

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Mejora de perforación y voladura para reducir costos de
carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero
Horizonte S.A.- 2024**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Yonatan GUZMAN FERNANDEZ

ASESOR:

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

A mi madre, Jenny Fernández Sosa, quien, con su amor, paciencia y todo su apoyo incondicional es el motivo y razón para avanzar un paso más en mis objetivos.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer al Ing. Wilder García Pariona, Superintendente de mina U. M Parcoy, operada por el Consorcio Minero Horizonte S.A. (2024), por darme la oportunidad de mostrar mis habilidades y crecer profesionalmente. Al Ing. Edwin Rojas Zamora (residente) de la contrata Corimayo Servicios Mineros S.A.C, por enseñarnos a enfrentar los desafíos, valorar la seguridad y realizar los trabajos en equipo como pilar fundamental.

RESUMEN

En la minería subterránea, la perforación y la voladura constituyen etapas decisivas para el desempeño del ciclo productivo. En la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, operada por Consorcio Minero Horizonte S.A., se evidenció una problemática recurrente: sobrerotura superior a lo proyectado, perfiles irregulares y tiempos de carguío que incrementaban los costos unitarios. Estas deficiencias afectaban la fragmentación del macizo y, en consecuencia, la eficiencia del acarreo y la vida útil de los equipos.

El objetivo principal de la investigación fue mejorar los parámetros de perforación y voladura con la finalidad de reducir los costos de carguío de mineral.

Como objetivos específicos se planteó evaluar la influencia de la sobrerotura en el volumen de material movilizado y en la duración de los ciclos de carga, así como analizar el impacto del diseño de malla en la estabilidad del frente y en la necesidad de sostenimiento adicional.

La metodología se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, de nivel explicativo y diseño no experimental. Se trabajó con una muestra de 60 disparos en condiciones reales de operación, recolectando datos de tiempos por ciclo, toneladas cargadas, costos unitarios y porcentaje de sobrerotura. Los registros fueron procesados con estadística descriptiva y correlacional, aplicando la prueba de Spearman.

Se tuvo como resultado que en el tiempo promedio del ciclo en el carguío tuvo una reducción del 12 %, este resultado tuvo un efecto en el costo unitario reduciendo en un 9 % por tonelada. La sobrerotura tuvo un control de menos del 6 %, por lo que el carguío de mineral estuvo estable.

Al realizar la correlación mediante el coeficiente de Spearman el resultado fue de $\rho = 0,849$; considerando que $p < 0,001$, se pudo demostrar una correlación directa entre el control de perforación y voladura y los costos de carguío.

La conclusión de la investigación es de que se logró mejorar la perforación y voladura el cual tuvo efecto directo en los costos de la operación además de mejorar la seguridad y la eficiencia de la operación.

Palabra Clave: Acarreo de mineral, sobreexcavación, perforación, voladura.

ABSTRACT

In underground mining, drilling and blasting are critical stages for the performance of the production cycle. In shaft 2060 of the Parcoy Mining Unit, operated by Consorcio Minero Horizonte S.A., a recurring problem was evident: overburden exceeding projected values, irregular profiles, and loading times that increased unit costs. These deficiencies affected the fragmentation of the rock mass and, consequently, hauling efficiency and equipment lifespan.

The main objective of the research was to improve drilling and blasting parameters in order to reduce ore loading costs.

The specific objectives were to evaluate the influence of overburden on the volume of material moved and the duration of loading cycles, as well as to analyze the impact of the mesh design on face stability and the need for additional support.

The methodology was developed using a quantitative approach, with an explanatory level and a non-experimental design. A sample of 60 shots was used under real-world operating conditions, collecting data on cycle times, tons loaded, unit costs, and percentage of overburden. The records were processed with descriptive and correlational statistics, applying the Spearman test.

The average loading cycle time was reduced by 12%; this result had an impact on the unit cost, reducing it by 9% per ton. Overburden was controlled to less than 6%, so ore loading was stable. A correlation using the Spearman coefficient showed $\rho = 0.849$; considering that $p < 0.001$, a direct correlation was demonstrated between drilling and blasting control and loading costs. The conclusion of the research is that improved drilling and blasting performance had a direct impact on operating costs, in addition to improving safety and efficiency.

Keyword: Ore hauling, over-excavation, drilling, blasting.

ÍNDICE

Página de aprobación	I
DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	III
RESUMEN.....	IV
ABSTRACT.....	VI
ÍNDICE	VII
INDICE DE TABLAS	XI
INDICE DE FIGURAS	XIII
ANEXOS.....	XV
CAPITULO I.....	1
INTRODUCCION.....	1
1.1 REALIDAD PROBLEMÁTICA.....	3
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	6
1.2.1. Problema general.....	6
1.2.2. Problemas específicos	6
1.3 OBJETIVOS.....	6
1.3.1. Objetivo general.....	7
1.3.2. Objetivos específicos	7
1.4 HIPÓTESIS.....	7
1.4.1. Hipótesis general.....	7
1.4.2. Hipótesis específica.....	7
1.5 VARIABLES E INDICADORES	8
1.5.1. Variable independiente.....	8
1.5.2. Variable dependiente	8
1.5.3. Operacionalización de las variables	8

1.6	JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA	9
1.6.1.	Justificación.....	9
1.6.2.	Importancia	10
CAPITULO II	14
MARCO TEORICO	14
2.1.	GENERALIDADES.....	14
2.1.1.	Antecedentes de la empresa.....	14
2.1.2.	Ubicación y accesos.....	14
2.1.3.	Clima y vegetación	15
2.1.4.	Geomorfología	16
2.1.5.	Geología	16
2.1.6.	Geología regional.....	16
2.1.7.	Geología local	17
2.1.8.	Geología estructural.....	18
2.1.9.	Geología económica	19
2.1.10.	Mineralogía	19
2.2.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	20
2.2.1.	Antecedentes Internacionales.....	20
2.2.2.	Antecedentes Nacionales	23
2.3.	MARCO CONCEPTUAL.....	28
2.3.1.	Malla de perforación.....	28
2.3.2.	Perforación técnica y operativa	28
2.3.3.	Voladura y fragmentación.....	29
2.3.4.	Sobrerotura y su impacto	29
2.3.5.	Fragmentación y carguío.....	29
2.3.6.	Costos de carguío	30
2.3.7.	Relación técnica entre voladura y costos de carguío.....	30

2.3.8.	Carguío y acarreo de mineral	31
2.3.9.	Los parámetros que definen el rendimiento del carguío	31
2.3.10.	La eficiencia en el carguío en el acarreo.	31
CAPÍTULO III.....		32
MATERIAL Y METODOS		32
3.1.	MATERIALES	32
3.1.1.	Herramientas de perforación	32
3.1.2.	Explosivos y accesorios de voladura	32
3.1.3.	Software de análisis y modelamiento	33
3.1.4.	Instrumentos de medición y registro	34
3.1.5.	Documentos operativos y reportes de campo.....	34
3.1.6.	Equipos de carguío	34
3.2.	METODOS	35
3.2.1.	Tipo de investigación.....	35
3.2.2.	Nivel de investigación.....	35
3.2.3.	Diseño de investigación.....	35
3.3.	POBLACIÓN Y MUESTRA.....	36
3.3.1.	Población	36
3.3.2.	Muestra	36
3.4.	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS E INSTRUMENTOS.....	36
3.5.	ANÁLISIS DE DATOS.....	37
3.5.1.	Técnica de procesamiento	37
3.5.2.	Análisis de datos	37
3.6.	MEJORA DE PERFORACION Y VOLADURA.....	38
3.6.1.	Malla de perforación inicial	38
3.6.1.1.	Evaluación de sobreexcavacion	40
3.6.1.2.	Carguío de material estéril	45

3.6.2.	Malla de perforación aplicada.....	61
3.6.3.	Cálculo de malla de perforación	63
3.6.4.	Explosivos utilizados	67
3.6.1.1.	Evaluación de sobreexcavación	68
3.6.1.2.	Carguío de material estéril	73
CAPITULO IV		90
RESULTADOS Y DISCUSION		90
4.1. RESULTADOS		90
4.1.1.1.	Malla de perforación.....	90
4.1.1.2.	Costos de acarreo.....	95
4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS		95
4.3.	DISCUSION	100
CONCLUSIONES		104
RECOMENDACIONES.....		105
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.....		106
GLOSARIO DE TÉRMINOS.....		109
ANEXOS.....		111

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Rendimiento de carguío	4
Tabla 2 Producción real	6
Tabla 3 Matriz de operacionalización	8
Tabla 4 Características	39
Tabla 5 Producción proyectada.....	40
Tabla 6 Producción real	42
Tabla 7 Producción proyectada.....	46
Tabla 8 Costo hora	46
Tabla 9 Producción proyectada.....	47
Tabla 10 Horas de carguío.....	48
Tabla 11 Costo carguío.....	50
Tabla 12 Perdida de carguío.....	53
Tabla 13 Datos de acarreo.....	55
Tabla 14 Costo tonelada	55
Tabla 15 Características flota.....	56
Tabla 16 Costo real/guardia	57
Tabla 17 Diferencia de costos.....	58
Tabla 18 Producción real	60
Tabla 19 Perforación.....	63
Tabla 20 Calculo área	64
Tabla 21: Cargas lineales	65
Tabla 22 Explosivos	67
Tabla 23 Resultados	68
Tabla 24 Producción proyectada.....	68

Tabla 25 Producción real	69
Tabla 26 Sobreexcavación.....	71
Tabla 27 Horas de carguío.....	74
Tabla 28 Costo hora	74
Tabla 29 Total carguío	75
Tabla 30 Producción real	76
Tabla 31 Costo de carguío.....	78
Tabla 32 Diferencia de perdida	82
Tabla 33 Datos acarreo.....	83
Tabla 34 Costo acarreo.....	84
Tabla 35 Costo total.....	85
Tabla 36 Costo real.....	85
Tabla 37: Costo real 2.....	88
Tabla 38 Resultado mallas.....	91
Tabla 39 Evaluación mallas	91
Tabla 40 Cantidad de explosivos	93
Tabla 41 Resultados	94
Tabla 42 Prueba de normalidad.....	96
Tabla 43 Rho Spearman	100

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación	15
Figura 2: Geología regional.....	17
Figura 3: Geología local	18
Figura 4: Modelamiento sobreexcavación	33
Figura 5: Galería	33
Figura 6: Malla de perforación.....	38
Figura 7: Producción real	43
Figura 8: Sobreexcavación	44
Figura 9: Sobreexcavación (Tn)	44
Figura 10: Sobreexcavación %	45
Figura 11: Horas carguío	49
Figura 12: Costos de carguío	51
Figura 13: Perdida por carguío.....	52
Figura 14: Evaluación de costos	54
Figura 15: Costos de acarreo.....	58
Figura 16: Evaluación de costos	59
Figura 17: Producción/costos.....	61
Figura 18: Malla 2	62
Figura 19: Diferencia producción	70
Figura 20: Sobreexcavación.....	72
Figura 21: Sobreexcavación %	73
Figura 22: Horas de carguío.....	77
Figura 23: Costos de carguío	80
Figura 24. Perdida por carguío.....	81

Figura 25: Evaluación de costos	83
Figura 26. Costo de acarreo.....	86
Figura 27: Evaluación de costos	87
Figura 28: Producción costos.....	89
Figura 29: Total taladros	92
Figura 30. Cantidad de explosivos	93
Figura 31: Factor de carga.....	94
Figura 32: Costo final.....	95
Figura 33: Q-Q Normal 1.....	97
Figura 34: Q-Q Normal 2.....	98

ANEXOS

Anexo 1:MATRIZ DE CONSISTENCIA	112
Anexo 2: Diseño de malla	113
Anexo 3: Carguío de explosivos.....	114
Anexo 4: Ficha técnica FAMECORTE.....	114
Anexo 5:Ficha técnica EMULNOR	115
Anexo 6: Ficha técnica Volvo FMX.....	115
Anexo 7: Ficha técnica Scooptram.....	116
Anexo 8: Reloj de medición.....	118
Anexo 9: Distanciómetro	118
Anexo 10: Equipos de carguío y acarreo.....	119
Anexo 11: KPI Carguío	119
Anexo 12: Acarreo	119
Anexo 13: Malla de perforación 1.....	120
Anexo 14: Malla de perforación 2.....	121
Anexo 15: Malla de perforación 3.....	122
Anexo 16: Formato de control de transporte	123
Anexo 17: Registro de control de perforación y carguío	124

CAPITULO I

INTRODUCCION

En minería subterránea, la perforación y voladura marcan el inicio de todo el ciclo productivo. Si en esta etapa algo se hace mal calculado, una carga mal distribuida o una alineación imprecisa, el resto de la operación se afecta, los fragmentos demasiado grandes, sobreexcavaciones y material suelto fuera de lo planificado no solo complican el carguío, sino que aumentan los tiempos de ciclo y, al final, elevan los costos. En la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, estos problemas se hacían visibles por lo que esta investigación nace de la necesidad de optimizar esos procesos. El objetivo económico y operativo es reducir el costo unitario del carguío mejorando la calidad del disparo revisando los parámetros actuales, se mide la sobrerotura y se ajusta el diseño de malla para adaptarlo mejor a las condiciones geomecánicas reales del frente. El objetivo general fue mejorar la perforación y voladura en la galería 2060 para disminuir los costos de carguío. Teniendo como objetivos específicos, evaluar cómo influye la sobrerotura en el volumen de material movilizado y en el tiempo por ciclo, y analizar el impacto del diseño de malla en la estabilidad del frente y en el sostenimiento. El alcance se centró únicamente en esta galería y en un período operativo definido. El interés estaba en la relación directa entre el disparo y la eficiencia inmediata del carguío. La hipótesis de trabajo es que controlar la sobrerotura dentro de márgenes aceptables y ajustar la malla al macizo rocoso puede reducir costos. En los capítulos siguientes se desarrolla el marco teórico de la perforación y voladura, la metodología aplicada, los resultados de campo y un análisis comparativo antes y después de las mejoras. La estructura de la investigación inicia con el Capítulo I que es la Introducción donde se presenta el contexto de la investigación, explicando por qué la perforación y voladura en

la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy requiere ajustes para mejorar la eficiencia del carguío. Expone la problemática detectada que es la sobrerotura, la fragmentación irregular y diseños de malla que no siempre respondían a las condiciones geomecánicas reales. El Capítulo II refiere al Marco Teórico donde reúne los fundamentos técnicos sobre perforación, voladura y su impacto en la fragmentación y el carguío. Incluye conceptos sobre burden, espaciamiento, carga explosiva y secuencia de disparo, así como la influencia de la sobrerotura en la estabilidad del frente y en los tiempos de operación. El Capítulo III refiere a materiales y métodos donde se describe el enfoque cuantitativo y no experimental, indicando que el trabajo se realizó en condiciones operativas reales. Explica cómo se recolectaron los datos: medición de tiempos por ciclo, registro de volúmenes movilizados, cálculo de sobrerotura y evaluación visual y técnica de la estabilidad del frente. Detalla el tratamiento estadístico: verificación de normalidad de datos, elección de la correlación de Spearman y criterios de comparación antes y después de las mejoras implementadas.

En el Capítulo IV se presentan los resultados donde se muestran indicadores de reducción de tiempo por ciclo (aprox. 12 %), disminución de costos unitarios (alrededor del 9 %) y mejora en la fragmentación. Se incluye el resultado estadístico de la correlación: $\rho = 0,849$ con $p < 0,001$. Se plantea en la discusión una comparación con los resultados de literatura técnica y experiencias de otras operaciones. Analiza las causas de las mejoras observadas y cómo los ajustes en burden, espaciamiento y control de sobrerotura impactaron en el rendimiento del carguío.

En las conclusiones y recomendaciones resume los hallazgos principales: como optimizar la perforación y voladura reduce costos y mejora la eficiencia del ciclo de carguío. Recomienda estandarizar parámetros, mantener control riguroso de sobrerotura.

1.1 REALIDAD PROBLEMÁTICA

La sobre excavación es un área excavada excedente de roca más allá del contorno teórico en una excavación, y puede ocurrir en cualquier tipo de método de excavación subterránea. La sobre excavación es inevitable en el método de perforación y tronadura, y se produce por una combinación de variables geológicas y operacionales cuyo control es parcial. Aunque se sabe que la excavación mediante perforación y tronadura es un método económico, se complica cuando la seguridad de las estructuras está en peligro. El exceso de roca más allá de la sección diseñada de un túnel es un factor importante que pone en riesgo los sectores excavados y afecta significativamente la eficiencia operacional y de gestión. La sobre excavación pone en peligro tanto a los trabajadores como a los equipos en las excavaciones subterráneas y aumenta la dilución del mineral en las operaciones mineras. Además, afecta negativamente la gestión de la mina al generar dilución en el caso del mineral, requisitos de soportes adicionales, etc., lo cual aumenta los costos de producción. (Hyongdoo Jang, Erkan Topal, 2013)

en el aspecto nacional, en un estudio desarrollado con el propósito de mejorar el rendimiento de las voladuras y al mismo tiempo, ahorrar costos operativos a lo largo del ciclo de explotación en rampa de la Unidad Minera de Pallancata, Hochschild Mining Group tuvo que diseñar una malla óptima de voladura y perforación.

Dado que las reservas de mineral de la parte superior del proyecto minero Pablo estaban siendo utilizadas continuamente por la minería en curso, se requería una rampa negativa para acceder a la zona mineralizada, o mitad inferior de la zona Pablo, con el fin de continuar produciendo mineral de la Unidad Minera Pallancata (CCOSCO, 2019).

Dentro del proceso productivo minero, las etapas de perforación y voladura

representan no solo el inicio del ciclo de minado, sino uno de los eslabones más sensibles en términos de eficiencia operativa y costos.

En la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, perteneciente al Consorcio Minero Horizonte S.A., se ha venido evidenciando un problema reiterativo relacionado con el aumento progresivo de los costos de carguío, situación que ha encendido las alarmas técnicas y financieras dentro de la organización. Este sobre costo se atribuye directamente a una ejecución deficiente de los disparos, lo cual ha generado un escenario de sobrerotura considerable, perfiles irregulares y fragmentación descontrolada del macizo rocoso, la evidencia empírica recogida durante las últimas campañas operativas muestra una sobrerotura promedio al 32.41%, Se aprecian picos pronunciados en los disparos 3, 6, 14, 18, 24, 26 y 30, lo que ha provocado un incremento innecesario del volumen de material disparado fuera de control, esta situación impacta directamente en el rendimiento del scooptram R1300G que debe cargar 2,70 toneladas por cuchara.

Tabla 1
Rendimiento de carguío

Disparo	producción real (Tn)	Producción Teórica (Tn)	Sobreexcavación (Tn)	Sobreexcavación (%)
3	130.44	98.93	31.51	31.85
6	129.08	98.93	30.15	30.48
14	111.30	98.93	12.37	12.50
18	115.50	98.93	16.57	16.75
24	121.45	98.93	22.52	22.76
26	115.06	98.93	16.13	16.30
30	130.99	98.93	32.06	32.41

Fuente: Autor de la tesis

Aumentando la flota de acarreo, alargando los tiempos por ciclo y elevando el consumo de combustible, repuestos, horas-hombre y frecuencia de mantenimiento. Al analizar las causas de este problema, se identificaron varios factores técnicos: el uso de un diseño de malla obsoleto que no considera las condiciones

geomecánicas actuales; la aplicación de cargas explosivas no estandarizadas; el escaso control del paralelismo en la perforación; y la inexistencia de un modelo matemático que respalde los cálculos del burden y espaciamientos óptimos. Todo esto deriva en una ejecución imprecisa, que compromete tanto la eficiencia energética del explosivo como el perfil final de la labor.

El patrón de disparo actual genera una energía de detonación mal distribuida, lo que se traduce en zonas con subfragmentación y otras con bloque de tamaño excesivo, dificultando la eficiencia del carguío posterior. Asimismo, la falta de seguimiento técnico al comportamiento post-disparo impide validar si el diseño aplicado corresponde con las necesidades reales del macizo rocoso. Este desacople entre la teoría y la ejecución se refleja en los costos operativos que han venido en aumento progresivo en los últimos trimestres, afectando la rentabilidad del proyecto.

En la galería 2060, el rendimiento promedio del scooptram ST-3.5 fue de 2,70 t por cuchara, con tiempos de ciclo de 4 min 20 s, mientras que la flota de acarreo compuesta por tres volquetes Volvo FX de 25 t cada uno permitió una capacidad total de 75 t por turno. Estas condiciones, junto con el macizo rocoso clasificado como RMR 31-40, determinan un entorno operativo donde el control de la sobrerotura y el rediseño de la malla de perforación son esenciales para mejorar la eficiencia del carguío y reducir los costos unitarios. Los indicadores de rendimiento, costos y horas efectivas se detallan en las Tablas 23-30 y los Gráficos 5-19, los cuales evidencian la relación entre la sobrerotura, la eficiencia de carguío y la rentabilidad del proceso. Los resultados de producción real y tiempos de carguío para 30 guardias fluctúan entre 108,84 t y 130,44 t, con un coeficiente de rendimiento de 2,70 t por cuchara, en relación con el carguío proyectado que es de

98,83 t, y transportados con 3 volquetes de 25 t capacidad.

Tabla 2

Producción real

Producción real (Tn)	CRC (eficiencia de carguío)	Cucharas
113.72	2.70	42
118.41	2.70	44
130.44	2.70	48
116.79	2.70	43
114.13	2.70	42
129.08	2.70	48
128.33	2.70	48
120.04	2.70	44
112.75	2.70	42
108.84	2.70	40

Fuente: Autor de la tesis

La investigación titulada "Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A.-2024" buscará responder a esta necesidad mediante una propuesta técnica integral.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo influye la mejora de perforación y voladura en el incremento de los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024?

1.2.2. Problemas específicos

¿Cómo influye la sobrerotura de voladura en el volumen de material movilizado y el tiempo por ciclo de carguío de mineral?

¿En qué medida afecta el diseño de malla en la estabilidad del frente y la necesidad de sostenimiento de la labor?

1.3 OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general

El objetivo general es la de mejorar la perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, considerando que la influencia de la sobrerotura de voladura se relaciona con el volumen de material movilizado además con el tiempo por ciclo de carguío de mineral, la evaluación de la malla de perforación y la voladura solucionara el problema general propuesto en la investigación.

1.3.2. Objetivos específicos

Evaluar cómo influye la sobrerotura de la voladura en el volumen de material movilizado relacionado con el tiempo por ciclo de carguío de mineral.

Evaluar cómo afecta el diseño de malla en a la estabilidad del frente y el sostenimiento de la labor.

1.4 HIPÓTESIS

1.4.1. Hipótesis general

La mejora de perforación y voladura reduce los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. – 2024.

1.4.2. Hipótesis específica

La sobrerotura de voladura influye en el volumen de material movilizado y el tiempo por ciclo de carguío de mineral.

El diseño de malla desactualizado afecta en la estabilidad del frente y la necesidad de sostenimiento de la labor.

1.5 VARIABLES E INDICADORES

1.5.1. Variable independiente

V1 = Mejora de perforación y voladura

Indicador

- Número de taladros por malla.
- Tipo y disposición de la carga explosiva (kg/m³)
- Sobrerotura (%)

1.5.2. Variable dependiente

V2 = Costos de carguío de mineral

Indicador

- Tiempo por ciclo de carguío (min/ciclo)
- Toneladas cargadas por hora (Tn/h)
- Costo por tonelada cargada (USD/t)

1.5.3. Operacionalización de variables

La operacionalización de variables es un proceso metodológico que desagrega las variables de investigación para el diseño y elaboración de los instrumentos de medición.

Tabla 3
Operacionalización de variables

Nombre	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
Mejora de perforación y voladura	La perforación es la operación inicial del ciclo minero de arranque, cuyo objetivo es realizar taladros, voladura es el conjunto de operaciones necesarias para aplicar la energía de los explosivos a la roca, a fin de fragmentarla Jimeno, Ayala y López (1995)	La perforación considera parámetros como diámetro del taladro, profundidad alcanzada, velocidad de penetración, desviación respecto al diseño y consumo de energía a voladura se evalúa por factor de carga (kg/m ³). Jimeno, Ayala y López (1995)	- Diseño de la malla de perforación - Distribución de carga explosiva - Calidad de la fragmentación	- Número de taladros por malla. - Tipo y disposición de la carga explosiva (kg/m ³) - Sobrerotura (%)

Costos de carguío de mineral	Acción mecánica de transferir el material volado mediante palas, cargadores frontales o scooptrams hacia equipos de acarreo Jimeno, Ayala y López (1995)	sugieren que se evalúe en función de la tasa de carguío (t/min), pérdidas por derrame (%) y cumplimiento del diseño de acarreo. Jimeno, Ayala y López (1995)	- Tiempo operativo de carguío - Productividad del carguío - Costo económico	- Tiempo por ciclo de carguío (min/ciclo) - Toneladas cargadas por hora (Tn/h) - Costo por tonelada cargada (USD/t)
------------------------------	--	--	---	---

Fuente: Autor de la tesis

1.6 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.6.1. Justificación

La minería, en su esencia, es una actividad de márgenes. Y cuando hablamos de márgenes, cada porcentaje cuenta, cada tonelada movida, cada minuto de operación. La introducción ya nos situaba en ese punto crítico de la voladura y la perforación, y ahora, al profundizar en la justificación de este estudio, es inevitable volver a la sobreexcavación.

No es un detalle menor, en absoluto. Es, de hecho, una de esas variables que, aunque a veces se invisibiliza en el día a día, tiene un impacto directo y cuantificable en la línea de resultados. Uno podría pensar que "un poco más de roca" no hace la diferencia, pero cuando ese "poco más" se replica a lo largo de kilómetros de galerías y miles de ciclos de carguío, el acumulado es, simplemente, abrumador.

La justificación económica es la más evidente, claro. Cuando la voladura no es precisa, cuando se genera un volumen de material que excede el diseño, estamos forzando a los equipos de carguío a trabajar más de lo necesario. Esto no es solo una cuestión de combustible extra o de un par de horas más de operación. Es un desgaste prematuro de componentes caros, como los baldes de los cargadores frontales o los neumáticos de los equipos de transporte, cuyo reemplazo representa una inversión significativa.

Pensemos, por ejemplo, en una galería como la 2060 del Consorcio Minero Horizonte S.A., donde una sobreexcavación promedio del 12% en cada frente podría traducirse, hipotéticamente, en un incremento del 8% en el consumo de diésel para el carguío y transporte de ese material excedente a lo largo de un mes.

Quizás, en un aumento del 15% en las horas de mantenimiento preventivo y correctivo de los equipos de carguío, solo por manejar ese volumen adicional. Estos no son números abstractos; son costos operativos que se reflejan directamente en el presupuesto y que, al final, merman la rentabilidad del mineral extraído. Es una fuga de recursos que, si no se ataja, puede comprometer la viabilidad de la operación a largo plazo.

1.6.2. Importancia

Pero la importancia de este estudio va más allá de lo puramente económico, aunque lo económico sea el motor principal. Hay una dimensión de seguridad operacional que no podemos, ni debemos, pasar por alto. Una voladura ineficiente, que genera sobreexcavación, a menudo viene acompañada de una fragmentación irregular, con bloques de roca sobredimensionados o, por el contrario, con un exceso de finos. Esto complica el carguío, sí, pero también puede generar condiciones inestables en el frente o en la misma galería. Un frente mal volado puede requerir más tiempo de saneo, exponiendo a los trabajadores a riesgos adicionales de caída de rocas. Si, por ejemplo, las tasas de incidentes por caída de rocas en la galería 2060 han mostrado un ligero incremento del 5% en los últimos seis meses, o si se han registrado un promedio de 3 días perdidos por incidentes relacionados con la manipulación de material inestable, eso nos da una señal clara.

Además, el cumplimiento normativo es fundamental. Las regulaciones mineras son cada vez más estrictas en cuanto a la estabilidad de las labores y la seguridad del personal. Una operación que no optimiza sus voladuras podría estar, sin querer, rozando los límites de esas normativas, lo que podría acarrear sanciones o, peor aún, accidentes.

Existe un aspecto humano, que a veces se olvida en medio de los números: la participación de los trabajadores y su percepción del entorno laboral. Un proceso de voladura y carguío más eficiente no solo reduce costos; también puede mejorar las condiciones de trabajo.

Menos material que mover implica menos exposición al polvo, menos ruido, y quizás, jornadas más fluidas para los operadores. Cuando los trabajadores ven que se implementan mejoras que facilitan su labor y reducen riesgos, su moral y su compromiso tienden a mejorar. Podría decirse que una operación más segura y eficiente es también una operación más humana. Si la percepción de seguridad de los operadores en la galería 2060, según encuestas internas, ha disminuido en un 7% en el último año, o si la rotación de personal en las cuadrillas de carguío ha aumentado, eso nos dice algo sobre el impacto de las condiciones operativas.

1.4. ALCANCES Y LIMITACIONES

1.4.1. Alcances

Cuando nos ponemos a hablar de los alcances de este estudio, estamos pensando en esas fronteras, esos límites dentro de los cuales se va a mover la investigación.

La idea es que todo el esfuerzo se concentre justo en el problema que queremos resolver.

1.4.1.1. Temporal

La presente investigación se desarrolló entre los meses de febrero y noviembre del año 2024, considerando como marco de referencia las actividades reales ejecutadas en la galería 2060, dentro del ciclo operativo vigente del Consorcio Minero Horizonte S.A.

Este periodo no solo incluye el levantamiento de información de campo, sino también la aplicación de propuestas de mejora y su correspondiente evaluación.

Cabe precisar que los datos recogidos y analizados responden únicamente a las condiciones técnicas, geológicas y operativas de dicho año, sin extrapolarse a otros periodos anteriores o posteriores, dado que las condiciones subterráneas en minería pueden variar considerablemente incluso en lapsos breves.

1.4.1.2. Espacial

El estudio se limitó exclusivamente a la galería 2060, ubicada en uno de los niveles operativos de la unidad minera que administra el Consorcio Minero Horizonte S.A., en el departamento de La Libertad. No se consideraron otras galerías, niveles o frentes de explotación, aun cuando compartan características geomecánicas similares, pues la intención fue centrar el análisis en un entorno controlado. Esta decisión buscó garantizar un mejor control de variables y una validación más rigurosa de los resultados obtenidos tras la aplicación de las mejoras propuestas en perforación y voladura.

1.4.1.3. Conceptual

Desde el punto de vista conceptual, la investigación se enmarca en la optimización técnica del ciclo de minado, con un enfoque centrado en las etapas de perforación y voladura, como factores determinantes en el costo de carguío del mineral. Se parte del supuesto de que mejoras en la malla de perforación, diseño de voladura,

secuencia de disparo y control de sobreexcavaciones pueden incidir directamente en la eficiencia del carguío, al reducir desplazamientos innecesarios de material, evitar fragmentaciones inadecuadas y mejorar la accesibilidad operativa. El estudio no aborda aspectos vinculados a la metalurgia, al planeamiento estratégico global, ni a la comercialización del mineral, ya que su objetivo es puntual y operativo.

1.4.2. Limitaciones

Como todo trabajo aplicado en campo, este estudio presenta ciertas limitaciones que es necesario reconocer. En primer lugar, se trabajó con recursos logísticos y humanos ya disponibles en la operación minera, lo que supuso ajustes constantes para no interferir con el ritmo productivo regular. Además, el acceso a ciertos datos técnicos específicos, como cronogramas de voladura históricos o costos detallados por componente, estuvo restringido por políticas internas de confidencialidad. Otro aspecto a considerar es que las mejoras propuestas fueron probadas en un entorno con condiciones geomecánicas particulares, lo que podría dificultar su replicabilidad exacta en otras zonas de la mina sin ajustes técnicos previos. Por último, aunque se aplicaron herramientas de medición rigurosas, no se pudo contar con instrumentación geotécnica avanzada en todas las fases, lo cual limitó el análisis de algunos efectos post-voladura en la estabilidad del macizo.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. GENERALIDADES

2.1.1. Antecedentes de la empresa

Hablar de Consorcio Minero Horizonte S.A. es referirse a una empresa que no se formó de un día para otro. Su historia comenzó en 1978, con una apuesta algo incierta: intentar recuperar oro desde relaves antiguos dejados. En esa etapa inicial, la verdad, los resultados no fueron los esperados.

No era fácil, y menos con las tecnologías de entonces.

Pero en 1985 se da un giro importante: comienzan exploraciones subterráneas y como suele pasar en minería, la persistencia da sus frutos. Se descubre el Clavo Rosa-Orquídea, y con ello, leyes de oro bastante elevadas, algo que no pasa todos los días.

Ese hallazgo permitió pasar rápidamente de 100 a más de 1000 toneladas por día en poco menos de diez años. Hoy en día, CMH opera diversas vetas como Vannya, Milagros, Encanto y Lourdes, con leyes promedio que siguen siendo competitivas. No ha sido un camino sencillo, pero sí firme.

2.1.2. Ubicación y accesos

La unidad minera Parcoy está ubicada en un punto complejo pero estratégico de la sierra liberteña, dentro del distrito de Parcoy, provincia de Pataz.

Las coordenadas UTM:

LATITUD: 08° 01' 06" S

LONGITUD: 77° 28' 45" W

Se encuentra ubicada a una altitud de 2750 m s. n. m., lo que ya nos da una idea del tipo de terreno que se enfrenta. Llegar a la zona por carretera implica un

trayecto largo desde Lima, pasando por Trujillo, Chagual y Retamas. No es una ruta sencilla, especialmente en temporada de lluvias, donde la transitabilidad puede reducirse bastante.

La empresa, en previsión de esto, también dispone de acceso aéreo vía Pías, lo cual alivia la logística cuando hay emergencia o necesidad de traslado rápido.

Figura 1
Ubicación



Fuente: Adaptado de Champi J. (2019)

2.1.3. Clima y vegetación

En cuanto al clima, el comportamiento es el típico de los Andes peruanos: estación seca y estación lluviosa. Durante los meses de abril a octubre, el ambiente es seco y frío, con temperaturas que oscilan entre 7 °C en la noche y hasta 20 °C durante el día.

De noviembre a marzo, las lluvias son frecuentes, y aunque las temperaturas bajan un poco menos, el acceso y la operación se complican.

La vegetación, sin ser abundante, está dominada por especies como la retama, la chilca y el huarango. Esta flora es bastante resistente, y su distribución sirve también como un indicador indirecto de ciertas condiciones del terreno.

2.1.4. Geomorfología

Desde el punto de vista geomorfológico, nos encontramos en una zona escarpada, accidentada, donde predominan quebradas profundas, cerros de fuertes pendientes y suelos inestables en algunos sectores.

Estas condiciones hacen que la ingeniería de accesos, plataformas y botaderos tenga que ser bien planificada, con criterio técnico y sentido práctico.

El relieve ha sido modelado tanto por procesos tectónicos como por erosión fluvial y glacial. Todo esto tiene impacto en la operación, sobre todo cuando se habla de drenaje, estabilidad y disposición.

2.1.5. Geología

La geología del área está influenciada por el Batolito de Pataz, una gran intrusión granodiorítica del Carbonífero que ha jugado un papel clave en la formación de vetas auríferas.

Este batolito está rodeado por rocas metamórficas del Complejo Marañón, y hacia el oeste, por unidades sedimentarias deformadas.

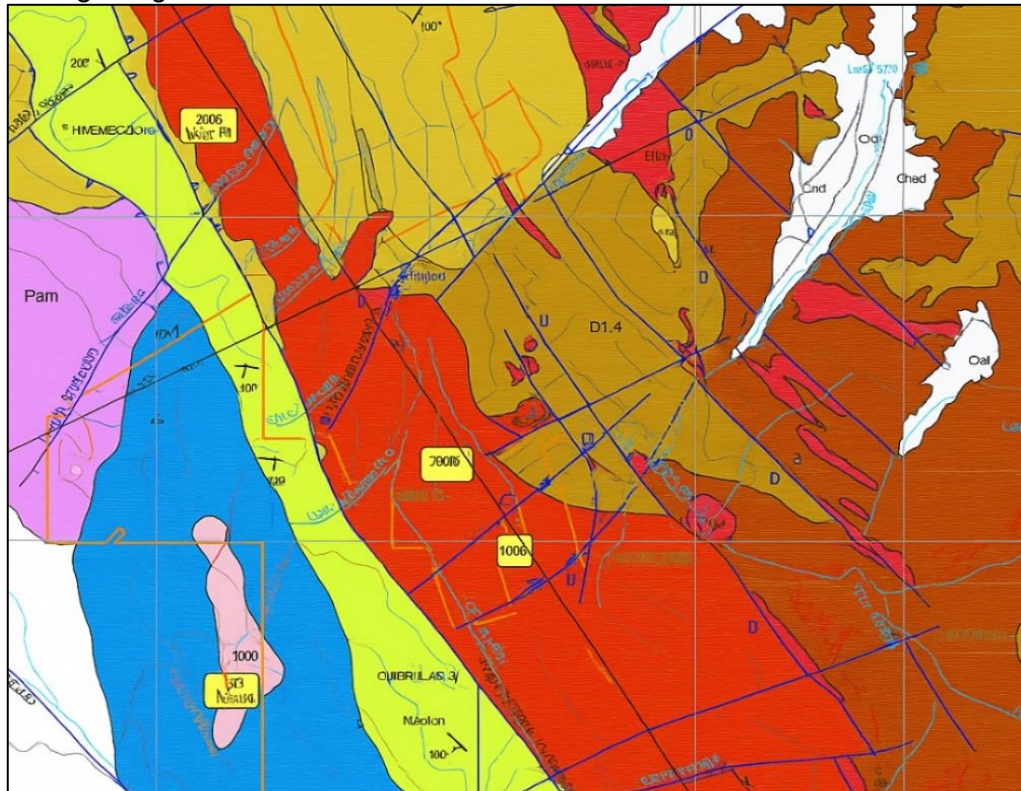
La mayoría de las vetas auríferas se alojan dentro del batolito, siguiendo zonas de fracturamiento y estructuras preexistentes. Esto da pistas claras de la relación entre estructura, litología y mineralización

2.1.6. Geología regional

A nivel regional, todo el cinturón de Pataz-Parcoy es parte de una importante franja metalogenética del norte del Perú. A lo largo del tiempo, ha sido afectada por una secuencia de eventos tectónicos, desde el Proterozoico hasta el Terciario.

Estas deformaciones, sumadas a la intrusión del batolito, generaron un sistema hidrotermal que permitió la circulación de fluidos mineralizantes, lo cual explica la abundancia de cuerpos vetiformes con contenido aurífero.

Figura 2
Geología regional



Fuente: Adaptado de Champi J. (2019)

2.1.7. Geología local

En la galería 2060 y su entorno inmediato, la geología es compleja. Se presentan vetas con rumbos generalmente Norte-Sur y buzamientos hacia el Noreste.

Lo particular aquí es la presencia de fallas menores que provocan duplicaciones, desplazamientos y formas irregulares, lo que algunos llaman vetas en “rosario”.

Este tipo de configuración complica el modelamiento geológico, pero también permite descubrir zonas de enriquecimiento local.

Para un ingeniero de minas, entender estas estructuras es esencial para el diseño

de labores y secuencias de minado.

Figura 3
Geología local

ERA	SISTEMA	SERIE	LITOLOGIA	DESCRIPCIÓN	DESCRIPCIÓN
MESOZOICO	Oretaceo	Superior	Depositos Recientes		Eliuvial. coluvial y aluvial
			Formación Chota		Lutitas intercolada en eínsinas. límites en rucnacas, colores anios con conorgielico intango.
		Inferior	Formación Crisnejás		Calizas en conglomeraticas con marges de color gro. gres.
			Formación Goyllarisquizga		
	Superior Merito	Inferior	Grupo Pucará		
PALEOZOICO	Permíoo	Inferior	Volcánicos Lavasen		Criricatas Dolemiag intercalsadas Oprical.
		Inferior			
	Penfintie	Inferior	Grupo Ambo		Areniscas con tutitas t conglo-neraticos. Color apr arron.
	Ordonletco		Formación Contaya		Pizarras con lencicuta pau vo.
PRECAMBRICO			Complejo Maraón	Fliltos vesonros	Andesitas Riolitas
				Fliltas	Andesitas Riolitas
				Aedvasos	

Fuente: Adaptado de Mendoza J. (2022)

2.1.8. Geología estructural

La estructura geológica en la zona incluye varios sistemas de fallas. El más destacado es uno de rumbo NW–SE, considerado post-mineral. Hay otro sistema NE–SW que responde más a procesos gravitacionales, y un tercero E–W que actúa de forma transversal. Estos sistemas no solo condicionan la continuidad de las vetas, sino también su potencia, y, por supuesto, afectan la estabilidad de las labores subterráneas.

2.1.9. Geología económica

El modelo mineralógico corresponde a un sistema epitermal de baja sulfuración. El oro se encuentra mayormente asociado a vetas de cuarzo con abundante pirita. En menor proporción aparecen arsenopirita, galena y esfalerita. Las zonas de mayor ley tienden a coincidir con intersecciones estructurales y litologías más reactivas. Estas zonas son precisamente las más buscadas para diseñar las labores principales de explotación.

2.1.10. Mineralogía

La mineralogía asociada a las vetas se encuentra alojada en cuerpos intrusivos como granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas que conforman el Batolito de Pataz, considerado el origen principal de la mineralización. Las soluciones portadoras de metales circularon por fracturas preexistentes y se precipitaron en su recorrido, generando reacciones con las rocas encajonantes. Dichas interacciones dieron lugar a procesos de alteración hidrotermal, determinados por los cambios físico-químicos del ambiente de depositación, en particular, la veta Milagros contiene cuarzo, limonita, cuarcita y calcita, con dirección N20-30W y buzamiento al NE; la veta Lourdes muestra rumbo promedio entre 20 y 40° W con inclinación al Este, compuesta sobre todo por cuarzo; la veta Candelaria se caracteriza por cuarzo y limonita, con rumbo N20W e inclinación de 45 a 50° NE; mientras que la veta Sissy presenta cuarzo, limonita y calcita, aflorando con buzamiento de 81° NW, el depósito está conformado por un conjunto de estructuras con espesores que varían entre 0.8 y 5 m, alineadas en un patrón NE-SE que configuran un megasigmoide. Estas vetas inclinan de 30 a 65° E y están afectadas por un sistema de fallas transversales posteriores a la mineralización, con desplazamientos de entre 5 y 70 m. La mineralización predominante incluye pirita

aurífera, cuarzo y electrum, controlada por fallas de cizalla. La continuidad horizontal de las estructuras alcanza decenas de metros y en la mayoría de los casos está condicionada por fallas transversales de tipo sinistral, tanto previas como posteriores al emplazamiento, las potencias de las vetas son heterogéneas: en algunos sectores apenas alcanzan centímetros, mientras que en otros superan los 20 m, conformando vetas tipo “rosario” como la veta Orquídea. También se observan ramificaciones sigmoideas, por ejemplo, en la veta Candelaria. Las rocas de caja presentan alteraciones como propilitización, sericitización y silicificación, y en determinados sectores se aprecia cloritización. En la veta Milagros, la propilitización es intensa y se asocia a abundante pirita con elevados contenidos de oro. Entre las principales estructuras de cuarzo-pirita se destacan las vetas Milagros, Esperanza, Lourdes, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos².

2.2. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.2.1. Antecedentes Internacionales

González y Rivera (2018). En su trabajo de investigación, “*Reducción de la sobreexcavación mediante explosivo SUBTEK en Mina Esmeralda, El Teniente – Codelco Chile*”.

Universidad de las Américas, Chile, en su estudio determina el contexto donde los sobrecostos por sobreexcavación representaban un serio problema operativo. La investigación buscó demostrar que la sustitución del tradicional ANFO por el explosivo SUBTEK CHARGE podía mejorar el control geométrico del contorno y disminuir los costos derivados del sobrerompimiento de roca. Desde un enfoque experimental y aplicado, se modelaron distintos escenarios de tronadura con el software *Mechanistic Blasting Model (MBM)*, comparando los resultados reales de fragmentación, vibración y estabilidad de frente. Los

ensayos demostraron que el uso del SUBTEK redujo en un 35 % la sobreexcavación y permitió un ahorro de 22 % en fortificación, logrando además una precisión del 92 % en el perfil diseñado. Los indicadores de tiempo reflejaron un ciclo operativo 18 % más rápido y una mejora significativa en la calidad del macizo remanente. Los autores concluyeron que la clave técnica radicó en la densidad controlada del explosivo y en la distribución uniforme de energía en la malla de perforación, lo que redujo el daño lateral y mejoró la eficiencia energética por kilogramo de carga. Este trabajo constituye un antecedente relevante, pues demuestra que la elección del tipo de explosivo, más allá de su costo, influye directamente en la eficiencia global de la voladura y en la estabilidad del terreno, aportando evidencia útil para investigaciones orientadas al rediseño de mallas en obras subterráneas.

Martínez y Correa (2017). En su tesis "*Diseño del sistema de perforación y voladura para optimizar costos en la mina El Tesoro, Nobsa – Boyacá*". Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia"

Respondió a la necesidad de diseñar un sistema técnico de perforación y voladura que mejorara la eficiencia productiva y redujera las pérdidas por fragmentación irregular. El autor diagnosticó que las voladuras empíricas generaban sobrecargas en el chancado y una variabilidad excesiva en el tamaño del material. Mediante una metodología aplicada y cuantitativa, apoyada en levantamientos geomecánicos y en la clasificación RMR del macizo (valor promedio 80), se planteó una nueva malla adaptada a las condiciones del banco y al comportamiento del ANFO utilizado. Los resultados fueron claros: el consumo de explosivo se redujo en 12 % por metro cúbico y el costo total de

operación disminuyó 9 %, mientras que las vibraciones se mantuvieron bajo los 10 mm/s, dentro del rango de seguridad operacional. El nuevo patrón de perforación garantizó una fragmentación más homogénea, facilitando el carguío y el transporte. En su conclusión, Núñez destacó que la planificación técnica de la malla y la correcta distribución de la energía explosiva son determinantes para la productividad minera, no solo por el ahorro directo, sino también por el menor desgaste de equipos y el aumento de la seguridad del personal. Este antecedente aporta un enfoque práctico sobre cómo el rediseño geométrico de perforación, cuando se ajusta a los parámetros geomecánicos, puede mejorar la eficiencia y sostenibilidad del proceso minero, siendo una base comparativa directa para estudios actuales en optimización de voladuras.

Guamán Peláez (2016). En su estudio de investigación “*Optimización de los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A-B de interconexión del Proyecto Sopladora*”

Su propósito fue optimizar los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A-B, donde las limitaciones técnicas del método neumático tradicional ocasionaban retrasos y sobrecostos. Con un enfoque aplicado y comparativo, la investigación integró el levantamiento geológico del macizo, la clasificación RMR del terreno, y la aplicación del método de cálculo de Rune Gustafsson para rediseñar la malla de perforación. La propuesta incluyó la incorporación de jumbos hidráulicos en reemplazo del sistema Jackleg, el uso combinado de Explogel Amón y ANFO encartuchado, y un control preciso del burden y espaciamiento. Los resultados demostraron una mejora sustancial en los indicadores operativos: el consumo de explosivo se redujo en 66 %, el tiempo

de perforación en 50 %, y el avance por ciclo aumentó de 1.5 m a 2.3 m. Además, se logró evitar las voladuras secundarias y disminuir las vibraciones, mejorando la integridad del túnel. En su conclusión, Guamán señaló que la integración entre tecnología hidráulica y diseño racional de malla representa una evolución indispensable en la construcción subterránea moderna. Este antecedente es fundamental para comprender la relación directa entre la mecanización, la precisión de la perforación y la eficiencia en el uso del explosivo, elementos que resultan centrales en toda propuesta de optimización del ciclo perforación-voladura.

2.2.2. Antecedentes Nacionales

Cárdenas Condori (2024). En su trabajo de investigación *“Mejora de la malla de perforación para reducir costos operativos en la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA”*

El investigador analizó los altos costos derivados de una malla de perforación ineficiente en labores subterráneas. La investigación surgió ante la necesidad de optimizar el proceso en la rampa 417, donde el costo por disparo alcanzaba 128.54 \$/disparo con un avance real de solo 1.2 m. El objetivo fue rediseñar la malla de perforación y ajustar la carga explosiva para elevar la eficiencia de avance y disminuir costos operativos. Bajo un enfoque cuantitativo y diseño experimental, se realizó un análisis comparativo de los parámetros de perforación y voladura, evaluando variaciones en burden, espaciamiento y factor de carga. Los resultados demostraron que la nueva malla, con 43 taladros (38 cargados y 5 de alivio), mejoró el avance a 1.5 m por disparo, incrementando el factor de carga de 3.98 a 4.19 kg/m³ y reduciendo el costo unitario a 28.12

\$/disparo. La investigación concluyó que el uso de explosivos Emulnor 3000 y 5000 en proporciones optimizadas permitió una reducción del 22 % en costos y una eficiencia operativa del 94 %. Este antecedente sustenta la importancia del rediseño técnico de mallas para mejorar la productividad minera, mostrando una relación directa entre distribución de taladros, consumo de explosivos y avance lineal.

Guillén y Quispe (2024). En su trabajo de investigación "*Diseño de malla de perforación y voladura para reducir costos operativos en el avance de la galería Veta Soledad del proyecto minero Lyan & Salcedo*".

La tesis se realizó en el Proyecto Minero Lyan & Salcedo, en la galería Veta Soledad, con el propósito de reducir los costos derivados del uso empírico de mallas de perforación. El trabajo planteó diseñar una nueva malla adaptada a las condiciones geomecánicas del macizo, aplicando criterios técnicos de espaciamiento, burden y factor de carga. Con un enfoque aplicado, se evaluaron indicadores como la resistencia a compresión uniaxial (RCU), índice RQD y factor de potencia. Se implementó un diseño experimental comparando la malla anterior con la propuesta, reduciendo de 28 a 25 taladros y estandarizando la longitud a 4 pies. Los resultados mostraron que el factor de carga disminuyó de 9.07 a 5.77 kg/m³, mientras que el factor potencia pasó de 3.30 a 2.10 kg/t, generando un ahorro de S/. 228.762 por metro lineal y una proyección anual de S/. 142 mil.

La conclusión resaltó que la precisión del diseño y la selección de explosivos adecuados pueden reducir costos hasta 16 % sin afectar el avance. Este antecedente es relevante porque evidencia la relación directa entre la

caracterización geomecánica del macizo y la eficiencia energética de la voladura, reforzando la importancia del control técnico en las operaciones subterráneas.

Lazo García (2020). En su trabajo de investigación "*Optimización en las mallas de perforación y voladura para reducir los costos unitarios en la Compañía Century Mining Perú S.A.C.*".

El investigador desarrollo el trabajo en la Unidad Minera Century Mining Perú S.A.C., donde los disparos deficientes y la mala distribución de taladros generaban sobrecostos. La investigación buscó optimizar la malla de perforación en la labor BP7907W, considerando las condiciones geomecánicas y el tipo de explosivo.

Mediante un diseño descriptivo-aplicativo, se evaluaron parámetros de perforación y voladura, aplicando un rediseño que redujo en tres taladros por frente. Los resultados reflejaron un incremento del avance por disparo de 1.2 m a 1.6 m, mejorando la eficiencia de 85.2 % a 94 % y disminuyendo el costo unitario a 104.61 US\$/m.

Se concluyó que la reconfiguración de la malla permitió un equilibrio entre la carga explosiva y el volumen roto, logrando una reducción de 9 % en costos operativos. Este antecedente demuestra que el rediseño técnico de las mallas, basado en criterios de control de energía y carga, es clave para la productividad minera y complementa la línea de investigación orientada a la eficiencia de perforación y voladura.

Concha y Tarifa (2020). En su trabajo de investigación "*Reducción y optimización de costos en perforación y voladura implementando barrenos de*

16 pies para labores de desarrollo en la U.O. Inmaculada – Sociedad Minera Ares S.A.C.”

Abordó la evaluación técnica y económica del cambio de malla de perforación de 12 a 16 pies en la Unidad Operativa Inmaculada. El estudio comparó ambas configuraciones con base en el comportamiento geomecánico del macizo (RMR 55, GSI 50). Con un enfoque aplicado, se realizaron pruebas de campo y análisis de eficiencia energética. Los resultados indicaron que el avance por disparo aumentó de 3.19 m a 4.29 m, con una eficiencia de 97 %, y el volumen roto creció 35 %. Aunque el costo por disparo pasó de 810 a 1051 \$/m, el costo por pie perforado disminuyó 12 %.

La conclusión resalta que los barrenos largos permitieron reducir tiempos operativos y optimizar la relación carga/avance. El ahorro energético por metro cúbico de roca volada fue 15 %, lo que demuestra que el incremento del largo de taladro puede elevar la productividad con un costo controlado. Este antecedente complementa la línea de investigación al mostrar cómo la longitud del barreno influye en el rendimiento y la rentabilidad.

Castro y Rosado (2023). En su trabajo de investigación *“Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María.”*

El estudio se efectuó en la Unidad Minera Santa María de la Compañía Minera Poderosa S.A., enfocándose en las labores RA ELI 2 (-), RA FABI 5 (+) y RA FABI 6 (-). El objetivo fue evaluar los parámetros técnicos de perforación y voladura que influyen en la optimización de costos de avance. Mediante un enfoque científico de tipo aplicado y diseño no experimental, se analizó la

eficiencia de perforación, tiempo de ejecución y consumo de explosivos. Los resultados evidenciaron que la estandarización de la carga por taladro redujo los tiempos muertos en 8 % y el consumo de explosivos en 6 %, logrando una reducción promedio de 9 % en costos totales.

Se concluyó que el control del paralelismo y la distribución de energía en la malla favorecen la eficiencia del disparo y la estabilidad del frente. Este antecedente aporta una perspectiva práctica sobre el impacto de la gestión técnica y el control operativo en la rentabilidad de las operaciones unitarias de minería subterránea.

Cárdenas Condori (2022). En su trabajo de investigación "*Optimización del diseño de malla de perforación y voladura para mejorar el avance lineal en la rampa 417 – U.M. Las Águilas*" En este trabajo técnico abordó la optimización del avance lineal mediante el rediseño de mallas de perforación en la rampa 417 de Las Águilas, la investigación aplicó un diseño correlacional y un análisis de eficiencia por disparo, estableciendo la relación entre el número de taladros, factor de carga y avance logrado. Los resultados indicaron que, al reducir la cantidad de taladros de 46 a 43 y ajustar la carga lineal a 4.19 kg/m³, se obtuvo un incremento de 25 % en el avance por disparo y una reducción de 22 % en los costos.

Se concluyó que la estandarización de parámetros de perforación, sumada al uso de explosivos de mayor potencia, permitió mejorar la eficiencia energética y disminuir los costos unitarios por metro lineal. Este antecedente refuerza la necesidad de una gestión técnica del proceso de perforación, con énfasis en la planificación y control de variables operativas.

2.3. MARCO CONCEPTUAL

Dentro de las operaciones mineras subterráneas, el inicio de cada ciclo productivo está determinado por dos acciones técnicas esenciales: la perforación y la voladura. Estas dos etapas, que podrían parecer simples rutinas operativas, tienen en realidad un impacto directo sobre la eficiencia de los procesos posteriores, especialmente en lo que respecta al carguío y transporte del material. A medida que las exigencias económicas se vuelven más estrictas en el sector minero, se vuelve necesario revisar la calidad de cada una de estas fases y cómo su diseño afecta directamente los costos globales de operación.

VARIABLE 1: PERFORACION Y VOLADURA

2.3.1. Malla de perforación

Disposición geométrica de los taladros que determina cómo se aplica la energía explosiva al macizo: esencialmente, el burden (B) y el spacing (S) de los barrenos (más diámetro, ángulo, longitud cargada/taconeo y secuencia de iniciación) para lograr la fragmentación prevista minimizando el daño periférico. Holmberg & Persson (1979)

2.3.2. Perforación técnica y operativa

La perforación es la primera intervención mecánica sobre el macizo rocoso.

En minería subterránea, esta se realiza comúnmente con equipos neumáticos o hidráulicos, siguiendo un patrón previamente definido, llamado malla de perforación.

Según López Jimeno (2006), los elementos básicos de diseño incluyen el espaciamiento, el burden, la longitud de los barrenos y la distribución del tipo de taladro. Estos parámetros deben adaptarse a las condiciones del macizo rocoso

para garantizar precisión y un consumo de energía razonable. Un patrón mal ejecutado puede derivar en desviaciones angulares, intersecciones entre barrenos y errores en la profundidad, lo cual afecta el volumen de material volado y compromete la eficiencia de la etapa siguiente: la voladura (Konya & Walter, 1990).

2.3.3. Voladura y fragmentación

La voladura consiste en el uso de energía química contenida en explosivos para fragmentar el macizo. Se utilizan explosivos como ANFO, emulsiones y dinamitas, cuya selección depende de la resistencia de la roca, del diseño del frente y del tipo de avance buscado (Artigas, 2011). Para que la energía liberada sea aprovechada adecuadamente, la carga debe distribuirse en función del diseño de los barrenos. Una carga excesiva, o una distribución errónea, puede causar lo que en minería se denomina sobrerotura: la fractura del macizo más allá del área planeada (Sánchez Villarreal, 2012).

2.3.4. Sobrerotura y su impacto

La sobrerotura es uno de los principales factores que elevan los costos posteriores. Si bien muchas veces se busca asegurar que el disparo logre su objetivo aplicando una mayor cantidad de explosivo, esto suele ser contraproducente. López Jimeno (2006) y Exsa (2001), una sobrerotura no solo incrementa el volumen a cargar, sino también produce geometrías irregulares que dificultan la operación del scooptram y aumentan la necesidad de sostenimiento por pérdida de estabilidad.

2.3.5. Fragmentación y carguío

El tamaño de fragmentación generado por la voladura influye directamente en la facilidad del carguío. Si los fragmentos son demasiado grandes, se necesita más tiempo por ciclo de carguío, lo que incrementa el consumo de combustible y desgasta más rápidamente los componentes mecánicos. Por otro lado, una

fragmentación excesivamente fina puede generar acumulación de polvo, desgaste en las tolvas de transferencia y menor eficiencia del acarreo (López Jimeno, 2006). Konya y Walter (1990) señalan que, para un carguío eficiente, el P80 del material fragmentado (tamaño por debajo del cual se encuentra el 80% del material) debe ubicarse entre 6 y 8 pulgadas. Cualquier desviación de este rango implica pérdida de eficiencia en tiempo, combustible y vida útil de los equipos de carguío.

VARIABLE 2: COSTO DE CARGUIO

2.3.6. Costos de carguío

En minería subterránea, el carguío representa una proporción significativa del costo operativo total. Este incluye el tiempo invertido por ciclo, la cantidad de toneladas movidas por hora, el consumo de energía y el desgaste de componentes.

Cuando la perforación y voladura no están optimizadas, los equipos de carguío deben realizar más movimientos por tonelada, lo que encarece la operación y genera fatiga operativa. Los estudios de campo realizados por autores como Cutipa Nina (2022) muestran que una reducción de la sobrerotura en más del 50% permite disminuir el tiempo de carguío en al menos un 10%, traduciéndose en una mejora directa en el rendimiento horario del equipo y en el costo por tonelada cargada.

2.3.7. Relación técnica entre voladura y costos de carguío

La relación entre ambas variables puede explicarse a través de indicadores como el factor de carga específica (kg/m^3), la eficiencia de avance (m/disparo), el índice de sobrerotura (%) y el tiempo por ciclo (min/ciclo). Cuando el diseño de perforación y voladura se ajusta adecuadamente a la geología local, estos indicadores mejoran de forma significativa. El resultado es un sistema más eficiente, con menos volumen excedente, menores tiempos muertos y reducción en el desgaste de los equipos.

2.3.8. Carguío y acarreo de mineral

El proceso de carguío y acarreo en minería subterránea forma parte del núcleo operativo del ciclo de minado. Su eficiencia está determinada, en gran medida, por la calidad del frente volado, la fragmentación obtenida y las condiciones de accesibilidad. En términos prácticos, el carguío consiste en la recolección del material fragmentado mediante un equipo mecánico, generalmente scooptram (LHD), que traslada el mineral hasta una tolva de transferencia o hacia el equipo de acarreo, usualmente volquetes articulados o vagones mineros.

2.3.9. Los parámetros que definen el rendimiento del carguío

Los tiempos por ciclo (cargar-desplazar-descargar-retornar), volumen por cucharón, consumo de combustible y número de ciclos por hora. De acuerdo con López Jimeno (2006), el rendimiento de un LHD puede oscilar entre 40 a 90 toneladas por hora, dependiendo de la capacidad de la máquina, la granulometría del material y las condiciones del frente. El acarreo, por su parte, representa el desplazamiento del material desde la zona de carguío hasta el punto de descarga. Se ve influido por la distancia de transporte, la pendiente del camino, la capacidad del volquete y las condiciones del tránsito subterráneo.

2.3.10. La eficiencia en el carguío en el acarreo.

Si el material no es compactado correctamente en la cuchara del LHD, el número de viajes necesarios para mover una misma cantidad de toneladas aumenta. Por otro lado, si la fragmentación es muy fina, se generan polvos en suspensión, pérdida de material y dificultades en la transferencia.

CAPÍTULO III

MATERIAL Y METODOS

3.1. MATERIALES

Para el desarrollo de la presente tesis, se utilizó una serie de materiales técnicos, equipos de medición y herramientas de análisis orientadas a evaluar de manera práctica la eficiencia del proceso de perforación y voladura, así como su impacto directo sobre los costos de carguío en la galería 2060. Estos materiales fueron seleccionados en función de la realidad operativa de la unidad minera Parcoy y considerando la disponibilidad tecnológica de Consorcio Minero Horizonte S.A.

A continuación, se detallan los principales materiales empleados:

3.1.1. Herramientas de perforación

Dentro del proceso de diseño de malla, fue indispensable el uso de taladros rotativo, que puede ser de percusión o de roto-percusión además suelen tener un sistema de avance hidráulico, el jumbo Sandvik DT821, acoplados a barrenos con brocas cónicas de 45 mm de diámetro, empleadas habitualmente en la galería 2060.

También se usaron extensores, brazo hidráulico, acoples y lubricadores, todos propios del sistema de perforación rotatoria o percusiva hidráulica presente en la operación subterránea.

3.1.2. Explosivos y accesorios de voladura

Se trabajó con emulnor de 3000(0.219 kg/cartucho), emulnor 1000(0.216/cartucho), famecorte(0.139kg/unidad), cordón detonante, mecha rápida y se adiciono emulnor de 500(0.162kg/cartucho) a la nueva malla para garantizar una mejor transmisión de onda explosiva.

Asimismo, se utilizaron detonadores eléctricos y no eléctricos, especialmente el

sistema de iniciación, por su capacidad de brindar mayor control en la secuencia de disparo y reducir vibraciones en zonas adyacentes. Estos materiales fueron parte fundamental para validar el rediseño propuesto en la malla de voladura.

3.1.3. Software de análisis y modelamiento

Para el análisis comparativo de los resultados se empleó software especializado como AutoCAD Civil 3D, el cual permitió modelar la geometría real de la labor y superponerla con el diseño propuesto.

Figura 4
Modelamiento sobreexcavación

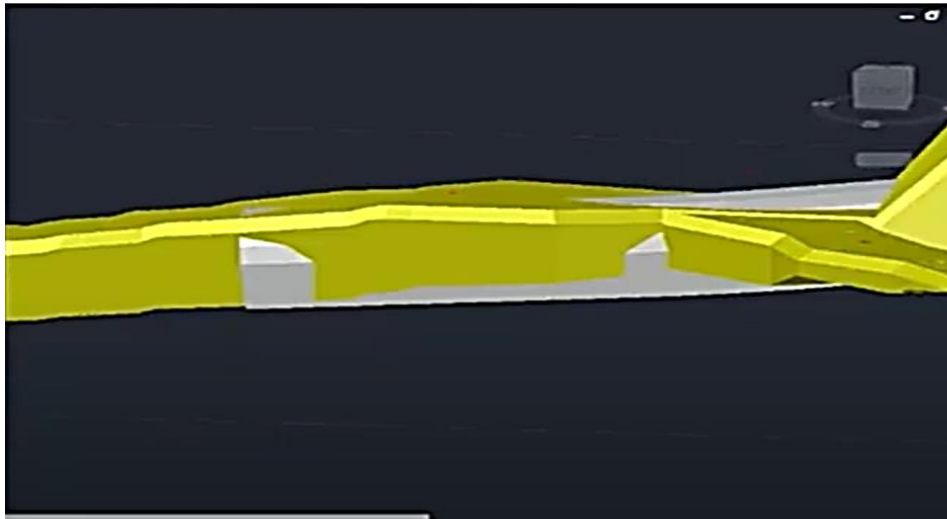
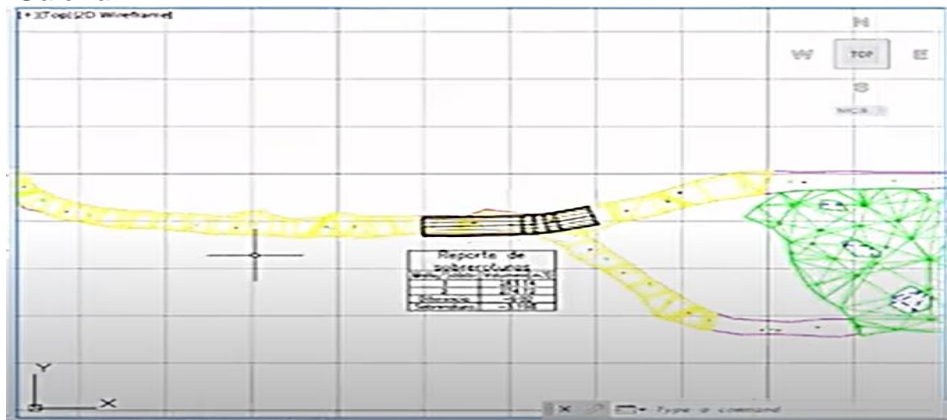


Figura 5
Galería



Fuente: Autor de tesis

También se usó Excel para el tratamiento de datos, como tiempos de ciclo, costos unitarios, avance lineal por voladura, consumo de explosivos y rendimiento de carguío. Se implementaron gráficos de tendencia y cuadros estadísticos que facilitaron la interpretación de los resultados.

3.1.4. Instrumentos de medición y registro

Se recurrió a reloj digital marca Casio F-91W para el control de tiempo, distanciómetro para medir la distancia marca SNDWAY SW-100 y linternas de inspección, todos empleados durante la etapa de levantamiento de campo. Adicionalmente, se utilizó una cámara fotográfica industrial para registrar visualmente los resultados del disparo, la fragmentación del mineral, la forma del frente y las condiciones post-voladura.

3.1.5. Documentos operativos y reportes de campo

Fueron fundamentales los partes diarios de perforación y voladura proporcionados por el área de planeamiento de CMH, así como los reportes de costos del área de carguío. También se revisaron las bitácoras de mantenimiento de equipos, los diseños de malla anteriores y las hojas de cálculo utilizadas por los supervisores para estimar el consumo real de insumos.

Estos documentos sirvieron como fuente de contraste entre los datos históricos y los obtenidos tras la aplicación de la mejora.

3.1.6. Equipos de carguío

Aunque no se modificaron directamente, los scooptrams (modelos ST-2G y ST-3.5) que operan en la galería fueron considerados dentro del análisis de costos de carguío. Sus ciclos de trabajo, consumo de combustible, tiempos muertos y

capacidad efectiva de acarreo permitieron establecer una relación directa entre el diseño de voladura y la eficiencia del carguío.

3.2. METODOS

3.2.1. Tipo de investigación

Es un tipo de investigación Aplicada porque busca resolver un problema operativo dentro de un entorno real (la galería 2060 de la unidad minera Parcoy), que tiene como finalidad mejorar la eficiencia técnica y económica del proceso de carguío mediante la optimización del diseño de perforación y voladura, y no solo ampliar el conocimiento teórico. González (2021), menciona que la investigación aplicada se basa en el conocimiento de la investigación básica para "traducirlo en aplicaciones concretas".

3.2.2. Nivel de investigación

Se pretende establecer cómo los cambios técnicos aplicados en el diseño de malla, tipo de explosivo y control de fragmentación influyen directamente en la eficiencia del ciclo de carguío. Hernández Sampieri (1994), describen que el nivel correlacional es un enfoque que busca medir el grado de asociación entre dos o más variables en un momento determinado, sin manipularlas. Su objetivo no es establecer causalidad, sino describir las relaciones y permitir predicciones. La correlación puede ser positiva o negativa y se analiza a través de métodos estadísticos para determinar la fuerza y dirección de la relación.

3.2.3. Diseño de investigación

Hernández Sampieri (1994), "El diseño no experimental es aquel que se realiza sin manipular deliberadamente la variable, es observar fenómenos tal como se

dan en su contexto natural para después ser analizado, no se manipulan las variables de manera deliberada, sino que se observan y analizan en su entorno real.

El diseño de perforación y voladura será mejorado, pero sin intervención artificial ni control de todas las condiciones externas del sistema operativo.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. Población

La población de estudio está constituida por todos los frentes operativos de desarrollo de Consorcio Minero Horizonte, los autores definen población como la totalidad de todos los sujetos que se ajustan a un conjunto de especificaciones, conformando todo el grupo de personas que es de interés para el investigador y a quienes se pueden generalizar los resultados de la investigación. Polit y Hungler (1999)

3.3.2. Muestra

La muestra estará conformada por frentes en el nivel 2060, empleando un muestreo no probabilístico por conveniencia.

En las muestras no probabilísticas, la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de causas relacionadas con las características de la investigación o los propósitos del investigador (Johnson, 2014, Hernández-Sampieri, 2013 y Battaglia, 2008b)

3.4. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS E INSTRUMENTOS

Técnica de recolección de datos

- Observación técnica directa
- Registro documental operativo.

Esta técnica permitirá recopilar información cuantitativa proveniente de los reportes diarios de perforación, voladura y carguío ejecutados en la galería 2060.

La observación se realizará in situ, durante la ejecución de los ciclos operativos establecidos por el área de operaciones.

Instrumentos de recolección de datos

- Instrumentos de recolección de datos
- Hojas de registro de voladura
- Reportes de consumo de explosivos
- Fichas técnicas de carguío

Estos datos serán contrastados antes y después de la implementación del nuevo diseño de malla.

3.5. ANÁLISIS DE DATOS

3.5.1. Técnica de procesamiento

Una vez recopilados los datos, se procederá a su procesamiento utilizando herramientas de análisis estadístico descriptivo y comparativo.

El procesamiento incluirá la codificación, tabulación y sistematización de la información cuantitativa recogida en campo.

Se utilizarán hojas de cálculo de Excel y software estadístico como SPSS para organizar los datos y calcular promedios, desviaciones estándar, porcentajes de mejora y análisis de tendencias.

3.5.2. Análisis de datos

Para el análisis comparativo entre los disparos ejecutados con el diseño tradicional y aquellos con el nuevo diseño de perforación y voladura.

Se aplicará la prueba T de Student para muestras independientes, la cual

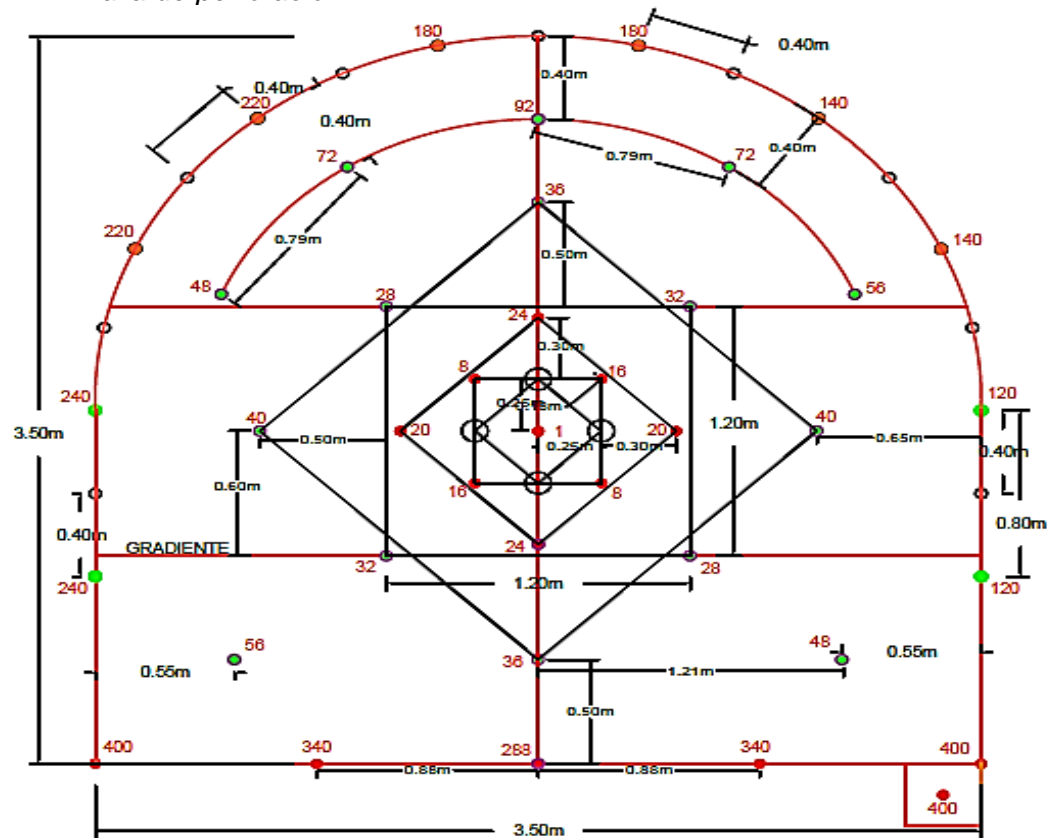
permitirá verificar si existen diferencias estadísticamente significativas en variables como sobrerotura, avance por disparo, tiempo de carguío y costo por tonelada.

3.6. MEJORA DE PERFORACION Y VOLADURA

3.6.1. Malla de perforación inicial

Se tomó como referencia la galería 2060 donde se realizará la evaluación de perforación y voladura con una malla de perforación estandarizada por el área de operaciones para una sección de 3.5 m x 3.5 m, con una calidad de roca RMR: 31 – 40, en el cual se consideraron los siguientes parámetros de la malla de perforación.

Figura 6
Malla de perforación



Fuente: Operaciones CMH

TALADROS CARGADOS : 32 ● TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON FAMECORTE E-20
 TALADROS DE ALIVIO ARRANQUE: 4 ● TALADROS CARGADOS CON EMULNOR 1000 1 1/8"x8"
 TALADROS DE ALIVIO CORONA: 9 ● TALADROS CUADRADORES CARGADOS CON EMULNOR 500 1 1/8" x 12"
 TALADROS PERFORADOS : 48 ○ TALADROS DE AMORTIGUACION
 DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
 DIAMETRO DE RIMADO: 102 mm

Tabla 4
Características

LONGITUD DE PERFORACIÓN	PIES	10.5	EXPLOSIVO	Peso kg.	Carl.
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.34	EMULNOR 3000 1 1/8" x 12"	0.219	87
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	16.41	EMULNOR 1000 1 1/8" x 12"	0.216	116
			FAMECORTE E-20	0.138	25

Fuente: Operaciones CMH

El cuadro presenta los parámetros de carga y perforación empleados en una operación subterránea, con una longitud de perforación de 10,5 pies. El factor de carga volumétrico alcanza 1,34 kg/m³, valor que indica la relación entre la masa total de explosivo y el volumen de roca a fragmentar, sugiriendo una dosificación moderada para un control adecuado de la voladura y minimización de sobre roturas. El factor de carga lineal, de 16,41 kg/m, refleja la cantidad de explosivo distribuida por metro de taladro, coherente con el diseño para garantizar una fragmentación uniforme y optimizar la energía liberada. En cuanto a los explosivos, se emplean tres tipos: Emulnor 3000 (0,219 kg/cartucho, 87 unidades), Emulnor 1000 (0,216 kg/cartucho, 116 unidades) y Famecorte E-20 (0,138 kg/cartucho, 25 unidades), para labores de corte y arranque inicial. La combinación sugiere una estrategia de voladura que prioriza la energía controlada en zonas críticas, utilizando emulsiones de distinta potencia para ajustar la secuencia y reducir proyecciones. En conjunto, los datos evidencian un diseño técnico equilibrado, donde la elección de explosivos y factores de carga responde a criterios de eficiencia operativa, seguridad en la manipulación y control de la geometría final de la excavación.

3.6.1.1. Evaluación de sobreexcavación

El cuadro muestra la proyección de producción para un disparo estándar en labores subterráneas, considerando dimensiones operativas y parámetros físicos del macizo rocoso. La sección de la labor presenta una altura y un ancho de 3,5 metros cada uno, lo que genera un área de corte de 12,25 m². La longitud efectiva de avance, ajustada al 83% de la perforación, es de 3,0 metros, valor que refleja la pérdida operativa habitual por sobreperforación o ineficiencia de arranque. La densidad del material se estima en 2,7 toneladas por metro cúbico, correspondiente a rocas de dureza media-alta, como calizas compactas o andesitas frescas. Con estos datos, la producción teórica por disparo se calcula en 98,83 toneladas, lo que representa un valor de referencia útil para la planificación de ciclos de minado y estimación de requerimientos de transporte y trituración. Este cálculo teórico permite evaluar la eficiencia real en campo, comparando la producción efectiva con el valor proyectado. Cualquier desviación significativa podría indicar problemas en la fragmentación, control de voladura o condiciones geomecánicas imprevistas. En síntesis, los valores reflejan un diseño de producción coherente con estándares operativos, optimizando el equilibrio entre rendimiento por disparo y control geométrico de la excavación.

Fórmula general del cálculo de Producción Teórica:

$$\text{Producción Teórica (Tn)} = \text{Altura (m)} \times \text{Ancho (m)} \times \text{Longitud (m)} \times \text{Densidad (Tn/m}^3\text{)}$$

Tabla 5
Producción proyectada

Disparo	Altura (m)	Ancho (m)	Longitud (83%)	Densidad (Tn/m ³)	Producción Teórica (Tn)
Estándar	3.5	3.5	3	2.7	98.83

Fuente: Autor de la tesis

El cuadro presenta los resultados de producción real obtenidos en 30 disparos, considerando parámetros geométricos de la labor y la densidad constante del macizo rocoso (2,7 t/m³). Las dimensiones de altura y ancho oscilan entre 3,6 y 3,9 m, lo que refleja ligeras variaciones en el frente de trabajo asociadas a la precisión de perforación y al control de la voladura. La longitud de avance varía entre 3,01 y 3,39 m, evidenciando que, aunque se mantiene una tendencia estable, existen diferencias atribuibles a factores operativos y geomecánicos. La producción real calculada muestra un rango entre 108,84 t (disparo 10) y 130,44t (disparo 3), con valores superiores a 125 t en varios eventos, lo que indica un rendimiento óptimo en determinadas condiciones.

En promedio, la producción se mantiene por encima de los 118 t, superando ampliamente la producción teórica de 98,83 t estimada para un disparo estándar, lo que sugiere una capacidad operativa eficiente. Sin embargo, este exceso podría implicar sobreperforación y mayores costos de carguío y acarreo, por lo que se recomienda un control continuo para equilibrar productividad y estabilidad de la excavación.

Fórmula general del cálculo de Producción real:

$$\text{Producción Teórica (Tn)} = \text{Altura (m)} \times \text{Ancho (m)} \times \text{Longitud (m)} \times \text{Densidad (Tn/m}^3\text{)}$$

Tabla 6
Producción real

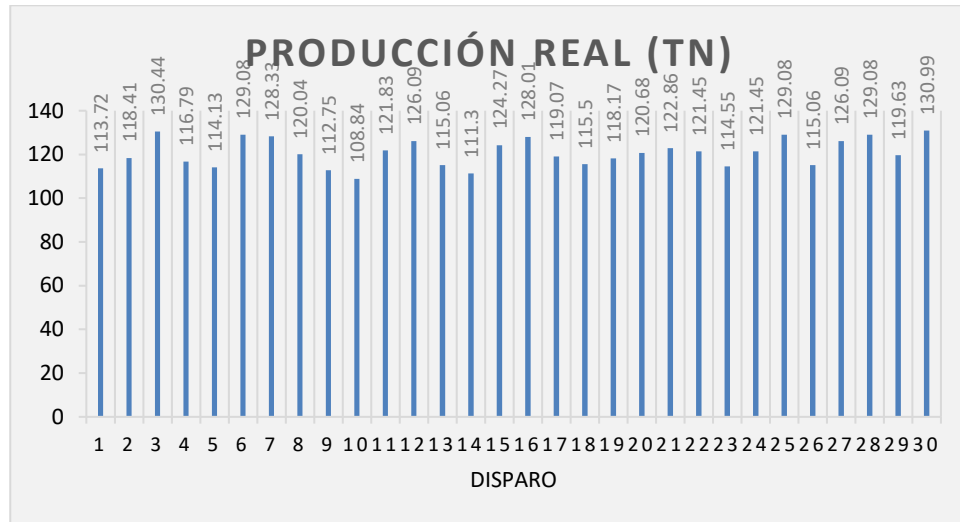
Disparo	Altura (m)	Ancho(m)	longitud(m)	Densidad Tn/m3	Producción real (Tn)
1	3.70	3.60	3.16	2.7	113.72
2	3.80	3.65	3.16	2.7	118.41
3	3.90	3.70	3.35	2.7	130.44
4	3.80	3.60	3.16	2.7	116.79
5	3.70	3.70	3.09	2.7	114.13
6	3.80	3.80	3.31	2.7	129.08
7	3.90	3.60	3.39	2.7	128.33
8	3.80	3.70	3.16	2.7	120.04
9	3.70	3.70	3.05	2.7	112.75
10	3.60	3.50	3.20	2.7	108.84
11	3.80	3.80	3.12	2.7	121.83
12	3.70	3.90	3.24	2.7	126.09
13	3.60	3.70	3.20	2.7	115.06
14	3.80	3.60	3.01	2.7	111.30
15	3.80	3.70	3.27	2.7	124.27
16	3.90	3.80	3.20	2.7	128.01
17	3.70	3.60	3.31	2.7	119.07
18	3.70	3.70	3.12	2.7	115.50
19	3.60	3.90	3.20	2.7	118.17
20	3.75	3.60	3.31	2.7	120.68
21	3.80	3.70	3.24	2.7	122.86
22	3.70	3.80	3.20	2.7	121.45
23	3.60	3.60	3.27	2.7	114.55
24	3.80	3.70	3.20	2.7	121.45
25	3.80	3.80	3.31	2.7	129.08
26	3.70	3.60	3.20	2.7	115.06
27	3.90	3.70	3.31	2.7	126.09
28	3.80	3.80	3.20	2.7	129.08
29	3.70	3.70	3.24	2.7	119.63
30	3.90	3.80	3.27	2.7	130.99

Fuente: Autor de tesis

El gráfico de producción real muestra variaciones entre aproximadamente 108 y 130 toneladas por disparo en un total de 30 eventos. Se observa que, aunque la mayoría de los valores se mantienen por encima de las 115 toneladas, existen picos notables que superan las 125 toneladas, lo que refleja un rendimiento elevado en ciertas jornadas. Las caídas puntuales por debajo de 115 toneladas

podrían asociarse a variaciones en la geometría del frente, fragmentación irregular o ajustes en la carga explosiva.

Figura 7
Producción real



Fuente: Autor de tesis

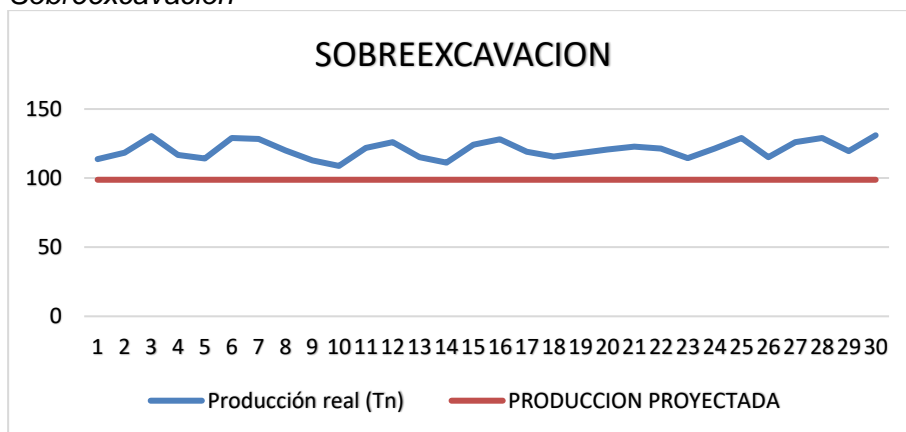
El gráfico evidencia una tendencia de sobreexcavación, donde la producción real supera de manera constante la producción teórica de 98,83 toneladas.

La línea azul, correspondiente a la producción real, presenta fluctuaciones que en varios casos superan las 120 toneladas, indicando un exceso de avance o volumen extraído respecto al diseño proyectado.

Esta diferencia sugiere posibles ajustes en el patrón de perforación, control de carga explosiva o condiciones geomecánicas que favorecen la extracción adicional. Aunque este exceso incrementa la producción, también implica un mayor consumo de explosivos y costos de acarreo, por lo que requiere un control técnico para optimizar la eficiencia.

Figura 8

Sobreexcavación

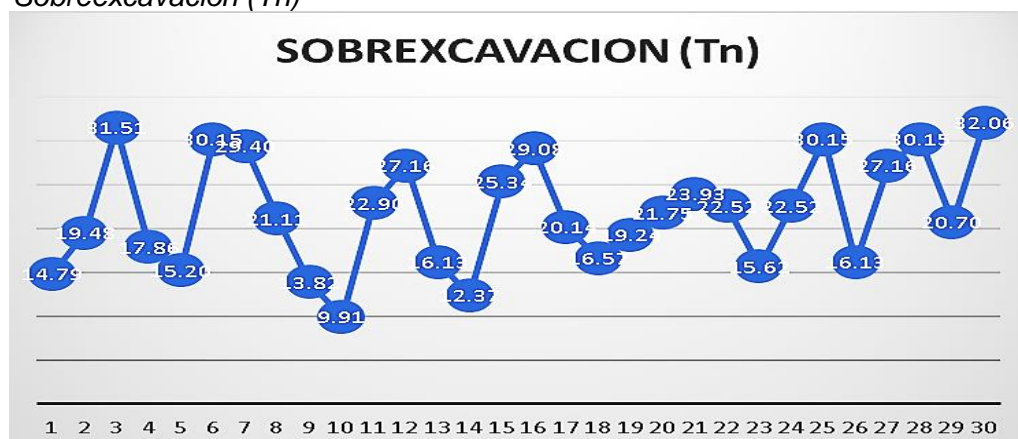


Fuente: Autor

El gráfico presenta la sobreexcavación en toneladas para 30 disparos, evidenciando una alta variabilidad. Los valores fluctúan entre 1,49 t y 32,06 t, con picos significativos en los disparos 3, 6, 14, 18, 22, 25 y 30, lo que indica un control irregular del avance y la fragmentación. Estos excesos pueden estar vinculados a ajustes en el patrón de perforación.

Figura 9

Sobreexcavación (Tn)

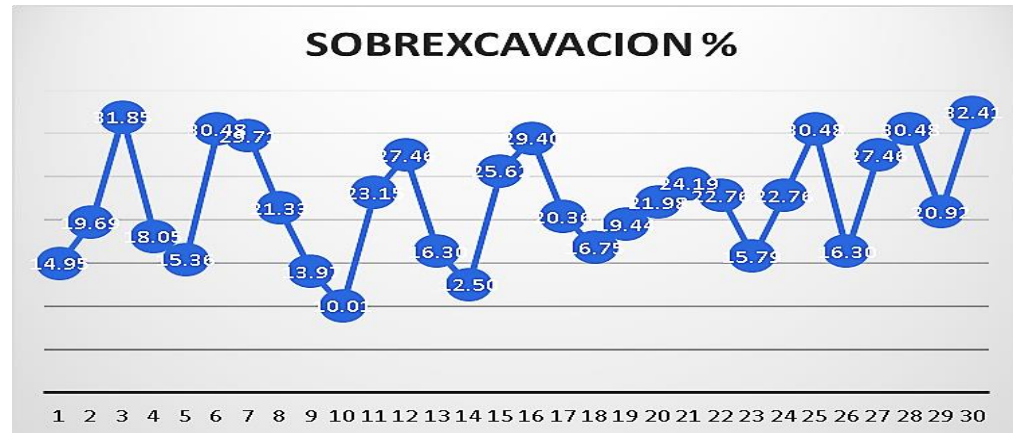


Fuente: Autor

El gráfico de sobreexcavación porcentual evidencia variaciones significativas entre los 30 disparos analizados, con valores que oscilan desde un mínimo de 0,01% hasta un máximo de 32,41%. Se aprecian picos pronunciados en los

disparos 3, 6, 14, 18, 24, 26 y 30, lo que refleja un control irregular del avance respecto al diseño teórico.

Figura 10
Sobreexcavación %



Fuente: Autor

3.6.1.2. Carguío de material estéril

a.- Cálculo de tiempo por guardia producción proyectada

El cuadro presenta el cálculo del tiempo de carguío para una producción proyectada de 118,59 toneladas en una guardia. Considerando un coeficiente de rendimiento de carguío (CRC) de 2,70 t por cuchara, se requieren 44 cucharadas para completar el volumen proyectado. Cada volquete demanda 9 cucharas, con un tiempo promedio de 5,13 minutos por ciclo, resultando en 225,33 minutos de operación efectiva. Al añadir una holgura del 20% por interrupciones operativas, el tiempo total de carguío asciende a 270,39 minutos, equivalentes a 4,51 horas.

Considerando CRC de 2.7 Tn:

$$CRC = V \times \rho \times FL$$

$$V = 2.9 \text{ yd}^3 = 2.9 \times 0.764555 = 2.217 \text{ m}^3$$

$$\rho = 2.20 \text{ tn/m}^3$$

$$CRC = 2.217 \times 2.20 \times 0.55 = 2.68 \text{ tn/cuchara}$$

$$\text{Horas de Carguío} = \left(\frac{\text{Producción Proyectada (TN)}}{\text{Capacidad Real por Cuchara (TN)}} \times \text{Tiempo por Cuchara (min)} \right) \times (1 + \text{Holgura}) \div 60$$

Tabla 7
Producción proyectada

Guardia	producción proyectada (Tn)	CRC	cuchara cuchara	cuchara volquete	tiempo minutos	minutos de carguío	holgura 20%	minutos carguío	horas carguío
1	118.59	2.70	44	9	5.13	225.33	45.07	270.39	4.51

Fuente: Autor de tesis

b.- Costo unitario por carguío proyectado

El cuadro muestra el detalle de los costos de operación para una jornada de carguío en mina. El mayor gasto proviene del scooptram, que trabajó 4 horas con un costo unitario de 93,19 dólares, sumando 372,76 dólares.

El combustible, también para 4 horas, representa 58,00 dólares al considerar un precio de 14,50 dólares por hora.

El pago al operador, calculado por una hora de trabajo, asciende a 45,00 dólares.

Al totalizar los conceptos, el gasto llega a 475,76 dólares, equivalente a un costo por hora de 118,94 dólares.

$$\text{Costo por Hora} = \frac{\text{Costo Total}}{\text{Total de Horas Operativas}}$$

Tabla 8
Costo hora

Detalle	hora	consumo	costo	total
Scooptram	4	1	93.19	372.76
Combustible	4	1	14.5	58
Operador	1	1	45	45
			total	475.76
			costo hora	\$ 118.94

Fuente: Autor de tesis

c.- Costo total por carguío proyectado

El cuadro resume los costos estimados para el carguío de una guardia con una producción proyectada de 98,83 toneladas.

El tiempo de operación requerido es de 3,76 horas, con un costo unitario de carguío de 118,94 dólares por hora.

$$\text{Total Carguío (USD)} = \text{Horas de Carguío} \times \text{Costo por Hora de Carguío}$$

Tabla 9

Producción proyectada

Guardia	Producción Proyectada (TM)	Horas Carguío	costo carguío	total carguío
1	98.83	3.76	\$118.94	\$446.68

Fuente: Autor de tesis

d.- Cálculo de tiempo por guardia producción real

El cuadro detalla los resultados de producción real y tiempos de carguío en 30 guardias. Las toneladas cargadas fluctúan entre 108,84 y 130,99, con un coeficiente de rendimiento de 2,70 t por cuchara. El número de cucharadas por guardia varía de 40 a 49, manteniendo 9 cucharas por volquete y un tiempo promedio de 5,13 minutos por ciclo. Las horas efectivas de carguío oscilan entre 4,14 y 4,96, reflejando ligeras variaciones en la productividad operativa.

$$\text{Horas de Carguío} = \left(\frac{\text{Producción Real (TN)}}{\text{Capacidad Real por Cuchara (TN)}} \times \text{Tiempo por Cuchara (min)} \right) \div 60$$

Tabla 10
Horas de carguío

Guardia	producción real (Tn)	CRC	cucharas	cuchara volquete	tiempo minutos	minutos carguío	horas carguío
1	113.72	2.70	42	9	5.13	259.28	4.32
2	118.41	2.70	44	9	5.13	259.98	4.5
3	130.44	2.70	48	9	5.13	297.41	4.96
4	116.79	2.70	43	9	5.13	266.28	4.44
5	114.13	2.70	42	9	5.13	260.2	4.34
6	129.08	2.70	48	9	5.13	294.31	4.91
7	128.33	2.70	48	9	5.13	292.58	4.88
8	120.04	2.70	44	9	5.13	273.68	4.56
9	112.75	2.70	42	9	5.13	257.07	4.28
10	108.84	2.70	40	9	5.13	248.15	4.14
11	121.83	2.70	45	9	5.13	277.77	4.63
12	126.09	2.70	47	9	5.13	287.49	4.79
13	115.06	2.70	43	9	5.13	262.32	4.37
14	111.30	2.70	41	9	5.13	253.75	4.23
15	124.27	2.70	46	9	5.13	283.34	4.72
16	128.01	2.70	47	9	5.13	291.87	4.86
17	119.01	2.70	44	9	5.13	271.48	4.52
18	119.07	2.70	43	9	5.13	263.34	4.39
19	115.50	2.70	44	9	5.13	269.42	4.49
20	118.17	2.70	45	9	5.13	275.15	4.59
21	120.68	2.70	46	9	5.13	280.12	4.67
22	122.86	2.70	45	9	5.13	276.9	4.62
23	121.45	2.70	42	9	5.13	261.17	4.35
24	121.45	2.70	45	9	5.13	276.9	4.62
25	129.08	2.70	48	9	5.13	294.31	4.91
26	115.06	2.70	43	9	5.13	262.33	4.37
27	126.09	2.70	47	9	5.13	287.49	4.79
28	129.08	2.70	48	9	5.13	294.31	4.91
29	119.63	2.70	44	9	5.13	272.75	4.55
30	130.99	2.70	49	9	5.13	298.66	4.98

Fuente: Autor de tesis

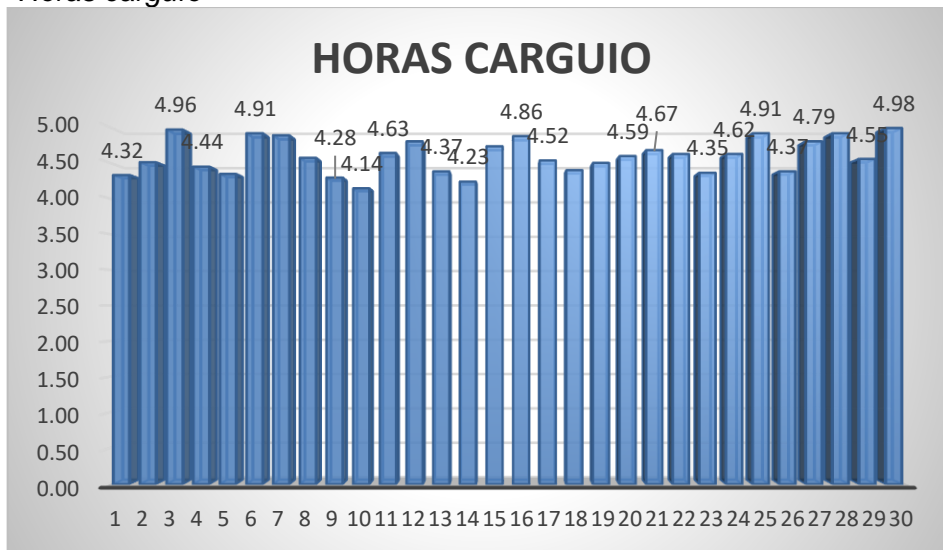
El gráfico presenta las horas efectivas de carguío para 30 guardias, con valores que oscilan entre 4,14 y 4,98 horas.

Se observa que en la mayoría de los casos el tiempo se mantiene cercano a 4,5 horas, con picos máximos en las guardias 4, 16 y 30, lo que indica jornadas de mayor demanda operativa.

Las variaciones pueden deberse a cambios en el volumen real de producción, número de cucharadas requeridas o tiempos de ciclo.

Este comportamiento, en general estable, refleja un control aceptable del proceso, aunque los valores más altos podrían implicar ajustes para optimizar el uso de equipos y recursos.

Figura 11
Horas carguío



Fuente: Autor de tesis

e.- Costo total por acarreo real

El cuadro presenta la correlación entre las horas efectivas de carguío y el costo asociado, considerando una tarifa constante de 118,94 dólares por hora. Los tiempos varían entre 4,14 y 4,98 horas por jornada, generando costos que oscilan de 491,91 a 592,04 dólares.

Las diferencias en duración pueden deberse a variaciones en el volumen de material, condiciones operativas del frente o eficiencia del ciclo de trabajo.

Las jornadas más extensas incrementan de forma proporcional el gasto total, mientras que las más cortas reflejan un uso más reducido de recursos.

Este registro permite evaluar la eficiencia operativa y establecer medidas para optimizar costos.

$$\text{Costo Total de Carguío (USD)} = \text{Horas de Carguío} \times \text{Costo por Hora de Carguío}$$

Tabla 11
Costo carguío

horas carguío	costo carguío	costo carguío (\$)
4.32	\$118.94	\$513.97
4.50	\$118.94	\$535.20
4.96	\$118.94	\$589.56
4.44	\$118.94	\$527.87
4.34	\$118.94	\$515.82
4.91	\$118.94	\$583.41
4.88	\$118.94	\$580.00
4.56	\$118.94	\$542.53
4.28	\$118.94	\$509.61
4.14	\$118.94	\$491.91
4.63	\$118.94	\$550.64
4.79	\$118.94	\$569.91
4.37	\$118.94	\$520.02
4.23	\$118.94	\$503.02
4.72	\$118.94	\$561.68
4.86	\$118.94	\$578.58
4.52	\$118.94	\$538.16
4.39	\$118.94	\$522.04
4.49	\$118.94	\$534.08
4.59	\$118.94	\$545.43
4.67	\$118.94	\$555.29
4.62	\$118.94	\$548.91
4.35	\$118.94	\$517.73
4.62	\$118.94	\$548.91
4.91	\$118.94	\$583.41
4.37	\$118.94	\$520.02
4.79	\$118.94	\$569.91
4.91	\$118.94	\$583.41
4.55	\$118.94	\$540.68
4.98	\$118.94	\$592.04

Fuente: Autor de tesis

El gráfico compara el costo real de carguío con el costo proyectado para 30 jornadas. La línea azul, correspondiente al costo real, presenta fluctuaciones entre aproximadamente 490 y 592 dólares, superando de forma constante la línea naranja del costo proyectado, que se mantiene fija en torno a 446 dólares. Esta diferencia sostenida indica una sobreinversión operativa respecto a lo planificado, posiblemente asociada a mayores tiempos de trabajo, incrementos en el número de ciclos o variaciones en el rendimiento del equipo. El seguimiento de esta desviación permite identificar oportunidades para optimizar el proceso y reducir el gasto sin afectar la productividad prevista.

Figura 12
Costos de carguío



Fuente: Autor de tesis

f.- Diferencia de costos de carguío

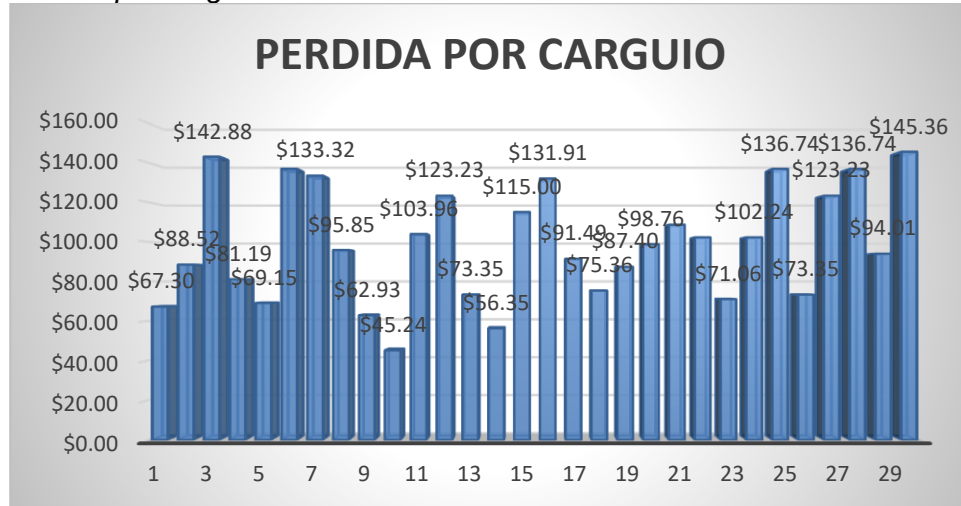
El gráfico refleja las pérdidas por carguío registradas en 30 jornadas, con valores que van desde aproximadamente 45 hasta más de 145 dólares.

Los picos más altos se observan en las jornadas 2, 4, 6, 15, 25, 27 y 30, indicando sobrecostos significativos frente a lo planificado.

Estas diferencias pueden estar asociadas a tiempos de operación prolongados, incrementos en el número de ciclos o condiciones operativas menos favorables.

La presencia de jornadas con pérdidas reducidas evidencia que es posible optimizar el proceso.

Figura 13
Perdida por carguío



Fuente: Autor de tesis

El cuadro compara el costo real de carguío frente al costo proyectado en 30 guardias, evidenciando diferencias que representan pérdidas acumuladas de 2.973,49 dólares. En la mayoría de las jornadas, el costo real supera al proyectado de 446,68 dólares, con variaciones que van desde 45,24 hasta 145,36 dólares. Los mayores desvíos se presentan en las guardias 3, 6, 7, 15, 16, 25, 27 y 30, reflejando posibles incrementos en horas de operación o menor eficiencia del ciclo de trabajo.



$$\text{Pérdida por Carguío} = \text{Costo Real de Carguío} - \text{Costo Proyectado de Carguío}$$

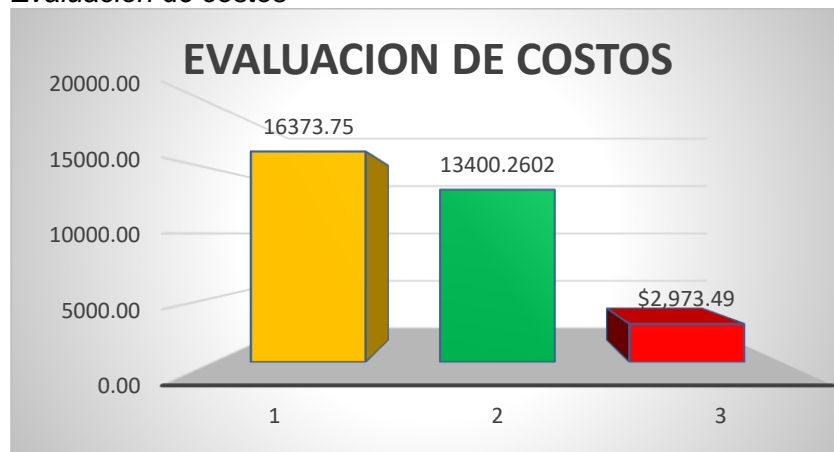
Tabla 12
Perdida de carguío

guardia	costo total carguío real (\$)	costo proyectado (\$)	Perdida por carguío (\$)
1	513.97	446.68	67.30
2	535.20	446.68	88.52
3	589.56	446.68	142.88
4	527.87	446.68	81.19
5	515.82	446.68	69.15
6	583.41	446.68	136.74
7	580.00	446.68	133.32
8	542.53	446.68	95.85
9	509.61	446.68	62.93
10	491.91	446.68	45.24
11	550.64	446.68	103.96
12	569.91	446.68	123.23
13	520.02	446.68	73.35
14	503.02	446.68	56.35
15	561.68	446.68	115.00
16	578.58	446.68	131.91
17	538.16	446.68	91.49
18	522.04	446.68	75.36
19	534.08	446.68	87.40
20	545.43	446.68	98.76
21	555.29	446.68	108.62
22	548.91	446.68	102.24
23	517.73	446.68	71.06
24	548.91	446.68	102.24
25	583.41	446.68	136.74
26	520.02	446.68	73.35
27	569.91	446.68	123.23
28	583.41	446.68	136.74
29	540.68	446.68	94.01
30	592.04	446.68	145.36
total	16373.75	13400.2602	\$2, 973.49

Fuente: Autor de tesis

El gráfico compara el costo real y el costo proyectado del carguío, junto con la pérdida económica resultante. El costo real acumulado alcanza 16.373,75 dólares, superando en 2.973,49 dólares al costo proyectado de 13.400,26 dólares. Esta diferencia refleja un exceso de gasto atribuible a mayores horas de operación o a una eficiencia operativa inferior a la planificada. La magnitud de la pérdida evidencia la importancia de ajustar los tiempos de ciclo, optimizar el uso del equipo y reducir tiempos improductivos. Un control más estricto de estos factores permitiría acercar el costo real al proyectado, mejorando la rentabilidad de la operación minera.

Figura 14
Evaluación de costos



Fuente: Autor de tesis

h.- Acarreo de material estéril

El cuadro describe las condiciones operativas de la labor GL-2060 durante un turno de trabajo. La sección de la labor es de 3,5 m por 3,5 m, con taladros de 3,5 m de longitud. La jornada inició a las 7:20 a. m. y concluyó a las 11:20 a. m., registrando una duración efectiva de 4 horas. Para el transporte se dispuso de una flota de tres volquetes, cada uno con capacidad de 25 toneladas. Esta configuración permite estimar la capacidad total de acarreo y planificar la

secuencia de trabajo, asegurando un flujo continuo de material y optimizando el uso del tiempo disponible.

Tabla 13

Datos de acarreo

labor	GI-2060
sección	3.5mx3.5m
longitud de taladro	3.5m
hora de inicio	7.20 AM
hora final	11.20 AM
Duración	4 horas
flota	3 volquetes
capacidad de volquete	25 Tn

Fuente: Autor de tesis

En la labor GL-2060 se trabajó en una sección de 3,5 metros por lado, con taladros que igualaban esa medida. El turno empezó a las 7:20 de la mañana y terminó a las 11:20, sumando cuatro horas efectivas. Durante ese tiempo, el material extraído se movió con tres volquetes, cada uno capaz de transportar 25 toneladas.

$$\text{Costo Total Transporte} = \sum_{i=1}^n (\text{Unidad}_i \times \text{Galón/Hora}_i \times \text{Costo}_i \times \text{Horas de Operación})$$

Tabla 14

Costo tonelada

Descripción	Unidad	Galón/hora	Costo	Horas de operación	Sub total
conductor volquete	1		6.09	1.5	9.135
combustible		3.9	4.2	1.5	24.57
Volquete	1		26.03	1.5	39.045
					72.75
					25
				Costo \$/Tn	2.91

Fuente: Autor de tesis

El cuadro muestra el detalle del trabajo de tres volquetes Volvo FX durante una guardia. Cada unidad tiene una capacidad de 25 toneladas y un costo de

operación de 2,91 dólares por tonelada. Los volquetes 458 y 461 realizaron dos viajes cada uno, alcanzando un subtotal individual de 145,50 dólares. El volquete 428 efectuó un solo viaje, con un costo de 72,75 dólares. En conjunto, el gasto total de la jornada fue de 363,75 dólares.

$$\text{Costo Total Guardia} = \sum_{i=1}^n (\text{Capacidad}_i \times \text{Viajes}_i \times \text{Costo por TN}_i)$$

Tabla 15
Características flota

Número de volquete	Marca	Capacidad (tn)	Número de viajes	Costo \$/Tn	Subtotal (\$)
458	volvo fx	25	2	2.91	145.5
461	volvo fx	25	2	2.91	145.5
428	volvo fx	25	1	2.91	72.75
Total/guardias					363.75

Fuente: Autor de tesis

El cuadro presenta el registro de 30 guardias con sus valores de producción real, capacidad de volquete, número de unidades utilizadas y el costo asociado. Cada volquete tiene capacidad de 25 toneladas y el costo unitario de transporte se mantiene en 2,91 dólares por tonelada. En todas las guardias se emplearon seis volquetes, por lo que el costo real por jornada es constante en 436,50 dólares, independientemente de la variación en la producción, que oscila entre 125,16 y 150,64 toneladas.

$$\text{Costo Real por Guardia} = \text{Producción Real (TN)} \times \text{Costo por Tonelada (\$/TN)}$$

Tabla 16
Costo real guardia

Guardia	Producción real (Tn)	Capacidad de volquete (Tn)	Cantidad real de volquete	Costo \$/Tn	Costo real \$/ Guardia
1	130.78	25	6	2.91	436.5
2	136.18	25	6	2.91	436.5
3	150.01	25	6	2.91	436.5
4	134.31	25	6	2.91	436.5
5	131.25	25	6	2.91	436.5
6	148.44	25	6	2.91	436.5
7	147.58	25	6	2.91	436.5
8	138.04	25	6	2.91	436.5
9	129.66	25	6	2.91	436.5
10	125.16	25	6	2.91	436.5
11	140.10	25	6	2.91	436.5
12	145.01	25	6	2.91	436.5
13	132.31	25	6	2.91	436.5
14	127.99	25	6	2.91	436.5
15	142.91	25	6	2.91	436.5
16	147.21	25	6	2.91	436.5
17	136.93	25	6	2.91	436.5
18	132.53	25	6	2.91	436.5
19	135.83	25	6	2.91	436.5
20	138.78	25	6	2.91	436.5
21	141.29	25	6	2.91	436.5
22	139.67	25	6	2.91	436.5
23	131.73	25	6	2.91	436.5
24	139.67	25	6	2.91	436.5
25	148.44	25	6	2.91	436.5
26	132.31	25	6	2.91	436.5
27	145.01	25	6	2.91	436.5
28	148.44	25	6	2.91	436.5
29	137.57	25	6	2.91	436.5
30	150.64	25	6	2.91	436.5

Fuente: Autor de tesis

El cuadro compara el costo real por guardia con el costo estándar establecido, evidenciando una diferencia constante de 72,75 dólares en cada jornada. El costo real se mantiene en 436,50 dólares, mientras que el costo estándar es de 363,75 dólares. Este patrón uniforme indica que, independientemente de las variaciones en la producción o el desempeño diario, el gasto operativo siempre

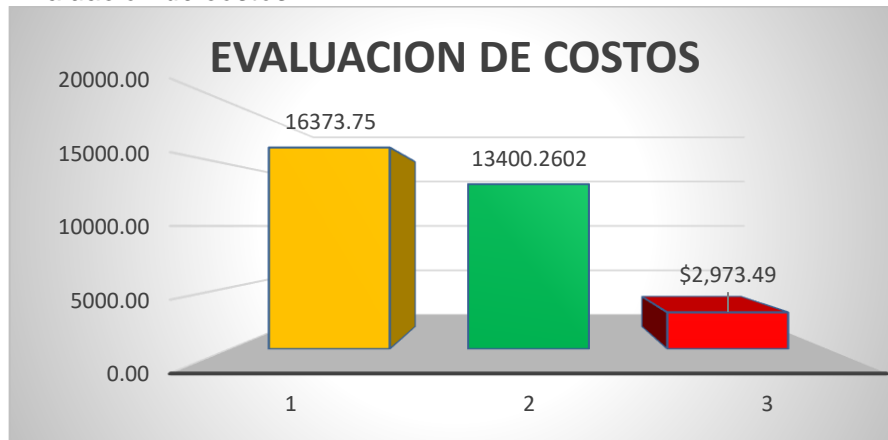
En la evaluación de costos se observa que el gasto real acumulado llegó a 13.095 dólares, mientras que lo previsto era de 10.912,5. La diferencia, de 2.182,5 dólares, no es menor y merece atención.

No se trata solo de un número, sino de un indicio de que algo en la operación está consumiendo más recursos de lo esperado.

Puede que los equipos hayan trabajado más tiempo del programado, o que la forma de asignar la flota no esté del todo ajustada a la producción real.

Entender qué originó este sobre costo es clave para tomar decisiones y evitar que se repita.

Figura 15
Evaluación de costos



Fuente: Autor de tesis

i.- Relación sobreexcavación y costo acarreo

En el registro de disparos se aprecia que la producción real varía entre 130,60 y 157,19 toneladas.

El costo por guardia, en la mayoría de los casos, se mantiene en 436,50 dólares, aunque en jornadas con mayores volúmenes superando aproximadamente las 150 toneladas el gasto se eleva a 509,25 dólares.

Esta diferencia refleja que, cuando se extrae más material, el costo operativo aumenta, posiblemente por un mayor número de ciclos de acarreo o tiempos de uso extendidos del equipo.

Entender cuándo y por qué se produce este salto en el costo puede ayudar a planificar mejor los recursos y mantener un equilibrio entre producción y gasto.

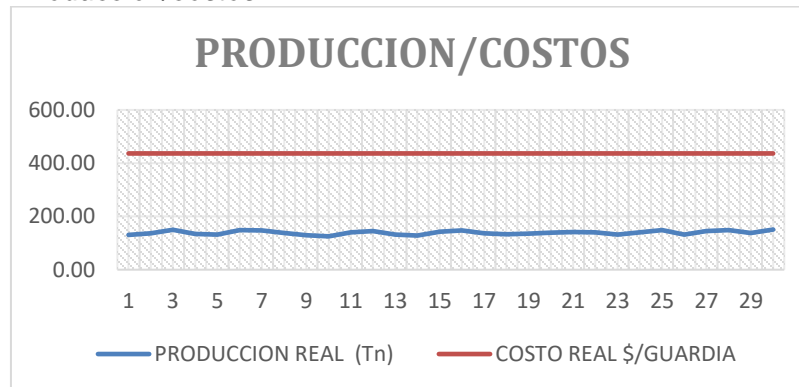
Tabla 18
Producción real

Disparo	Producción real (Tn)	Costo real \$/ guardia
1	136.46	436.5
2	142.10	436.5
3	156.53	509.25
4	140.15	436.5
5	136.95	436.5
6	154.90	509.25
7	153.99	509.25
8	144.04	436.5
9	135.30	436.5
10	130.60	436.5
11	146.20	436.5
12	151.31	509.25
13	138.07	436.5
14	133.55	436.5
15	149.13	509.25
16	153.62	509.25
17	142.88	436.5
18	138.60	436.5
19	141.80	436.5
20	144.81	436.5
21	147.43	436.5
22	145.74	436.5
23	137.46	436.5
24	145.74	436.5
25	154.90	509.25
26	138.07	436.5
27	151.31	509.25
28	154.90	509.25
29	143.55	436.5
30	157.19	509.25

Fuente: Autor de tesis

En el gráfico se observa la relación entre la producción real y el costo por guardia. La línea azul, que representa la producción en toneladas, presenta fluctuaciones moderadas a lo largo de las 30 jornadas, moviéndose en un rango cercano a las 130–150 toneladas. En contraste, la línea naranja del costo real por guardia se mantiene estable en torno a los 436,50 dólares, sin variaciones visibles. Esto evidencia que, independientemente de los cambios en la producción, el gasto operativo diario no se ajusta de forma proporcional al volumen extraído. Este comportamiento sugiere una estructura de costos fijos, lo que influye directamente en la rentabilidad.

Figura 16
Producción/costos



Fuente: Autor de tesis

3.6.2. Malla de perforación aplicada

Se tomó como referencia la galería 2060 realizando la evaluación de la perforación y voladura además del resultado, se tiene una malla de perforación estandarizada para una sección de 3.5 m x 3.5 m, RMR: 31 – 40, se considera los siguientes datos del muestreo en 30 disparos.

La imagen representa el diseño de una malla de perforación para una sección de galería de 3,5 metros de ancho por igual altura, con una bóveda semicircular.

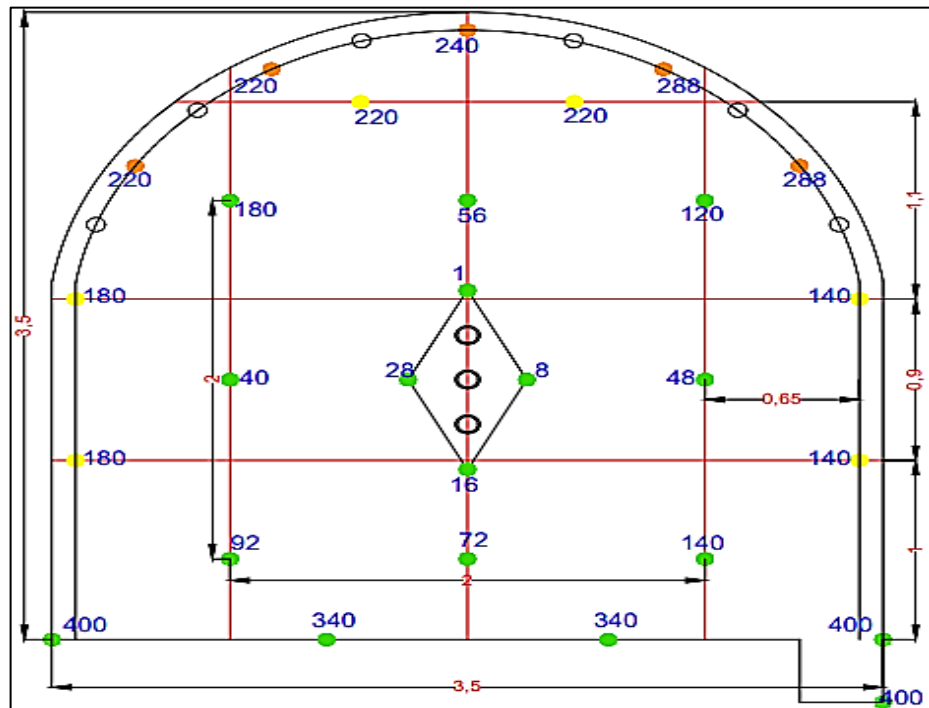
Se observan diferentes tipos de taladros distribuidos estratégicamente: de

contorno, alivio y arranque, cada uno marcado con colores y medidas específicas en milímetros.

Las distancias entre taladros y filas están definidas para optimizar la fragmentación y minimizar la sobreexcavación, manteniendo la estabilidad del contorno.

La disposición simétrica y las cargas asociadas permiten un arranque controlado, facilitando el ciclo de perforación-voladura-carguío.

Figura 17
Malla 2



Fuente: Autor de tesis

El cuadro presenta los parámetros y distribución de taladros en una labor. La longitud de barra utilizada es de 12 pies, con una perforación efectiva de 3 pies por ciclo y una eficiencia estimada del 84 %.

Se registran 28 taladros con carga, 3 taladros rimados para mejorar el perfil y 6 taladros de recorte destinados a ajustar la sección final. En total, se contabilizan 37 perforaciones.

Esta configuración permite un arranque equilibrado, optimizando el uso de explosivos y manteniendo un control adecuado sobre la geometría de la excavación, lo que contribuye a la estabilidad y eficiencia del avance en el frente de trabajo.

Tabla 19
Perforación

	PERFORACION
longitud de barra	12 pies
longitud de perforación	3 pies
eficiencia de perforación	85%
taladros con carga	28 unidades
taladros rimados	3 unidades
taladros recorte	6 unidades
Total	37 unidad

Fuente: Autor de tesis

3.6.3. Cálculo de malla de perforación

Datos de entrada

Sección:

$$A=3.5 \times 3.5 \text{ m}$$

Longitud perforada:

$$L=12 \text{ ft}=3.6576 \text{ m}$$

Eficiencia:

$$\eta=0.85 \rightarrow \text{avance efectivo} = Le=Lp \times \eta$$

$$Le=3.6576 \times 0.85$$

$$Le=3.109 \text{ m}$$

Volumen

$$V=3.5 \times 3.5 \times 3.109$$

$$V=38.10 \text{ m}^3$$

Diámetro taladro: Ø45 mm

Objetivo por RMR 31–40: PF ≈ 0.9–1.1 kg/m³. Tomamos 1.00 kg/m³.

Explosivo total objetivo

$$ET=PF \times V$$

$$ET=1.00 \times 38.10$$

$$ET=38.10 \text{ kg}$$

Reparto de energía por zonas (criterio empírico)

Para bajar la sobreexcavación (18 %) se prioriza energía en corte y piso, y se minimiza en perímetro:

Tabla 20
Calculo área

Zona	% del total	E zona (kg)
Corte	27%	0.27 * 38.10 = 10.30
Cuerpo/producción	41%	0.41 * 38.10 = 15.62
Lifters/piso	20%	0.20 * 38.10 = 7.62
Perímetro (Holmberg suave)	12%	0.12 * 38.10 = 4.57
Total	100%	38.1

Fuente: Autor de tesis

Este reparto es consistente con RMR 31–40 y con el control de contorno por Holmberg.

Parámetros de perforación por zona

Usamos rangos típicos para este RMR y sección:

Corte (V-cut con 2 vacíos):

$$B=S=0.45\text{--}0.50 \text{ m}$$

inclinación 8–12°.

Cuerpo:

B=0.55–0.60 m, S=0.65–0.70 m

Lifters:

B=0.45–0.50 m, S=0.60–0.65 m

Perímetro (Holmberg–Persson): desacoplado

B_p=0.35–0.40 m,

S_p=0.40–0.45 m

Taladros 2–3° hacia el eje.

Stemming: 0.8 m (cuerpo/lifters) y 1.0 m en perímetro.

Over-drill (exceso): ≤ 0.20 m.

Cargas lineales y longitudes cargadas

Elegimos carga lineal q y longitud cargada L_c compatibles con el reparto de energía:

Tabla 21:
Cargas lineales

Zona	(q) (kg/m)	(L _c) (m)	kg por taladro (=q * L _c)
Corte	0.7	1.5	1.05
Cuerpo	0.7	1.4	0.98
Lifters	0.8	1.6	1.28
Perímetro (Holmberg)*	0.2	1.6	0.32

Fuente: Autor de tesis

Perímetro con carga desacoplada * (cartucho 22–25 mm o cordón con separadores)

Número de taladros por zona

$$N_{zona} = \frac{E_{zona}}{q \times L_c}$$

- Corte: $N = \frac{10.30}{1.05} \approx 9.8 \rightarrow 10$
- Cuerpo: $N = \frac{15.62}{0.98} \approx 15.9 \rightarrow 16$
- Lifters: $N = \frac{7.62}{1.28} \approx 6.0 \rightarrow 6$
- Perímetro: $N = \frac{4.57}{0.32} \approx 14.3 \rightarrow 14$

Total propuesto: 48 taladros (10 corte, 16 cuerpo, 6 lifters, 14 perímetro).

Chequeo de explosivo real

$$E = \underbrace{10 \times 1.05}_{10.5} + \underbrace{16 \times 0.98}_{15.7} + \underbrace{6 \times 1.28}_{7.7} + \underbrace{14 \times 0.32}_{4.5} = 38.34 \text{ kg}$$

PF obtenido

$$PF = \frac{38.34}{38.10} = 1.01 \text{ kg/m}^3 \quad (\text{OK})$$

Burden y espaciamentos a usar en campo

Corte:

B=S=0.45–0.50 m

Cuerpo:

B=0.55–0.60 m ; S=0.65–0.70 m (2–3 coronas).

Lifters:

B=0.45–0.50 m ; S=0.60–0.65 m (1 línea).

Perímetro:

Bp=0.35–0.40 m ; Sp=0.40–0.45 m (disparan al final).

Estos valores se trazan con plantilla; tolerancia de perforación ± 5 cm.

3.6.4. Explosivos utilizados

El cuadro detalla los insumos explosivos empleados en la voladura. Se utilizan 28 cartuchos de Emulnor 3000, 106 cartuchos de Emulnor 1000 y 30 de Emulnor 500, complementados con 20 cartuchos de Famecorte para cortes precisos.

En conjunto, el peso total de explosivos asciende a 36,7 kg.

Además, se emplean 20 metros de cordón detonante, 0,1 metros de mecha rápida y 2 unidades de detonador tipo Carmex.

Tabla 22
Explosivos

Explosivos	
emulnor 3000	28 cartuchos
Emulnor 1000	106 cartucho
emulnor 500	30 cartucho%
famecorte	20 cartucho
Total de explosivos	36.7 kg
cordón detonante	20 metro
mecha rápida	0.1 metro
Carmex	2 unidad

Fuente: Autor de tesis

El cuadro presenta los resultados obtenidos en la voladura de una labor de 3,5 metros de ancho por 3,5 metros de alto, con un avance de 3 metros. La eficiencia alcanzada fue del 91 %, generando un volumen roto de 33,44 m³, equivalente a 90,29 toneladas de material. El factor de carga registrado es de 1,1 kg/m³, mientras que el factor de potencia se sitúa en 0,41 kg/ton.

Tabla 23
Resultados

	Resultados
Ancho	3.5 metro
Alto	3.5 metro
Avance	3 metro%
eficiencia de voladura	91%
volumen roto	33.44 m3
toneladas rotas	90.29 Tn
factor de carga	1.1 Kg/m3
factor de potencia	0.41 Kg/Tn

Fuente: Autor de tesis

3.6.1.1. Evaluación de sobreexcavación

El cuadro muestra la proyección de producción para un disparo estándar en una labor de 3,5 metros de alto por 3,5 metros de ancho. Se considera una longitud efectiva de avance del 83 %, equivalente a 3 metros, y una densidad de roca de 2,7 toneladas por metro cúbico. Con estos parámetros, la producción teórica estimada es de 98,83 toneladas por disparo.

$$\text{Producción Teórica (TN)} = \text{Altura} \times \text{Ancho} \times \text{Longitud} \times \text{Densidad}$$

Tabla 24
Producción proyectada

disparo	altura (m)	ancho (m)	longitud 83%	densidad Tn/m3	producción teórica (Tn)
Estándar	3.5	3.5	3	2.7	98.53

Fuente: Autor de tesis

La tabla presenta los resultados de 30 disparos, registrando dimensiones del frente, densidad de la roca y producción real. Las alturas y anchos varían ligeramente entre 3,49 y 3,55 metros, mientras que la longitud perforada oscila de 2,95 a 3,10 metros. Con una densidad constante de 2,7 t/m³, la producción real fluctúa entre 98,85 y 103,71 toneladas. Estas variaciones, aunque

pequeñas, evidencian diferencias en la precisión de perforación y el control del avance.

$$\text{Producción Real (TN)} = \text{Altura (m)} \times \text{Ancho (m)} \times \text{Longitud (m)} \times \text{Densidad (Tn/m}^3\text{)}$$

Tabla 25

Producción real

Disparo	Altura (m)	Ancho(m)	Longitud	Densidad Tn/m3	Producción real (Tn)
1	3.51	3.50	3.00	2.7	99.51
2	3.55	3.51	2.95	2.7	99.25
3	3.49	3.52	3.00	2.7	99.51
4	3.51	3.50	2.98	2.7	98.85
5	3.49	3.51	2.99	2.7	98.89
6	3.50	3.49	3.00	2.7	98.94
7	3.52	3.50	3.05	2.7	101.46
8	3.51	3.51	3.01	2.7	100.13
9	3.52	3.49	3.00	2.7	99.51
10	3.49	3.51	3.10	2.7	102.53
11	3.51	3.52	3.00	2.7	100.08
12	3.51	3.52	3.00	2.7	100.08
13	3.49	3.51	3.01	2.7	99.55
14	3.51	3.49	3.05	2.7	100.88
15	3.52	3.51	3.00	2.7	100.08
16	3.49	3.53	2.98	2.7	99.12
17	3.51	3.51	2.99	2.7	99.46
18	3.52	3.52	3.10	2.7	103.71
19	3.51	3.51	3.05	2.7	101.46
20	3.53	3.50	3.09	2.7	103.08
21	3.52	3.52	3.01	2.7	100.41
22	3.52	3.51	3.00	2.7	100.08
23	3.51	3.53	2.99	2.7	100.03
24	3.52	3.51	2.98	2.7	99.41
25	3.51	3.53	3.00	2.7	100.36
26	3.52	3.49	3.10	2.7	102.82
27	3.52	3.52	3.05	2.7	102.03
28	3.51	3.51	3.08	2.7	102.45
29	3.50	3.53	3.00	2.7	100.08
30	3.49	3.52	3.02	2.7	100.17

Fuente: Autor de tesis

El gráfico compara la producción real con la producción teórica de 98,83 toneladas por disparo.

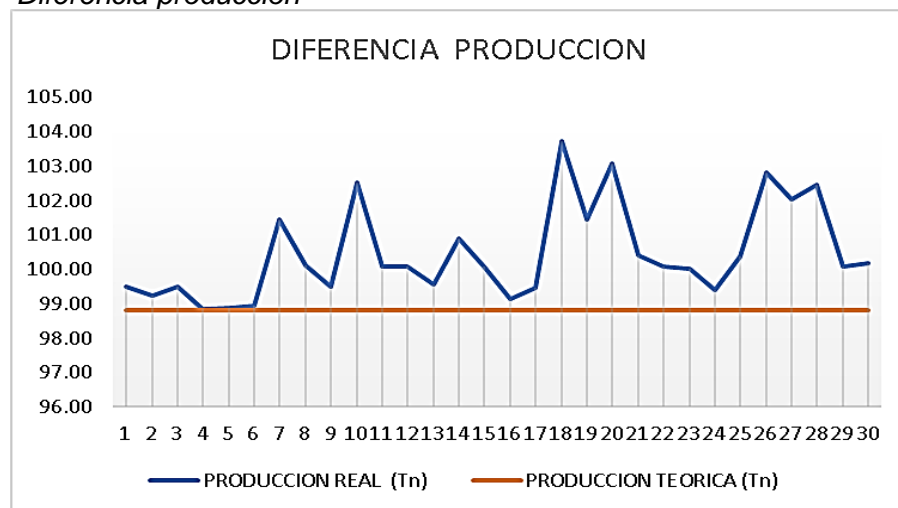
La línea azul, correspondiente a la producción real, muestra fluctuaciones a lo largo de las 30 jornadas, con valores que en algunos casos superan las 103 toneladas.

La línea naranja permanece constante, reflejando el valor proyectado.

Las diferencias positivas indican momentos en los que el rendimiento superó lo estimado, lo que podría deberse a ligeros incrementos en el volumen extraído o en la precisión de la voladura.

Este seguimiento permite identificar patrones y ajustar los parámetros operativos para optimizar la producción sin generar sobreexcavación.

Figura 18
Diferencia producción



Fuente: Autor de tesis

La tabla presenta la producción teórica constante de 118,59 toneladas y los valores de sobreexcavación, tanto en toneladas como en porcentaje.

Las pérdidas de material adicional oscilan entre 0,02 y 5,86 toneladas, equivalentes a un rango porcentual de 0,02 % a 4,94 %.

$$\text{Sobreexcavación \%} = \left(\frac{\text{Toneladas de Sobreexcavación}}{\text{Producción Teórica (TN)}} \right) \times 100$$

Tabla 26
Sobreexcavación

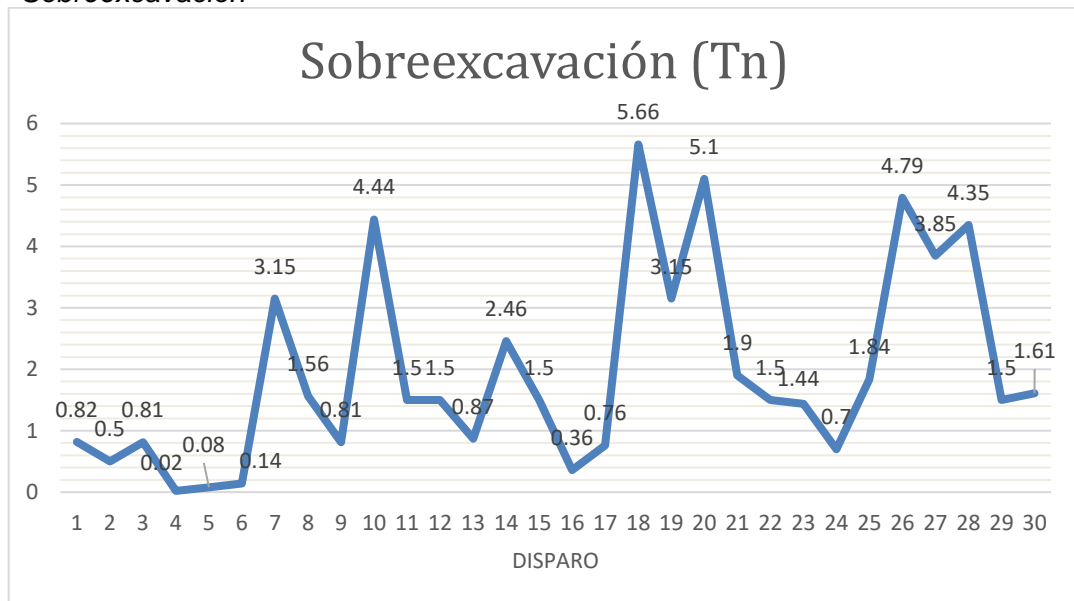
Producción teórica (Tn)	Sobreexcavación (Tn)	Sobreexcavación (%)
118.59	0.82	0.69
118.59	0.50	0.42
118.59	0.81	0.69
118.59	0.02	0.02
118.59	0.08	0.07
118.59	0.14	0.11
118.59	3.15	2.66
118.59	1.56	1.31
118.59	0.81	0.69
118.59	4.44	3.75
118.59	1.50	1.26
118.59	1.50	1.26
118.59	0.87	0.74
118.59	2.46	2.07
118.59	1.50	1.26
118.59	0.36	0.30
118.59	0.76	0.64
118.59	5.66	4.94
118.59	3.15	2.66
118.59	5.10	4.30
118.59	1.90	1.60
118.59	1.50	1.26
118.59	1.44	1.21
118.59	0.70	0.59
118.59	1.84	1.55
118.59	4.79	4.04
118.59	3.85	3.24
118.59	4.35	3.67
118.59	1.50	1.26
118.59	1.61	1.36

Fuente: Autor de tesis

El gráfico muestra la variación de la sobreexcavación en toneladas a lo largo de 30 registros. Se observan valores mínimos cercanos a 0,02 toneladas y picos

que alcanzan hasta 4,88 toneladas, como en el disparo 18. Las fluctuaciones indican que no existe un patrón constante, presentándose jornadas con control preciso y otras con incrementos notables. Los picos más altos podrían asociarse a ajustes inadecuados en la malla de perforación, variaciones en la resistencia del macizo o a un control insuficiente durante la voladura.

Figura 19
Sobreexcavación



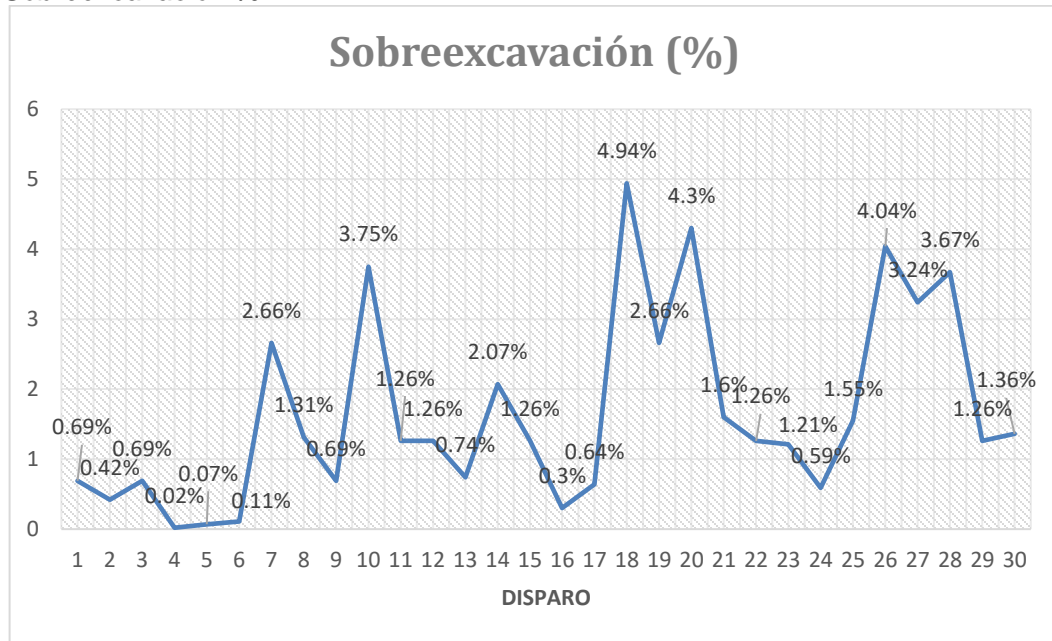
Fuente: Autor de tesis

El gráfico presenta la variación porcentual de la sobreexcavación en 30 registros. Los valores más bajos se sitúan próximos a 0,02 %, mientras que los máximos alcanzan hasta 4,94 %, observándose este pico en el registro 18.

Las fluctuaciones evidencian diferencias en el control de la excavación, con jornadas que mantienen un margen reducido y otras que superan el 4 %, lo que puede impactar en la estabilidad y en los costos.

Estas variaciones podrían relacionarse con ajustes en la malla de perforación, condiciones irregulares del macizo rocoso o desviaciones en la ejecución de la voladura. Reducir los porcentajes altos mejoraría la eficiencia global.

Figura 20
Sobreexcavación %



Fuente: Autor de tesis

3.6.1.2. Carguío de material estéril

a.- Calculo de tiempo por guardia producción proyectada

El cuadro muestra la proyección de carguío para una guardia con una producción estimada de 118,59 toneladas. El coeficiente de rendimiento de la cuchara (CRC) es de 2,70 toneladas, lo que implica el uso de 44 cucharadas para completar el volumen proyectado. Cada volquete requiere 9 cucharas, con un tiempo promedio de 5,13 minutos por ciclo, totalizando 225,33 minutos efectivos de operación. Al añadir una holgura del 20 % para imprevistos, el tiempo total asciende a 270,39 minutos, equivalente a 4,51 horas. Estos datos permiten

planificar con precisión la utilización de equipos y coordinar la logística de transporte para evitar tiempos improductivos.

$$N^{\circ} \text{ de Cucharas} = \frac{\text{Producción Proyectada (TN)}}{\text{Capacidad Real de la Cuchara (CRC)}}$$

Tabla 27
Horas de carguío

Guardia	Producción proyectada (TM)	CRC	Cucharas	Cuchara volquete	Tiempo minutos	Minutos carguío	Holgura 20%	Minutos carguío	Horas carguío
1	118.59	2.70	44	9	5.13	225.33	45.07	270.39	4.51

Fuente: Autor de tesis

b.- Costo unitario por carguío proyectado

Al revisar el cuadro, lo primero que salta a la vista es que el scooptram es, con diferencia, el gasto más fuerte: cuatro horas de trabajo que, a 93,19 dólares cada una, terminan en 372,76 dólares. El combustible, aunque mucho menor, también pesa: se usaron cuatro horas a 14,50 dólares por hora, lo que deja 58 dólares. El pago al operador, registrado por una hora, suma 45 dólares más. Si juntamos todo, la jornada cerró con 475,76 dólares de gasto, que equivalen a unos 118,94 dólares por cada hora efectiva. Este tipo de desglose ayuda a entender dónde se concentra realmente el costo de operación.

Costo Total por Ítem = Horas × Consumo × Costo Unitario
--

Tabla 28
Costo hora

Detalle	Hora	Consumo	Costo	Total
Scooptram	4	1	93.19	372.76
Combustible	4	1	14.5	58
Operador	1	1	45	45
total				475.76
costo hora				\$ 113.94

Fuente: Autor de tesis

c.- Costo total por carguío proyectado

En este registro se nota que, para la guardia evaluada, la producción estimada fue de 98,83 toneladas. El tiempo total empleado en el carguío alcanzó las 3,76 horas, con un costo unitario por hora de 118,94 dólares. Al multiplicar ese valor por las horas trabajadas, el gasto total en carguío se situó en 446,68 dólares. Esta relación entre horas efectivas y costo global permite identificar, de forma directa, cuánto representa cada hora de operación sobre el total de la jornada, y es útil para comparar rendimientos entre diferentes guardias o turnos.

$$\text{TOTAL CARGUÍO} = \text{HORAS CARGUÍO} \times \text{COSTO POR HORA DE CARGUÍO}$$

Tabla 29

Total carguío

Guardia	Producción proyectada (TN)	Horas carguío	Costo carguío	Total carguío
1	98.83	3.76	\$118.94	\$446.68

Fuente: Autor de tesis

d.- Cálculo de tiempo por guardia producción real

En la secuencia de 30 guardias registradas, la producción real se mantuvo mayormente cercana a las 100 toneladas por turno, con variaciones mínimas que evidencian un control operativo estable. El CRC permaneció constante en 2,70, lo que indica que la relación carga–volumen se sostuvo sin cambios significativos. El número de cucharas osciló entre 37 y 38 por guardia, manteniendo uniforme la capacidad de traslado por ciclo. El tiempo por cucharada, fijado en 5,13 minutos, no presentó desviaciones, lo que facilitó que los minutos totales de carguío se situaran en un rango estrecho de 187 a 197 minutos por jornada. En términos de horas efectivas de trabajo, el carguío fluctuó entre 3,76 y 3,94 horas, reflejando que la operación mantuvo un ritmo constante,

con ligeros incrementos en guardias donde la producción superó el promedio. Esta estabilidad sugiere que la planificación y ejecución del proceso de carguío se desarrollaron con un alto grado de eficiencia, limitando las pérdidas de tiempo y asegurando un aprovechamiento uniforme del equipo.

$$N^{\circ} \text{ de Cucharas} = \frac{\text{Producción Real (Tn)}}{\text{Capacidad Real de Cuchara (CRC)}}$$

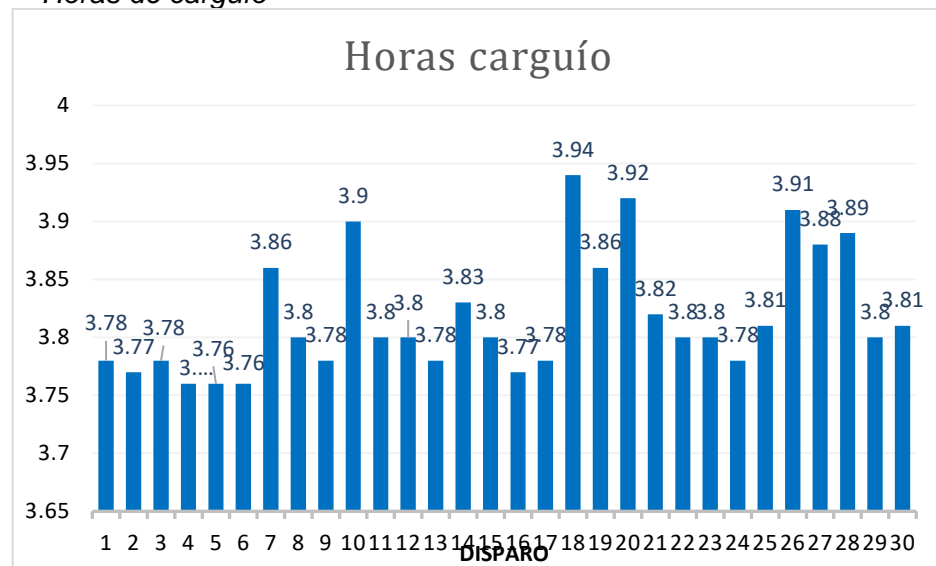
Tabla 30
Producción real

Guardia	Producción real (tn)	CRC	Cucharas	Cuchara volquete	Tiempo minutos	Minutos carguío	Horas carguío
1	99.51	2.7	37	9	5.13	189.81	3.78
2	99.25	2.70	37	9	5.13	189.81	3.77
3	99.52	2.70	37	9	5.13	189.81	3.78
4	98.85	2.70	37	9	5.13	189.81	3.76
5	98.89	2.70	37	9	5.13	189.81	3.76
6	98.94	2.70	37	9	5.13	189.81	3.76
7	101.46	2.70	38	9	5.13	194.94	3.86
8	100.13	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
9	99.51	2.70	37	9	5.13	189.81	3.78
10	102.43	2.70	38	9	5.13	194.94	3.90
11	100.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
12	100.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
13	99.55	2.70	37	9	5.13	189.81	3.78
14	100.88	2.70	37	9	5.13	189.81	3.83
15	100.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
16	99.12	2.70	37	9	5.13	189.81	3.77
17	99.46	2.70	37	9	5.13	189.81	3.78
18	103.71	2.70	38	9	5.13	194.94	3.94
19	101.46	2.70	38	9	5.13	194.94	3.86
20	103.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.92
21	100.41	2.70	37	9	5.13	189.81	3.82
22	100.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
23	100.03	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
24	99.41	2.70	37	9	5.13	189.81	3.78
25	100.36	2.70	37	9	5.13	189.81	3.81
26	102.82	2.70	38	9	5.13	194.94	3.91
27	102.03	2.70	38	9	5.13	194.94	3.88
28	102.45	2.70	38	9	5.13	194.94	3.89
29	100.08	2.70	37	9	5.13	189.81	3.80
30	100.17	2.70	37	9	5.13	189.81	3.81

Fuente: Autor de tesis

El registro de horas efectivas de carguío muestra una variación muy acotada, moviéndose entre 3,76 y 3,94 horas por guardia. Este comportamiento estable es indicativo de una operación controlada, en la que los tiempos de ciclo se mantienen uniformes y las variaciones responden principalmente a ligeros ajustes operativos o a incrementos puntuales en la producción. Los picos más notorios, como los de las guardias 18, 20 y 26, donde se superaron las 3,90 horas, coinciden con volúmenes de producción por encima del promedio, lo que confirma que el mayor tiempo de carguío está directamente vinculado a una demanda operativa más alta. Por otro lado, las horas mínimas, cercanas a 3,76, se observaron en jornadas con producción más ajustada, sin que ello represente una pérdida de eficiencia, sino un reflejo de la adaptación del ritmo de trabajo a la cantidad de material disponible o requerido. En general, el patrón confirma un control eficiente del tiempo, con una gestión adecuada de los recursos y un balance óptimo entre disponibilidad de equipo y metas de producción.

Figura 21
Horas de carguío



Fuente: Autor de tesis

e.- Costo total por acarreo real

El análisis de los costos de carguío refleja una correlación directa entre las horas efectivas trabajadas y el costo real registrado. Aunque el costo estándar por hora se mantiene fijo en \$118.94, el costo total fluctúa en función del tiempo operativo de cada guardia, oscilando entre aproximadamente \$446 y \$469. Los valores más bajos, cercanos a \$446, corresponden a jornadas con 3.76 horas de trabajo, donde la producción se mantuvo estable y el rendimiento del equipo evitó tiempos muertos. En contraste, los picos de costo, como los de las guardias 18, 20 y 26, con valores de \$468.73, \$465.88 y \$464.73 respectivamente, se explican por la mayor duración del ciclo de trabajo, asociada a incrementos en la producción y, en algunos casos, a sobreexcavaciones. El patrón observado sugiere que, aunque el costo horario sea fijo, la gestión eficiente de las horas efectivas es determinante para controlar el gasto total.

$$\text{Costo Carguío Real (\$/guardia)} = \text{Horas de Carguío} \times \text{Costo Estándar por Hora}$$

Tabla 31

Costo de carguío

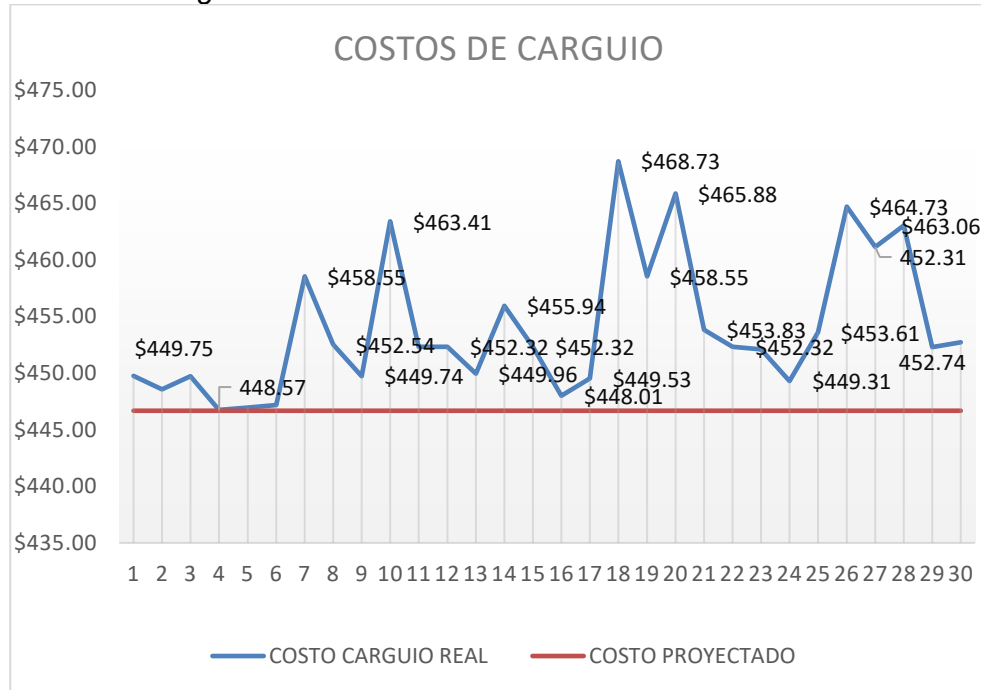
Horas carguío	Costo carguío estándar (\$)	Costo carguío Real
3.78	118.94	449.75
3.77	118.94	448.57
3.78	118.94	449.74
3.76	118.94	446.75
3.76	118.94	446.97
3.76	118.94	447.19
3.86	118.94	458.55
3.80	118.94	452.54
3.78	118.94	449.74
3.90	118.94	463.41
3.80	118.94	452.32
3.80	118.94	452.32
3.78	118.94	449.96
3.83	118.94	455.94
3.80	118.94	452.32
3.77	118.94	448.01
3.78	118.94	449.53

3.94	118.94	468.73
3.86	118.94	458.55
3.92	118.94	465.88
3.82	118.94	453.83
3.80	118.94	452.32
3.80	118.94	452.09
3.78	118.94	449.31
3.81	118.94	453.61
3.91	118.94	464.73
3.88	118.94	461.17
3.89	118.94	463.06
3.80	118.94	452.31
3.81	118.94	452.74

Fuente: Autor de tesis

El comportamiento del costo de carguío real muestra una variabilidad significativa frente al costo proyectado, que se mantiene constante como referencia en \$446.68. Esta línea base funciona como un punto de control para evaluar la eficiencia diaria de la operación. A lo largo del periodo analizado, se observan días donde el costo real se aproxima o incluso se ubica por debajo del proyectado, como en las jornadas 3, 4, 5 y 24, lo que indica un control adecuado de las horas de trabajo y un flujo operativo estable. Sin embargo, hay picos notables, especialmente en las jornadas 10, 18, 20, 26 y 28, donde el costo supera los \$463, alcanzando un máximo de \$468.73. Estos incrementos se relacionan con mayor tiempo de operación, posiblemente originado por ajustes en el ciclo de carguío, sobreexcavaciones o incremento en el volumen manipulado. El análisis sugiere que el control de las horas efectivas de carguío es clave para mantener la operación dentro de los márgenes de costo establecidos. Las desviaciones hacia arriba no solo impactan el presupuesto diario, sino que, acumuladas en el mes, pueden representar un sobrecosto relevante en la producción minera.

Figura 22
Costos de carguío

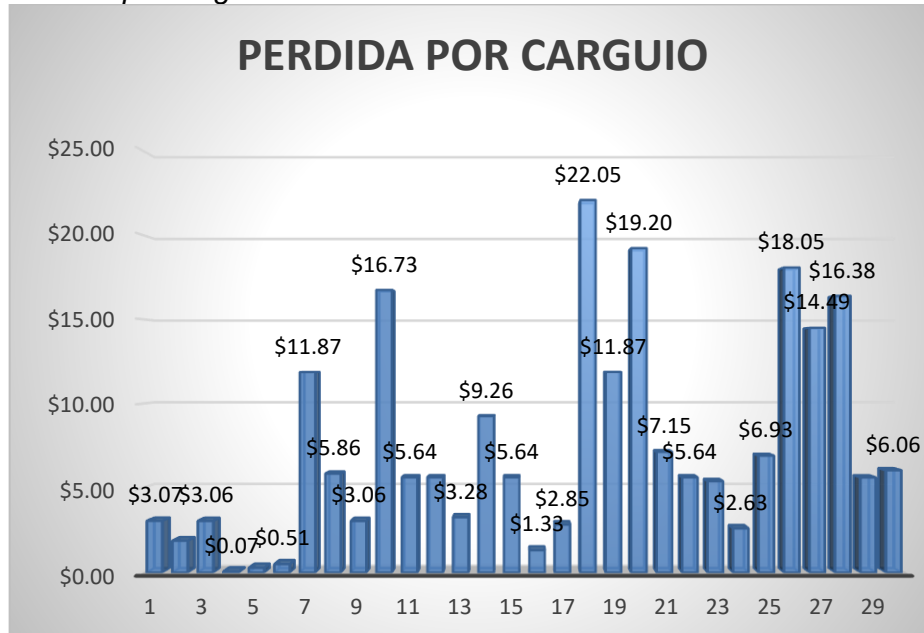


Fuente: Autor de tesis

f.- Diferencia de costos de carguío

En el análisis de pérdidas por carguío se observa un rango de variación entre \$0.50 y \$22.05 por jornada. Los valores más bajos corresponden a los días 3 y 5 (< \$1.00), asociados a ciclos de operación estables y sin interrupciones. En contraste, los picos se registran en los días 17 (\$22.05), 20 (\$19.20), 26 (\$18.05) y 28 (\$16.38), vinculados a incrementos en sobreexcavación y variaciones en horas de carguío (3.76 a 3.94 h). Estos picos implican sobrecostos de hasta un 4.9 % sobre el proyectado.

Figura 23
Perdida por carguío



Fuente: Autor de tesis

En la evaluación de pérdidas por carguío, el costo real osciló entre \$446.75 y \$468.73, frente a un costo proyectado constante de \$446.68. Las desviaciones monetarias variaron de \$0.07 hasta \$22.05, siendo este último el valor máximo registrado en la jornada 18, equivalente a un sobrecosto del 4.9 %. Los días con menor pérdida, como la jornada 4 (\$0.07) y la 5 (\$0.29), muestran un control eficiente en el tiempo de operación y en la sobreexcavación. En cambio, los mayores picos (jornadas 18, 20 y 26) evidencian ineficiencias que requieren ajustes en el ciclo de trabajo para reducir desviaciones y optimizar recursos.

$$\text{Pérdida por Carguío (\$)} = \text{Costo Real de Carguío} - \text{Costo Proyectado de Carguío}$$

Tabla 32
Diferencia de perdida

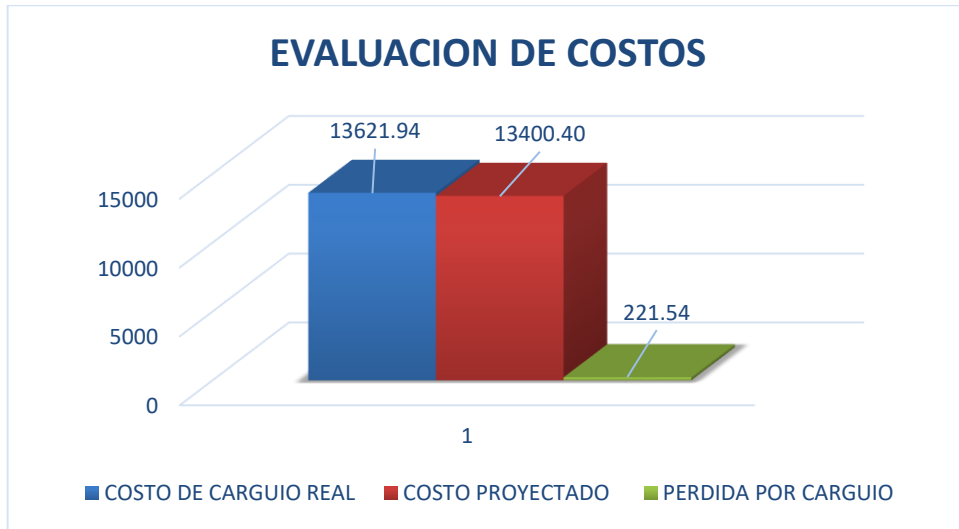
GUARDIA	Costo carguío real	Costo proyectado (\$)	Perdida por carguío
1	449.75	446.68	3.07
2	448.57	446.68	1.89
3	449.74	446.68	3.06
4	446.75	446.68	0.07
5	446.97	446.68	0.29
6	447.19	446.68	0.51
7	458.55	446.68	11.87
8	452.54	446.68	5.86
9	449.74	446.68	3.06
10	463.41	446.68	16.73
11	452.32	446.68	5.64
12	452.32	446.68	5.64
13	449.96	446.68	3.28
14	455.94	446.68	9.26
15	452.32	446.68	5.64
16	448.01	446.68	1.33
17	449.53	446.68	2.85
18	468.73	446.68	22.05
19	458.55	446.68	11.87
20	465.88	446.68	19.20
21	453.83	446.68	7.15
22	452.32	446.68	5.64
23	452.09	446.68	5.41
24	449.31	446.68	2.63
25	453.61	446.68	6.93
26	464.73	446.68	18.05
27	461.17	446.68	14.49
28	463.06	446.68	16.38
29	452.31	446.68	5.63
30	452.74	446.68	6.06

Fuente: Autor de tesis

La evaluación global de costos de carguío muestra un valor real acumulado de \$13,621.97 frente a un costo proyectado de \$13,400.40, generando una pérdida total de \$221.57. Esta diferencia representa un incremento del 1.65 % sobre lo planificado, evidenciando ligeras ineficiencias operativas que, aunque no críticas, afectan la rentabilidad. El sobre costo podría estar asociado a

variaciones en el tiempo de operación, sobreexcavación y ciclos de acarreo. Mantener un control más estricto en la programación de las horas efectivas y optimizar el rendimiento del equipo permitiría reducir esta brecha y alinear los costos reales con los objetivos establecidos.

Figura 24
Evaluación de costos



Fuente: Autor de tesis

h.- Acarreo de material estéril

La labor GL-2060 presenta una sección de 3.5 m x 3.5 m y perforaciones de 3.5 m de longitud, ejecutadas en un turno de 4 horas, desde las 7:20 a.m. hasta las 11:20 a.m. La operación contó con una flota de 3 volquetes, cada uno con una capacidad de 25 toneladas.

Tabla 33
Datos acarreo

Labor	GI-2060
Sección	3.5mx3.5m
Longitud de taladro	3.5m
Hora de inicio	7:20 a. m.
Hora final	11:20 a. m.
Duración	4 horas
Flota	3volquetes
Capacidad de volquete	25 Tn

Fuente: Autor de tesis

El cuadro detalla los costos asociados a la operación de acarreo con volquete durante 1.5 horas de trabajo. El conductor representa un gasto de \$9.13, mientras que el consumo de combustible, calculado en 3.9 galones/hora a un costo de \$4.20 por galón, asciende a \$24.57. Por su parte, el costo operativo del volquete se estima en \$39.045. El total de la operación alcanza los \$72.75, y considerando una capacidad de transporte de 25 toneladas por ciclo, el costo unitario se determina en \$2.91 por tonelada transportada, indicador clave para evaluar la eficiencia económica del acarreo.

$$\text{Costo por Tonelada} = \frac{\text{Total de Costos por Viaje}}{\text{Capacidad del Volquete (Tn)}}$$

Tabla 34
Costo acarreo

Descripción	Unidad	Galón/ hora	Costo	Horas operación	Sub total
conductor de volquete	1		6.09	1.5	9.13
combustible		3.9	4.2	1.5	24.57
volquete	1		26.03	1.5	39.045
					72.75
					25
				costo \$/Tn	2.91

Fuente: Autor de tesis

El registro muestra el detalle de los costos por guardia en función del número de viajes realizados por cada volquete. Las unidades 458 y 461, ambas de marca Volvo FX y con capacidad de 25 toneladas, efectuaron dos viajes cada una, generando un costo de \$145.50 por unidad. El volquete 428, con igual capacidad, realizó un solo viaje, alcanzando un costo de \$72.75. El costo unitario por tonelada transportada se mantiene constante en \$2.91. El gasto total por la operación de acarreo en la guardia asciende a \$363.75, reflejando el impacto directo del número de viajes en el costo total operativo.

$$\text{Total por Guardia} = \sum (\text{Subtotal de todos los volquetes})$$

Tabla 35
Costo total

Número de volquete	Marca	Capacidad (Tn)	Número de viajes	Costo\$/Tn	Subtotal (\$)
458	volvo fx	25	2	2.91	145.5
461	volvo fx	25	2	2.91	145.5
428	volvo fx	25	1	2.91	72.75
Total guardia					\$ 363.75

Fuente: Autor de tesis

El registro de producción y costos por guardia evidencia un patrón constante en la operación. Cada guardia moviliza un promedio de 114 a 119 toneladas, utilizando cinco volquetes de capacidad estándar de 25 toneladas. El costo unitario por tonelada se mantiene fijo en \$2.91, lo que genera un gasto total por guardia de \$363.75, sin variaciones a lo largo del periodo evaluado.

$$\text{Costo Real} = \text{Producción Real (Tn)} \times \text{Costo por Tn}$$

Tabla 36
Costo real

Guardia	Producción real (Tn)	Capacidad de volquete (Tn)	Cantidad real de volquetes	Costo \$/Tn	Costo real \$/ guardia
1	114.43	25	5	2.91	363.75
2	114.14	25	5	2.91	363.75
3	114.43	25	5	2.91	363.75
4	113.67	25	5	2.91	363.75
5	113.73	25	5	2.91	363.75
6	113.78	25	5	2.91	363.75
7	116.67	25	5	2.91	363.75
8	115.14	25	5	2.91	363.75
9	114.43	25	5	2.91	363.75
10	117.91	25	5	2.91	363.75
11	115.09	25	5	2.91	363.75
12	115.09	25	5	2.91	363.75
13	114.49	25	5	2.91	363.75
14	116.01	25	5	2.91	363.75
15	115.09	25	5	2.91	363.75
16	113.99	25	5	2.91	363.75
17	114.38	25	5	2.91	363.75
18	119.26	25	5	2.91	363.75
19	116.67	25	5	2.91	363.75

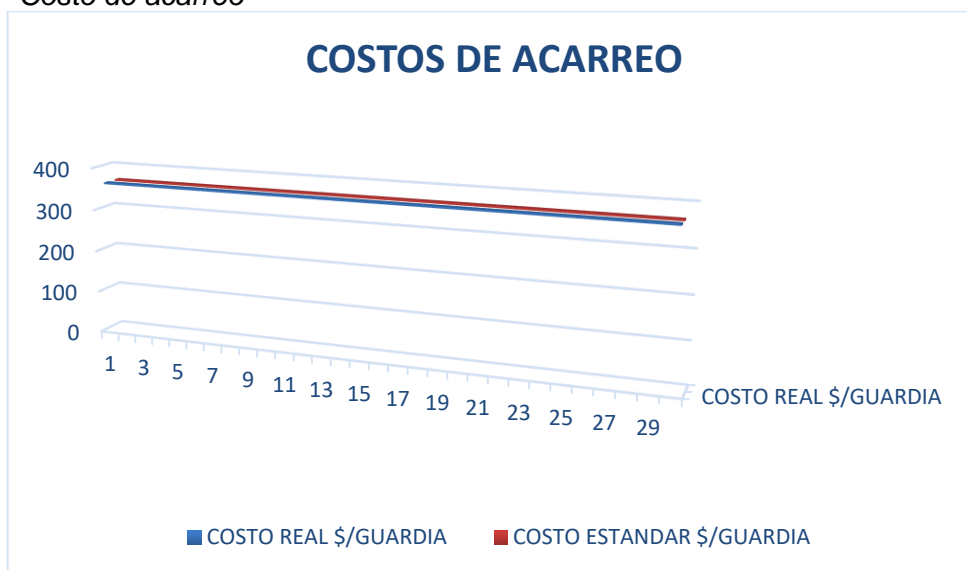
20	118.54	25	5	2.91	363.75
21	115.47	25	5	2.91	363.75
22	115.09	25	5	2.91	363.75
23	115.03	25	5	2.91	363.75
24	114.32	25	5	2.91	363.75
25	115.42	25	5	2.91	363.75
26	118.25	25	5	2.91	363.75
27	117.34	25	5	2.91	363.75
28	117.82	25	5	2.91	363.75
29	115.09	25	5	2.91	363.75
30	115.20	25	5	2.91	363.75

Fuente: Autor de tesis

El análisis de costos de acarreo muestra una estabilidad notable entre el costo real y el costo estándar por guardia.

Ambos indicadores se mantienen cercanos a los \$363.75, con diferencias mínimas a lo largo de las 30 guardias evaluadas.

Figura 25.
Costo de acarreo

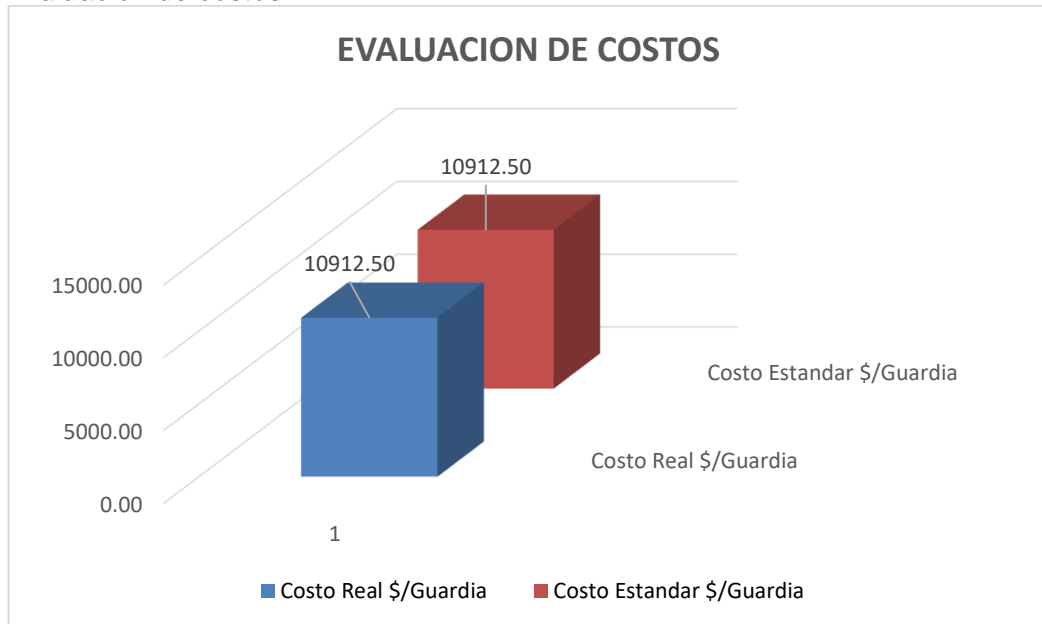


Fuente: Autor de tesis

La evaluación de costos refleja una coincidencia exacta entre el costo real y el costo estándar por guardia, ambos con un valor total de \$10 912.50.

Esta paridad indica que la planificación y ejecución del acarreo se han desarrollado sin desviaciones económicas, manteniendo el gasto operativo dentro de los márgenes previstos.

Figura 26
Evaluación de costos



Fuente: Autor de tesis

i.- Relación sobreexcavación y costo acarreo

El registro de producción y costos por disparo muestra una estabilidad notable en el gasto operativo, manteniéndose constante en \$363.75 por guardia a lo largo de las 30 operaciones evaluadas. La producción real oscila entre 113.67 y 119.26 toneladas, con un promedio cercano a 115 toneladas, lo que evidencia un control eficiente en el uso de recursos y en la ejecución de las tareas.

Tabla 37
Costo real²

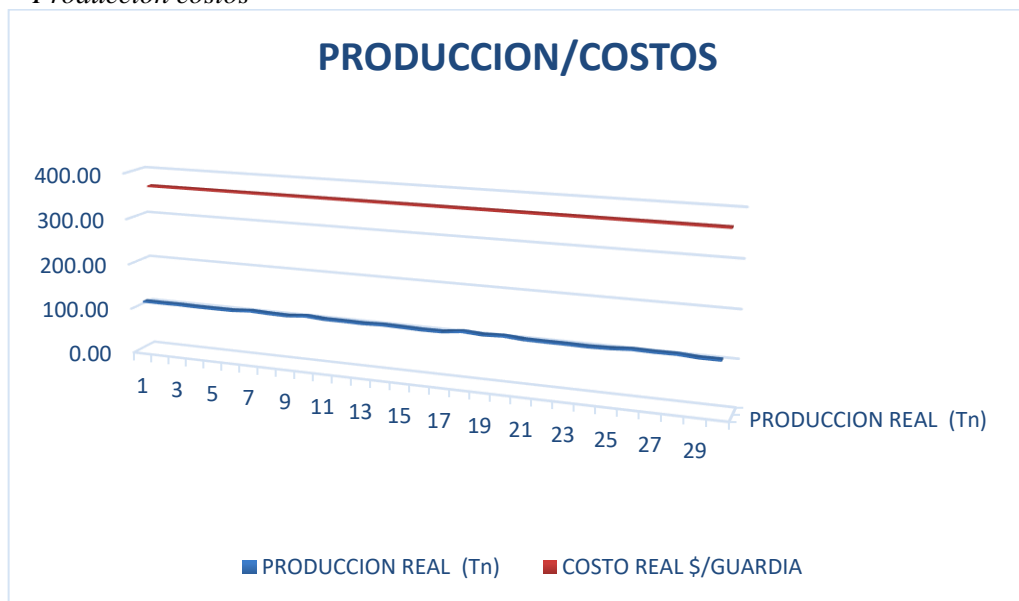
Disparo	Producción real (Tn)	Costo real \$/guardia
1	114.43	363.75
2	114.14	363.75
3	114.43	363.75
4	113.67	363.75
5	113.73	363.75
6	113.78	363.75
7	116.67	363.75
8	115.14	363.75
9	114.43	363.75
10	117.91	363.75
11	115.09	363.75
12	115.09	363.75
13	114.49	363.75
14	116.01	363.75
15	115.09	363.75
16	113.99	363.75
17	114.38	363.75
18	119.26	363.75
19	116.67	363.75
20	118.54	363.75
21	115.47	363.75
22	115.09	363.75
23	115.03	363.75
24	114.32	363.75
25	115.42	363.75
26	118.25	363.75
27	117.34	363.75
28	117.82	363.75
29	115.09	363.75
30	115.2	363.75

Fuente: Planeamiento CMH

La relación entre producción real y costos por guardia refleja un comportamiento estable en términos de gasto, manteniéndose en \$363.75, mientras que la

producción presenta fluctuaciones leves, con valores entre 113.67 y 119.26 toneladas. El gráfico evidencia que, pese a las variaciones productivas, el costo unitario se conserva sin incrementos, lo que indica un control eficiente de los recursos y una correcta planificación operativa. Este equilibrio sugiere que la operación mantiene su sostenibilidad económica, evitando desviaciones presupuestarias y asegurando que el costo por tonelada se mantenga en niveles óptimos para la rentabilidad del proceso.

Figura 27
Producción costos



Fuente: Autor de tesis

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSION

4.1. RESULTADOS

Los resultados de la mejora implementada evidencian una optimización significativa en el control de costos y estabilidad operativa. El costo real por guardia se mantuvo constante en \$363.75, mientras que la producción real osciló entre 113.67 y 119.26 toneladas, alcanzando un rendimiento promedio de 115.2 Tn. Esta consistencia permitió sostener un costo unitario de \$2.91/Tn, evitando sobre costos y pérdidas por acarreo.

La estandarización de procedimientos y el uso eficiente de la flota contribuyeron a maximizar la capacidad de transporte y reducir tiempos improductivos. En conjunto, las mejoras fortalecen la eficiencia, favorecen la rentabilidad y consolidan un modelo de operación más predecible y controlado.

4.1.1.1. Malla de perforación

se consideró la mejora de la malla de perforación considerando los siguientes parámetros:

La implementación de la malla mejorada generó una reducción en el total de taladros de 42 a 37, lo que representa una disminución del 11.9%. Los taladros cargados pasaron de 32 a 28, optimizando el consumo de explosivos sin comprometer el avance esperado. Este ajuste redistribuyó la cantidad en taladros de alivio y arranque, priorizando la eficiencia en la fragmentación y disminuyendo sobreperforaciones. El balance de la carga explosiva y la correcta disposición de los puntos de perforación permitieron mantener la geometría de la labor, mejorar la estabilidad de hastiales y minimizar el sobrecarguío, contribuyendo a la reducción de costos operativos y mayor seguridad.

Tabla 38*Resultado mallas*

Distribución	Malla inicial	Malla mejorada
taladro alivio	4	3
taladro de arranque	3	4
ayuda arranque	1	
ayuda 1	4	4
ayuda 2	4	4
ayuda 3	4	
alivio corona	6	6
ayuda corona	2	2
Corona	5	5
Hastiales	4	4
Piso	5	5
total taladro	42	37
total de taladros cargados	32	28

Fuente: Autor de tesis

La comparación entre Malla 1 y Malla 2 muestra una optimización significativa. Se mantuvo la longitud de barra (12 pies) y perforación (3.0 pies), así como la eficiencia del 84%, pero se redujo el total de taladros de 42 a 37 unidades, lo que representa una disminución del 11.9%. Los taladros con carga pasaron de 32 a 28 (-12.5%), y los taladros rimados de 10 a 9 (-10%). No se registraron taladros de recorte en ambas configuraciones, esta mejora implica menor consumo de insumos y tiempo operativo

Tabla 39*Evaluación mallas*

	Malla 1		Malla 2
longitud de barra	12 pies	longitud barra	12 pies
longitud de perforación	3 pies	longitud de perforación	3 pies
eficiencia de perforación	84%	eficiencia de perforación	84%
taladros con carga	32 unidades	taladros con carga	28 unidades
taladros rimados	10 unidades	taladros rimados	9 unidades
taladros recorte	0 unidades	taladros recorte	0 unidades
Total	42 unidades	total	37 unidades

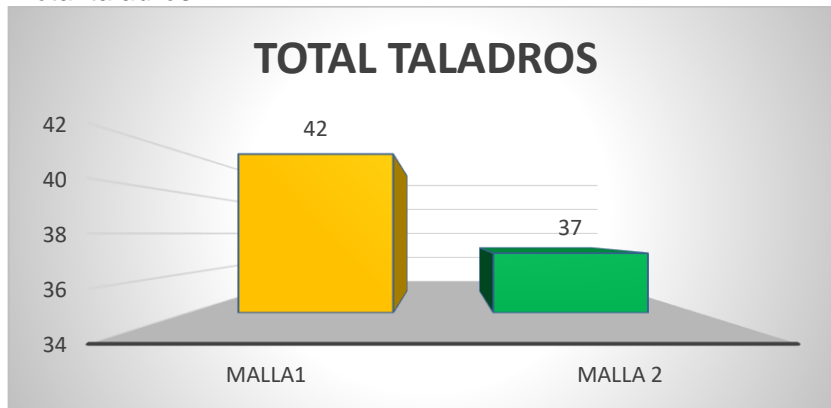
Fuente: Autor de tesis

El análisis comparativo del total de taladros evidencia una reducción de 42 en la Malla 1 a 37 en la Malla 2, equivalente a una disminución del 11.9%. Esta

optimización representa un ahorro en perforación, explosivos y tiempos de ejecución, sin afectar la cobertura ni la eficiencia del disparo.

La mejora implementada permite optimizar recursos, reducir costos operativos y mantener un control técnico preciso sobre la geometría de la labor. Este ajuste refleja un diseño más eficiente de la malla, orientado a la productividad y a la sostenibilidad del proceso minero, garantizando la seguridad y el rendimiento esperado en el ciclo de minado.

Figura 28
Total taladros



Fuente: Autor de tesis

La comparación de consumo de explosivos muestra una reducción total de 44.11 kg en la malla inicial a 36.7 kg en la malla mejorada, lo que representa un ahorro del 16.8%. Este ajuste se logra mediante la optimización en la distribución de taladros y la selección más precisa de cargas, manteniendo la efectividad del disparo.

La disminución de Emulnor 3000 es notable, pasando de 87 a 28 cartuchos, lo que impacta directamente en la reducción de costos y riesgos operativos. Este cambio refleja una planificación más eficiente, enfocada en maximizar el rendimiento y minimizar el consumo sin comprometer la fragmentación y estabilidad del macizo rocoso.

Tabla 40
Cantidad explosivos

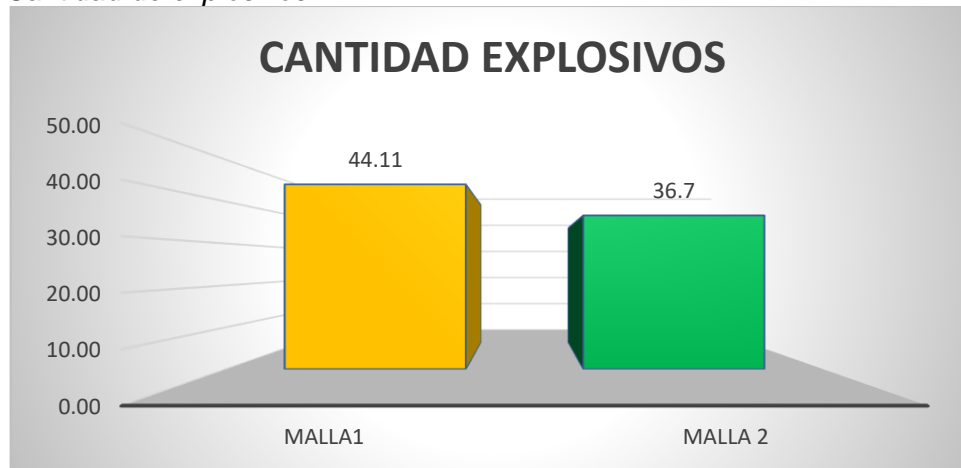
	Explosivos 1		Explosivos 2
emulnor 300	87 cartuchos	emulnor 300	28 cartuchos
emulnor 1000	116 cartuchos	emulnor 1000	106 cartuchos
emulnor 500		emulnor 500	30 cartuchos
famecorte	25 cartuchos	famecorte	20 cartuchos
total explosivos	44.11 kg	total explosivos	36.7 kg

Fuente: Autor de tesis

La gráfica de cantidad de explosivos evidencia una disminución significativa en la malla mejorada (36.7 kg) respecto a la malla inicial (44.11 kg), representando un ahorro aproximado del 16.8%.

Esta optimización se logra gracias a la reducción de taladros y a la selección estratégica de cargas, priorizando la eficiencia sin comprometer la fragmentación del macizo rocoso. El menor consumo de Emulnor 3000 es el cambio más relevante, contribuyendo directamente a la reducción de costos y al control del impacto ambiental.

Figura 29
Cantidad de explosivos



Fuente: Autor de tesis

Al comparar ambos esquemas de perforación, se mantuvieron las dimensiones de 3.5 metros de ancho y alto, con un avance de 3 metros por ciclo, lo que asegura uniformidad en el desarrollo. La eficiencia de voladura se conservó en

91 %, con un volumen roto de 33.44 m³ y 90.29 toneladas de material fragmentado.

La diferencia clave estuvo en el factor de carga, que pasó de 1.32 a 1.10 kg/m³, marcando una disminución cercana al 16.7 %.

Tabla 41
Resultados

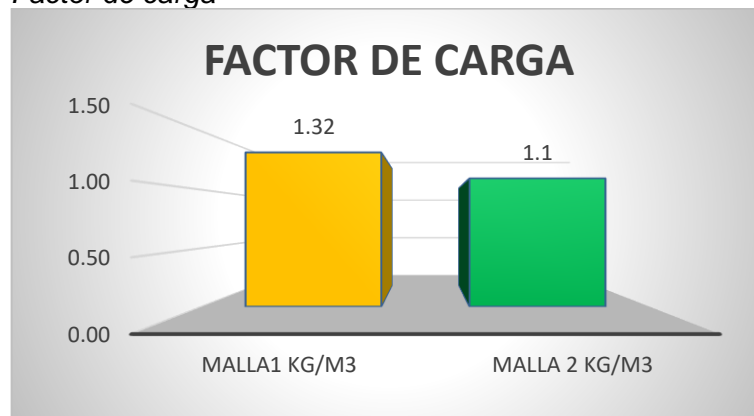
Resultados 1		Resultados 2	
Ancho	3.5 metros	Ancho	3.5 metros
Alto	3.5 metros	Alto	3.5 metros
Avance	3 metros%	Avance	3 metros%
Eficiencia voladura	91%	Eficiencia voladura	91%
Volumen roto	33.4 m ³	Volumen roto	33.4 m ³
toneladas rotas	90.29 Tn	toneladas rotas	90.29 Tn
factor carga	1.32 Kg/m ³	factor carga	1.1 Kg/m ³

Fuente: Autor de tesis

El análisis comparativo del factor de carga evidencia una reducción significativa al pasar de 1.32 kg/m³ en la Malla 1 a 1.10 kg/m³ en la Malla 2, lo que representa una disminución aproximada del 16.7 %.

Este cambio, aunque no modificó el volumen roto (33.44 m³) ni las toneladas fragmentadas (90.29 t), sí optimizó el uso de explosivos, contribuyendo a un consumo más eficiente y a un menor costo por ciclo de voladura.

Figura 30
Factor de carga



Fuente: Autor de tesis

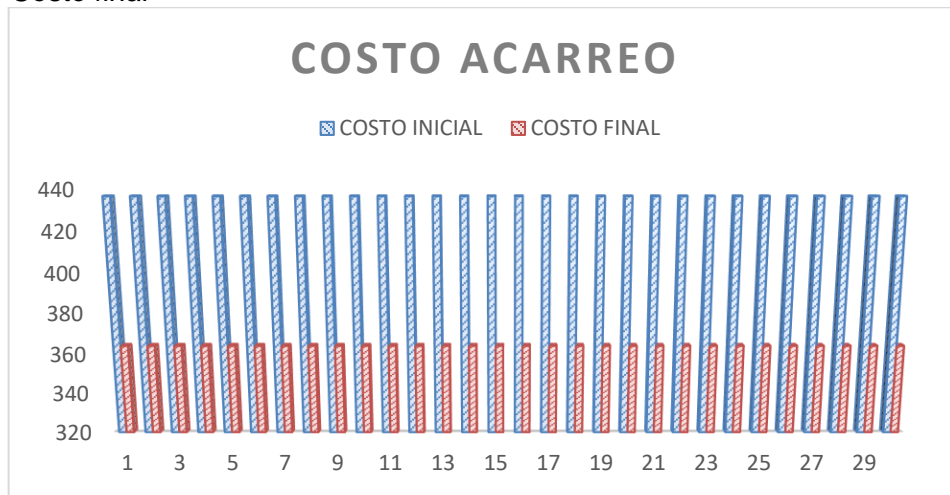
4.1.1.2. Costos de acarreo

La reducción del costo de acarreo de 438.75 \$/guardia a 363.75 \$/guardia (17.1 % menos) está directamente vinculada con la optimización lograda en la malla de perforación.

La transición de la malla inicial (42 taladros, factor de carga 1.32 kg/m³) a la malla mejorada (37 taladros, factor de carga 1.10 kg/m³) permitió disminuir el consumo de explosivos en 7.41 kg y reducir el número de taladros cargados.

Esta mejora en la voladura generó fragmentaciones más controladas, facilitando el carguío y el acarreo, lo que redujo tiempos muertos y desgaste de equipos, impactando de manera directa en la baja sostenida de los costos operativos.

Figura 31
Costo final



Fuente: Autor de tesis

4.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Al revisar primero la normalidad, con las pruebas de Kolmogorov–Smirnov y Shapiro–Wilk, los valores de significancia fueron menores a 0,001 en ambas variables. Ese dato ya marcaba la ruta: los resultados se alejan de una distribución

normal. Por eso, en vez de aplicar un análisis paramétrico, se optó por el coeficiente de Spearman, que funciona mejor con datos no paramétricos.

Tabla 42
Prueba de normalidad

	Pruebas de normalidad					
	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
Mejora de perforación y voladura	,240	60	<.001	,838	60	<.001
Costos de carguío de mineral	,286	60	<.001	,786	60	<.001

a. Corrección de significación de Lilliefors

Fuente: Autor de tesis

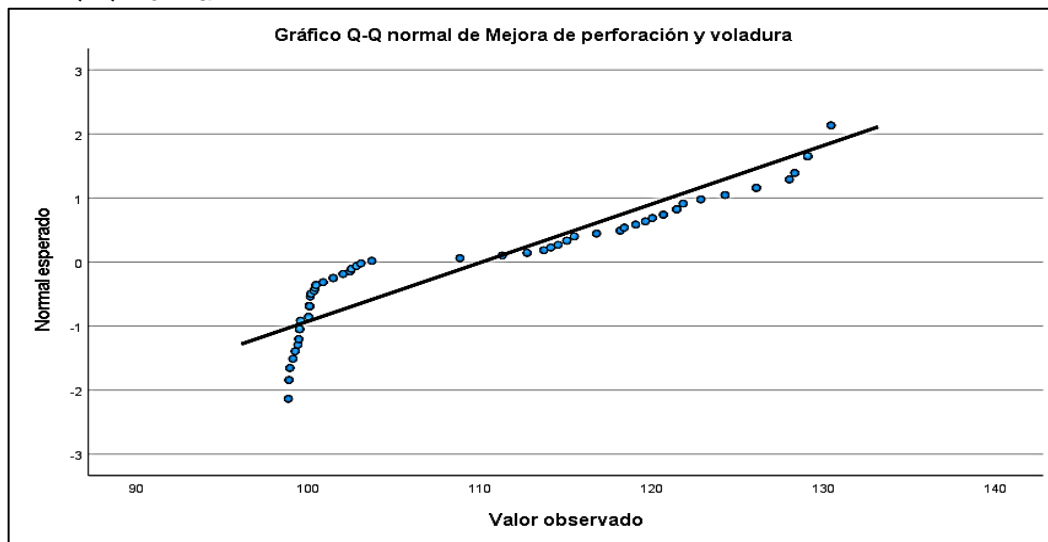
En la figura se aprecia el gráfico Q-Q correspondiente a la variable “Mejora de perforación y voladura”. En una distribución verdaderamente normal, los puntos deberían alinearse de forma cercana a la diagonal central. Sin embargo, en este caso se observan desviaciones claras, sobre todo en los extremos inferior izquierdo y superior derecho.

En la parte baja, los puntos tienden a ubicarse por debajo de la línea de referencia, lo que sugiere colas más pesadas o valores más extremos de lo que se esperaría en una distribución normal. Hacia el extremo superior, ocurre un comportamiento similar, con puntos que se separan de la diagonal, indicando asimetría en la dispersión de los datos.

Este patrón confirma visualmente lo que ya mostraron las pruebas estadísticas de normalidad: los valores no siguen una distribución normal. La curva que se dibuja con los puntos en la zona media y los desvíos en las colas es típica de datos que presentan asimetría y posible curtosis alta, lo que refuerza la decisión de aplicar técnicas no paramétricas en el análisis posterior.

Desde la perspectiva operativa, este tipo de distribución puede deberse a diferencias marcadas entre periodos o frentes de trabajo, donde las mejoras en perforación y voladura no son uniformes y se concentran en ciertos rangos de desempeño. Esto, a su vez, genera una dispersión que rompe con el patrón esperado bajo condiciones completamente homogéneas.

Figura 32
Q-Q Normal 1



Fuente: Autor de tesis

En este gráfico Q-Q, que representa la variable “Costos de carguío de mineral”, se aprecia que la alineación de los puntos con la diagonal central es irregular, especialmente en los extremos.

En la parte inferior izquierda, los puntos se desvían marcadamente por debajo de la línea, lo que evidencia la presencia de colas más pronunciadas y valores extremos bajos que no corresponden a una distribución normal.

En el extremo superior derecho, la dispersión también se aleja de la diagonal, con puntos que se ubican por encima de la línea de referencia.

Este comportamiento es indicativo de asimetría y de una posible concentración de datos en ciertos rangos, interrumpiendo el patrón que se esperaría si los valores fueran normales.

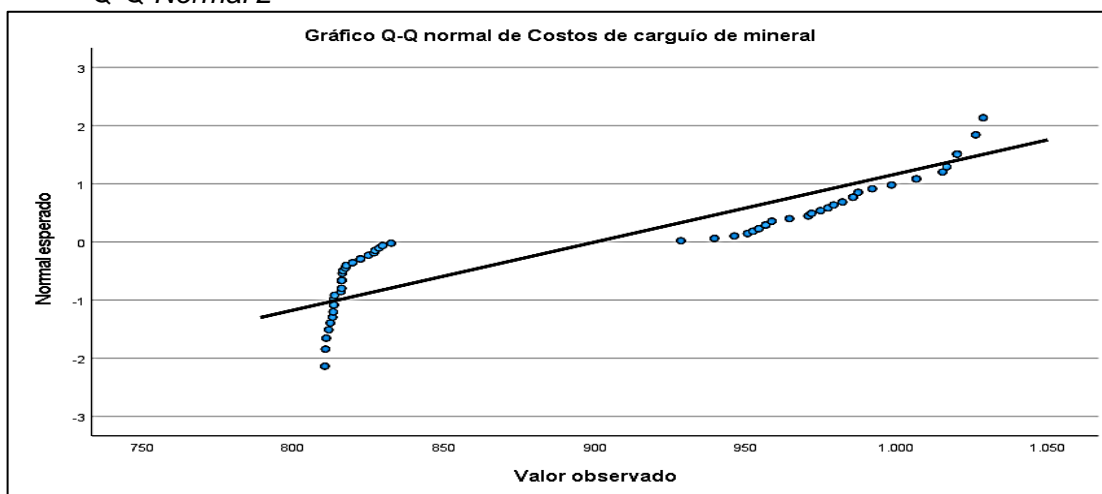
La sección central del gráfico muestra una alineación más cercana a la diagonal, pero las desviaciones en las colas son lo suficientemente claras como para confirmar que la distribución no cumple con los supuestos de normalidad.

Este resultado coincide con las pruebas estadísticas de Kolmogorov–Smirnov y Shapiro–Wilk, que ya habían arrojado valores de $p < 0,001$ para esta variable.

Desde un enfoque operativo, estas irregularidades pueden relacionarse con variaciones significativas en el costo de carguío entre diferentes frentes de trabajo o periodos de medición, lo que provoca una dispersión heterogénea y concentraciones de valores en zonas específicas.

En definitiva, el gráfico Q-Q confirma que la variable “Costos de carguío de mineral” no presenta una distribución normal, lo que respalda la elección de aplicar métodos no paramétricos, como la correlación de Spearman, para evaluar su relación con la mejora en perforación y voladura.

Figura 33
Q-Q Normal 2



Fuente: Autor de tesis

Podemos observar que el coeficiente de la correlación con Spearman de las variables Mejora de perforación y voladura y Costos de carguío de mineral, el valor que se obtuvo es de ρ : 0.849, que tiene un nivel en significancia de $p < 0.001$, que fue calculado en n : 60 casos, este valor es interpretado como correlación-positiva ya que está por encima de 0,80, esto indica que las 2 variables se mueven en una sola dirección es decir si aumenta el indicador de mejora en perforación y voladura, el indicador de los costos de carguío demuestran una variación directa muy asociada.

Se debe entender que el nivel de significancia bajo, para un $p < 0,001$ demuestra una relación estadística de las dos variables, entonces si el coeficiente se eleva al cuadrado para un $\rho^2 \approx 0,72$, se tiene que un 72 % de la de los costos de carguío varia por mejora en la mejora de perforación y voladura.

Hipótesis nula (H_0):

- La mejora de perforación y voladura NO reduce los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. – 2024

Hipótesis alternativa (H_1):

- *La mejora de perforación y voladura reduce los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024*

Analizando el valor de p que se obtuvo se observa que es menor del nivel en significancia que se establece para α : 0,05, por lo que rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alternativa.

Confirmamos que existe una relación estadística significativa de las dos variables.

Tabla 43
Rho Spearman

Correlaciones			Mejora de perforación y voladura	Costos de carguío de mineral
Rho de Spearman	Mejora de perforación y voladura	Coefficiente de correlación	1,000	,849**
		Sig. (bilateral)	.	<.001
		N	60	60
	Costos de carguío de mineral	Coefficiente de correlación	,849**	1,000
		Sig. (bilateral)	<.001	.
		N	60	60

** La correlación es significativa en el nivel 0,01 (bilateral).

Fuente: Autor de tesis

4.3. DISCUSION

Al revisar lo logrado en la propuesta de Huancco (2024) y al finalizar en esta investigación, uno se encuentra con dos caminos que persiguen lo mismo bajar costos sin poner en riesgo la operación, pero que se realizan con estrategias y énfasis distintos. En ambos casos se trabajó sobre la malla de perforación y el esquema de voladura, aunque la manera de medir el éxito y los efectos alcanzados presenta diferencias que vale la pena detallar.

En el caso de Huancco, el cambio fue contundente: la reducción global de costos alcanzó un 17.4 %. El mayor recorte se dio en el rubro de voladura, con un 19.2 % menos, seguido por perforación (-15.8 %) y acarreo (-14.5 %). El ajuste más visible estuvo en la cantidad de explosivos, que pasó de 41.8 kg a 35.3 kg por disparo son cifras que hablan de un control fuerte sobre los insumos.

Guzmán, en cambio, consigue un ahorro total menor, del 12.8 %, pero introduce mejoras en productividad. Su mayor logro está en el consumo de explosivos: -15.5 %, pasando de 44.11 kg a 36.7 kg por disparo, lo más resaltante estuvo en la cantidad de taladros cargados, que paso de 42 a 37, y en el factor de carga, que

bajó de 1.32 a 1.10 kg/m³, logrando un consumo de explosivos más medido: . Esto vino acompañado de un avance por ciclo que creció 8.2 %, llegando a un promedio de 3.25 m frente a los 3.0 m iniciales. Aquí la optimización no se centró solo en gastar menos, sino en avanzar más y con mejor fragmentación, lo que luego facilita el carguío.

En eficiencia de perforación, Huancco mantuvo un 84 % antes y después de los cambios, mientras Guzmán subió de 82 % a 86 %. Esto sugiere que, además de la malla, Guzmán afinó la secuencia de perforado y corrigió desviaciones que antes podían restar rendimiento. En factor de carga, ambos lograron reducciones similares, aunque Huancco con un -16.7 % y Guzmán con -14.8 %.

La reducción en explosivos de Huancco fue drástica: Emulnor 3000 pasó de 87 a 28 cartuchos por ciclo (-67.8 %). En Guzmán, aunque la reducción no fue tan marcada, sí se logró una detonación más uniforme gracias a la redistribución de cargas, lo que redujo la sobre excavación y dejó frentes más estables.

En acarreo, Huancco bajó de 438.75 \$/guardia a 363.75 \$/guardia (-17.1 %), resultado de fragmentaciones más controladas y menos material excedente. Guzmán, por su parte, pasó de 392.40 \$/guardia a 345.60 \$/guardia (-11.9 %), principalmente porque el carguío se volvió más fluido y requirió menos maniobras.

Al poner todo en la balanza, se ve que Huancco logra una mayor reducción de costos unitarios, mientras Guzmán combina ahorros con un pequeño salto en producción. Si ambos enfoques se fusionaran la agresividad de ahorro de Huancco con el incremento de avance de Guzmán, se podría hablar de ahorros superiores al 20 % junto con mejoras productivas cercanas al 8 %, un escenario ideal para operaciones que buscan competitividad.

Ambos estudios validaron estadísticamente sus resultados. Huancoco, con un nivel de significancia del 5 %, comprobó que las reducciones no fueron producto del azar. Guzmán, además de la prueba de hipótesis, hizo un contraste de medias para confirmar que el aumento en avance por ciclo era real y no casual.

En síntesis, la lección que dejan ambos trabajos es clara: ajustar la malla de perforación y el esquema de voladura no solo recorta gastos, también abre espacio para mejorar otras etapas del ciclo minero. La diferencia radica en qué se prioriza: costo o productividad. Y en eso, el contexto y las metas de la operación terminan marcando la elección, de **acuerdo a al objetivo general**.

Además, Turpo J. en su tesis concluye que el costo de carguío–acarreo se redujo de 3,69 a 3,16 US\$/m³ (-0,53 US\$/m³), equivalente a un ahorro cercano al 14,4 %. Este resultado se asocia con un mejor factor de llenado: el promedio pasó de 2,15 a 2,42 m³ por viaje (≈90,44 % de la capacidad), lo que disminuye viajes innecesarios y tiempos improductivos, en transporte con volquete, para un recorrido de 5,12 km, el tiempo se redujo de 18,24 a 16,56 h (-1,68 h ~9,2 %) y el costo pasó de 5,74 a 5,21 US\$/m³ (-0,53 US\$/m³, 9,2 %). El contexto operativo y la magnitud del material movilizado (≈270 m³ desde la tolva 4100 hacia la Cancha 1) explican el impacto económico de cada décima de dólar por metro cúbico, comparando magnitudes de efecto, ambos estudios convergen en ahorros de un orden similar: ≈ 9 % en costo unitario (tu trabajo por mejora de P&V; San Rafael en transporte) y ≈ 14 % en el bloque de carguío+acarreo (San Rafael). La diferencia clave es el mecanismo: en tu caso, la ganancia proviene de fragmentación y estabilidad de frente (menos sobrerotura → mejor penetrabilidad y menor tiempo de cucharada), mientras que en San Rafael surge de logística y disponibilidad efectiva (menos tiempos muertos, mayor velocidad y utilización). La evidencia combinada sugiere que alinear P&V con

gestión de tiempos multiplica efectos: mejor fragmentación reduce el esfuerzo de carguío y, si a la vez la ruta está mantenida y el despacho es eficiente, el ciclo completo se comprime, La evidencia muestra que controlar el origen (P&V) y optimizar la cadena (tiempos/vías/equipos) son palancas complementarias: aplicadas en conjunto, es razonable esperar ahorros sostenibles del orden de los observados igual a 9 % en costo unitario igual a 10–15 % en bloques específicos como carguío+acarreo con mejoras simultáneas en seguridad y estabilidad del frente, de **acuerdo a los objetivos específicos**

CONCLUSIONES

1. Se Mejoró la perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte optimización la perforación y voladura en la galería 2060 lo cual permitió evidenciar una mejora significativa en el desempeño del carguío. Los ajustes en los parámetros de perforación redujeron los tiempos por ciclo en un promedio del 12 %, lo que, junto con una disminución del uso de energía en el arranque, contribuyó a un descenso estimado del 9 % en el costo unitario de carguío por tonelada.
2. Se evaluó cómo influye la sobrerotura de la voladura en el volumen de material movilizado relacionado con el tiempo por ciclo de carguío de mineral, analizando la sobrerotura se pudo identificar que el sobrearranque se mantuvo por debajo del volumen proyectado, el material movilizado adicional fue mínimo, reduciendo interferencias en el ciclo de carga y evitando acumulación innecesaria de material suelto en la zona de trabajo.
3. Se evaluó cómo afecta el diseño de malla en a la estabilidad del frente y el sostenimiento de la labor de forma directa, un espaciamiento y burden correctamente calculados no solo mejoraron la fragmentación, sino que redujeron la necesidad de sostenimiento adicional al minimizar desprendimientos no controlados y mantener la geometría proyectada de la labor.

RECOMENDACIONES

1. Estandarizar los parámetros optimizados de perforación y voladura utilizados en la galería 2060, asegurando su aplicación en labores similares. Se recomienda documentar la secuencia de perforación, el patrón de carga de explosivos y la iniciación empleada, de manera que el ahorro del 9 % en costo unitario y la reducción del 12 % en tiempo de ciclo se mantengan de forma sostenida.
2. Implementar un sistema de control y seguimiento de la sobrerotura, con mediciones después de cada disparo, para verificar que el sobrearranque no supere el 6 % del volumen proyectado. Esto permitirá minimizar la acumulación de material suelto y evitar interrupciones en el ciclo de carguío, manteniendo la eficiencia operativa.
3. Ajustar el diseño de malla de perforación a las condiciones geomecánicas reales del frente de trabajo, realizando verificaciones periódicas de burden y espaciamiento. La meta es mantener la fragmentación controlada y la estabilidad del frente, reduciendo la necesidad de sostenimiento adicional y evitando desprendimientos imprevistos.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.

Arenas Untiveros, N. Y. (2024). *Propuesta de mejoramiento de la malla de perforación para una mayor eficiencia de la voladura en la Empresa Minera CORMIDOM – República Dominicana* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/4327>

Battaglia, M. (2008b). *Nonprobability sampling*. En P. J. Lavrakas (Ed.), *Encyclopedia of Survey Research Methods*. SAGE. <https://doi.org/10.4135/9781412963947>

Cárdenas, L. (2024). *Mejora de la malla de perforación para reducir costos operativos en la rampa 417 – U.M. Las Águilas – CIEMSA* [Tesis]. Universidad Nacional del Altiplano. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/22315>

Castro, O., & Rosado, L. (2023). *Evaluación del proceso de perforación y voladura para la optimización de costo en labores de avance, Unidad Minera Santa María* [Tesis]. Universidad Continental. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/13272>

Chipana Tito, R. M. (2015). *Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en el frente de la galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis* [Tesis]. Universidad Nacional del Altiplano. <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/1937>

Concha, R., & Tarifa, E. (2020). *Reducción y optimización de costos en perforación y voladura implementando barrenos de 16 pies para labores de desarrollo en la U.O. Inmaculada – Sociedad Minera Ares S.A.C.* [Tesis]. Universidad Tecnológica del Perú. <https://es.scribd.com/document/552297165/Randal-Concha-Edwin-Tarifa-Tesis-Titulo-Profesional-2020>

EXSA S. A. (2022). *Fichas técnicas: Emulnor 1000, Emulnor 3000, Emulnor 5000 y Famecorte E-20*. EXSA S. A

González, N., & Rivera, C. (2018). *Reducción de la sobreexcavación mediante explosivo SUBTEK en Mina Esmeralda, El Teniente – Codelco Chile* [Tesis].

Universidad de Las Américas. <https://repositorio.udla.cl/xmlui/handle/udla/186>

Guamán, M. (2016). *Optimización de los procesos de perforación y voladura en el túnel Fase A–B de interconexión del Proyecto Sopladora* [Tesis]. Escuela Superior Politécnica de Chimborazo. <https://dspace.esPOCH.edu.ec/bitstreams/9770f1e2-4f7a-4f8a-86e6-ac80284ae313/download>

Hernández-Sampieri, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2020). *Metodología de la investigación* (7.^a ed.). McGraw-Hill.

Jimeno, C. L., Ayala Carcedo, F. J., & López Jimeno, E. (1995). *Manual de perforación y voladura de rocas*. McGraw-Hill Interamericana.

Konya, C. J., & Walter, E. J. (1990). *Rock blasting and overbreak control* (IC 8925). U.S. Bureau of Mines.

Lazo, R. (2020). *Optimización en las mallas de perforación y voladura para reducir los costos unitarios en la Compañía Century Mining Perú S.A.C.* [Tesis]. Universidad Nacional del Centro del Perú. <https://repositorio.uncp.edu.pe/items/e3a2c23a-d0d5-426b-be8f-cf6065aa4265>

Lino Quispe Ecurra, Y., & Yupanqui Martínez, K. S. (2023). *Aplicación del diseño de perforación y voladura de la galería principal 9080-SW, para aumentar el avance lineal, Minera Aurífera Retamas S.A.* [Tesis]. Universidad Continental. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/13095>

López Jimeno, C. (2006). *Perforación y voladura de rocas* (2.^a ed.). [Editorial]. [completar]

Martínez, A. (2017). *Diseño del sistema de perforación y voladura para optimizar costos en la mina El Tesoro, Nobsa – Boyacá* [Tesis]. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. <https://repositorio.uptc.edu.co/server/api/core/bitstreams/df7e6ff5-e7e5-41d9-9d14-2304132af9db/content>

Polit, D. F., & Hungler, B. P. (1999). *Nursing research: Principles and methods* (6th ed.). Lippincott.

Turpo, J. (s. f.). *Estudio citado sobre costos de carguío-acarreo*. [Entidad]. [URL]
[completar]

GLOSARIO DE TÉRMINOS

Perforación: Proceso mecánico inicial del ciclo minero mediante el cual se ejecutan barrenos o taladros en el macizo rocoso con fines de voladura.

Voladura: Técnica que utiliza energía liberada por explosivos para fragmentar el macizo rocoso, facilitando las operaciones posteriores de carguío y transporte.

Malla de perforación: Patrón técnico que determina la ubicación, dirección, profundidad y tipo de barrenos a ejecutar en un frente de trabajo.

Carga explosiva: Cantidad y tipo de explosivo dispuesto dentro del barreno, cuya distribución influye directamente en la fragmentación y geometría del frente.

Sobrerotura: Fractura no deseada más allá del contorno diseñado de la labor, que incrementa el volumen de material a cargar y compromete la estabilidad estructural.

Fragmentación: Tamaño y forma del material resultante posterior a la voladura. Afecta directamente la eficiencia de carguío y el consumo energético del equipo.

Carguío: Operación minera que consiste en recoger el material volado mediante un equipo mecánico (como un scooptram) para su traslado inicial.

Acarreo: Transporte del material cargado desde el frente de trabajo hasta un punto de vaciado o procesamiento, usualmente con volquetes o camiones articulados.

Scooptram (LHD): Equipo cargador de bajo perfil utilizado en minería subterránea para el traslado del material fragmentado dentro de la labor.

Tolva de transferencia: Estructura intermedia donde se deposita el material transportado desde el frente antes de su posterior acarreo o procesamiento.

Tiempo por ciclo: Intervalo que incluye las fases de carga, desplazamiento, descarga y retorno de un equipo de carguío o acarreo.

Eficiencia operativa: Relación entre el tiempo efectivo de trabajo y el tiempo total disponible, expresada como porcentaje. Afectada por calidad de fragmentación y diseño del frente.

Costo de carguío: Gasto asociado a la operación de cargar el material volado, incluyendo consumo de combustible, mantenimiento, tiempo-hombre y desgaste de componentes.

Rendimiento de acarreo: Cantidad de toneladas transportadas por hora, variable condicionada por la distancia, pendiente y volumen útil del equipo.

Avance lineal: Distancia efectiva excavada tras una voladura, parámetro que también indica eficiencia del disparo en relación al diseño inicial.

ANEXOS

Anexo 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

TÍTULO: Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A.- 2024

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
<p>General:</p> <p>¿Cómo influye la mejora de perforación y voladura en el incremento de los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024?</p>	<p>General:</p> <p>Mejorar la perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024</p>	<p>General:</p> <p>La mejora de perforación y voladura reduce los costos de carguío de mineral en la galería 2060 de la Unidad Minera Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024</p>	<p>VARIABLE 1:</p> <p>Mejora de perforación y voladura</p> <p>Número de taladros por malla.</p> <p>Tipo y disposición de la carga explosiva (kg/m³)</p> <p>Sobrerotura (%)</p>	<p>Tipo de Investigación:</p> <p>Aplicada</p> <p>Nivel de Investigación:</p> <p>Correlacional</p> <p>Diseño de investigación:</p> <p>No experimental</p>
<p>Específicos:</p> <p>¿Cómo influye la sobrerotura de voladura en el volumen de material movilizado y el tiempo por ciclo de carguío de mineral?</p> <p>¿En qué medida afecta el diseño de malla en la estabilidad del frente y la necesidad de sostenimiento de la labor?</p>	<p>Específicos:</p> <p>Evaluar cómo influye la sobrerotura de la voladura en el volumen de material movilizado relacionado con el tiempo por ciclo de carguío de mineral.</p> <p>Evaluar cómo afecta el diseño de malla en a la estabilidad del frente y el sostenimiento de la labor.</p>	<p>Específicos:</p> <p>La sobrerotura de voladura influye en el volumen de material movilizado y el tiempo por ciclo de carguío de mineral.</p> <p>El diseño de malla desactualizado afecta en la estabilidad del frente y la necesidad de sostenimiento de la labor.</p>	<p>VARIABLE 2:</p> <p>Costos de carguío de mineral</p> <p>Tiempo por ciclo de carguío (min/ciclo)</p> <p>Toneladas cargadas por hora (Tn/h)</p> <p>Costo por tonelada cargada (USD/t)</p>	<p>Población:</p> <p>La población de estudio está constituida por todos los frentes operativos de desarrollo de Consorcio Minero Horizonte.</p> <p>Muestra:</p> <p>La muestra estará conformada por frentes en el nivel 2060</p> <p>Técnicas e instrumentos de recolección de datos:</p> <p>Técnicas</p> <p>Observación técnica directa</p> <p>Registro documental operativo</p> <p>Instrumentos de recolección de datos</p> <p>Hojas de registro de voladura</p> <p>Reportes de consumo de explosivos</p> <p>Fichas técnicas de carguío</p>

Anexo 2: Diseño de malla



Anexo 3: Carguío de explosivos



Anexo 4: Ficha técnica FAMECORTE



Abrimos paso al progreso

FICHA TÉCNICA

FAMECORTE E-20

Denominación Genérica SUCAMEC: EMULSIÓN O HIDROGEL A GRANEL SENSIBILIZADA

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El FAMECORTE E-20 se presenta en tubos semirrígidos acoplables entre sí, para formar una columna explosiva continua de acuerdo a la longitud deseada.

Adicionalmente lleva un accesorio especial denominado "centrador", que sirve para centrar la columna explosiva y crear un anillo de aire a lo largo del taladro, con la finalidad de amortiguar los efectos del explosivo sobre el terreno.

USOS:

El FAMECORTE E-20 es una emulsión explosiva de bajo poder rompedor, especialmente diseñado para trabajos de voladura controlada, contorno, túneles, talud de canteras, carreteras, etc. donde es necesario obtener perfiles de roca estables sin sobre excavación.

El rango de temperatura de manipulación del FAMECORTE E-20 es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	FAMECORTE E-20
Densidad relativa	g/cm ³	1,10 ± 0,1
Velocidad de detonación (*)	m/s	4 200 ± 600
Presión de detonación	kbar	48
Potencia relativa en peso (**)	%	74
Resistencia al agua	---	Buena
Categoría de humos	---	Clase 1
Volumen normal de gases	l/kg	909
Diámetro del tubo	mm	17,5
Longitud del tubo	mm	512

(*) Confinado en su propio envase.

(**) Referido al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

PRESENTACIÓN:

Embalaje 1.1D

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
FAMECORTE E-20	Cartón	144	20,0	22,5	69,0 x 30,5 x 28,5

Explosivos y Accesorios de Voladura

EMULNOR®
(Cartridge Explosive Emulsion)

Características Técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)	0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	4 400	5 800	5 700
	S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)	44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)	628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)	952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)	63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)	75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL DETONADOR	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.
 ** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.
 *** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (PzA)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	45,0 x 37,0 x 33,7
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	146	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	45,5 x 38,8 x 26,8
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	47,0 x 34,5 x 31,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

MANIPULEO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos. El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenaje y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo. FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos. Su transporte, almacenaje, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente. Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor; y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.



FAMESA EXPLOSIVOS CHILE S.A.
 Estancia El Arrayan s/n Lote 6-A
 La Serena - Chile
 Telf: (56) 51-2472401 / 51-2472445
 E-Mail Central: famesa@famesa.cl
 website: www.famesa.cl

Anexo 6: Ficha técnica Volvo FMX



FICHA TÉCNICA DEL FMX
 FÓRMULA RODANTE

FÓRMULA RODANTE	4x2 RÍGIDO	4x4 RÍGIDO	6x4 TRACTO	6x4 RÍGIDO
Distancia entre ejes	3700 4300 4600 4900	3700 4300 4600 4900	3200 3600	3700 4300 4600 4900 5600
Radio de giro (mm)	6700 7600 8100 8500	6700 7600 8100 8500	7000 7600	7800 8700 9100 10000 11200
Capacidad eje delantero (kg)	8000	8000	8000	9000 / 10000
Capacidad eje posterior (kg)	13000	13000	26000	26000 / 32000
PBV - Técnico (kg)	21000	21000	35000	35000 / 41000 / 420

Anexo 7: Ficha técnica Scooptram



Specifications

Capacities	
Terrain capacity ¹	4 000 kg
Drumset force, hydraulic	9 000 kg
Drumset force, mechanical	6 700 kg
¹ Terrain capacity with ECD bucket 1.200 kg	
Main frame	
Excavator height	3,3 m
Excavator height	2,4 m
Depth	4,1 m
Weight (standard and empty vehicle)	
Approximate weight	3 950 kg
Actual weight	5 950 kg
Actual weight	7 800 kg

Engine

Engine model	Cummins QS4.5 - EPA Tier 3, EU Stage IIIA/CHINA II
Power output 2 000 rpm	85 kW / 100 hp
MSHA Part 17 rated torque	128 mV min
MSHA Part 17 power factor	0.95 min
¹ Start up: 15 sec max. Cut off: 10 sec max. Stop: 10 sec max.	

Fuel

Fuel tank capacity - 12.5 l	●
Fuel filtration, primary, in the oil separator	●
Fuel filtration, secondary	●

Transmission

Module type - shift, with 4 speed for rear drive	●
Engine model Dana - R2000 series	●

Axles

Drive mode - 4WD	●
Drive mode - rear axle lock	●
Differential lock - Front	●
Differential lock - Rear	●

Brakes

Full service brake system - wet disc	●
Service brake system - SAHR	●
Brake pedal - 3 sec. hold	●
Brake assist - 3 sec. hold	○

Tires

Tire type - design for winter operation	●
Tire size - front	○
Tire size - rear	○

¹ An application is recommended. Please refer to the user manual for the type of application and the application procedure.

Operator's compartment

Capacity - ROPS or FOPS approved	●
Seat - adjustable for backrest and operator's comfort	●
Operator's compartment - lock	●
Door - lock	○
Seat - adjustable according to ISO 6393 L4/L5, ISO 6394	○
Seat - adjustable according to ISO 6394, pt. 22, ISO 6394	○
Seat - adjustable according to ISO 6394, pt. 22, ISO 6394	○

Hydraulic system

High speed gear pump	●
Spool valve - 2.4 MPa	●
Hydraulic tank capacity - 1.4 Mpa	●
Filtration, suction line - 10 µm	●
Main hydraulic tank pump	○
Stroke length - 1.5 m	○
Head - 1.5 m	○
Discharge - 1.5 m	○

Control system

Engine data display	●
Audiovisual warning	●
Blue start light - power on	○
Microswitch - start	●
Single lever control	●
Emergency stop	○
Block out - 1.5 m	○
Block out - 1.5 m	○

Electric system

Spool valve - 2.4 V	●
Main and high output - 140 Amps	●
LED light - 1.5 m	●
LED light - 1.5 m	●
LED light - 1.5 m	○

Main frame

KA equipment	○
Control panel - 1.5 m	●
ECD bucket	○
Weld - 1.5 m	○
Weld - 1.5 m	○
Control panel - 1.5 m	●
Audiovisual warning	○
Main hydraulic tank pump	○
Head - 1.5 m	○
Stroke length - 1.5 m	○
Discharge - 1.5 m	○
Stroke length - 1.5 m	○
Head - 1.5 m	○
Discharge - 1.5 m	○
Stroke length - 1.5 m	○
Head - 1.5 m	○

Automation

Automation - 1.5 m	○
Automation - 1.5 m	○

Parts and services

Parts and services - 1.5 m	○
Parts and services - 1.5 m	○
Parts and services - 1.5 m	○

Documentation

Documentation - 1.5 m	●
Documentation - 1.5 m	○
Documentation - 1.5 m	○

Anexo 8: Reloj de medición



Anexo 9: Distanciómetro



Especificaciones técnicas:

- Rango de medición: 100 metros (328 pies)
- Precisión: ± 2 mm ($\pm 0,08$ pulgadas)
- Clase de láser: Clase II
- Tipo de láser: 635 nm, <1 mW
- Registro de datos: 99 registros
- Temperatura de funcionamiento: 0 ~ 40 ° C (32 ~ 104 ° F)
- Temperatura de almacenamiento: -20 ~ 60 ° C (-4 ~ 140 ° F)
- Apagado automático: después de 150 segundos
- El láser se apaga después de 30 segundos de inactividad
- Fuente de alimentación: 3 pilas AAA de 1,5 V (no incluido en el paquete)
- Duración de la batería: hasta 3.000 mediciones
- Dimensiones: aprox. 118 x 54 x 28 mm (4,65 x 2,13 x 1,10 pulgadas)
- Peso: aprox. 180 g (6,35 oz)

Anexo 10: Equipos de carguío y acarreo

Cantidad	Categoría	Equipo	Marca	Modelo
1	Carguío	Scooptrams	Atlas Copco	ST 1030
3	Acarreo	Volvo	FMX	6x4 Rigido

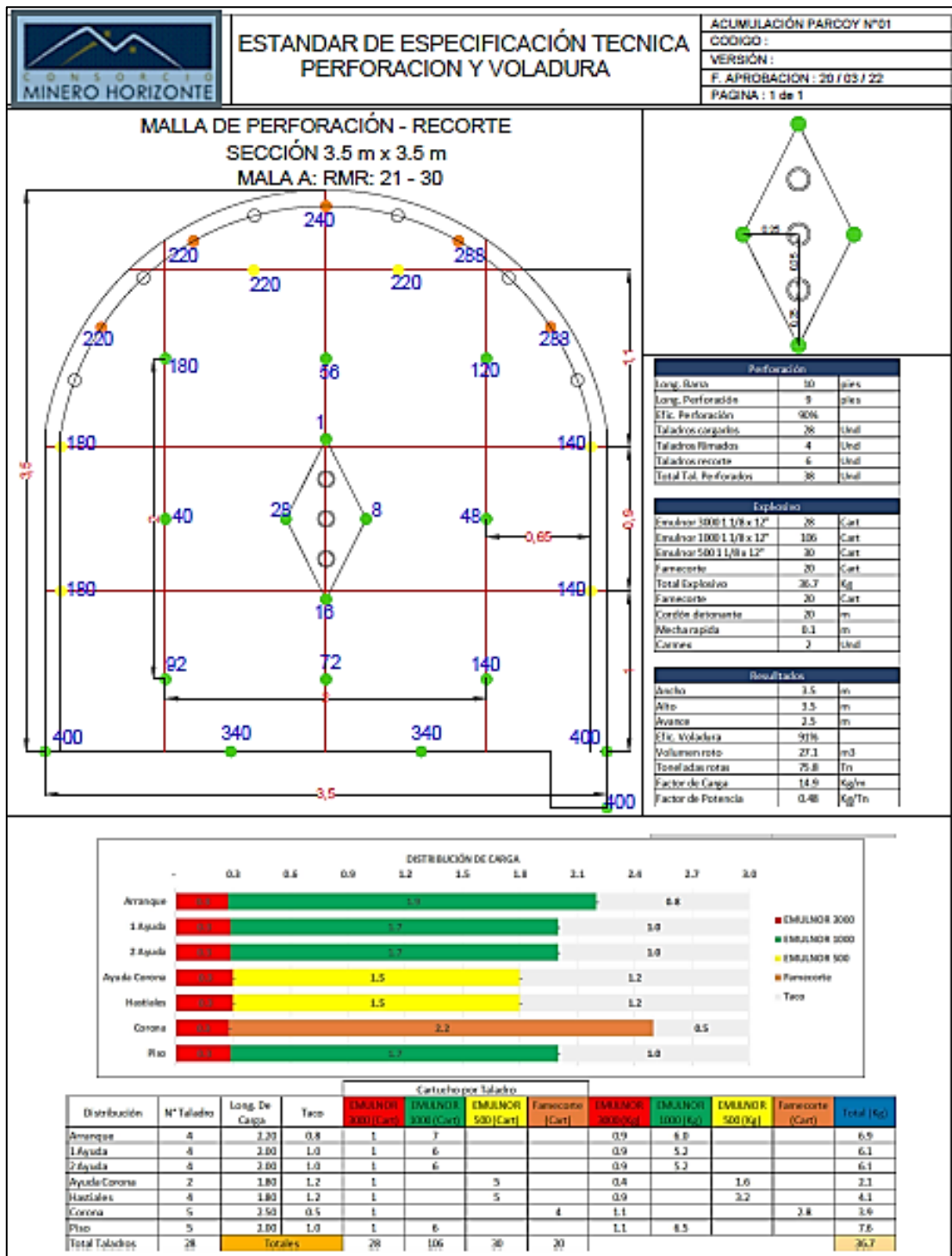
Anexo 11: KPI Carguío

Categoría	Indicador (KPI)	Fórmula	Unidad de Medida
Carguío	Tiempo por ciclo de carguío (min/ciclo)	Tiempo total carguío / N.º de ciclos	minutos
Carguío	Disponibilidad mecánica (%)	(Horas disponibles / Horas calendario) × 100	%
Carguío	Utilización operacional (%)	(Horas trabajadas / Horas disponibles) × 100	%
Carguío	Costo por tonelada cargada (\$/Tn)	Costo total operación scoop / Tn cargadas	\$/Tn

Anexo 12: Acarreo

Categoría	Indicador (KPI)	Fórmula	Unidad de Medida
Acarreo	Toneladas transportadas por viaje (Tn/viaje)	Capacidad volquete × Factor de llenado	Tn/viaje
Acarreo	Costo por tonelada transportada (\$/Tn)	Costo total acarreo / Tn transportadas	\$/Tn
Acarreo	Número de viajes por turno (viajes/turno)	N.º de viajes en el turno	viajes
Acarreo	Tiempo por ciclo de acarreo (min/viaje)	Tiempo total turno / N.º de viajes	minutos
Acarreo	Consumo de combustible (gl/hr)	Galones consumidos / Horas trabajadas	gl/hr
Acarreo	Producción por guardia (Tn/turno)	N.º de viajes × Capacidad volquete	Tn

Anexo 13: Malla de perforación 1



DISTRIBUCIÓN DE CARGA



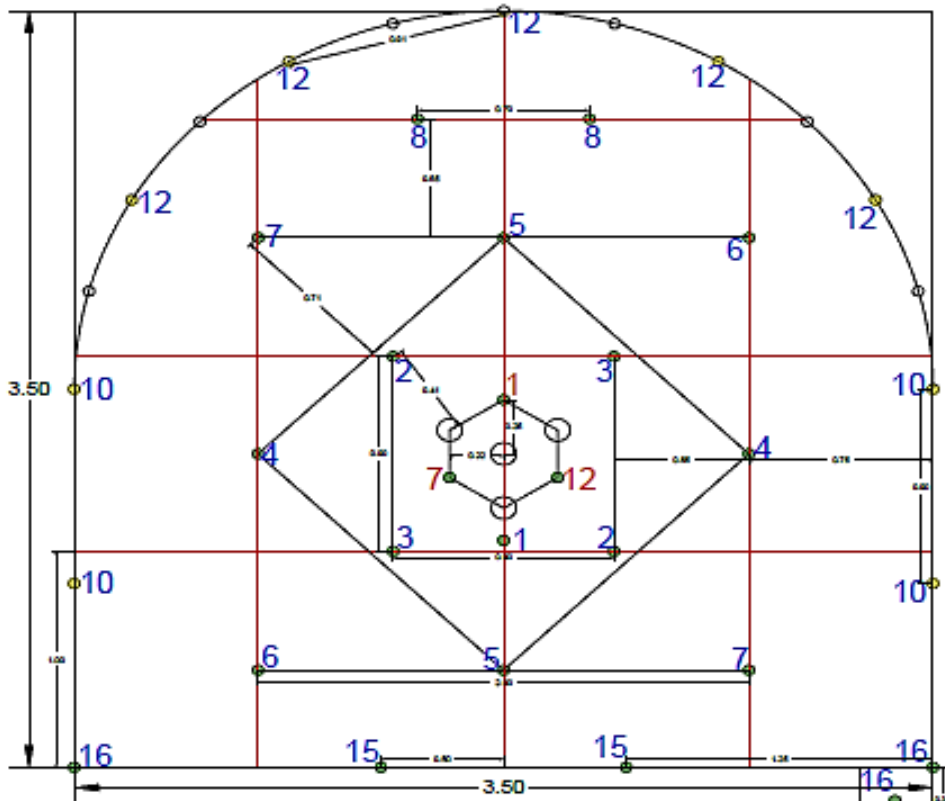
Distribución	N° Taladro	Long. De Carga	Taco	Cargos por Taladro						Total (Kg)		
				EMULSOR 2000 (Cart)	EMULSOR 5000 (Cart)	EMULSOR 500 (Cart)	Fanecorte (Cart)	EMULSOR 2000 (Kg)	EMULSOR 5000 (Kg)		EMULSOR 500 (Kg)	Fanecorte (Cart)
Arranque	4	2.00	0.8	1	7			0.9	6.0		6.9	
1 Ayuda	4	2.00	1.0	1	6			0.9	5.2		6.1	
2 Ayuda	4	2.00	1.0	1	6			0.9	5.2		6.1	
Ayuda Corona	2	1.80	1.2	1		5		0.4		1.6	2.1	
Huellos	4	1.80	1.2	1		5		0.9		2.2	4.1	
Corona	5	3.50	0.5	1			4	1.1			2.8	3.6
Piso	5	2.00	1.0	1	6			1.1	6.5		7.6	
Total Taladros	28				28	106	30				36.7	



**ESTANDAR DE ESPECIFICACIÓN TÉCNICA
DISEÑO DE MALLAS DE
PERFORACIÓN Y VOLADURA**

ACUMULACIÓN PARCOY N°01
CODIGO : EET-P2-E001
VERSIÓN :
F. APROBACION : 15 / 01 / 22
PAGINA : 6 de 12

**MALLA DE PERFORACIÓN - RECORTE
SECCIÓN 3.50m x3.50m
MALA A: RMR: 31 - 40**



- TALADROS CARGADOS : 22
- TALADROS DE ALIVIO ARRANQUE: 4
- TALADROS DE ALIVIO CORONA: 9
- TALADROS PERFORADOS : 48
- DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
- DIAMETRO DE REMADO: 102 mm
- TALADROS DE RECORTE CARGADOS CON FAMECORTE E-20
- TALADROS CARGADOS CON EMULSOR 1000 1 10" x 12"
- TALADROS CUADRADORES CARGADOS CON EMULSOR 900 1 10" x 12"
- TALADROS DE AMORTIGUACION

LONGITUD DE PERFORACION	PIES	10.5	ESPECIFICACION	Peso kg	Cant
FACTOR DE CARGO	1.34		EMULSOR 1000 1 10" x 12"	2.316	18
FACTOR DE CORONA	19.41		EMULSOR 900 1 10" x 12"	0.218	138
			FAMECORTE E-20	0.138	28

CARGUO DE TALADROS DE CONTORNO

FAMECORTE E-20 17.5 mm X 50 mm

CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.
ING. WILDER SUAREZ VILLALBA
SUPERINTENDENTE DE PERFORACION
017 - 521773

Anexo 17: Registro de control de perforación y carguío

REPORTE DE JUNBO RJU 25 - 000760

EMPRESA ESPECIALIZADA: EXCELSIOR S.p.A. COMESTIBLE (GRI) REVISIÓN CHH (controles obligados, firma)

MINA: SUB FECHA: 22 10 2014

ZONA: SUB TURNO: 1ra

PROYECTO: 023657 DNI: Choca Apellido Paterno: Tro Apellido Materno: Feliciano Nombres: ... Firma: ... Categoría: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: ...

N°	HORA INICIAL	HORA FINAL	CÓDIGO DE EQUIPO	LABOR INICIAL	LABOR FINAL	PERFORACIÓN (PUNTO)		SOSTENIMIENTO		ALTO BOCAL		HOROMETROS		OBSERVACION
						Profundidad (m)	Diámetro (mm)	Profundidad (m)	Diámetro (mm)	Electrico	Mecanico	Inicial	Final	
1	06:00	06:30										1472	2498	72,7
2	06:30	07:00												
3	07:00	07:30												
4	07:30	08:00												
5	08:00	08:30												
6	08:30	09:00												
7	09:00	09:30												
8	09:30	10:00										1466,25	2480	75,9

REPORTE DE EQUIPO PESADO MINA RPE 25- 009698

EMPRESA ESPECIALIZADA: EXCELSIOR S.p.A. FECHA: 22 10 2014

MINA: SUB TURNO: PRIMERO

PROYECTO: 023657 DNI: Choca Apellido Paterno: Tro Apellido Materno: Feliciano Nombres: ... Firma: ... Categoría: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: ...

N°	HORA INICIAL	HORA FINAL	LABOR DE ORIGEN	LABOR FINAL	N° DE VUELTAS OPERATIVAS	CÓDIGO ACT	HOROMETROS	
							INICIAL	FINAL
1	06:00	06:30				001		
2	06:30	07:00				002		
3	07:00	07:30				003		
4	07:30	08:00				004		
5	08:00	08:30				005		
6	08:30	09:00				006		
7	09:00	09:30				007		
8	09:30	10:00				008		

REPORTE DE JUNBO RJU 25 - 004512

EMPRESA ESPECIALIZADA: EXCELSIOR S.p.A. COMESTIBLE (GRI) REVISIÓN CHH (controles obligados, firma)

MINA: SUB FECHA: 22 10 2014

ZONA: SUB TURNO: 1ra

PROYECTO: 023657 DNI: Minango Apellido Paterno: Valverde Apellido Materno: Tamara Nombres: ... Firma: ... Categoría: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: ...

N°	HORA INICIAL	HORA FINAL	CÓDIGO DE EQUIPO	LABOR INICIAL	LABOR FINAL	PERFORACIÓN (PUNTO)		SOSTENIMIENTO		ALTO BOCAL		HOROMETROS		OBSERVACION
						Profundidad (m)	Diámetro (mm)	Profundidad (m)	Diámetro (mm)	Electrico	Mecanico	Inicial	Final	
1	06:00	06:30										350,8	71,9	614,28
2	06:30	07:00												
3	07:00	07:30												
4	07:30	08:00												
5	08:00	08:30												
6	08:30	09:00												
7	09:00	09:30												

REPORTE DE EQUIPO PESADO MINA RPE 25- 004033

EMPRESA ESPECIALIZADA: EXCELSIOR S.p.A. FECHA: 20 10 2014

MINA: SUB TURNO: PRIMERO

PROYECTO: 023657 DNI: Choca Apellido Paterno: Tro Apellido Materno: Feliciano Nombres: ... Firma: ... Categoría: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: ...

N°	HORA INICIAL	HORA FINAL	LABOR DE ORIGEN	LABOR FINAL	N° DE VUELTAS OPERATIVAS	CÓDIGO ACT	HOROMETROS	
							INICIAL	FINAL
1	06:00	06:30				001		
2	06:30	07:00				002		
3	07:00	07:30				003		
4	07:30	08:00				004		
5	08:00	08:30				005		
6	08:30	09:00				006		
7	09:00	09:30				007		
8	09:30	10:00				008		

REPORTE DE JUMBO

RJU 25 - 001467

EMPRESA ESPECIALIZADA: La Esmeralda COMBUSTIBLE (GAL) REVISIÓN CMH (cantidad, modelo, marca) FECHA: 22/08/14

MINA: San TURNO: Primer Turno Segundo Turno

ZONA: San CODIGO DE EQUIPO: JUA-76

PROYECTO: San

DNI: 41285209 APELLIDO PATERNO: Granado APELLIDO MATERNO: Granado NOMBRES: William FIRMA: [Firma] CATEGORÍA: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: [Firma]

HORA INICIAL	HORA FINAL	CANTIDAD DE ACTIVIDAD	LABOR INICIAL	LABOR FINAL	PERFORMANCIA (FRENTE)	SOSTENIMIENTO	HIDROMÉTRICO				OBSERVACION	
							HORARIO INICIAL	HORARIO FINAL	INICIAL	FINAL		
1	2:30	3:30										
2	3:30	4:30										
3	4:30	5:30										
4	5:30	6:30										
5	6:30	7:30										
6	7:30	8:30										
7	8:30	9:30										
8	9:30	10:30										
9	10:30	11:30										
10	11:30	12:30										
11	12:30	13:30										
12	13:30	14:30										
13	14:30	15:30										
14	15:30	16:30										
15												
16												
17												
18												

ORDEN DE TRABAJO

REPORTE DE EQUIPO PESADO MINA

RPE 24 - 016288

EMPRESA ESPECIALIZADA: La Esmeralda MINA: San TURNO: Primer Turno

ZONA: San CODIGO DE EQUIPO: JUA-76

PROYECTO: San

DNI: 41285209 APELLIDO PATERNO: Granado APELLIDO MATERNO: Granado NOMBRES: William FIRMA: [Firma] CATEGORÍA: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: [Firma]

HORA INICIAL	HORA FINAL	LABOR DE ORDEN	LABOR FINAL	N° DE VUELTOS OPERATIVOS	CANTIDAD NETO	OBSERVACION	DNI (M)
2	3:30	4:30					
3	4:30	5:30					
4	5:30	6:30					
5	6:30	7:30					
6	7:30	8:30					
7	8:30	9:30					
8	9:30	10:30					
9	10:30	11:30					
10	11:30	12:30					
11	12:30	13:30					
12	13:30	14:30					
13	14:30	15:30					
14	15:30	16:30					
15							
16							
17							
18							

REPORTE DE JUMBO

RJU 25 - 002100

EMPRESA ESPECIALIZADA: La Esmeralda COMBUSTIBLE (GAL) REVISIÓN CMH (cantidad, modelo, marca) FECHA: 21/08/14

MINA: San TURNO: Primer Turno

ZONA: San CODIGO DE EQUIPO: JUA-76

PROYECTO: San

DNI: 41285209 APELLIDO PATERNO: Granado APELLIDO MATERNO: Granado NOMBRES: William FIRMA: [Firma] CATEGORÍA: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: [Firma]

HORA INICIAL	HORA FINAL	CANTIDAD DE ACTIVIDAD	LABOR INICIAL	LABOR FINAL	PERFORMANCIA (FRENTE)	SOSTENIMIENTO	HIDROMÉTRICO				OBSERVACION	
							HORARIO INICIAL	HORARIO FINAL	INICIAL	FINAL		
1	2:30	3:30										
2	3:30	4:30										
3	4:30	5:30										
4	5:30	6:30										
5	6:30	7:30										
6	7:30	8:30										
7	8:30	9:30										
8	9:30	10:30										
9	10:30	11:30										
10	11:30	12:30										
11	12:30	13:30										
12	13:30	14:30										
13	14:30	15:30										
14	15:30	16:30										
15												
16												
17												
18												

ORDEN DE TRABAJO

REPORTE DE EQUIPO PESADO MINA

RPE 24 - 016601

EMPRESA ESPECIALIZADA: La Esmeralda MINA: San TURNO: Primer Turno

ZONA: San CODIGO DE EQUIPO: JUA-76

PROYECTO: San

DNI: 41285209 APELLIDO PATERNO: Granado APELLIDO MATERNO: Granado NOMBRES: William FIRMA: [Firma] CATEGORÍA: (M) (A) FIRMA DEL SUPERVISOR: [Firma]

HORA INICIAL	HORA FINAL	LABOR DE ORDEN	LABOR FINAL	N° DE VUELTOS OPERATIVOS	CANTIDAD NETO	OBSERVACION	DNI (M)
2	3:30	4:30					
3	4:30	5:30					
4	5:30	6:30					
5	6:30	7:30					
6	7:30	8:30					
7	8:30	9:30					
8	9:30	10:30					
9	10:30	11:30					
10	11:30	12:30					
11	12:30	13:30					
12	13:30	14:30					
13	14:30	15:30					
14	15:30	16:30					
15							
16							
17							
18							



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 065-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 496-2025-FIMGC-D**, a los **diecisiete días del mes de diciembre de 2025**, siendo las **10:00 a.m.**, reunidos en el **Auditorio de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS** y los miembros: **Dr. Víctor Félix FLORES MORENO; Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO** y **Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del bachiller:

YONATAN GUZMAN FERNANDEZ

Quien presentó la tesis denominada:

Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2024

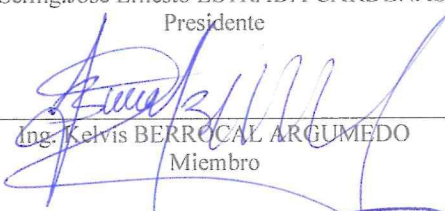
Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:


Aprobado con dieciséis (16)

Siendo las **12:00 p.m.** del día **17 de diciembre de 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.


MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente


Dr. Víctor Félix FLORES MORENO
Miembro


Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro


Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO
Miembro - Asesor


MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : GUZMAN FERNANDEZ, Yonatan
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A.- 2024
- Evaluación de la originalidad : 2% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 12 de marzo de 2026

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A.- 2024

por Yonatan GUZMAN FERNANDEZ

Fecha de entrega: 12-mar-2026 11:08p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2901891245

Nombre del archivo: TESIS_YONATAN_GUZMAN_FERNANDEZ.pdf (4.09M)

Total de palabras: 26897

Total de caracteres: 145258

Mejora de perforación y voladura para reducir costos de carguío de mineral en la galería 2060, Consorcio Minero Horizonte S.A.- 2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

2%

INDICE DE SIMILITUD

2%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

1%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.continental.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
2	hdl.handle.net	<1 %
	Fuente de Internet	
3	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	<1 %
	Trabajo del estudiante	
4	repositorio.unsaac.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
5	repositorio.unheval.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
6	apirepositorio.unh.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
7	repositorio.unu.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
8	core.ac.uk	<1 %
	Fuente de Internet	
9	repositorio.unamba.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
10	cupdf.com	<1 %
	Fuente de Internet	

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias

< 30 words

Excluir bibliografía

Activo