densidad de carga

$$Dq = \frac{32.3 \times d \times C \times Bp}{PRP \text{ Explosivo Usado} \times \sin\left[\tan^{-1}\left(\frac{Ad}{2 \times Bp}\right)\right]^{1.5}}$$

Diametro del Taladro de Produccion	d	0.045
Constante de Roca	C	0.429
Burden Practico	Bp	1.00
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
Alto Disponible	Hd	2.50

$$Dq = \frac{32 \times 0.045 \times 0.429 \times 1.0}{1.13 \times \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{3}{2 \times 1.0}\right)\right)^{1.5}}$$

Dq Hastial	0.74 kg/m
Carga x Taladro	2.47 kg/tal
N° Cartuchos	9.31 Cart/Tal
N° Cartuchos E80 1 1/4"x12"	10.00 Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Figura 37: Cálculo de taladros en corona

Ad=Altura de labor- Barrastre - Bcorona		
Altura de Labor		4.00
Burden Arrastre	B _{arrastre}	1.00
Burden Corona	B _{corona}	0.59
Ad=4.5-1.04-0.59		
Ad		2.41
$B_{max} = 0.9 \times \sqrt{\frac{Dq \times PRP \text{ Explosivo Usado}}{C \times f \times E/B}}$		
Densidad de Carga	Dq	1.27
Factor de Fijación	f	1.2
Constante de Roca	C	0.43
Relación de E/B para la destroza	E/B	1.25
PRP Explosivo Usado	PRP	1.13
Bmax		1.35
Bp=Bmax - Hseny - Ep		
Bp		1.00
$N = \left\lceil \frac{Ad}{B_{max} \cdot E/B} + 2 \right\rceil$		
Nt		3.00

Fuente: Minera Alpayana

Figura 38: Cálculo densidad de carga

$Dq = \frac{32.3 \times d \times C \times Bp}{PRP \text{ Explosivo Usado} \times \sin\left[\tan^{-1}\left(\frac{Ad}{2 \times Bp}\right)\right]^{1.5}}$		
Diametro del Taladro de Producción d		0.045
Constante de Roca C		0.429
Burden Practico Bp		1.00
PRP Explosivo Usado PRP		1.13
Alto Disponible Ad		2.41
$Dq = \frac{32 \times 0.045 \times 0.429 \times 1.0}{1.13 \times \sin\left(\tan^{-1}\left(\frac{2.41}{2 \times 1.0}\right)\right)^{1.5}}$		
Dq Ayuda de Corona	0.75	kg/m
Carga x Taladro	2.53	kg/tal
N° Cartuchos	9.51	Cart/Tal
N° Cartuchos E80 1 1/4"x12"	10.00	Cart/Tal

Fuente: Minera Alpayana

Corrección del cálculo:

$$\text{Volumen} = 4.00 \times 4.00 \times 3.50$$

$$\text{Volumen} = 56.00 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 56.00 \times 2.79$$

$$\text{Tonelaje} = 156.24 \text{ t}$$

$$\text{Factor de avance} = \frac{154.02}{3.50} = 44.01 \text{ kg/m}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{154.02}{56.00} = 2.75 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{154.02}{156.24} = 0.99 \text{ kg/t}$$

Tabla 19:

Resumen de parámetros

Parámetro	Valor	Unidad
Sección	4.00 × 4.00	m
Ancho	4	m
Altura	4	m
Avance real por disparo	3.5	m
Volumen roto	56	m ³
Densidad de roca	2.79	t/m ³
Tonelaje removido	156.24	tm
Explosivo total utilizado	154.02	kg
Factor de avance	44.01	kg/m
Factor de carga	2.75	kg/m ³
Factor de potencia	0.99	kg/t

Fuente: Minera Alpayana

De acuerdo con la Tabla 18, la malla optimizada considera una sección de 4.00 m × 4.00 m y un avance real de 3.50 m por disparo, generando un volumen roto de 56.00 m³ y un tonelaje estimado de 156.24 t, calculado con una densidad de roca de 2.79 t/m³. Para este escenario, el consumo total de explosivo fue de 154.02 kg, obteniéndose un factor de avance de 44.01 kg/m, un factor de carga de 2.75 kg/m³ y un factor de potencia de 0.99 kg/t.

Estos resultados evidencian una mejora respecto a la condición inicial, debido a que el consumo de explosivo disminuye y los factores de voladura se reducen de manera coherente con el rediseño de la malla. Por ello, el factor de carga corregido debe ser 2.75 kg/m³ y no 3.06 kg/m³, ya que este último valor se generaba por utilizar un volumen incorrecto de 50.4 m³.

Tabla 20:

Burden y espaciamiento

Ítem	Burden máximo (m)	Burden adoptado (m)	Espaciamiento adoptado (m)
Taladros de alivio del arranque	0.12	0.12	0.17
Arranque	0.35	0.29	0.4
I cuadrante	0.48	0.42	0.89
II cuadrante	0.72	0.66	1.56
III cuadrante	0.95	0.89	2.36
Arrastre	1.3	1	1.1
Corona	0.84	0.59	0.68
Hastial	1.35	1	1
Ayuda de corona	1.35	1	1

Fuente: Minera Alpayana

La Tabla 19 resume los valores de burden y espaciamientos obtenidos para la malla optimizada, diferenciando las zonas principales del frente: arranque, cuadrantes, arrastre, corona, hastiales y ayudas de corona. En cada caso se presenta el burden máximo calculado y el burden adoptado para el diseño final, priorizando la estabilidad del frente, la correcta formación de la cara libre y el control de la fragmentación. Asimismo, los espaciamientos adoptados permiten distribuir de manera más uniforme la energía del explosivo, evitando zonas con exceso de carga o sectores con deficiente rotura.

En el arranque se adoptan valores menores de burden y espaciamiento, debido a que esta zona requiere mayor precisión para generar la primera cara libre. En los cuadrantes posteriores, los valores aumentan progresivamente conforme se amplía la abertura de rotura. Para corona, hastiales y arrastre, los parámetros se ajustan con criterios de control de contorno, con el propósito de reducir sobrerotura, mejorar el perfil final de la labor y optimizar el consumo de explosivos. De

esta manera, la tabla funciona como resumen técnico de los cálculos desarrollados previamente y sustenta la geometría final de la malla optimizada.

Tabla 21:

Cantidad de explosivo

ITEM	NRO TAL	DENSIDAD DE CARGA	NRO CARTUCHOS/ TAL	KG EXPLOSIVO
TALADROS DE ALIVIOS	5	-	-	-
ARRANQUE	4	1.74	4.0	23.30
I CUADRANTE	4	1.74	4.0	23.30
II CUADRANTE	4	1.35	4.0	17.3
III CUADRANTE	4	1.35	4.0	17.3
ARRASTRE	5	1.74	14.0	25.2
CORONA	3	1.35	3.0	12.9
HASTIAL	4	1.35	1.0	14.34
AYUDA CORONA	4	1.35	5.0	19.6
TOTAL	37	1.59	60.00	154.02

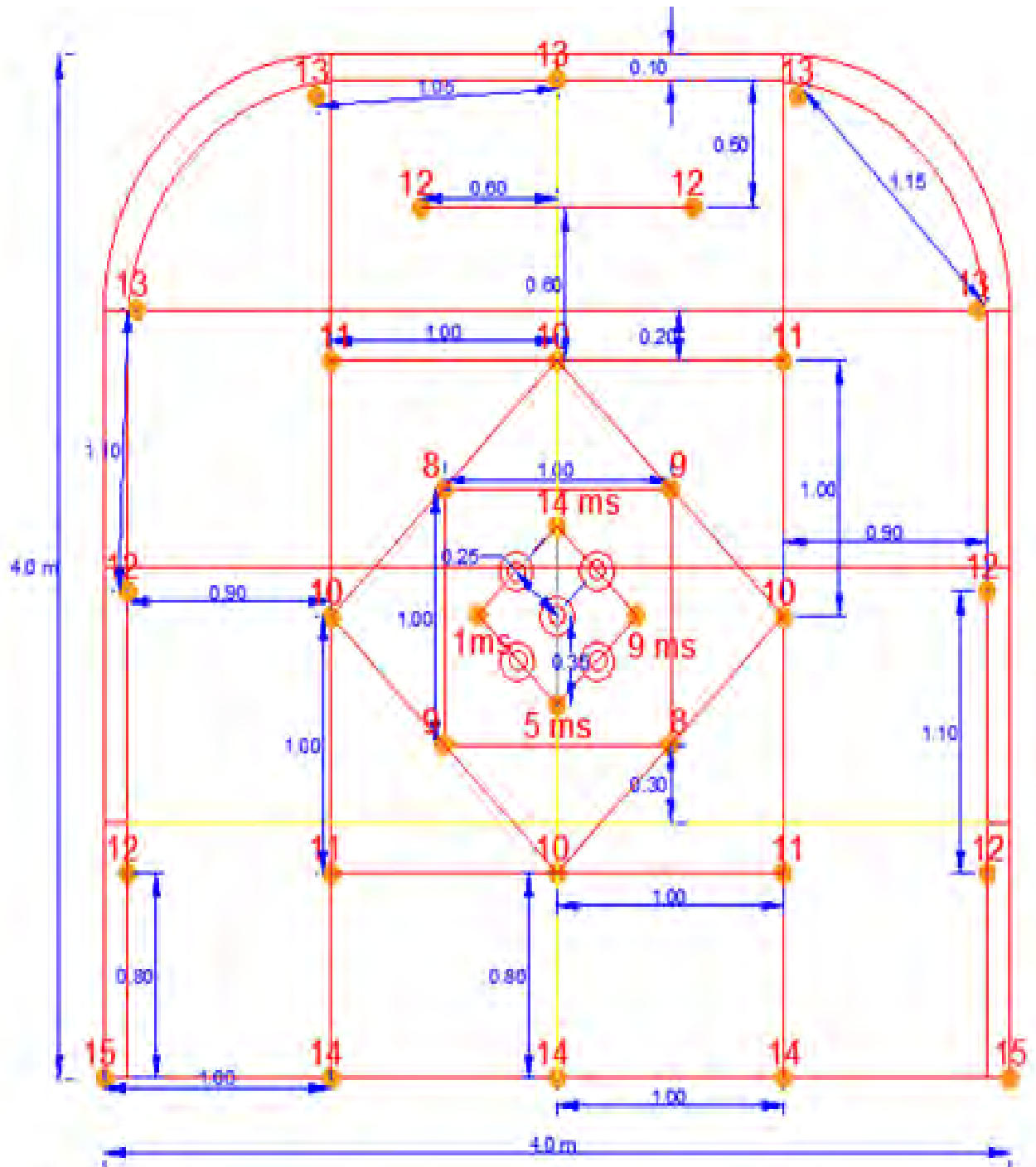
Fuente: Minera Alpayana

La Tabla 20 presenta la distribución de explosivo correspondiente a la malla optimizada. En este diseño se consideran 37 taladros perforados, de los cuales 32 son taladros cargados y 5 corresponden a taladros de alivio, los cuales no reciben carga explosiva. Esta diferenciación es importante porque el número total de taladros perforados no equivale necesariamente al número de taladros cargados. El consumo total de explosivo de la malla optimizada alcanza 154.02 kg, distribuido en las zonas de arranque, cuadrantes, arrastre, corona, hastiales y ayudas de corona.

La Figura 39 representa la malla optimizada con 37 taladros perforados, conformados por 32 taladros cargados y 5 taladros de alivio. Los taladros de alivio se consideran dentro del total perforado, pero no se incluyen en el consumo de explosivo por no recibir carga.

Figura 39:

Nueva malla de perforación



Fuente: Minera Alpayana.

4.5.2. Nuevos parámetros de perforación

La propuesta de optimización en el diseño de la malla de perforación se fundamenta en la redefinición de los parámetros operativos básicos que determinan el rendimiento, el costo unitario y la calidad de la voladura. En la situación inicial se utilizaban 48 taladros perforados, de los cuales 40 eran cargados, 4 correspondían a rimado y 4 de alivio, con un diámetro de broca de 45 mm, rimados de 102 mm y una longitud de perforación 3.9 m. Si bien esta configuración garantizaba un pull aceptable, los indicadores de costo y consumo de insumos evidenciaban oportunidades de mejora.

En el nuevo diseño, se plantea una reducción y redistribución del número de taladros a solo 32 taladros cargados, 5 rimados priorizando el aprovechamiento del burden y el espaciamiento para disminuir la perforación innecesaria sin comprometer la fragmentación. El ajuste en la proporción de taladros cargados frente a taladros de alivio permite optimizar el consumo de explosivos, orientando el uso de emulsiones hacia taladros estratégicos (arranque, corona y arrastre) y manteniendo el ANFO en la columna principal para controlar costos. De igual manera, la selección de un diámetro de 51 y 45 mm de broca más eficiente y el refuerzo del rimado en puntos críticos contribuyen a lograr una distribución uniforme de energía en el macizo, reduciendo el riesgo de sobre rotura y mejorando la estabilidad de los contornos.

Tabla 22:

Parámetros técnicos

Parámetro	Valor	Unidad
Sección	4 x 4	m ²
Densidad de Roca	2.8	tn/m ³
Diámetro de Broca	51/45	Mm
Diámetro de Rimadora	102	Mm
Longitud Prom. de Taladros	3.9	M
Taladros Rimados	5	unid.
Taladros de Alivio Corona	-	unid.
Taladros Cargados	32	unid.
Taladros Perforados	37	unid.
Faneles	32	unid.
Carmex	2	unid.
Cordón Detonante	33	M
Mecha Rápida	0.2	M

Fuente: Minera Alpayana.

La comparación de los parámetros técnicos evidencia cambios significativos entre el diseño inicial y el nuevo diseño de malla de perforación. En ambos casos, la sección excavada corresponde a 4 m × 4 m y la densidad de la roca se mantiene en 2.8 t/m³, sin variaciones en el diámetro de la rimadora de 102 mm ni en la longitud promedio de los taladros. La principal mejora se observa en la reducción del número de taladros perforados, que pasa de 48 a 37, mientras que los taladros cargados disminuyen de 40 a 32. Esta reducción permite optimizar el consumo de explosivos, accesorios y aceros de perforación, manteniendo una distribución adecuada de energía en el frente.

Asimismo, los taladros de alivio o rimado 4 unidades pasan a ser 5 unidades, cumpliendo la función de generar la cara libre necesaria para el arranque y controlar la fragmentación inicial. En cuanto a los accesorios de voladura, el consumo de cordón detonante debe mantenerse aproximadamente en 25 m, debido a que el nuevo diseño reduce la cantidad de taladros cargados

y no justifica un incremento a 30 m. La mecha rápida se mantiene en 0.2 m, de acuerdo con el diseño de iniciación considerado. En conjunto, estos cambios consolidan una malla más eficiente, orientada a reducir el consumo de insumos, controlar los costos unitarios por metro de avance y mejorar la estabilidad del frente de trabajo.

Tabla 23: Parámetros de perforación y voladura

Taladros	Columna de ANFO Ø = 51/45 mm	Cant. taladros cargados	E-3000 1 1/8" × 12"	E-5000 1 1/2" × 8"	Emulsión (kg)	ANFO (kg)
Arranque	51	4	—	4	1.60	22.30
1ra ayuda	51	4	—	2	0.53	22.30
2da ayuda	51	4	—	1	0.39	16.40
3ra ayuda	45	4	—	1	0.39	16.40
Ayuda corona	45	3	—	1	0.39	12.30
Arrastre	51	3	—	3	0.80	12.10
Arrastre	51	2	—	10	2.66	4.20
Hastiales	45	4	1	—	0.266	14.00
Corona	45	4	1	—	0.266	18.00
Total, taladros cargados	—	32	9	50	15.96	138.06

Fuente: Minera Alpayana

La nueva configuración de la malla de perforación muestra una optimización clara en la distribución de taladros y en el consumo de explosivos respecto al diseño anterior. Mientras que antes se ejecutaban 48 taladros, de los cuales 40 eran cargados, con un consumo aproximado de 155 kg de ANFO y 10.6 kg de emulsión, ahora el rediseño contempla un total de 32 taladros distribuidos entre arranque, ayudas, arrastre, hastiales y corona, con un consumo total de 138.06 kg de ANFO y 15.96 kg de emulsión. El incremento en el número de taladros cargados se equilibra con una mayor participación de emulsiones de alta potencia (E-3000 y E-5000) en posiciones estratégicas como arranque, corona y arrastre, lo que mejora la iniciación y reduce la probabilidad

de rezagos. Asimismo, una broca de igual proporción y la redistribución de taladros por función permiten una carga más uniforme en la columna de ANFO, garantizando una fragmentación controlada y un menor riesgo de sobre excavación. En este escenario, el aumento del uso de emulsión de 10.6 kg a 15.96 kg responde a la necesidad de reforzar zonas críticas, mientras que el consumo de ANFO se mantiene estable, mostrando un balance más eficiente entre costo y energía aplicada. En conjunto, estos cambios demuestran que la optimización de la malla no solo busca reducir costos unitarios, sino también asegurar mayor estabilidad de los contornos y un avance lineal más seguro y productivo, reforzando la idea de que la perforación es el factor decisivo que direcciona los resultados de la voladura y el desempeño operativo de la labor.

4.5.3. Indicadores de perforación después de la optimización

La aplicación del nuevo diseño de malla y los ajustes en los parámetros técnicos de perforación han permitido evidenciar una mejora significativa en los indicadores operativos y económicos del proceso. Tras la optimización, se espera una reducción en el costo por metro perforado (\$/m), resultado de la disminución del número total de taladros y la redistribución estratégica de cargas, lo que se traduce en un menor consumo de insumos y una mejor eficiencia en la utilización del equipo. El factor de avance (kg/m) se estabiliza en valores más bajos, reflejando un uso más racional de explosivos por cada metro de perforación, mientras que el factor de potencia (kg/tn) logra un equilibrio más adecuado entre la energía aplicada y la resistencia del macizo rocoso.

Asimismo, se ha mantenido la productividad por guardia, alcanzando un menor tiempo gracias al ajuste en burden, espaciamiento, diámetros de broca y cantidad de taladros, lo que reduce la variabilidad en la velocidad de penetración y prolonga la vida útil de los aceros de perforación.

Finalmente, los indicadores de tiempo de perforación lo cual refleja un mejor control de la malla y un alineamiento más preciso con los diseños planificados. En conjunto, estos resultados demuestran que la optimización no solo ha reducido costos, sino que ha mejorado la eficiencia técnica y operativa del proceso de perforación, estableciendo un estándar más competitivo y sostenible para la operación minera.

4.5.3.1. Consumo de la columna de perforación

El consumo de la columna de perforación constituye un indicador clave dentro del proceso de minado, debido a que permite evaluar el desgaste de los principales componentes utilizados en la ejecución de los taladros, tales como shanks, drifter rods, rimadora, acoples y brocas. Este consumo incide directamente en los costos de perforación, en la continuidad operativa del equipo y en la disponibilidad mecánica durante la guardia.

En la evaluación inicial, el equipo J118 registró 386 piezas consumidas, En términos consolidados, este consumo estuvo conformado por 286 corresponden a brocas, 32 a drifter rods, 22 a shanks, 35 rimadora y 11 acoples siendo las brocas el componente de mayor rotación debido a su contacto directo con el macizo rocoso.

Después de la optimización de la malla de perforación, el consumo proyectado de componentes se reduce a 253 piezas, Esta variación representa una disminución de 133 componentes, equivalente a una reducción del 34 % respecto al consumo inicial. La disminución se explica principalmente por la reducción del número de taladros perforados, el mejor control del burden y espaciamiento, y la menor exigencia operativa sobre la columna de perforación.

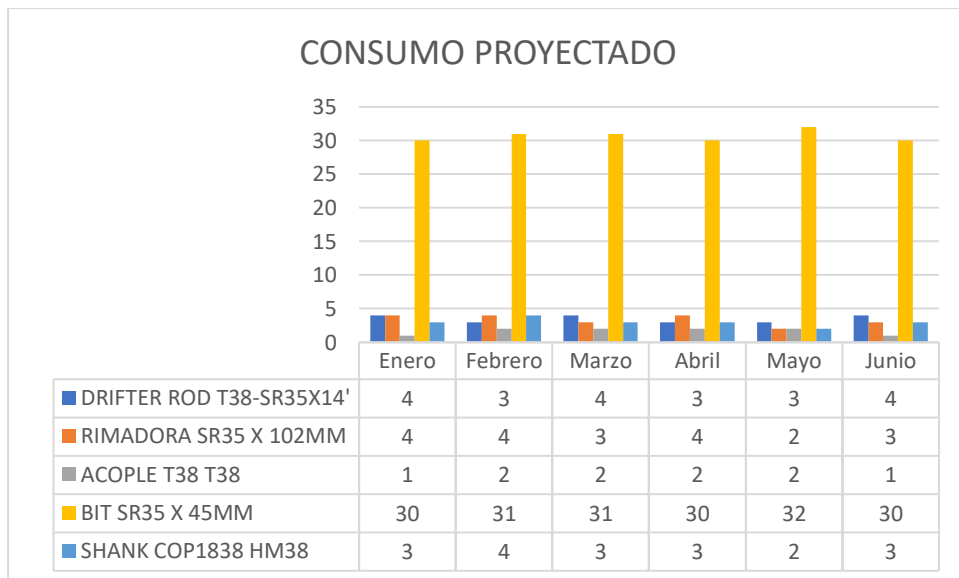
Tabla 24:

Nuevo consumo de aceros proyectado por equipo

Equipo	Consumo antes de la implantación	Consumo proyectado
J-118	386	253

Fuente: Elaboración propia

Gráfica 5 *Nuevo consumo de acero por componente*



Fuente: Elaboración propia

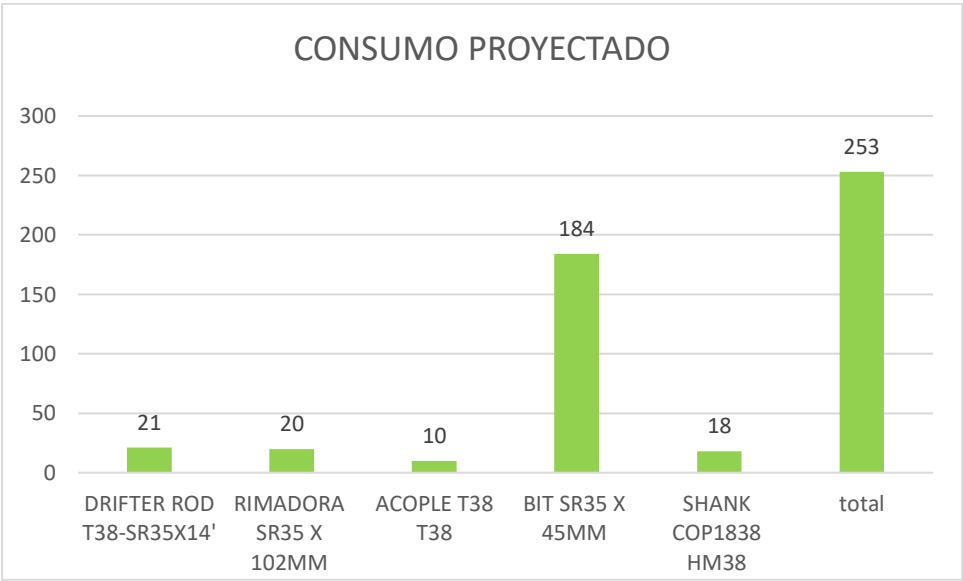
La grafica 5 muestra que, después de la optimización, el consumo proyectado de aceros de perforación disminuye de 386 a 253 componentes, Esta disminución no significa una pérdida de rendimiento de los aceros; por el contrario, evidencia un uso más eficiente de la columna de perforación, debido a que la nueva malla requiere menor cantidad de taladros y reduce la exposición de los componentes al desgaste operativo.

Por componente, los shanks disminuyen de 22 a 18 unidades, los drifter rods de 32 a 21 unidades, los acoples de 11 a 10 unidades, rimadora de 35 a 20 y las brocas de 286 a 184 unidades. Las brocas continúan siendo el componente de mayor consumo, debido a su contacto directo con

el macizo rocoso; sin embargo, también presentan una reducción importante en términos absolutos. En ese sentido, el rendimiento de los aceros se interpreta como mejorado, ya que se proyecta alcanzar el mismo objetivo operativo con menor reposición de accesorios y menor interrupción durante la perforación.

Gráfica 6

Nuevo consumo de acero por componente

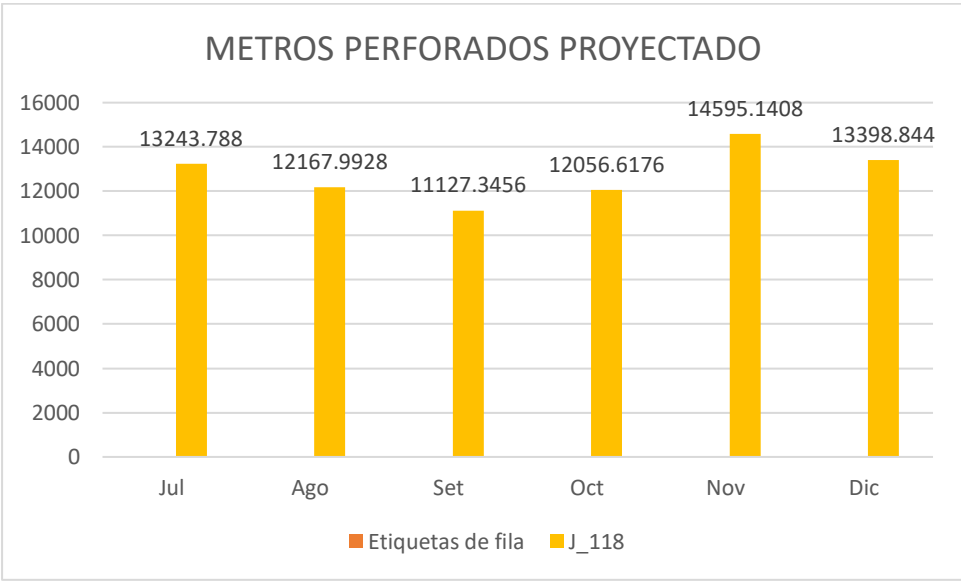


Fuente: Elaboración propia

La Gráfica 6 evidencia el consumo proyectado de aceros después de la optimización. La reducción observada no corresponde a una disminución del rendimiento de los componentes, sino a una mejora en su aprovechamiento operativo. Al reducirse el número de taladros y mejorar la distribución de la malla, disminuye la exigencia sobre la columna de perforación, lo que permite proyectar menor consumo de shanks, drifter rods, acoples, rimadora y brocas. Este resultado refleja no solo un ahorro económico en la reposición de repuestos, sino también una mayor eficiencia operativa, al reducirse las interrupciones por cambio de componentes durante la guardia. Adicionalmente, se contribuye a la sostenibilidad de la operación al disminuir la generación de

residuos metálicos asociados al descarte de barras y brocas. En conclusión, la aplicación de la nueva malla de perforación, junto con la optimización de parámetros operativos, proyecta una reducción del 34% en el consumo de la columna de perforación, consolidando un estándar más competitivo en costos y garantizando una mayor productividad en las operaciones de la unidad minera.

Gráfica 7 *Metros perforados proyectado*



Fuente: Elaboración propia

4.5.3.2. Consumo de explosivos por metro perforado (kg/m)

El indicador de consumo de explosivos por metro perforado (kg/m) es uno de los parámetros más sensibles al momento de evaluar la eficiencia de la perforación, ya que refleja directamente la relación entre la energía aplicada en la voladura y el esfuerzo mecánico invertido en ejecutar la malla. Después de la optimización, este indicador presenta una reducción respecto al escenario inicial, debido a que el número de taladros y la longitud promedio perforada fueron ajustados, lo que disminuyó el metraje total requerido sin comprometer el avance ni la fragmentación. Al mismo tiempo, la redistribución estratégica de cargas permitió concentrar el uso

de emulsiones de mayor potencia en posiciones críticas (arranque, corona y arrastre), mientras que el resto de la columna fue cargado con ANFO, garantizando un balance adecuado entre potencia de iniciación y costo por kilogramo de explosivo. El resultado de este rediseño es un menor consumo específico por metro, lo cual repercute en una mejora del factor de avance y en la reducción de costos unitarios, ya que cada metro perforado requiere ahora menos carga para lograr el mismo o mayor grado de rotura. Este comportamiento confirma que el consumo de explosivos está estrechamente vinculado con la calidad de la perforación: diámetros de broca adecuados, burden y espaciamientos correctamente dimensionados, y un control en la desviación de taladros permiten aprovechar de manera más eficiente la energía liberada durante la voladura. En consecuencia, este indicador no solo mide el gasto de insumos, sino que se convierte en un referente de la efectividad técnica de la perforación optimizada, aportando a la estabilidad del frente, la homogeneidad del material fragmentado y la reducción de costos en el ciclo completo de minado.

Tabla 25:

Parámetros de voladura según perforación

Indicadores	Unidad	KPI: carguío con ANFO
Total, de explosivo	kg	154.02
Avance real por disparo	m/disp	3.50
Sección de labor	m ²	16.00
Volumen roto	m ³	56.00
Densidad de roca	t/m ³	2.80
Tonelaje removido	t	156.80
Factor de avance	kg/m	44.01

Factor de potencia	kg/t	0.98
Factor de carga	kg/m ³	2.75

Fuente: Minera Alpayana

Fórmulas de sustento:

$$Volumen = Sección \times Avance$$

$$Volumen = 16.00 \times 3.50 = 56.00 \text{ m}^3$$

$$Tonelaje = Volumen \times Densidad$$

$$Tonelaje = 56.00 \times 2.80 = 156.80 \text{ t}$$

$$Factor \text{ de avance} = \frac{154.02}{3.50} = 44.01 \text{ kg/m}$$

$$Factor \text{ de potencia} = \frac{154.02}{156.80} = 0.98 \text{ kg/t}$$

$$Factor \text{ de carga} = \frac{154.02}{56.00} = 2.75 \text{ kg/m}^3$$

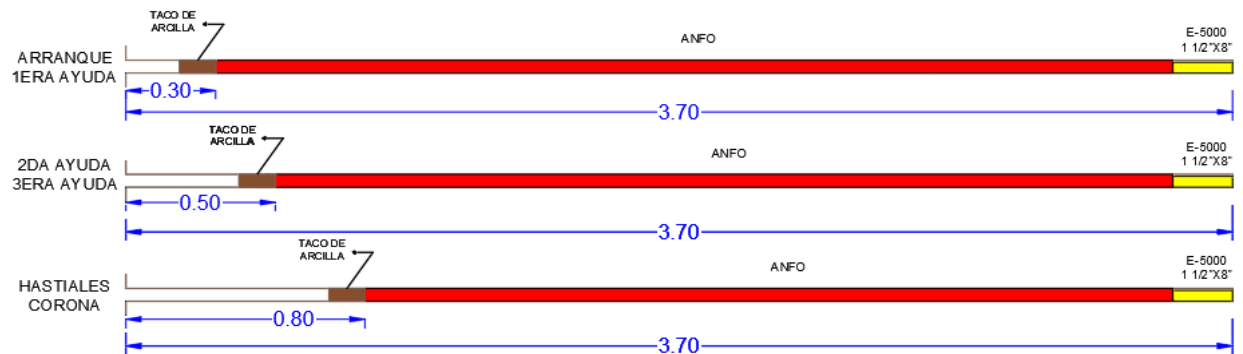
El consumo total de explosivos disminuyó de 165.22 kg a 154.02 kg, como resultado de la reducción del número de taladros perforados y cargados, así como de una mejor distribución de la carga explosiva en la columna. Esta reducción no implica una disminución significativa del volumen excavado, debido a que el volumen depende principalmente de la sección de la labor y del avance real por disparo. En ese sentido, para una sección de 4 m × 4 m y un avance real de 3.50 m, el volumen roto alcanza 56.00 m³ y el tonelaje removido es de 156.80 t, considerando una densidad de roca de 2.80 t/m³.

El factor de avance disminuyó de 47.07 kg/m a 44.01 kg/m, lo que indica que cada metro lineal de avance requiere menor cantidad de explosivo después de la optimización. Asimismo, el factor de potencia se redujo de 1.05 kg/t a 0.98 kg/t, mientras que el factor de carga bajó de 2.94

kg/m³ a 2.75 kg/m³. Estos resultados evidencian una mejora técnica del diseño, ya que se mantiene un volumen de rotura similar con menor consumo de explosivos, optimizando la energía aplicada por disparo y reduciendo el costo asociado a la voladura.

Figura 40:

Diseño de carguío de explosivo



Fuente: Minera Alpayana

La optimización de la perforación no solo disminuyó el consumo total de explosivos y la cantidad de metros perforados, sino que también permitió aplicar la energía de manera más selectiva y eficiente. Esto demuestra que la perforación, a través del control de parámetros como número de taladros, diámetro de broca y longitud perforada, es el factor que direcciona el costo unitario y la calidad de la voladura, asegurando un equilibrio entre productividad, seguridad y estabilidad del frente.

4.5.4. Costo por metro perforado (\$/m)

El análisis del costo por metro perforado (\$/m) constituye un indicador fundamental dentro de la gestión de operaciones mineras, ya que integra en una sola variable la eficiencia técnica de la perforación y la racionalidad económica del proceso. Este costo refleja la relación directa entre los gastos incurridos en insumos, mano de obra, equipos y servicios asociados a la perforación y la cantidad de metros efectivamente ejecutados en la labor.

La importancia de este indicador radica en que la perforación es la base de la voladura y, por ende, de la continuidad del ciclo minero: un aumento no controlado en el costo unitario puede impactar en la rentabilidad global de la operación, mientras que su optimización contribuye a mejorar la productividad y reducir la variabilidad económica. Para su cálculo se consideran componentes como el consumo de brocas, shanks, barras, así como el costo de energía y los equipos de perforación. Asimismo, variables técnicas como el diámetro de la broca, número total de taladros, longitud promedio perforada y densidad de la roca influyen directamente en los costos, ya que condicionan el rendimiento de los equipos y el volumen de insumos requeridos. En este sentido, el costo por metro perforado no solo es un valor económico, sino también un parámetro de control operativo que permite identificar oportunidades de mejora en la planificación de mallas, la selección de equipos y la gestión del consumo de insumos.

Tabla 26:

Parámetros de perforación

Parámetro	Valor	Unidad
Sección	4 x 4	m ²
Densidad de Roca	2.8	tn/m ³
Diámetro de Broca	51,45	mm
Diámetro de Rimadora	102	mm
Longitud Prom. de Taladros	3.9	mts
Taladros Perforados	38	unid.

Fuente: Elaboración propia

Tabla 27:**Costos de perforación sin explosivo**

PERFORACION				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$/unid)	Costo (\$.)
ACEROS USADOS				72.41
Barra 14'	1	42	0.105	4.41
Brocas de 45 mm	1	38	0.168	0.46
Shank	1	42	0.043	0.13
Cuplin T38	1	42	0.0094	0.03
Rimadora de 102 mm	1	4.28	0.6	0.18
Adapter	1	4.43	0.019	0.01
Juego de copas afilado	1	732	0.01	1.17
Aguzadora de copas	1	711	0.001	0.71
Aire/agua / bombeo	1	10	3.21	19.08
Energía	1	5	3.21	16.07
Mangas / cable jumbo	1	1	3.21	3.03
Resina	1	5	0.06	0.29
Tubería de Aire 2" (m)	1	3.8	2.14	7.68
Tubería de Agua 2" (m)	1	3.8	1.82	7.68
Copla vitálica - uniones (T)	1	1	0.44	0.42
Aislante eléctrico (m)	1	1	0.44	0.42
Tubería PVC - arrastres colocar	1	5	1.22	6.94
Manguera 1" (60 m) (m)	1	44	1.05	0.99
Manguera 1/2" (70 m) (m)	1	43	0.48	0.45
EQUIPO				173.76
Jumbo	2.87	1	62.26	171.69
Combustible	4.31	1	1.61	6.96
MANO DE OBRA				185.9
Operador de Jumbo	1.25	2.38	21.47	63.87
Ayudante Operador de Jumbo	1.25	2.38	11.81	35.13
Electricista de Mina	1.25	0.48	30.33	18.2
Ayudante de servicios-peón	1.25	0.48	13.65	8.19
Bodega	1.2	0.48	14.22	8.19
Chofer Mina	1.25	0.48	15.17	9.1

Chofer Servicios	1.25	0.48	15.17	9.1
Jefe de Guardia	1.25	0.48	56.87	34.12
EPP Y HERRAMIENTAS				28.44
EPP	12.8	1	1.62	10.3
Herramientas	2	1	1.98	3.96
Lámparas	10.8	1	0.35	3.8
COSTO TOTAL MALLA				460.51
Costo por metro (\$/m)				127.92

Fuente: Elaboración propia

En el proceso de perforación se obtuvo un costo optimizado de 127.92 US\$/m, lo que representa una reducción de 9.51 US\$/m respecto al costo inicial de 137.43 US\$/m. Esta variación equivale a una disminución del 6.93 %, evidenciando una mejora en la eficiencia económica del proceso de perforación. La reducción se relaciona principalmente con el menor consumo de insumos, la optimización del número de taladros y el mejor aprovechamiento de los recursos operativos empleados en la ejecución de la malla.

Esta disminución constituye un resultado favorable para la gestión de costos en minería subterránea, ya que permite reducir el costo unitario por metro de avance sin afectar la continuidad del ciclo operativo. Asimismo, el menor costo de perforación contribuye a mejorar el desempeño económico del ciclo de minado, debido a que la perforación es una etapa inicial que influye directamente en la voladura, la fragmentación, la limpieza y el avance efectivo de la labor.

4.5.4.1. Tiempo de perforación

El tiempo total de perforación por malla refleja el rendimiento global del ciclo y permite evaluar la eficiencia del equipo en condiciones reales de operación. En registros anteriores, el tiempo promedio era de 2 horas con 45 minutos en galería estéril y 2 horas con 40 minutos en galería mineral, con tasas de penetración de 1.08 m/min y 1.11 m/min, correspondientes a una perforación de 48 taladros por malla.

En la evaluación actual, con una reducción a 37 taladros por malla, se obtuvo una disminución significativa del tiempo total, alcanzando 2 horas con 20 minutos en estéril y 2 horas con 15 minutos en mineral. En el diseño anterior.

Con la implementación del nuevo diseño de malla, el número de taladros perforados se redujo de 48 a 37 taladros por disparo, lo que permitió disminuir el tiempo total de perforación. En la condición inicial, el tiempo promedio fue de 2 h 45 min en estéril y 2 h 40 min en mineral; después de la optimización, estos tiempos disminuyeron a 2 h 20 min en estéril y 2 h 15 min en mineral. Esta reducción equivale a 25 minutos menos por malla en ambos casos.

La disminución del tiempo no se explica únicamente por una mayor velocidad de penetración, sino principalmente por la menor cantidad de taladros ejecutados. Al reducirse 11 taladros por malla, también disminuyen las maniobras de posicionamiento del equipo, alineamiento de la barra, emboquillado, limpieza del taladro y cambios menores durante la perforación. Por ello, aunque la tasa de penetración se mantiene en valores cercanos, el tiempo total del ciclo se reduce y se mejora la eficiencia operativa de la labor.

Tabla 28:

Resumen de tasa de penetración después

Tipo de labor	Taladros antes	Tiempo antes	Taladros después	Tiempo después	Reducción de tiempo	Reducción (%)
Estéril	48	2 h 45 min	38	2 h 20 min	25 min	15.15 %
Mineral	48	2 h 40 min	38	2 h 15 min	25 min	15.63 %

Fuente: Elaboración propia

Aunque la tasa de penetración se mantiene estable, la reducción del número de taladros permite minimizar los tiempos improductivos asociados a la reubicación del equipo, el control de

alineamiento y la limpieza del frente. En consecuencia, se obtiene una mejor eficiencia global del proceso de perforación, con menor tiempo total por malla y mayor continuidad operativa.

costos después de la optimización

El análisis de los costos después de la optimización refleja los beneficios directos de la reestructuración de la malla de perforación y la aplicación de parámetros operativos más eficientes. A diferencia del escenario inicial, en el cual el costo por metro perforado presentaba valores elevados debido al alto número de taladros, al menor diámetro de broca y a un consumo poco selectivo de explosivos y accesorios, el nuevo diseño permitió reducir significativamente el gasto unitario y total de perforación y voladura. Esta disminución se explica principalmente por la reducción en el número de taladros perforados de 48 a 38 unidades, la adopción de un diámetro de broca mayor (48 mm) que incrementa la velocidad de penetración y la durabilidad de los aceros, y una longitud de avance de 3.5 m, que reduce el metraje global sin comprometer el avance teórico.

En términos económicos, los cambios se tradujeron en una disminución del consumo de aceros de perforación, brocas, shanks y barras, asimismo, la optimización en la distribución de explosivos concentrando emulsiones en posiciones críticas y manteniendo ANFO en el resto de la columna generó un equilibrio entre potencia y costo, reduciendo el gasto total en explosivos y accesorios.

De esta manera, los costos después de la optimización no solo son más bajos en términos absolutos, sino que también presentan una mayor coherencia con los indicadores técnicos de avance, fragmentación y seguridad operacional. El costo por metro perforado desciende respecto al escenario inicial, reforzando la idea de que la perforación es la variable crítica que direcciona la eficiencia económica de todo el ciclo de minado. En síntesis, los resultados confirman que la

aplicación de un diseño de malla optimizado es una medida efectiva para controlar gastos operativos, mejorar la rentabilidad y aumentar la competitividad de la operación minera.

4.6. Costos totales después de la implementación

Después de la implementación de la malla optimizada, los costos asociados al ciclo de minado disminuyeron debido al ajuste de los parámetros técnicos de perforación y voladura. Esta etapa condiciona el rendimiento de la voladura y las actividades posteriores de carguío, limpieza y acarreo; por ello, la reducción del número de taladros y el mejor control de la carga explosiva tienen incidencia directa en el costo unitario por metro de avance.

En el diseño optimizado se mantiene la sección de labor de 4 m × 4 m, con una longitud promedio de taladro de 3.9 m y un avance real de 3.50 m por disparo. La malla considera 37 taladros perforados, de los cuales 33 son cargados y 4 corresponden a taladros de alivio o rimado. Esta configuración permite reducir el consumo de explosivos y accesorios sin afectar el avance operativo de la labor.

Como resultado, el consumo total de explosivos alcanza 154.02 kg por disparo, conformado por 138.06 kg de ANFO y 15.96 kg de emulsión. Con estos valores, el factor de avance es de 44.01 kg/m, el factor de potencia es de 0.98 kg/t y el factor de carga es de 2.75 kg/m³. Estos indicadores evidencian una mejora respecto al diseño inicial, ya que se mantiene un volumen de rotura similar con menor cantidad de explosivo y menor costo de voladura.

Tabla 29:**Costo de voladura después de la implementación**

VOLADURA				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$./und)	Costo (\$.)
Mano de Obra				78.37
Maestro cargador de explosivos	1.13	2.07	18.17	42.54
Ayudante cargador de explosivos	1.13	2.07	16.86	35.83
Explosivos y accesorios				72.14
EMULNOR 5000 1 1/4x8	51.05	0.29	0.38	26.54
EMULNOR 3000 1 1/4x12	9.01	1.04	0.38	14.24
ANFO	138.06	0.83	0.94	12.05
Cordón Detonante (1500)	25.04	3.22	0.38	19.11
Guía ensamblada 2.4m-Carmex	0.16	3.22	0.38	0.19
Mecha Rápida	0.07	0.25	0.35	0.01
Equipos				28.22
Jet-Anol (Getman)	664.13	0.03	0.38	28.22
Herramientas y EPP (subtotal)				9.6
EPP	2.26	0.87	2.39	4.71
Herramientas	1.74	0.87	2.68	4.02
Lámparas	2.26	0.87	0.44	0.87
COSTO TOTAL MALLA				188.33
Costo por metro (\$/m)			52.31	

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo con la Tabla 29, el costo total de voladura después de la optimización asciende a US\$ 188.33 por malla. Este costo está compuesto principalmente por mano de obra, explosivos y accesorios, equipos, herramientas y EPP. El componente de explosivos y accesorios representa US\$ 72.14, asociado al uso de EMULNOR 5000, EMULNOR 3000, ANFO, cordón detonante, guía ensamblada y mecha rápida.

Considerando un avance real de 3.50 m por disparo, el costo de voladura por metro de avance es de 53.81 US\$/m. Este indicador permite evaluar el costo específico de la etapa de voladura dentro del ciclo de minado y demuestra que la optimización de la malla contribuye a

reducir el consumo de explosivos y accesorios, manteniendo la eficiencia del disparo y mejorando el control económico de la operación.

Tabla 30:

Costo de extracción

EXTRACCION				
Ítem	Cantidad	Eficiencia	Costo unitario (\$/und)	Costo (\$)
Mano de Obra (subtotal)				201.11
Operador de Scooptram	1.5	2.74	19.03	77.86
Personal Equipos Pesados	1.5	2.74	30.12	123.25
Insumos (subtotal)				4.87
Mangas ventilación 36"	5.2	3.88	0.29	4.87
Equipos (subtotal)				226.33
Scooptram	3.68			118.15
Combustible	21.11	6.61	0.29	38.57
Ventilador 30,000 CFM	13.8			69.61
Herramientas y EPP (subtotal)				7.36
EPP	2.99	1.15	1.81	6.21
Lámparas	2.99	1.15	0.33	1.14
COSTO TOTAL MALLA				439.67
Costo por metro (\$./m)			122.12	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 31: Resumen de costos después

Concepto	Criterio de aplicación	Fórmula de cálculo	Costo por malla (US\$/malla)	Costo por metro de avance (US\$/m)
Costo directo de malla	Suma de perforación, voladura y extracción	1,088.96	1,088.96	302.49
Gastos generales operativos	10 % del costo directo	1088.96×0.10	108.9	30.25
Recargo indirecto / utilidad operacional	22 % del costo directo	1088.96×0.22	239.57	66.55
Costo total antes de la optimización	Costo directo + 10 % + 22 %	$1088.96 + 108.9 + 239.57$	1,437.43	399.29

Fuente: Elaboración propia

Después de la implementación de la malla optimizada, el análisis económico no debe entenderse solo como una comparación entre el costo inicial y el costo final, sino como una evaluación técnico-económica del efecto que tienen las variables operativas sobre el costo total del ciclo de avance. En la condición inicial, el costo total del ciclo fue de 420.19 US\$/m, mientras que después de la optimización se redujo a 399.29 US\$/m, generando un ahorro de 20.90 US\$/m, equivalente a una disminución aproximada de 4.97 %. Esta reducción evidencia que la mejora aplicada en la malla de perforación tuvo un impacto directo en la estructura de costos de la operación.

Desde la estructura de costos, la disminución se explica principalmente por la reducción del costo directo del ciclo, ya que la nueva malla requiere menor cantidad de perforaciones, menor consumo de explosivos y menor reposición de aceros. La malla inicial consideraba 48 taladros perforados, de los cuales 40 eran cargados; en cambio, la malla optimizada trabaja con 37 taladros perforados, de los cuales 32 son cargados y 5 corresponden a taladros de alivio o rimado. Esta

modificación reduce el tiempo de uso del jumbo, el consumo de brocas, barras, shanks y acoples, así como la cantidad de insumos de voladura requeridos por disparo.

El análisis de sensibilidad permite identificar que las variables con mayor incidencia económica son el número de taladros perforados, el consumo de aceros y el consumo de explosivos. La reducción de taladros fue de 22.92 %, al pasar de 48 a 37 taladros; el consumo de explosivo disminuyó de 165.22 kg a 154.02 kg, equivalente a una reducción de 6.78 %; y el consumo de aceros bajó de 386 a 253 componentes, lo que representa una disminución de 34.46 %. Estos resultados demuestran que el ahorro no proviene de un solo componente, sino de la combinación de menor perforación, menor consumo de explosivos y mejor aprovechamiento de los aceros.

En cuanto al impacto financiero acumulado, el ahorro unitario de 20.90 US\$/m adquiere mayor importancia cuando se proyecta a mayores longitudes de avance. Por ejemplo, en 100 m de avance, la optimización generaría un ahorro aproximado de US\$ 2,090.00; en 500 m, el ahorro alcanzaría US\$ 10,450.00; y en 1,000 m, el beneficio acumulado sería de US\$ 20,900.00. Esto demuestra que una reducción aparentemente moderada por metro puede representar un impacto económico importante cuando se aplica de manera continua en labores de desarrollo.

Respecto al punto de equilibrio, la propuesta presenta una ventaja operativa porque no requiere la compra de equipos nuevos ni una inversión inicial elevada. La optimización se basa en el rediseño técnico de la malla, el mejor control del consumo de explosivos y el seguimiento del desgaste de aceros. Por ello, el ahorro se genera desde los primeros metros ejecutados con la malla optimizada, siempre que el costo real se mantenga por debajo del costo inicial de 420.19 US\$/m. En este caso, al obtenerse un costo optimizado de 399.29 US\$/m, la propuesta demuestra viabilidad económica inmediata.

La relación costo-beneficio también resulta favorable, debido a que el escenario optimizado permite ejecutar el mismo metro de avance con menor costo operativo. En términos prácticos, por cada metro avanzado, la operación deja de gastar 20.90 US\$ respecto a la condición inicial. Este beneficio se relaciona directamente con la reducción de taladros, menor consumo de explosivos, menor desgaste de aceros y mejor distribución de burden y espaciamiento. Por tanto, la propuesta no solo reduce el costo unitario, sino que también mejora el control económico del ciclo de perforación y voladura.

En relación con indicadores como VAN, TIR y Payback, estos no se consideran como criterios principales en esta investigación porque la propuesta no corresponde a un proyecto de inversión con adquisición de maquinaria, infraestructura nueva o desembolso de capital significativo. La mejora planteada es de carácter técnico-operativo y se ejecuta con los recursos disponibles en la operación. Por ello, el análisis más adecuado corresponde al ahorro unitario por metro, impacto financiero acumulado, punto de equilibrio operativo y relación costo-beneficio. Si posteriormente la empresa asignara un costo específico de implementación, como capacitación, supervisión adicional o formatos de control, el periodo de recuperación podría calcularse a partir del ahorro mensual generado por la malla optimizada.

En síntesis, la evaluación técnico-económica demuestra que la optimización de la malla de perforación reduce el costo total del ciclo de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m, generando un ahorro de 20.90 US\$/m. Esta reducción se sustenta en la disminución de taladros perforados, menor consumo de explosivos y menor desgaste de aceros. Por tanto, la propuesta no solo mejora los indicadores técnicos de perforación y voladura, sino que también representa una alternativa económicamente conveniente para el control de costos en el Crucero 113 Nv 025.

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. *Análisis de la influencia del macizo rocoso, gestión de indicadores y costos de perforación y voladura*

El análisis de los resultados obtenidos en el Crucero 113 Nv 025 demuestra que la optimización de la perforación no puede evaluarse únicamente desde la reducción del número de taladros, sino como un proceso integrado donde intervienen el comportamiento del macizo rocoso, la gestión de indicadores operativos y el control económico de la perforación y voladura. En este sentido, la reestructuración de la malla permitió relacionar las condiciones técnicas del frente con el consumo de aceros, explosivos, tiempos de perforación y costos unitarios, estableciendo una base objetiva para determinar la eficiencia real del ciclo de avance.

Respecto a la influencia del macizo rocoso, se identificó que las condiciones de fracturamiento, abrasividad, dureza y estabilidad del frente inciden directamente en el rendimiento de la perforación. En zonas más competentes, la columna de perforación trabaja con mayor estabilidad, reduciendo la desviación de taladros y prolongando la vida útil de brocas, barras, shank adapter, acoples y rimadoras. En cambio, cuando el macizo presenta mayor fracturamiento o alteración, se incrementan las vibraciones, el desgaste de aceros, los atascamientos y las pérdidas de continuidad operativa. Por ello, el diseño de malla debe ajustarse a las condiciones geomecánicas del frente, ya que una distribución inadecuada del burden, espaciamiento o carga explosiva puede generar sobre rotura, mala fragmentación o mayor consumo de insumos.

En la situación inicial, la malla de perforación consideraba 48 taladros perforados, de los cuales 40 eran cargados, con una longitud promedio de 3.90 m por taladro. Esta configuración generaba un metraje perforado elevado y un consumo total de explosivo de 165.22 kg por disparo.

Con estos parámetros, se obtuvo un avance real de 3.51 m, un volumen roto de 56.16 m³ y un tonelaje removido de 157.25 t, con un factor de avance de 47.07 kg/m, factor de potencia de 1.05 kg/t y factor de carga de 2.94 kg/m³. Estos valores evidencian que el diseño inicial cumplía con el avance de la labor, pero presentaba oportunidades de mejora en el consumo específico de explosivos y en el uso de aceros de perforación.

La gestión de indicadores permitió identificar que la perforación debía evaluarse mediante variables técnicas y económicas, tales como número de taladros, metros perforados, avance real, consumo de explosivos, consumo de aceros, tasa de penetración y costo por metro de avance. Esta lectura integrada permitió pasar de una evaluación operativa basada solo en producción a una evaluación técnico-económica, donde cada parámetro de perforación se vincula con su impacto en la voladura y en el costo total del ciclo. En este contexto, los indicadores no solo sirven para describir el proceso, sino para detectar desviaciones, comparar escenarios y sustentar decisiones de mejora.

Con la malla optimizada, el diseño se redujo a 37 taladros perforados, de los cuales 32 corresponden a taladros cargados y 5 a taladros de alivio o rimado. Esta reducción permitió disminuir el consumo total de explosivo a 154.02 kg por disparo, conformado por 138.06 kg de ANFO y 15.96 kg de emulsión. Asimismo, el factor de avance bajó de 47.07 kg/m a 44.01 kg/m, el factor de potencia se redujo de 1.05 kg/t a 0.98 kg/t y el factor de carga disminuyó de 2.94 kg/m³ a 2.75 kg/m³. Estos resultados demuestran que el nuevo diseño aprovecha mejor la energía del explosivo, mantiene un volumen de rotura similar y reduce el consumo específico por metro de avance.

En cuanto al consumo de aceros, la gestión de indicadores permitió evidenciar una reducción en los componentes de la columna de perforación. El consumo inicial fue de 386

componentes, conformados por shanks, drifter rods, acoples, rimadora y brocas; después de la optimización, el consumo proyectado disminuyó a 253 componentes. Esta reducción refleja un mejor aprovechamiento de los accesorios de perforación, debido principalmente a la menor cantidad de taladros ejecutados, mejor alineamiento de la malla, menor exposición de la columna al desgaste y mayor control sobre las condiciones operativas del jumbo. Por tanto, la mejora no solo se refleja en el consumo de explosivos, sino también en la reducción del desgaste mecánico asociado al proceso de perforación.

Desde el punto de vista económico, la optimización tuvo incidencia directa en los costos de perforación y voladura. En perforación, el costo unitario disminuyó de 137.44 US\$/m a 127.92 US\$/m, lo que representa una reducción de 9.51 US\$/m, equivalente al 7.44 %. En voladura, el costo optimizado alcanzó 404.43 US\$/malla y 91.25 US\$/m de avance, considerando un avance real de 3.60 m. A nivel del ciclo completo, el costo total se redujo de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m, lo que evidencia que la mejora técnica de la malla tiene un efecto económico directo sobre el costo por metro de avance.

En síntesis, los resultados muestran que la optimización de los indicadores de perforación en el Crucero 113 Nv 025 se sustenta en tres componentes principales: el reconocimiento de la influencia del macizo rocoso, la gestión sistemática de indicadores operativos y la reducción de costos de perforación y voladura. La mejora no se limita a perforar menos taladros, sino a perforar con mayor criterio técnico, distribuir mejor la carga explosiva, controlar el consumo de aceros y reducir el costo unitario sin comprometer el avance de la labor. Por ello, la perforación se confirma como una variable crítica dentro del ciclo de minado, ya que condiciona la eficiencia de la voladura, la fragmentación, el uso de insumos y la rentabilidad operativa del frente de avance.

5.2. *Análisis técnico de reestructuración de diseño de malla de perforación*

Al realizar optimización de los diseños de mallas de perforación constituye fundamentalmente para mejorar la eficiencia operativa en labores mineras, ya que permite reducir costos y tiempos sin comprometer el avance por disparo ni la calidad de la voladura. En este contexto, el presente análisis evalúa la reestructuración de una malla de perforación que inicialmente contaba con 48 taladros perforados, la cual fue optimizada hasta un diseño de 38 taladros perforados, manteniendo constante el avance por disparo y el factor de potencia. El análisis se realizó considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, los parámetros de perforación y la distribución de la carga explosiva, con el objetivo de determinar optimización de costos de perforación.

Tabla 32: Análisis técnico

Parámetro	Diseño inicial	Diseño reestructurado
Número de taladros	48	37
Diámetro de taladro (mm)	45	51/45
longitud promedio de perforación	3.9	3.9
Burden promedio (m)	0.48	0.66
Espaciamiento promedio (m)	0.91	1.02
Avance por disparo (m)	3.51	3.5
Consumo total de explosivo (kg)	165.22	154.02
Factor de potencia (kg/m ³)	1.05	0.98
Tiempo de perforación	2.45 hrs	2.20 hrs

Fuente: Elaboración propia

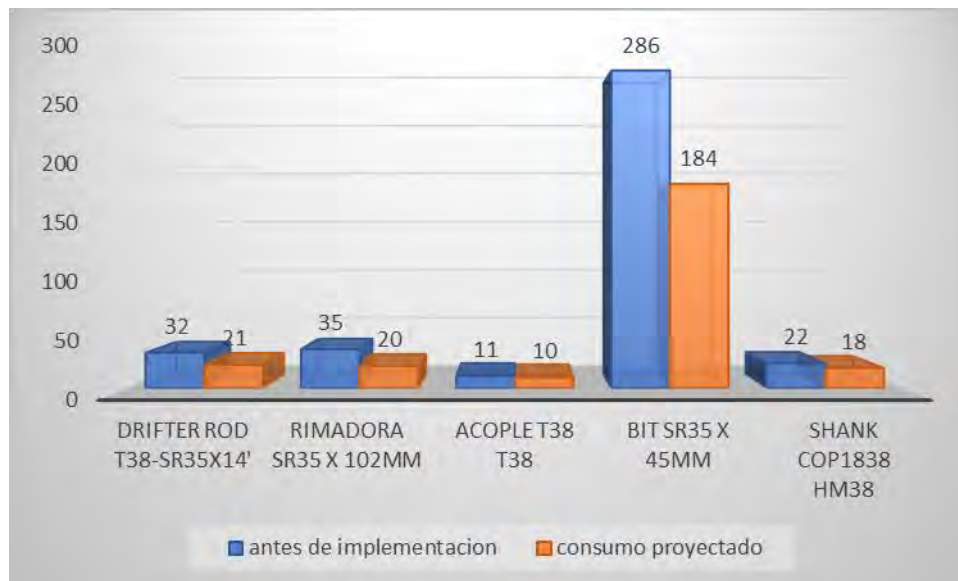
La disminución de taladros (20.83%) reduce tiempos improductivos (posicionamiento, alineamiento y control), y racionaliza consumos sin penalizar el rendimiento global del ciclo. La reducción simultánea de kg/m y kg/m³ refleja una redistribución más eficiente de energía en la rotura del macizo, coherente con una malla optimizada.

5.3. *Análisis de tiempos de perforación y consumo de aceros de perforación.*

Tras la optimización en el Crucero 113, el análisis de los registros de observación determinó una mejora sustancial en los indicadores de rendimiento. En cuanto al factor tiempo, el ciclo de perforación en material estéril se redujo de 2h 45min a 2h 20min mientras la perforación en mineral se redujo de 2h 40 minutos a 2h 15 minutos, logrando una optimización temporal del 15.2% en material estéril y en mineral 15.6 % y Esta ganancia de 35 minutos por ciclo permite incrementar la productividad por guardia y reducir los costos fijos por hora-máquina.

Paralelamente, se registró una disminución significativa en el consumo de aceros de perforación, cuyos resultados se resumen a continuación:

Figura 41: Consumo de acero proyectado



Fuente: elaboración propia

En términos de rendimiento de materiales, se observó una mejora sustancial en la columna de perforación: el consumo de shanks disminuyó un 18.18 %, seguido por las barras en 34.38 %, los coupling en 9.09 %, rimadora 42.86 % y brocas con 35.66%. Estas cifras confirman que la

estandarización de la técnica de perforación impactó directamente en la menor fatiga y desgaste de la columna de perforación.

5.4. Validación estadística de resultados

La validación estadística de los resultados se realizó mediante la comparación cuantitativa de los principales indicadores técnicos y económicos antes y después de la optimización de la malla de perforación. Para ello, se evaluaron indicadores relacionados con cantidad de taladros, consumo de explosivos, factores de voladura, consumo de aceros y costos unitarios. La finalidad de este análisis fue comprobar si la optimización generó una reducción medible y estadísticamente sustentada en los costos de perforación y voladura del Crucero 113 Nv 025.

Tabla 33: Comparación de indicadores antes y después de la optimización

Indicador	Antes	Después	Diferencia	Reducción (%)
Taladros perforados	48	37	11	22.92 %
Taladros cargados	40	33	7	17.50 %
Explosivo total	165.22 kg	154.02 kg	11.20 kg	6.78 %
Factor de avance	47.07 kg/m	44.01 kg/m	3.06 kg/m	6.50 %
Factor de potencia	1.05 kg/t	0.98 kg/t	0.07 kg/t	6.67 %
Factor de carga	2.94 kg/m ³	2.75 kg/m ³	0.19 kg/m ³	6.46 %
Consumo de aceros	216 comp.	177 comp.	39 comp.	18.06 %
Costo de perforación	130.96 US\$/m	121.34 US\$/m	9.62 US\$/m	7.35 %
Costo total del ciclo	420.19 US\$/m	399.29 US\$/m	20.90 US\$/m	4.97 %

Fuente: Elaboración propia.

La reducción porcentual se calculó mediante:

$$\text{Reducción (\%)} = \frac{\text{Valor inicial} - \text{Valor optimizado}}{\text{Valor inicial}} \times 100$$

Por ejemplo, para el consumo de explosivo:

$$\frac{165.22 - 154.02}{165.22} \times 100 = 6.78\%$$

Para el consumo de aceros:

$$\frac{216 - 177}{216} \times 100 = 18.06\%$$

Para el costo total del ciclo:

$$\frac{420.19 - 399.29}{420.19} \times 100 = 4.97\%$$

Los resultados muestran que todos los indicadores comparados presentan reducción después de la optimización. La mayor disminución se observa en los taladros perforados, con 22.92 %, seguida por el consumo de aceros, con 18.06 %, y los taladros cargados, con 17.50 %. Esto evidencia que la mejora no se limita al consumo de explosivos, sino que también alcanza al desgaste de aceros, distribución de carga y costo unitario del ciclo.

Prueba t de Student aplicada a los indicadores optimizados

Para verificar si la reducción de los indicadores fue estadísticamente significativa, se aplicó una prueba t de Student para una muestra sobre los porcentajes de reducción. Esta prueba permite comparar la reducción promedio obtenida frente a un valor de referencia igual a cero. En este caso, cero representa ausencia de mejora.

Los porcentajes evaluados fueron:

22.92, 17.50, 6.78, 6.50, 6.67, 6.46, 18.06, 7.35, 4.97

Número de indicadores:

n=9

Promedio de reducción:

$$\bar{x} = \frac{22.92 + 17.50 + 6.78 + 6.50 + 6.67 + 6.46 + 18.06 + 7.35 + 4.97}{9}$$

$$\bar{x} = \frac{97.21}{9}$$

$$\bar{x} = 10.80\%$$

La desviación estándar muestral de los porcentajes de reducción fue:

$$s = 6.72\%$$

El estadístico t se calculó mediante:

$$t = \frac{\bar{x} - \mu_0}{s/\sqrt{n}}$$

Donde:

$$\bar{x} = 10.80\%$$

$$\mu_0 = 0$$

$$s = 6.72\%$$

$$n = 9$$

Reemplazando:

$$t = \frac{10.80 - 0}{6.72/\sqrt{9}}$$

$$t = \frac{10.80}{6.72/3}$$

$$t = \frac{10.80}{2.24}$$

$$t = 4.82$$

Grados de libertad:

$$gl = n - 1 = 9 - 1 = 8$$

Para una prueba unilateral con $\alpha=0.05$ y $gl=8$, el valor crítico es:

$$t_{crítico} = 1.86$$

Como:

$$t_{calculado} = 4.82 > t_{crítico} = 1.86$$

se rechaza la hipótesis nula y se acepta que la optimización generó una reducción estadísticamente significativa en los indicadores técnicos y económicos evaluados.

Prueba t aplicada a la reducción de costos

Para validar específicamente la reducción económica, se compararon los costos antes y después de la optimización.

Tabla 34: Diferencias de costos antes y después de la optimización

Indicador de costo	Antes (US\$/m)	Después (US\$/m)	Diferencia (d_i)
Costo de perforación	130.96	121.34	9.62
Costo de voladura	58.75	53.81	4.94
Costo de extracción	122.12	122.12	0.00
Costo directo del ciclo	318.32	302.49	15.83
Costo total del ciclo	420.19	399.29	20.90

Fuente: Elaboración propia.

Las diferencias evaluadas fueron:

$$d = 9.62, 4.94, 0.00, 15.83, 20.90$$

La diferencia promedio se calculó así:

$$\bar{d} = \frac{9.62 + 4.94 + 0.00 + 15.83 + 20.90}{5}$$

$$\bar{d} = \frac{51.29}{5}$$

Para la prueba t se utiliza la desviación estándar muestral:

$$s_d = \sqrt{\frac{\sum (d_i - \bar{d})^2}{n - 1}}$$

Tabla 35: Cálculo de la desviación estándar muestral de las diferencias de costos

Diferencia (di)	(di-d)	((di-d)^2)
9.62	-0.638	0.41
4.94	-5.318	28.28
0.00	-10.258	105.23
15.83	5.572	31.05
20.90	10.642	113.25
Total	—	278.22

Entonces:

$$s_d = \sqrt{\frac{278.22}{5 - 1}}$$

$$s_d = \sqrt{\frac{278.22}{4}}$$

$$s_d = \sqrt{69.56}$$

El estadístico t se calculó mediante:

$$t = \frac{\bar{d}}{s_d / \sqrt{n}}$$

Reemplazando:

$$t = \frac{10.26}{8.34/\sqrt{5}}$$

$$t = \frac{10.26}{8.34/2.236}$$

$$t = \frac{10.26}{3.73}$$

$$t = 2.75$$

Grados de libertad:

$$gl = n - 1 = 5 - 1 = 4$$

Para una prueba unilateral con $\alpha=0.05$ y $gl=4$, el valor crítico es:

$$t_{crítico} = 2.13$$

Como:

$$t_{calculado} = 2.75 > t_{crítico} = 2.13$$

se rechaza la hipótesis nula y se concluye que la reducción de costos después de la optimización es estadísticamente significativa.

Interpretación estadística

La prueba aplicada a los indicadores técnicos y económicos obtuvo un valor de:

$$t=4.82$$

Este resultado demuestra que la reducción promedio de los indicadores fue estadísticamente significativa. Asimismo, la prueba aplicada exclusivamente a los costos obtuvo:

$$t=2.75$$

Este segundo resultado confirma que la reducción económica también es significativa. Por tanto, la optimización de la malla de perforación no solo generó mejoras descriptivas, sino que produjo una reducción cuantificable en los costos y en los principales indicadores operativos.

En términos técnicos, la reducción de taladros de 48 a 37, la disminución del consumo de explosivos de 165.22 kg a 154.02 kg, la reducción del consumo de aceros de 386 a 253 componentes y la disminución del costo total de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m evidencian que la propuesta optimizada mejora la eficiencia del ciclo de perforación y voladura. En consecuencia, se valida que la gestión de indicadores de perforación contribuye directamente a reducir el costo por metro de avance en el Crucero 113 Nv 025.

5.5. *Discusión*

5.5.1. comparativo con la tesis Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth de Sánchez Villarreal (2012) – Mina Bethzabeth (Ecuador)

Los resultados obtenidos guardan relación con la investigación de Sánchez Villarreal (2012), quien demostró que una malla de perforación ajustada a las características físico-mecánicas del macizo rocoso permite reducir el consumo de explosivos, controlar el número de barrenos y disminuir los costos operativos por disparo. En dicha investigación se reportó un ahorro de US\$ 85.12 por voladura, producto de la reducción de sustancia explosiva requerida y del ajuste técnico del diseño de perforación. En el caso del Crucero 113 Nv 025, la optimización también redujo el consumo de explosivos, pasando de 165.22 kg a 154.02 kg, lo que representa una disminución de 11.20 kg por disparo, equivalente al 6.78 %.

Desde el punto de vista económico, ambos estudios coinciden en que la reducción del explosivo y el rediseño de la malla tienen un impacto directo en el costo unitario. Sin embargo,

mientras Sánchez Villarreal expresa el beneficio como ahorro por voladura, la presente investigación lo cuantifica como ahorro por metro de avance, obteniéndose una reducción de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m. Esta diferencia metodológica se debe a que el presente estudio analiza el costo total del ciclo por metro, incluyendo perforación, voladura y extracción, lo que permite una lectura económica más integrada.

5.5.2. comparativo con la tesis Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente de Garrido (2007) – Mina el teniente (Chile)

La investigación de Garrido (2007), desarrollada en la Mina El teniente, reportó que la optimización de disparos en desarrollo horizontal permitió reducir el número de perforaciones en 10 % y disminuir los costos directos de perforación en 15 %. Este antecedente se relaciona directamente con el presente estudio, debido a que en el Crucero 113 Nv 025 también se redujo el número de taladros perforados, pasando de 48 a 37, lo que representa una reducción de 22.92 %. Esta disminución fue mayor a la reportada por Garrido en términos de cantidad de perforaciones.

No obstante, en términos de costo, la reducción obtenida en el Crucero 113 Nv 025 fue más moderada. El costo de perforación disminuyó de 137.42 US\$/m a 127.92 US\$/m, lo que representa una reducción de 9.52 US\$/m, equivalente a 6.91 %. Esta diferencia respecto al 15 % reportado por Garrido puede explicarse porque el costo de perforación no depende únicamente del número de taladros, sino también del costo de mano de obra, equipo, servicios auxiliares, aceros y condiciones operativas del frente. Aun así, ambos estudios coinciden en que la reducción del número de perforaciones contribuye directamente a disminuir el costo de perforación y mejorar el rendimiento del ciclo de avance.

5.5.3. comparativo con la tesis Fernández Gutiérrez (2024) – MARSA (Perú)

Fernández Gutiérrez (2024), en su estudio sobre KPIs operativos de perforación y voladura en MARSA, evidenció que el análisis detallado de indicadores permite reducir costos mediante el control de variables como longitud de barreno, consumo de insumos y productividad por ciclo. En dicho antecedente se compararon barrenos de 6 y 8 pies, obteniéndose costos de 394.53 US\$/ml y 352.22 US\$/ml, respectivamente, con una diferencia de 42.30 US\$/ml, equivalente a un ahorro de 10.72 %.

En comparación, la presente investigación logró una reducción del costo total del ciclo de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m, con un ahorro de 20.90 US\$/m, equivalente a 4.97 %. Aunque el porcentaje de reducción es menor al reportado por Fernández Gutiérrez, el enfoque es similar, ya que ambos estudios demuestran que la gestión de KPIs permite identificar oportunidades de mejora económica. La diferencia principal está en la variable técnica intervenida: Fernández Gutiérrez centra el análisis en la longitud de barreno, mientras que el presente estudio se enfoca en la reestructuración de la malla, reducción de taladros, consumo de explosivos y desgaste de aceros.

5.5.4 comparativo con la tesis Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L de Pacahuala Aguirre (2015) – Mincotrall S.R.L. / MARSA (Perú)

Pacahuala Aguirre (2015) analizó la reducción de costos operativos en desarrollos mediante la actualización de estándares de perforación y voladura, reportando una disminución del costo de 348.27 US\$/ml a 311.12 US\$/ml, lo que representa un ahorro aproximado de 37.15 US\$/ml y una reducción cercana al 10.72 %. Este antecedente demuestra que la estandarización de parámetros técnicos, el control de la malla y el consumo racional de insumos tienen un impacto directo en los costos operativos.

El presente estudio coincide con ese criterio, ya que la optimización de la malla permitió reducir el costo total del ciclo en 20.90 US\$/m. Además, se logró disminuir el consumo de aceros en 18.06 %, pasando de 216 a 177 componentes, lo cual representa un efecto económico importante porque reduce la reposición de brocas, barras, shanks y acoples. A diferencia de Pacahuala, donde el resultado se presenta como una mejora operativa global, esta investigación desagrega el impacto económico en indicadores específicos: reducción de taladros, reducción de explosivos, reducción de aceros y disminución del costo total por metro de avance.

5.5.5. Síntesis comparativa global

Al comparar los resultados con los antecedentes, se observa que la reducción de costos en el Crucero 113 Nv 025 se encuentra dentro de una tendencia técnica común: la optimización de mallas de perforación y voladura permite reducir el consumo de insumos y mejorar el costo unitario del avance. En Sánchez Villarreal, el ahorro se expresa por disparo; en Garrido, mediante reducción de costos directos de perforación; en Fernández y Pacahuala, mediante costos por metro lineal. En la presente investigación, el efecto económico se expresa como reducción del costo total del ciclo, pasando de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m.

Aunque el porcentaje de reducción total obtenido fue de 4.97 %, debe considerarse que este valor corresponde al ciclo completo, no únicamente a la perforación. Cuando se evalúa solo la perforación, el costo disminuye de 137.43 US\$/m a 127.92 US\$/m, equivalente a 6.91 %. Esto demuestra que la mejora económica es más notoria en la etapa directamente intervenida, mientras que el costo total del ciclo se reduce en menor proporción porque incluye componentes que no varían significativamente, como la extracción.

En ese sentido, la principal contribución económica de la investigación es demostrar que una reducción técnica de 22.92 % en taladros perforados y de 18.06 % en consumo de aceros puede

traducirse en una reducción efectiva del costo por metro de avance. Además, la disminución del explosivo de 165.22 kg a 154.02 kg permitió reducir el factor de avance de 47.07 kg/m a 44.01 kg/m, lo que evidencia un uso más eficiente de la energía explosiva. Por tanto, la optimización aplicada en el Crucero 113 Nv 025 no solo mejora los indicadores operativos, sino que genera un beneficio económico medible, comparable con antecedentes nacionales e internacionales y aplicable al control de costos en labores de desarrollo subterráneo.

CONCLUSIONES

1. se concluye que la optimización de los indicadores en costos de perforación en el Crucero 113 Nv 025 se logró mediante la reestructuración técnica de la malla, el control del consumo de explosivos y el seguimiento del desgaste de aceros de perforación. La malla inicial consideraba 48 taladros perforados y 40 cargados, mientras que la malla optimizada se ajustó a 37 taladros perforados, de los cuales 32 fueron cargados y 5 correspondieron a taladros de alivio o rimado. Esta mejora permitió reducir el consumo de explosivo de 165.22 kg a 154.02 kg, equivalente a una disminución de 6.78 %, y reducir el costo total del ciclo de 420.19 US\$/m a 399.29 US\$/m, logrando una disminución de 20.90 US\$/m, equivalente a 4.97 %.
2. se concluye que el macizo rocoso influye directamente en los indicadores de perforación, debido a que sus condiciones de fracturamiento, abrasividad, dureza y estabilidad afectan la velocidad de penetración, la desviación de taladros y el desgaste de la columna de perforación. En zonas de roca más competente se obtiene mayor estabilidad del taladro y menor desgaste de brocas, barras, shank adapters, acoples y rimadoras; mientras que en zonas alteradas o fracturadas se incrementan las vibraciones, los atascamientos y la necesidad de reposición de componentes. Por tanto, el comportamiento del macizo rocoso debe considerarse como un criterio técnico fundamental para ajustar burden, espaciamiento, longitud de carga y distribución de taladros.
3. se concluye que la situación inicial de la gestión de indicadores presentaba oportunidades de mejora, debido a que el control operativo se concentraba principalmente en el registro de taladros, metros perforados y consumos generales, sin integrar de manera suficiente el costo por metro de avance, consumo de aceros. La nueva malla de redujo el desgaste de la

columna de perforación. El consumo de shanks disminuyó de 22 a 18 unidades, las barras de 32 a 21 unidades, los acoples de 11 a 10 unidades, rimadora de 35 a 20 unidades y las brocas de 286 a 184 unidades. Esta reducción representa un menor consumo de componentes, menos cambios durante la operación y una disminución directa en los costos asociados a reposición y mantenimiento.

4. se concluye que el adecuado control de los indicadores de perforación tuvo un impacto favorable en los costos de perforación y voladura. El costo de perforación disminuyó de 137.43 US\$/m a 127.92 US\$/m, con una reducción de 9.51 US\$/m, equivalente a 6.91 %. Asimismo, el consumo de aceros bajó de 386 a 253 componentes, representando una reducción de 18.06 %. En voladura, el factor de avance disminuyó de 47.07 kg/m a 44.01 kg/m, el factor de potencia de 1.05 kg/t a 0.98 kg/t y el factor de carga de 2.94 kg/m³ a 2.75 kg/m³. Estos resultados demuestran que la gestión integrada de indicadores permite reducir costos sin comprometer el avance operativo de la labor.

RECOMENDACIONES

1. se recomienda implementar de manera formal la malla optimizada en el Crucero 113 Nv 025, manteniendo el criterio de 37 taladros perforados, 32 taladros cargados y 5 taladros de alivio o rimado, siempre que las condiciones geomecánicas sean similares a las evaluadas. Esta aplicación debe acompañarse de un control permanente del costo por metro de avance, consumo de explosivos, consumo de aceros, tiempo de perforación y eficiencia de voladura, a fin de verificar que el costo total se mantenga cercano al valor optimizado de 399.29 US\$/m y que no se generen desviaciones operativas durante la ejecución.
2. se recomienda realizar una evaluación geomecánica básica antes de ejecutar cada malla de perforación, considerando el grado de fracturamiento, abrasividad, humedad, presencia de fallas, alteración y estabilidad del frente. Esta información debe utilizarse para ajustar el burden, espaciamiento, tipo de carga y número de taladros de alivio, evitando aplicar un diseño único en condiciones de roca distintas. Asimismo, se recomienda registrar el rendimiento de brocas, barras, shank adapters, acoples y rimadoras según el tipo de macizo rocoso, para identificar con mayor precisión qué condiciones generan mayor desgaste y mayor costo operativo.
3. se recomienda fortalecer la gestión de indicadores mediante un formato diario de control por equipo, turno y operador, donde se registre el número de taladros perforados, taladros cargados, metros perforados, avance real, consumo de ANFO, emulsión, faneles, cordón detonante, aceros cambiados y tiempo efectivo de perforación. Este registro debe permitir calcular de forma directa indicadores como costo por metro de avance, consumo de explosivo por metro, consumo de aceros por malla y tasa de penetración. Con ello, la

operación dejará de depender solo de registros generales y pasará a contar con información trazable para la toma de decisiones.

4. se recomienda realizar evaluaciones mensuales de costo comparando la condición real ejecutada con la línea base inicial y con el escenario optimizado. Esta revisión debe incluir el costo de perforación, costo de voladura, costo de extracción, costo directo del ciclo y costo total por metro de avance. Asimismo, se recomienda aplicar pruebas estadísticas simples, como variación porcentual y prueba t de Student, cuando se tenga una cantidad suficiente de disparos registrados, para verificar si las reducciones obtenidas se mantienen en el tiempo. De esta manera, la optimización no quedará solo como una propuesta técnica, sino como un sistema continuo de control económico y operativo.

BIBLIOGRAFÍA

- Atlas Copco. (2006). Catálogo de equipos Atlas Copco.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications* (Vol.). John Wiley & Sons.
- Caride de Linan, C. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid, España: Instituto tecnológico Geominero de España.
- Deere, D., & Deere, D. (1988). The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. Obtenido de [https://web.mst.edu/~rogersda/umrcourses/ge341/The%20Rock%20Quality%20Designation%20\(RQD\)%20in%20Practice.pdf](https://web.mst.edu/~rogersda/umrcourses/ge341/The%20Rock%20Quality%20Designation%20(RQD)%20in%20Practice.pdf)
- Fernando Gutierrez, J. B. (2024). *Evaluación de los KPIs operativos de la perforación y voladura al usar barrenos de 6' y 8' con fines de mejora, en la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion , Cerro de Pasco.
- Garrido, A. A. (2007). *Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente*. Universidad de Chile, Santiago de Chile.
- Gomez Trujillo, A. L. (2023). *Gestión de Aceros de Perforación para reducción de costos operativos - Unidad Miner Yauliyacu*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Unidad de Postgrado de la Facultad de Ingenieria de Minas, Huancayo.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la Investigación* (Sexta ed.). Ciudad de Mexico, México: Mc Graw Hull Education.
- Hoek, E., & Marron, E. (2019). Criterio de falla de Hoek-Brown y GSI – edición 2018. *Revista de mecánica de rocas e ingeniería geotécnica*, 11(3), 445-463. Obtenido de <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1674775518303846>

- Lopez Gimeno, C. (2002). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid, España: Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Luna Cordova, H. J. (2011). Minería Subterránea y Superficial y beneficio de minerales en el Perú. En M. d. Minas, *IV Expo Minas* (pág. 51). Lima. Obtenido de <https://cdn.www.gob.pe/uploads/document/file/5217094/DESCARGAR%3A%20MINERIA%20SUBTERRANEA%20Y%20SUPERFICIAL%20EN%20EL%20PERU.pdf?v=1696274829>
- Merrit, A. (1972). Geologic Prediction for Underground Excavations. *Proc. Rapid Excav. Tunneling. Conf*, 115-132. Obtenido de <https://trid.trb.org/View/125918>
- Ñaupas Paitan, H. (2018). *Metodología de la investigación*. Ediciones de la U.
- Pacahuala Aguirre, M. C. (2015). *Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L*". Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas, Huancayo.
- Rios Jacobo, O. I. (2012). *Desarrollo, aplicación y gestión de las Key Performance Indicators (KPI) en área crítica del proceso logístico*. Tesis para obtener el título de licenciado en administración, Universidad Nacional Autónoma de México, Facultad de Estudios Superiores Cuautitlán, Estado de México.
- Sanchez Villarreal, Y. V. (2012). *Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampa en la Mina Bethzabeth*. Universidad Central del Ecuador, Quito.

ANEXOS

Descripción de unidad minera Morococha – minera Alpayana

Ubicación geográfica.

“desde el punto de vista político-administrativo, la unidad minera Morococha forma parte del distrito minero de Morococha, en la provincia de Yauli, departamento de Junín. Este distrito se ubica en el flanco oriental de la cordillera occidental de los andes centrales del Perú, a 142 kilómetros al este de Lima, a 8 kilómetros al este de la divisoria continental conocida como “Ticlio” y a 32 kilómetros de la ciudad metalúrgica de la oroya.

Sus coordenadas geográficas y utm son:

- coordenadas geográficas: 11°36'41" s 76°08'21" o.
- coordenadas utm wgs'84: 8 716 178 n; 375 801 e.

La altitud promedio del yacimiento minero es de 4,540 m.s.n.m.



Figura: Ubicación de Minera Alpayana

Accesibilidad

La zona de Morococha se comunica a través de la carretera central, que la atraviesa de oeste a este. En épocas pasadas también existía un ramal del ferrocarril central destinado al traslado de concentrados de mineral.

Tabla: Accesibilidad

RUTA	DISTANCIA (Km)	TIPO CARRETERA
Carretera Central: Lima - Tidllo - Morococha	142	Asfaltada
Ramal de Ferrocarril Central: Oroya - Morococha	32	Asfaltada

Fisiografía

El distrito minero de Morococha está ubicado en un terreno de fuerte relieve, con cotas que oscilan entre 4 400 m.s.n.m. En el sector occidental y 5 000 m.s.n.m. En el oriental. La máxima elevación de la zona corresponde al cerro yanashinga, que alcanza los 5 480 m.s.n.m. Y cuya vertiente oeste se encuentra cubierta por un glaciar.

Geomorfología

Los valles presentan un perfil en “u” y sus lechos están ocupados por lagunas dispuestas en diferentes niveles, como huacracocha y huascacocha. Las estrías glaciares y los depósitos morrénicos son prueba de la intensa glaciación que tuvo lugar en la zona.

Clima

La región presenta un clima frío con dos períodos bien definidos: una temporada invernal, de noviembre a abril, caracterizada por nevadas y granizo, y un periodo seco durante el resto del año. La mayor parte del terreno está cubierta por pastizales naturales, principalmente paja brava (paja ichu).

Historia de la mina

durante el periodo incaico (antes de 1500), el distrito de Morococha se explotó a pequeña escala. hacia 1760, mineros españoles comenzaron a extraer los minerales oxidados con plata. En la década de 1850, la familia pflücker abrió vetas de plata y levantó una planta de amalgamación en tuctu. en 1861, Antonio Raimondi estudió la zona y halló mineral de ley relativamente alta. a inicios del siglo xx (1906–1908), se establecieron las compañías backus & johnston del Perú y Morococha mining company en el área. en 1915, Morococha mining, Se reorganizó e integró al recién fundado cerro de pasco mining company, que en 1918 adquirió también los intereses de backus & johnston en el distrito. En 1924, la dirección peruana de minas y petróleo reportó que las minas de Morococha producían 1 500 tm/día de sulfuros con más de 6 % de cobre. cerro de pasco minino, Controló el distrito durante 55 años, hasta su nacionalización en 1974. tras la nacionalización, se creó la empresa estatal centromin Perú y Morococha pasó a ser una de sus unidades mineras. Desde la década de 1940, la familia gubbins explotó el área mediante mineras santa Rita s.a. y minera Yauli s.a., que a fines de los 90 se fusionaron en sociedad minera corona. Entré 1975 y 2003 centromin Perú operó la mina Morococha; en mayo de 2003 minera corona la adquirió en el proceso de privatización, pasando luego a empresa minera natividad s.a.en septiembre de 2003, panamerican silver Perú s.a. compró los derechos de sociedad minera corona y de la unidad minera Morococha a través de cía. Minera Argentum s.a. y empresa minera natividad s.a.en marzo de 2005, cía. Minera Argentum se fusionó con empresa minera natividad, quedando como titular la cía. Minera argentum s.a. (cma) de las unidades anticon, manuelita y Morococha. con esa fusión, asumió los pasivos ambientales de las zonas condenados y yacumina, heredados de minera corona (antes compañía minera santa rita y minera yauli). el contrato de adquisición firmado por panamerican silver establece que cma es responsable de todos los pasivos

ambientales en el área. actualmente, cma opera en morococha bajo un derecho de usufructo otorgado por centromin Perú sobre superficies y edificaciones, y aún no ha iniciado actividades de cierre progresivo.

Depósitos y reservas minerales

Las reservas minerales probadas y probables para la mina de morococha, a diciembre 31, 2019:

Tabla: Depósitos y reservas

Categoría de Reserva	Toneladas (TM)	Plata (gr/TM)	Contenido Plata (Moz)	% Zinc	% Plomo	% Cobre
Probadas	2'700,000	188	16.30	4.32	1.32	0.47
Probables	2'700,000	206	18.10	4.06	1.31	0.69
TOTAL	5'400,000	197	34.40	4.19	1.32	0.58

los recursos minerales para la mina de Morococha, a diciembre 31, 2019, se muestra en la tabla:

Categoría de Recurso	Toneladas (Mt)	Plata (gr/TM)	Contenido Plata (Moz)	% Zinc	% Plomo	% Cobre
Medido	800,000	150	3.90	3.57	1.31	0.41
Indicado	1'100,000	202	7.40	3.37	1.45	0.54
Inferido	8'000,000	209	53.90	5.11	1.45	0.43

Geología

Geología regional

La geología del distrito minero de morococha ha sido ampliamente estudiada por especialistas nacionales y extranjeros. En esta región se identifican diversos tipos de yacimientos —vetas, mantos, cuerpos masivos y disseminaciones— que abastecen de cobre, plata, plomo, zinc y pequeñas cantidades de tungsteno.

La unidad más antigua corresponde al grupo excelsior, de edad paleozoica, que forma el núcleo del domo de yauli. Sobre sus filitas reposa, en discordancia angular, el grupo mitu, representado por las rocas volcánicas catalina. A continuación, se desarrolla la secuencia sedimentaria con las calizas del grupo pucará, ubicadas en ambos flancos del anticlinal y portadoras de vetas, mantos y cuerpos mineralizados. Encima de estas calizas afloran las rocas del grupo goyllarisquizga —conglomerado basal rojo, areniscas, lutitas rojas y bancos de cuarcitas—, seguidas por las calizas cretácicas de las formaciones chúlec, pariatambo y jumasha.

La actividad ígnea de Morococha se inicia en el pérmico con andesitas y dacitas del complejo volcánico catalina. Durante el mesozoico prosiguieron los flujos volcánicos y la intrusión de diques, mientras que a fines del terciario se produjo el mayor pulso magmático, con la inyección de diorita anticon, monzonita cuarcífera y pórfido cuarcífero.

Estructuralmente, el domo de yauli domina la zona con una longitud aproximada de 35 km entre san cristóbal y Morococha, siendo el anticlinal Morococha su rasgo más significativo. Se reconocen dos fases de plegamiento: la primera, durante el pre-mesozoico, afectó intensamente las filitas del grupo excelsior; la segunda, iniciada al final del cretácico, deformó las calizas. Paralelamente, a fines del cretácico empezaron a formarse fracturas bajo esfuerzos compresivos e-o que originaron el anticlinal, seguidas por fallas de cizalla con rumbo nw-se.

La compleja sucesión stratigráfica y tectónica propició la generación de una variada tipología de depósitos metálicos. Tras los procesos de plegamiento y fracturación, la inyección de soluciones mineralizantes desde los stocks de san francisco y gertrudis dio lugar a vetas, cuerpos de contacto y mantos con concentraciones de cobre, plata, plomo, zinc y tungsteno., etc

Estratigrafía

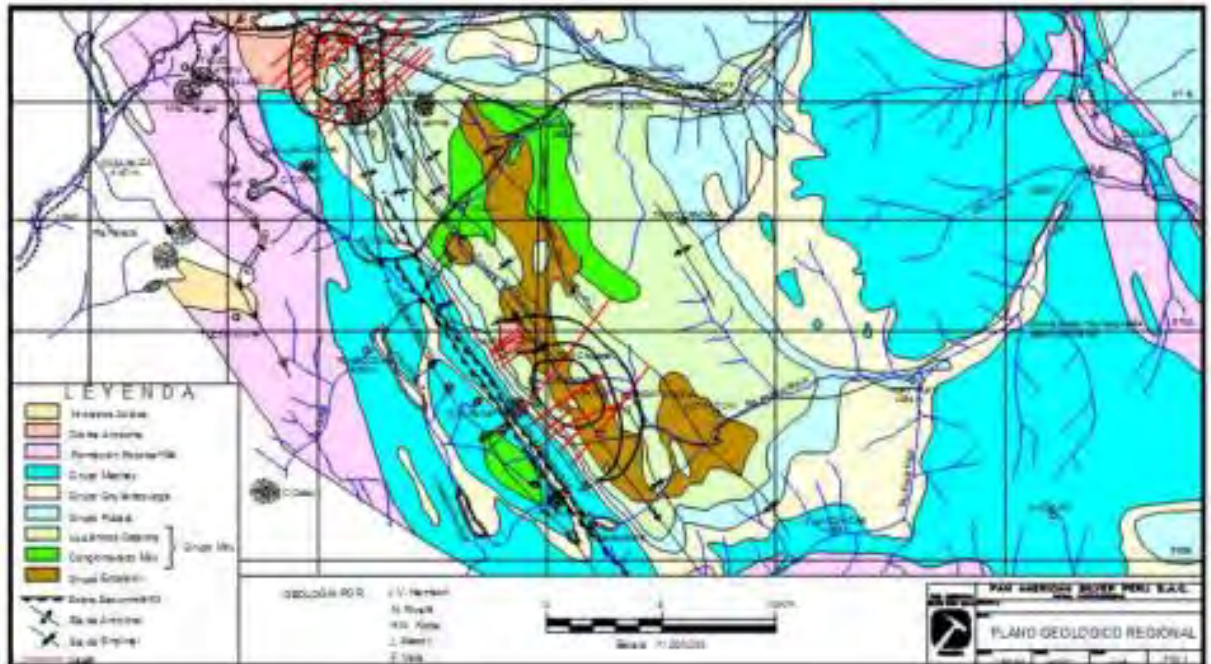
En la mina morococha, la secuencia litológica se extiende desde el paleozoico

Hasta el cretácico superior, y que están comprendidos dentro de las siguientes

Unidades litológicas:

Figura: Unidades Litológicas

ERA	SISTEMA	UNIDADES ESTRATIGRÁFICA	ROCAS INTRUSIVAS	SIMBOLOGÍA	
Cenozoico	Cuaternario	Dep. aluviales			
		Dep. Glaciares			
		Dep. fluvio-glaciares			
		Dep. coluviales			
	Terciario		Marganosa		
Mesozoico	Cretáceo	Fm Jumasha	Dionia		
		Fm Parlatambo			
		Fm Shules			
		Grupo Espinosa			
	Triásico-Jurásico	Grupo Pulcra			
Paleozoico	Pérmico-Triásico	Grupo Mitú			
	Devoniano	Grupo Exaltador			



Grupo excelsior (silúrgico – devónico)

“las rocas más antiguas en la región son las del grupo excelsior; afloran fuera del distrito de morococha, en yauli, carahuacra, san cristóbal y andaychagua donde forman el núcleo del domo de yauli; sin embargo, en el nivel 1700 de la mina morococha (518 m debajo de superficie), a lo largo del túnel kingsmill, se han encontrado este tipo de roca. La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo j. V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1800 m, para una secuencia equivalente en los alrededores de tarma. Este grupo está constituido por lutitas y filitas negras a verde olivo con algunos horizontes de calizas y derrames lávicos, afloran fuertemente plegadas, foliadas y cortadas por lentes irregulares de cuarzo lechoso, lo cual se interpreta como el resultado de un metamorfismo regional.

Grupo mitu(pérmico)

En el distrito minero de morococha, el grupo mitu está representado por los volcánicos catalina (formación yauli), que constituyen su fase eruptiva. Estos afloramientos conforman el núcleo del anticlinal morococha desde la superficie hasta el nivel 1700 (túnel kingsmill). Se observan en la parte sur del distrito (área de cajoncillo) a lo largo del eje del anticlinal, con mayor extensión en yauli y san cristóbal. Estratigráficamente descansan en discordancia angular sobre las filitas excélsior. En su sección inferior se presentan coladas lávicas de dacita y andesita, de tonos gris verdoso que al intemperismo adquieren un color chocolate; en la parte superior, afloran brechas volcánicas, aglomerados y tufos. Asimismo, atraviesan el conjunto vetas muy definidas y persistentes con rumbo $n50^{\circ}-70^{\circ}e$, ricas en minerales de cobre, plata, plomo y zinc.

Grupo pucará (triásico – jurásico)

Las calizas pucará están extensamente expuestas al centro y norte de la zona y en ambos flancos del anticlinal, formada por calizas de color gris claro a blanco, y sobre yacen discordantemente al grupo mitu. Contienen vetas, mantos y cuerpos mineralizados. El grupo pucará ha sido subdividido en tres formaciones:

1) formación chambara, constituida por intercalaciones de calizas, tufos, lutitas bituminosas y cherts; alcanza una potencia máxima de 1,500 m.

2) formación aramachay, formada por inter estratificación de areniscas lutitas, tufos, cherts y rocas fosfáticas cuya máxima potencia es de 600 m.

3) formación condorsinga, ubicada en el tope del grupo, constituida por intercalaciones de calizas, lutitas y areniscas; con potencia de 2,900 m.

Grupo goyllarisquizga (cretáceo inferior)

Se inicia con una sucesión de conglomerados rojos basales, aparentemente en concordancia sobre la caliza pucará. A continuación, se disponen areniscas y lutitas rojizas, alternadas con bancos de cuarcita de 6 a 15 m de espesor e intercalaciones de caliza gris asociadas a coladas lávicas o diques de diabasa y basalto. Este paquete aflorante se extiende al norte, noreste y suroeste de Morococha. Los niveles de basalto presentan textura amigdaloida, mientras que los de diabasa son porfiríticos. En el área norte del distrito se han identificado hasta 12 horizontes con espesores que varían de 3 a 61 m; en el suroeste, en cambio, solo se conocen tres horizontes, con espesores de 5 a 15 m.

Grupo machay

Representado por una inter-estratificación de calizas, expuestas en las afueras del distrito, al suroeste y oeste, en las áreas de buenaventura, galera y ticlio. El grupo machay, que yace en concordancia sobre el grupo goyllarisquizga, consiste de una caliza gris azulada, masiva con restos de fósiles, en la parte inferior. Luego una caliza gris clara que contiene horizontes de caliza carbonosa, lutácea, margosa y caliza fosfatada.

Rocas intrusivas

La actividad ígnea en Morococha inició durante el pérmico. Las andesitas y dacitas de los volcánicos catalina son las rocas ígneas más antiguas. Los flujos volcánicos y diques, inter-estratificados con rocas sedimentarias del jurásico y cretáceo, indican que durante el mesozoico continuó la actividad ígnea. La mayor actividad ocurrió a fines del terciario con las intrusiones de la diorita anticon, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

Geología local

Durante la etapa de mineralización, soluciones residuales con potencial mineralizante — probablemente procedentes de los stocks san francisco y gertrudis— penetraron en el distrito de Morococha, dando origen a vetas, mantos, cuerpos y disseminaciones. Este proceso generó distintos ensamblajes mineralógicos según la zona:

En la parte central del distrito, alrededor y dentro de los stocks san francisco y gertrudis, así como en sus contactos con las calizas alteradas, predomina la mineralización de cobre. En el interior de los stocks se presentan vetas y disseminaciones, mientras que en los bordes con la caliza se forman cuerpos de geometría irregular. Los principales minerales de cobre en esta área son enargita, calcopirita y tetraedrita, y la ganga está dominada por pirita y magnetita.

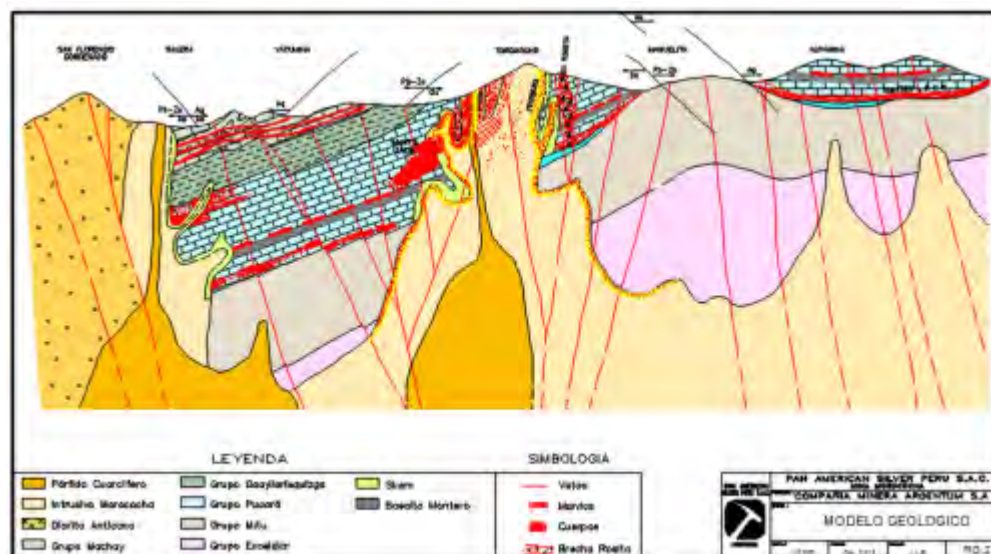
Rodeando este núcleo cuprífero aparece una franja intermedia de mineralización zn–pb, cuyos minerales más abundantes son esfalerita y galena, con presencia ocasional de calcopirita. La ganga típica incluye pirita, cuarzo, rodocrosita y calcita. Esta zona abarca los volcánicos catalina al este, la diorita anticona al oeste, las calizas marmolizadas al norte y el stock potosí al noreste. Aquí la mineralización se concentra sobre todo en vetas, aunque también se identifican algunos mantos y cuerpos de esfalerita en las calizas.

En los márgenes exteriores del distrito se desarrolla la mineralización de plomo–plata. Los sulfuros principales son galenos y freibergita argentífera, con contenidos de plata que pueden alcanzar hasta 240 g/t, y también aparece esfalerita. La ganga está compuesta por rodocrosita, calcita, baritina y cuarzo. Geográficamente, esta zona externa incluye partes de los volcánicos catalina y la caliza pucará al este y sureste, así como la caliza pucará al norte y la diorita anticona al oeste.

Además del zonamiento horizontal, existe un marcado gradiente vertical tanto en vetas como en cuerpos. Por ejemplo, en un cuerpo tipo se observa pirita en profundidad, seguida de minerales de cobre y, hacia niveles más elevados, de minerales de zinc-plomo. De igual modo, del centro de un cuerpo hacia sus bordes se nota el mismo cambio mineralógico. La esfalerita de primera generación presenta tonalidades que van del pardo oscuro al negro (marmatítica), mientras que la segunda generación exhibe colores que varían del pardo claro al rojizo, reflejo de la disminución progresiva de hierro desde el núcleo hacia las márgenes.

Se ha documentado lixiviación hidrotermal (hipogénica) en varias vetas de morococha (lacy y hosmer, 1956), afectando principalmente a las vetas de zinc-plomo. Los sulfuros de la última generación —galena, esfalerita, tetraedrita— y los carbonatos asociados, con altos valores de plata, se hallan alejados de las zonas de intensa lixiviación, lo que sugiere una redeposición de los minerales previamente lixiviados (petersen, 1965). En conjunto, la disposición y características de las mineralizaciones en morococha responden a controles estructurales, litológicos, mineralógicos y fisicoquímicos.

Figura: Geología Local



Geología estructural

Plegamiento

El domo de Yauli, que tiene una forma alargada y mide alrededor de 33 km de largo por 22 km de ancho, es la estructura regional predominante. Está compuesto por tres anticlinales: el de Pomococha en el occidente, el de San Cristóbal-Morococha en la zona central, y el de Ultimatum-Yauli al oriente. Sus ejes son aproximadamente paralelos entre sí y tienen una dirección promedio de $n35^{\circ}w$, que se alinea con la orientación de los Andes centrales peruanos. Es asimétrico; su flanco oriental tiene una inclinación de entre 30° y 40° , mientras que la del occidental está entre el 60° y el 80° . Esta estructura impacta a las rocas que abarcan desde el devónico hasta el terciario inferior, lo que permite inferir que se desarrolló al final de esta última. El anticlinal San Cristóbal, que compone la sección norte del domo de Yauli, es la estructura más prominente en Morococha. Este anticlinal es asimétrico, con los volcanes Catalina constituyendo el núcleo. El eje anticlinal, en el sector sur del distrito, presenta un rumbo de $n20^{\circ}w$ y uno de $n40^{\circ}w$ en la zona norte. Tiene una inclinación que oscila entre 10 y 15 grados, lo que le confiere una forma similar a un domo. En la región, se identifican dos épocas de plegamiento. El primer periodo tiene lugar en el pre-mesozoico, que fue cuando las filitas excelsior sufrieron una intensa plegadura. El segundo periodo corresponde al plegamiento de las rocas sedimentarias mesozoicas, que comenzó a fines del cretáceo y continuo durante el principio y mediados del terciario.

Fracturamiento

En el distrito de Morococha, a finales del Cretácico (plegamiento peruano), es muy probable que fuerzas de compresión orientadas en dirección este-oeste empezaran a crear el anticlinal Morococha. Las fuerzas de compresión se intensificaron durante el plegamiento "incaico". Las rocas, debido a la ruptura, se rompieron y dieron lugar a dos fallas inversas

significativas que eran paralelas al rumbo general de la estratificación. Las fallas toldo-potosí y gertrudis son las que se encuentran, respectivamente, en el flanco este y en el flanco oeste. Las dos fallas inversas tienen un buzamiento que oscila entre 45° y 70°, con una dirección de inclinación contraria. Una intensa actividad intrusiva tuvo lugar al final del plegamiento "incaico", lo que permitió que la diorita anticona se ubicara hacia el oeste del distrito. El anticlinal Morococha siguió siendo impactado por fuerzas de compresión a lo largo del plegamiento "quechua", además de la intrusión de monzonita cuarcífera, que a pesar de estar esparcida en stocks en la superficie, tiende a conformar una sola unidad al profundizarse. El levantamiento y arqueamiento del anticlinal fueron causados por la conjunción de las fuerzas de compresión y la penetración del Morococha intrusivo. Este arqueamiento generó fracturas de tensión que eran perpendiculares al eje del anticlinal. En el sector sur del distrito, estas fracturas siguen una dirección de n70° e, como las vetas Milagro 1 y Minero Manuelita, entre otras; en cambio, en la parte norte del distrito las fracturas tienen una dirección general de n50° e, tal como la veta San Antonio.

Geología económica

Tipos de estructuras mineralizadas

La geología de Morococha es compleja y contiene varios tipos de rocas con diferentes composiciones, lo que ha permitido la creación de una amplia gama de depósitos minerales.

Algunos ejemplos son:

Cuerpo mineralizado en áreas de contacto. - Se ubican en torno a los stocks Gertrudis y San Francisco, en contacto con la caliza Pucará, que experimenta una fuerte alteración hacia silicatos hidratados. Estos cuerpos, que no son regulares, han sido creados por sustitución de la caliza hidratada.

Veta: las vetas que tienen una mejor mineralización se formaron a lo largo de las fracturas de tensión. Las fallas de cizalla no se mineralizaron o se mineralizaron poco porque contienen mucho panizo. No obstante, muestran núcleos mineralizados que dan lugar a pequeños clavos de manera errática, como en el caso de la falla huachuamachay. Las fracturas de tensión tienen un desarrollo más avanzado en los volcanes Catalina, donde han dado lugar a vetas duraderas en profundidad y longitud, que suelen tener una mineralización constante. El cuerpo "rosita", que es el objeto de estudio de esta investigación, se clasifica como una estructura mineralizada.

Zonas y estructuras mineralizadas en actual explotación

A) Zona "codiciada": compuesta por los filones de Ramal Alianza, Isabel, Milet, Rubí, María Luisa, Elizabeth y el cuerpo "Rosita".

B) Zona "Manuelita": compuesta por las vetas: Paola, 10, 11, 6, Carolina, Muchcapata, Daniela y Sarita.

C) zona "alapampa": compuesta por los filones: Lorena, Morro Solar, Kris y el Manto Esperanza.

Mineralogía

A) Hipogénicos:

- como menas, incluye: galena, esfalerita, tenantina tetraedrita, colita, molibdenita, calcopirita y otras.
- En cuanto a las gangas, se incluyen: yeso, fluorita, caliza, pirita, calcita, cuarzo, rodocrosita, rodonita y anhidrita.

Operaciones mina

Zonas de minado y métodos de explotación aplicados

Los métodos de explotación que se utilizan en las áreas mineras de la mina Morococha que están actualmente en producción son: "Alapampa", "Codiciada" y "Manuelita".

- 1) Taladros de gran longitud por subniveles.
- 2) Relleno ascendente y corte" (empleando perforación del tipo breasting).

Producción minera

La mina Morococha genera mensualmente 2,140 toneladas de mineral de zinc (zn), cobre (cu), plomo (pb) y plata (ag); lo que equivale a una producción anual de 770,000 toneladas.

Producción por zonas de minado

Lo siguiente es la producción diaria y anual por cada área de extracción minera, así como su incidencia en el total de producción de la mina:

- 1) Área "codiciada" = 1,140 t/día (410,000 t/año), que representa el 53% del total.
- 2) Área "Manuelita": 700 t/día (252,000 t/año), que representa el 33% del total.
- 3) Área "Alapampa" = 300 t al día (108,000 t anuales), que es el 14% del total.

Producción por método de explotación y zona de minado

Las actividades de explotación, desarrollo y preparación son las fuentes de la producción total de la mina Morococha. La siguiente es una síntesis de este criterio:

- 1) Taladros largos por subniveles: 1,065 toneladas al día (383,050 toneladas al año), lo que equivale a la mitad de la producción total.
- 2) Corte y relleno ascendente con perforación breasting: 720 toneladas al día (259,000 toneladas al año), lo que equivale al 34% de la producción total.

3) Tareas de desarrollo y preparación: 355 toneladas diarios (127,950 toneladas anuales), que equivale al 16% del total de la producción. Las galerías, las chimeneas, los subniveles y las cámaras están comprendidos en estos trabajos.

Método de explotación

por sub niveles (sub level stoping).

Este procedimiento produce cámaras de extracción al extraer verticalmente partes del mineral desde diferentes subniveles de perforación. El material fragmentado cae por gravedad a una galería diseñada específicamente para su recolección y es posteriormente trasladado. Se utiliza principalmente en vetas o cuerpos estrechos y necesita un macizo rocoso que tenga propiedades geomecánicas adecuadas, es decir, techos y paredes estables y firmes. Si las vetas tienen cajas inestables, se conservan en el lugar pilares de mineral que sirven de soporte para impedir derrumbes o desprendimientos y limitar la dilución del mineral a un 20% como máximo. El método de perforación larga por subniveles tiene como resultado: una mayor productividad (ya que es un método masivo), una exposición más baja del personal (por el uso de equipos a distancia) y un costo operativo reducido. Las labores de preparación requeridas para minar por este método son: subniveles, embudos o zanjás receptoras, galerías de extracción, y chimeneas vcr. Esta preparación de labores requiere una fuerte inversión, es considerado uno de los métodos de más bajo costo operativo, mayor garantía y seguridad.

Ciclo de minado

La operación minera se desarrolla en varias etapas, entre las cuales se encuentran la perforación y voladura, el carguío y acarreo, la trituración, la molienda y los procesos metalúrgicos.

Perforación

Se lleva a cabo con equipos electrohidráulicos de un solo brazo. Entre ellos, se encuentran el jumbo de la marca Sandvik modelo DD310 y el jumbo de la marca Atlas Copco modelo S1D.

Voladura

Se venía realizando de manera convencional, se aplicó en los taladros de contorno (corona y hastiales).

Ventilación

La renovación del aire en minería, ya sea de manera natural o forzada, es el procedimiento de ventilación. Su propósito es proporcionar a los equipos y al personal condiciones termoambientales apropiadas para un desempeño eficaz y eliminar gases, vapores y polvo suspendido que pudieran dañar la salud de los trabajadores. Por lo tanto, se deben conservar tres condiciones: a) garantizar el suministro de aire puro; b) diluir y remover los contaminantes del ambiente (gases y polvos) hasta niveles que sean tolerables e inofensivos; c) mantener las condiciones termoambientales a un nivel cómodo. Se emplea el sistema de ventilación forzada para dispersar los gases y polvos que surgen de las voladuras y excavaciones en los subniveles del cuerpo "Rosita". con ventilador eléctrico de 32,000 cfm tipo extractor, y mangas de ventilación de 30" de diámetro y 15 m de longitud, asegurados a una línea mensajera ubicada en eje de la labor.

Limpieza y acarreo

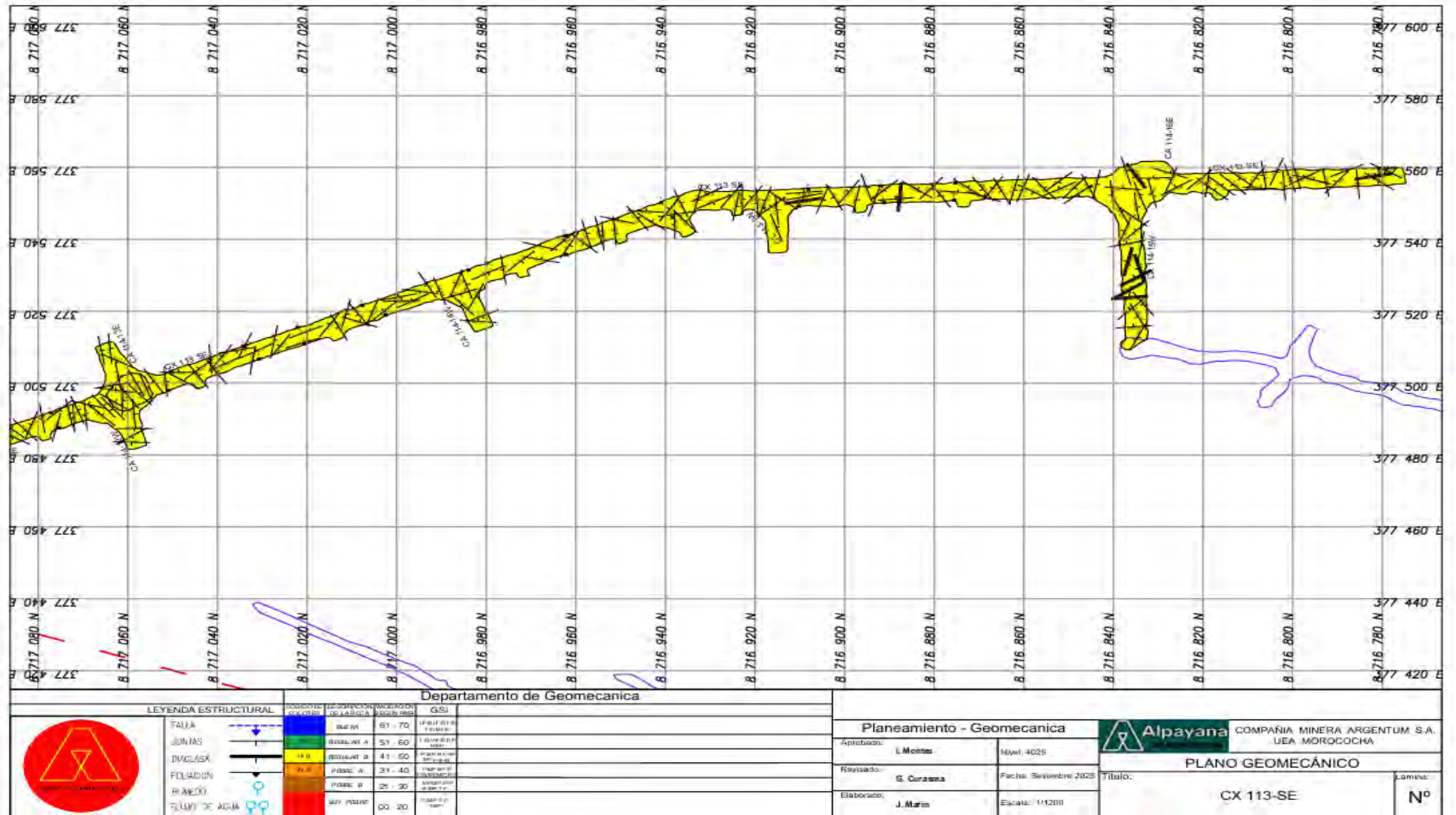
Se lleva a cabo con una máquina scooptram con capacidad de cucharón de 4.20 yardas cúbicas. La limpieza abarca un máximo de 200 metros: el mineral es cargado y llevado al ore pass para ser transferido, después a la fase de carga y transporte, y finalmente es evacuado por camiones hacia la planta procesadora.

Sostenimiento

Según el índice de clasificación del macizo rocoso del cuerpo "rosita", el departamento de geomecánica de mina morococha propuso un sostenimiento con shotcrete de 5 cm (2") y pernos swellex de 7 pies distribuidos regularmente cada $1,0 \times 1,0$ m. No obstante, en la caja techo del mismo cuerpo, donde la calidad del macizo es inferior, se recomienda incrementar el shotcrete a 10 cm (4") y mantener los pernos swellex de 7 pies con el mismo patrón de $1,0 \times 1,0$ m.

ANEXO 2

Mapeo geomecánica del cruceo 113



ANEXO 3

Plano del Crucero 113 Nv 025

