

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINAS Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**EVALUACION Y MEJORA DEL RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE
CARGUÍO Y ACARREO EN LA UNIDAD MINERA ANDAYCHAGUA –
JUNIN**

PRESENTADO POR:

Br. ALEX CHUCTAYA PACSI

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

ASESOR:

Mg. ODILÓN CONTRERAS ARANA

**CUSCO - PERÚ
2026**



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el **Asesor** Mg. Odilon Contreras Arana.....
....., quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: Evaluación y Mejora del Rendimiento
de equipos de carguio y Acarreo en la Unidad Minera
Sondaychagua - Junin.....
.....

Presentado por: Br. Alex Chuctaya Pacci..... DNI N° 46435912.....;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de Ingeniero de Minas.....
.....

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 8.....%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	<u>X</u>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

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

Cusco, 16 de enero..... de 2026.....

[Firma]
.....
Firma

Post firma Odilon Contreras Arana.....

Nro. de DNI 23823356.....

ORCID del Asesor 0000-0002-9164-1705.....

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:546620327.....

ALEX CHUCTAYA PACSI

EVALUACIÓN Y MEJORA DEL RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y ACARREO EN LA UNIDAD MINERA ANDAYCHAGU...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:546620327

206 páginas

Fecha de entrega

15 ene 2026, 9:38 p.m. GMT-5

36.481 palabras

206.851 caracteres

Fecha de descarga

16 ene 2026, 8:38 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

EVALUACIÓN Y MEJORA DEL RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y ACARREO EN LA UNIDADpdf

Tamaño del archivo

5.1 MB

8% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...




Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Trabajos entregados

Exclusiones



- N.º de fuentes excluidas

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 2%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

-  **Caracteres reemplazados**
10 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.
-  **Texto oculto**
186 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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

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

DEDICATORIA

A Dios, por la luz que me guio en cada paso del camino y por brindarme la fuerza para no rendirme.

A mis padres, por su amor infinito, su esmero sin límites, por creer en mí en todo momento y siempre ser mi soporte en situaciones adversas. A mis hermanas, por ser refugio, mi alegría y el pilar que siempre estuvo a mi lado en momentos más difíciles. Y a esa persona que, siempre estuvo ahí en silencio, pero con un apoyo tan firme que se convirtió en parte fundamental de este logro.

Alex Chuctaya Pacsi

AGRADECIMIENTOS

Quiero manifestar mi elevado agradecimiento a la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco por otorgarme el espacio y las óptimas condiciones para desarrollar mi formación académica y culminar este trabajo de tesis. Su compromiso con la excelencia educativa y la investigación ha sido fundamental en mi camino profesional.

Seguidamente, agradezco a la Escuela Profesional De Ingeniería De Minas por transmitirme los conocimientos técnicos y humanísticos que me han permitido abordar este proyecto con solidez y responsabilidad.

A todos los docentes que me han guiado en mis asignaturas, gracias por su dedicación, paciencia y por compartir su experiencia. Sus clases y consejos han sido determinantes para mi crecimiento académico y para la concepción de este trabajo.

Por último, de manera muy especial, quiero agradecer a mi asesor, el MGT. Odilón Contreras Arana, por su invaluable consejo, apoyo y confianza en mí en todo el proceso de elaboración de esta tesis. Su experiencia, conocimientos y su ejemplo profesional será una referencia para mi futuro.

Alex Chuctaya Pacsi

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea actual opera bajo exigencias crecientes de seguridad, continuidad operativa y control de costos, donde el uso eficiente del tiempo por turno resulta determinante. En este contexto, el sistema de carguío y acarreo constituye un proceso crítico, ya que articula la producción en los frentes con el flujo de mineral hacia los puntos de descarga, influyendo directamente en el cumplimiento del plan de producción y en el costo unitario del proceso. Su desempeño no depende únicamente de la capacidad nominal de los equipos, sino de la interacción entre condiciones operativas, coordinación del circuito y gestión de detenciones.

La Unidad Minera Andaychagua, ubicada en la región Junín y operada bajo el método Sublevel Stopping con relleno cementado, presenta un entorno donde las restricciones propias de la minería subterránea amplifican los efectos de las demoras, tales como congestión en galerías, interferencias entre frentes y variabilidad en la secuencia de minado. En estas condiciones, el rendimiento del carguío–acarreo no puede evaluarse únicamente a partir de capacidades instaladas o fallas aisladas, sino que requiere un análisis integral del comportamiento operativo del sistema durante el turno.

En la práctica, si bien se dispone de registros operativos y de mantenimiento, la falta de integración de esta información en indicadores consistentes limita la comprensión del desempeño real de los equipos. Esta situación dificulta identificar las principales fuentes de improductividad y distinguir entre causas recurrentes y eventuales, afectando la toma de decisiones operativas.

Frente a ello, la presente investigación tiene como propósito evaluar el rendimiento de los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua – Junín, mediante indicadores de uso y condición operativa, y analizar su relación con la eficiencia operativa y el comportamiento

de costos del proceso. Metodológicamente, el estudio adopta un enfoque cuantitativo, de alcance descriptivo–correlacional, con un diseño no experimental y de corte transversal, basado en información operativa correspondiente al periodo enero–diciembre de 2024.

La importancia del estudio radica en que una evaluación estructurada del rendimiento del carguío–acarreo permite identificar focos de improductividad, mejorar el control del proceso y contribuir a una gestión operativa y económica más eficiente en un contexto de minería subterránea.

RESUMEN

En minería subterránea, el sistema de carguío y acarreo constituye un proceso crítico, ya que condiciona la continuidad del ciclo de minado y el costo unitario de producción. En la Unidad Minera Andaychagua (Junín), durante el periodo enero–diciembre de 2024, se identificó una brecha entre la capacidad instalada y el rendimiento real del sistema, asociada principalmente a baja utilización efectiva y a demoras no mecánicas que reducen las horas operativas por guardia. El objetivo de la investigación fue evaluar el rendimiento de los equipos de carguío y acarreo y sustentar una mejora orientada a incrementar la eficiencia operativa y reducir costos. El estudio adoptó un enfoque cuantitativo, de alcance descriptivo–correlacional, con diseño no experimental y de corte transversal, basado en el análisis de registros operacionales y de mantenimiento de la flota (10 LHD y 33 volquetes). Los resultados de la línea base evidenciaron rendimientos promedio de 40,9 t/h en LHD y 11,6 t/h en volquetes, siendo el acarreo el componente de mayor peso en el costo unitario. La mejora propuesta se sustentó en la reducción de horas de parada por guardia, logrando incrementar la utilización efectiva y la producción por equipo, así como reducir el costo unitario del proceso. Se concluye que una evaluación estructurada mediante indicadores de rendimiento permite mejorar la productividad y la eficiencia económica del sistema de carguío y acarreo.

Palabras clave: Minería subterránea, Carguío y acarreo, Utilización de equipos, Costo unitario.

ABSTRACT

In underground mining, the loading and hauling system is a critical process because it determines production continuity and unit operating costs. At the Andaychagua Underground Mine (Junín, Peru), during the January–December 2024 period, a gap was identified between installed capacity and actual system performance, mainly associated with low effective utilization and non-mechanical delays that reduce productive operating hours per shift. The objective of this study was to evaluate the performance of loading and hauling equipment and to support an improvement aimed at increasing operational efficiency and reducing costs. The research followed a quantitative, descriptive–correlational approach, with a non-experimental, cross-sectional design, based on the analysis of operational and maintenance records of the equipment fleet (10 LHDs and 33 haul trucks). Baseline results showed average productivities of 40.9 t/h for LHDs and 11.6 t/h for haul trucks, with hauling representing the largest contribution to unit costs. The proposed improvement focused on reducing downtime per shift, which resulted in increased equipment utilization, higher production per unit, and lower unit costs for the loading–hauling process. It is concluded that a structured performance evaluation based on key operational indicators is an effective tool to improve productivity and economic efficiency under real underground mining operating conditions.

Keywords: Underground mining, Loading and hauling, Equipment utilization, Unit cost.

ÍNDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN.....	vi
ABSTRACT.....	vii
1 CAPÍTULO I	1
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2.1 PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN.....	2
1.2.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS	2
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.3.1 OBJETIVO GENERAL	3
1.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	3
1.4 JUSTIFICACIÓN.....	3
1.5 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.5.1 ALCANCE TEMPORAL	5
1.5.2 ALCANCE ESPACIAL	5
1.6 HIPÓTESIS.....	5
1.6.1 HIPÓTESIS GENERAL	5

1.6.2	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	5
1.7	VARIABLES E INDICADORES	6
1.7.1	VARIABLE INDEPENDIENTE	6
1.7.2	VARIABLE DEPENDIENTE	6
1.7.3	OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES	6
2	CAPÍTULO II.....	7
	MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN	7
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	7
2.1.1	ANTECEDENTES INTERNACIONALES	7
2.1.2	ANTECEDENTES NACIONALES	9
2.2	BASES TEÓRICAS	10
2.2.1	OPTIMIZACIÓN DE VARIABLES	10
2.2.2	EQUIPOS DE LIMPIEZA EN MINERÍA SUBTERRÁNEA	11
2.2.2.1	LOAD HAUL DUMP	12
2.2.2.2	CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE SCOOPTRAMPS.....	13
2.2.3	VOLQUETES DE ACARREO	14
2.2.3.1	CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE VOLQUETES DE ACARREO.....	16
2.2.4	RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE TRANSPORTE.....	17
2.2.4.1	RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE CARGUIO	17
2.2.4.1.1	COSTOS OPERATIVOS DEL CARGUÍO	20
2.2.4.1.2	COSTO POR TONELADA CARGADA.....	20
2.2.4.2	RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE ACARREO	20
2.2.4.2.1	COSTOS OPERATIVOS DE EQUIPO	22

2.2.4.2.2 COSTO POR TONELADA TRANSPORTADA.....	23
2.2.5 CICLO DE MINADO	23
2.2.5.1 VOLADURA:	24
2.2.5.2 VENTILACIÓN.....	24
2.2.5.3 SOSTENIMIENTO:.....	25
2.2.5.4 LIMPIEZA	25
2.2.6 GESTIÓN DEL RENDIMIENTO OPERATIVO	25
2.2.7 INDICADORES CLAVE DE DESEMPEÑO (KPIS) COMO INSTRUMENTOS DE CONTROL	26
2.2.8 PLANIFICACIÓN ESTRATÉGICA Y KPIS	28
2.2.8.1 APLICACIÓN DE ESTÁNDARES Y PROGRAMACIÓN DEL TRABAJO EN MANTENIMIENTO MINERO.....	29
2.2.8.2 SISTEMA DE CONTROL Y RECOLECCIÓN DE DATOS	30
2.3 MARCO CONCEPTUAL.....	30
2.3.1 EVALUACION DE EQUIPOS	30
2.3.2 ACARREO.....	31
2.3.3 TRANSPORTE.....	31
3 CAPÍTULO III	33
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN	33
3.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN	33
3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN	33
3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	33
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA	34

3.4.1	POBLACIÓN	34
3.4.2	MUESTRA.....	34
3.5	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE INVESTIGACION.....	35
3.5.1	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	35
3.5.2	INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	35
3.6	PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS.....	35
3.7	EVALUACIÓN TECNICO ECONOMICA DEL SISTEMA DE CARGUIO Y ACARREO ANTES DE LA MEJORA.....	35
3.7.1	ESPECIFICACIONES DEL ÁREA DE ESTUDIO.....	36
3.7.1.1	CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS DE CARGUÍO (LHD)	38
3.7.1.2	CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS DE ACARREO (VOLQUETES 20 T) 40	
3.7.2	DISPONIBILIDAD MECÁNICA DEL EQUIPO.....	43
3.7.3	UTILIZACIÓN EFECTIVA DURANTE OPERACIONES	49
3.7.4	RENDIMIENTO OPERATIVO POR UNIDAD DE TIEMPO.....	55
3.7.5	REGISTRO DE DEMORAS OPERATIVAS Y NO OPERATIVAS	60
3.7.6	ANÁLISIS DEL PROGRAMA DE MANTENIMIENTO.....	65
3.7.7	COSTOS OPERATIVOS DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO 72	
3.8	PROPUESTA DE LA MEJORA DE RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO	78
3.8.1	APLICACIÓN DE TÉCNICAS ESTADÍSTICAS DE EVALUACIÓN	79

3.8.1.1	DEFINICIÓN DE VARIABLES Y ESCENARIOS DE ANÁLISIS	79
3.8.1.2	ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA COMPARATIVA ANTES–DESPUÉS	82
3.8.1.3	PRUEBAS DE HIPÓTESIS PARA VERIFICAR LA MEJORA	92
3.8.1.4	ANÁLISIS DE CORRELACIÓN Y REGRESIÓN SIMPLE	97
3.8.2	VALIDACIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS.....	104
3.8.2.1	CONSISTENCIA INTERNA DE LOS KPIS ANTES Y DESPUÉS.....	104
3.8.2.2	ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LA MEJORA	110
3.8.3	IMPACTO EN LA EFICIENCIA TÉCNICA DEL EQUIPO	118
3.8.3.1	VARIACIÓN DE UTILIZACIÓN Y RENDIMIENTO POR TIPO DE EQUIPO 118	
3.8.3.2	INCREMENTO DE PRODUCCIÓN POR GUARDIA Y POR MES	124
3.8.4	REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS POR OPTIMIZACIÓN	130
4	CAPÍTULO IV	135
	ANÁLISIS DE RESULTADO Y DISCUSIÓN	135
4.1	RESULTADOS RESPECTO A LOS OBJETIVOS ESPECIFICOS	135
4.2	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	137
	CONCLUSIONES	143
	RECOMENDACIONES	145
	BIBLIOGRAFÍA	147
5	ANEXOS	1
	ANEXO 1.....	1
	GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.....	1
	GEOLOGIA LOCAL.....	2
	LITOLOGÍA	3

MINERALIZACIÓN	4
GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	5
LEY CUT OFF	6
RESERVAS DEL MINERAL	10
GEOMECÁNICA	11
EVALUACIÓN GEOMECANICA	11
CLASIFICACIÓN GEOMECANICA DE ROCAS ASOCIADAS AL YACIMIENTO	14
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	16
CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN MINA	16
DISEÑO Y DESCRIPCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN APLICADO	19
ANEXO 2.....	22

INDICE DE TABLAS

Tabla 1	Operacionalización de variables	6
Tabla 2	Especificaciones del área de estudio	37
Tabla 3	Estructura de tiempos promedio por guardia de 12 h.....	62
Tabla 4	Desglose promedio de paradas por guardia de 12 h	63
Tabla 5	Paradas promedio por falta de operador y otras demoras no mecánicas por guardia.	64
Tabla 6	Disponibilidad mecánica y mantenimiento promedio por guardia.....	67
Tabla 7	Disponibilidad y mantenimiento de volquetes por contratista (promedio por guardia)	69
Tabla 8	Estructura porcentual de costos operativos por tipo de equipo	73
Tabla 9	Costos unitarios medios de operación de la flota (línea base).....	74
Tabla 10	Comparación de indicadores medios entre Escenario 1 (línea base) y Escenario 2 (mejora propuesta)	87
Tabla 11	Pruebas t pareadas para indicadores que deben aumentar	95
Tabla 12	Pruebas t pareadas para indicadores que deben disminuir.....	97
Tabla 13	Sentido de la correlación entre variables operativas.....	100
Tabla 14	Modelos de regresión lineal simple para variables operativas.....	103
Tabla 15	Balance de tiempos por guardia en Escenario 1 y Escenario 2.....	105
Tabla 16	Consistencia entre U, HrOper y HrParadas	106

Tabla 17	Consistencia entre T_{guardia} y $R_h \cdot \text{HrOper}$	108
Tabla 18	Análisis de sensibilidad para scoops (LHD).....	113
Tabla 19	Análisis de sensibilidad para volquetes (20 t).....	114
Tabla 20	Variación de la utilización efectiva por tipo de equipo	121
Tabla 21	Variación del rendimiento por guardia por tipo de equipo	123
Tabla 22	Incremento de producción por guardia por equipo	126
Tabla 23	Producción total por guardia de la flota (antes–después)	128
Tabla 24	Incremento de producción mensual en función del número de guardias.....	129
Tabla 25	Efecto de la optimización sobre el costo unitario por tipo de equipo.....	133
	Reservas del mineral	11
	Formato de registro y cálculo	15

INDICE DE FIGURAS

Figura 1	LDH en operación	12
Figura 2	Volquete en operación	15
Figura 3	Ciclo básico de minado.....	24
Figura 4	Sobre excavación en labores subterráneas.....	27
Figura 5	Comparación de horas de operación por guardia (E1 vs E2)	88
Figura 6	Comparación de horas de parada por guardia (E1 vs E2)	89
Figura 7	Utilización efectiva de la flota (E1 vs E2).....	90
Figura 8	Producción por guardia por equipo (E1 vs E2)	91
	Mineralización de la veta Andaychagua	2
	Plano geológico local.....	4

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

6.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En minería subterránea, el sistema de carguío y acarreo constituye un proceso crítico porque conecta los frentes de producción con los puntos de descarga y condiciona el cumplimiento del plan, la estabilidad del ciclo de minado y el costo unitario. En la Unidad Minera Andaychagua (Junín), durante el periodo enero–diciembre de 2024, la gestión del rendimiento de la flota (scoops/LHD y volquetes) exige una evaluación consistente que integre desempeño operativo, disponibilidad, utilización y demoras, dentro de condiciones reales de operación.

La situación problemática se evidencia en una brecha entre la “capacidad instalada” y el “rendimiento real” del sistema: se registran rendimientos horarios medios elevados en scoops ($\approx 40,9$ t/h) con dispersión importante entre unidades/contratistas, mientras que los volquetes presentan rendimientos horarios significativamente menores ($\approx 11,6$ t/h) y alta variabilidad, aun con disponibilidad mecánica alta. En consecuencia, el desempeño del sistema se ve limitado principalmente por utilización (tiempos de espera, asignación y coordinación con frentes) y por demoras no mecánicas, lo que reduce horas efectivas por guardia y afecta la productividad global del circuito.

Este comportamiento tiene impacto económico directo porque el acarreo concentra el mayor peso en el costo unitario ($\approx 15,5$ US\$/t frente a $\approx 5,6$ US\$/t del carguío) y las pérdidas por demoras operativas y no operativas incrementan el costo al disminuir el tonelaje sobre el cual se distribuyen los costos horarios; además, se observan diferencias de costo unitario asociadas a combinaciones de disponibilidad, utilización y calidad del mantenimiento entre flotas/contratistas.

En la práctica, aun existiendo registros operacionales y de mantenimiento, la ausencia de una evaluación estructurada del rendimiento (con indicadores comparables y trazables) limita: (i) la caracterización del uso efectivo del equipo por guardia; (ii) la identificación y jerarquización de fuentes de improductividad (demoras operativas, esperas, interferencias, condición de labor); y (iii) la priorización de acciones técnico-operativas y de mantenimiento basadas en evidencia, orientadas a mejorar eficiencia y reducir costos del proceso de carguío-acarreo.

6.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

6.2.1 PROBLEMA GENERAL DE LA INVESTIGACIÓN

- ¿Como evaluar el rendimiento de equipos de carguío y acarreo para mejorar la eficiencia operativa y reducir costos en la Unidad Minera Andaychagua - Junín?

6.2.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuál es el nivel de eficiencia actual de los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua - Junín?
- ¿Qué factores contribuyen a las fallas y tiempos de inactividad en los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua - Junín?
- ¿En qué medida la evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo mejora la eficiencia operativa y reduce costos en la Unidad Minera Andaychagua - Junín?

6.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

6.3.1 OBJETIVO GENERAL

- Evaluar el rendimiento de los equipos de carguío y acarreo para mejorar la eficiencia operativa y reducir los costos en la Unidad Minera Andaychagua – Junín.

6.3.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar el nivel de eficiencia actual de los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua – Junín.
- Identificar los factores que contribuyen a las fallas y tiempos de inactividad en los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua – Junín.
- Determinar como la evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo influye en la eficiencia operativa y la reducción de costos en la Unidad Minera Andaychagua – Junín.

6.4 JUSTIFICACIÓN

Justificación práctica/operativa. La evaluación integral del rendimiento del carguío–acarreo permite ubicar con precisión dónde se concentra la improductividad (demoras, esperas, desbalances carguío/acarreo, coordinación con frentes) y cómo se distribuyen las horas efectivas por guardia, habilitando acciones de control sobre programación, asignación de equipos y gestión de tiempos operativos. Esto es pertinente en Andaychagua porque existe una brecha cuantificable entre el potencial de carguío (scoops con $\approx 40,9$ t/h) y el rendimiento real del sistema, especialmente por limitaciones de utilización en volquetes ($\approx 11,6$ t/h) y variabilidad entre unidades/contratistas.

Justificación económica. La investigación se justifica por su impacto directo sobre el costo unitario: el acarreo representa el componente de mayor peso ($\approx 15,5$ US\$/t) frente al carguío (\approx

5,6 US\$/t), por lo que mejoras en utilización, reducción de demoras y aumento de toneladas por hora efectiva generan efectos económicos relevantes. Además, la evidencia operativa muestra que combinaciones desfavorables de disponibilidad, utilización y paradas elevan el costo unitario, mientras que mejores condiciones de desempeño reducen US\$/t al mover más toneladas por hora efectiva.

Justificación metodológica/técnica. El estudio se sustenta en el uso de indicadores verificables (disponibilidad mecánica, utilización efectiva, demoras operativas/no operativas, rendimiento t/h y costo por tonelada) y en su integración para explicar relaciones entre desempeño técnico y resultado económico del proceso, evitando diagnósticos parciales. Este enfoque es coherente con la necesidad de trabajar con información operacional y de mantenimiento registrada por la unidad para construir una línea base y soportar decisiones de mejora sobre evidencia.

Justificación en seguridad/gestión (organizacional). Una operación más controlada y predecible del carguío–acarreo reduce reprogramaciones de último momento, congestión e improvisación en labores, condiciones que incrementan exposiciones y riesgos en minería subterránea. Por ello, la evaluación consistente del rendimiento aporta a una gestión operativa más ordenada y segura, al orientar acciones hacia causas recurrentes de improductividad.

Viabilidad y disponibilidad de datos. La investigación es viable porque el sistema cuenta con registros e indicadores operacionales y de detenciones (horas efectivas, paradas, mantenimiento preventivo, reparaciones y paradas por condición de labor, entre otros), lo que permite medir, comparar y analizar el rendimiento durante el periodo enero–diciembre de 2024 sin intervenir la operación.

6.5 DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

6.5.1 ALCANCE TEMPORAL

El estudio se desarrollará en el periodo comprendido entre los meses de enero 2024 y diciembre 2024, abarcando doce meses del estudio del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo.

6.5.2 ALCANCE ESPACIAL

El estudio se delimita geográficamente a la Unidad Minera Andaychagua, en las labores subterráneas.

6.6 HIPÓTESIS

6.6.1 HIPÓTESIS GENERAL

- La evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo permitirá mejorar la eficiencia operativa y reducir los costos en la Unidad Minera Andaychagua - Junín.

6.6.2 HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- Al determinar el nivel de eficiencia actual se obtendrán las deficiencias existentes en el rendimiento de los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua - Junín.
- Al determinar los factores que contribuyen a las fallas y tiempos de inactividad en los equipos de carguío y acarreo se podrán implementar medidas correctivas para mejorar el rendimiento en la Unidad Minera Andaychagua - Junín.
- Al determinar la influencia de la evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo en la eficiencia operativa permitirá tener un beneficio económico en la Unidad Minera Andaychagua - Junín.

6.7 VARIABLES E INDICADORES

6.7.1 VARIABLE INDEPENDIENTE

X1: Evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo.

6.7.2 VARIABLE DEPENDIENTE

Y1: Eficiencia operativa y económica.

6.7.3 OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

Tabla 1

Operacionalización de variables

VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Evaluación del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo	Nivel de eficiencia actual	<ul style="list-style-type: none">• Disponibilidad Mecánica (%)• Utilización Efectiva (%)
	Factores causantes de las fallas y tiempos de inactividad	<ul style="list-style-type: none">• Demoras Operativas (hrs)• Demoras No Operativas (hrs)• Rendimiento Efectivo (t/h)
Mejora de la Eficiencia operativa y económica	Eficiencia operativa	<ul style="list-style-type: none">• Utilización Efectiva (%)
	Reducción de costos	<ul style="list-style-type: none">• Costos operativos por tonelada (S/ t)• Horas improductivas reducidas (%)

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

7.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

7.1.1 ANTECEDENTES INTERNACIONALES

- Gaete, (2019) *“Interfaz computacional para gestión de KPI de operadores de carguío y transporte de Minera Centinela”* – Santiago de Chile, Chile. Tesis para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad: Universidad de Chile – Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas.

Con el objetivo de optimizar el desempeño de los operadores en la Superintendencia de Carguío y Transporte Minera Centinela, se propone el desarrollo de una interfaz sencilla de usar que permita gestionar y evaluar los KPIs de los operadores. Esta interfaz proporcionará un ranking de los operadores en función de indicadores como la velocidad, tiempo de acuatamiento, horas operacionales y la utilización de los equipos. Los jefes de turno e Instructores podrán utilizarla para identificar áreas de mejora y trabajar junto con los operadores para optimizar su rendimiento. La herramienta será construida utilizando Spotfire, un software de BI, que permitirá procesar los datos generados en tiempo real y facilitar el análisis y la toma de decisiones informadas en base a los KPIs.

Se concluye que una interfaz computacional para la gestión de KPIs operativos en la Superintendencia de Carguío y Transporte, enfocada en identificar oportunidades de mejora entre

los operadores que permite visualizar indicadores clave como velocidad y factor de carga, directamente relacionados con la productividad minera que fue bien recibida tras capacitaciones y presentaciones. Su implementación generó mejoras medibles en el desempeño operativo, promoviendo una cultura de mejora continua basada en datos.

- **Castro (2021) “*Análise e acompanhamento do desempenho dos equipamentos de transporte da Mineradora Ferro+ Mineração com O KPI Movimentando Cheio / Movimentando Vazio*” – Ouro Preto, Brasil. Para optar al título de Ingeniero de Minas. Universidad: Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP).**

El estudio realizado por Ferro+ Mineração S.A. entre abril y julio de 2021, utilizando el software SmartMine®, se centró en analizar el KPI Km Lleno / Km Vacío para comprender cómo las variaciones en este indicador afectaban la productividad de los equipos de transporte de la flota. A lo largo de este periodo, se observó que las fluctuaciones en este KPI influyeron en la productividad de los equipos, dependiendo de los materiales transportados y los turnos de operación. Este análisis reveló cómo pequeños cambios en los indicadores de movimiento impactaron directamente en el rendimiento de los equipos, proporcionando una base sólida para mejorar la gestión operativa.

Se concluyó en que los resultados de este estudio mostraron la importancia de realizar un seguimiento constante de los KPIs relacionados con la productividad, ya que permiten identificar posibles puntos de mejora en la operación. El monitoreo efectivo de estos indicadores no solo facilita la toma de decisiones informadas, sino que también ayuda a maximizar la eficiencia operativa de la flota, reduciendo costos y mejorando el desempeño general de la operación minera. Así, este tipo de análisis se presenta como una estrategia clave para mantener la competitividad en el sector minero.

7.1.2 ANTECEDENTES NACIONALES

- **Chavez (2022) “Análisis de KPIs en los equipos de producción de la empresa especializada INCIMMET s.a. para el incremento de metros lineales de acarreo en la Unidad Minera el Porvenir, 2019” – Cerro de Pasco, Perú. Para optar al título de Ingeniero de Minas. Universidad: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.**

En el contexto del análisis de desempeño en operaciones mineras subterráneas, la investigación desarrollada tuvo como objetivo principal evaluar los indicadores clave de rendimiento (KPIs) de los equipos de perforación, carguío, acarreo y sostenimiento, con el propósito de determinar su alineación con los parámetros operacionales óptimos y proponer estrategias de mejora.

El estudio se fundamentó en la revisión de los tiempos efectivos de operación, las demoras operativas y las principales causas de improductividad, tales como la espera de frente de trabajo, sostenimiento, traslado de equipos, ingreso y salida del personal, entre otros. A partir del análisis, se propusieron alternativas de solución orientadas a la optimización de los tiempos operativos, logrando así mejoras significativas en los indicadores: más metros perforados por hora, mayor volumen de carguío y acarreo, y una mayor instalación de pernos por unidad de tiempo.

Se concluyó en que la aplicación del análisis de KPIs en los equipos de perforación, carguío, acarreo y sostenimiento permitió mejorar significativamente los indicadores de eficiencia operativa, optimizando tiempos efectivos, reduciendo tiempos improductivos y aumentando el rendimiento por hora en cada proceso unitario. Esta mejora se logró mediante la identificación de causas críticas de pérdida de tiempo y la implementación de alternativas correctivas específicas.

- **Soto (2022) “Optimización del sistema de extracción mediante la gestión de los indicadores de desempeño KPI’S de los equipos en la Unidad Minera Huachocolpa Uno – 2022” – Huancayo, Perú. Para optar al título de Ingeniero de Minas. Universidad: Universidad Nacional del Centro del Perú.**

Con el propósito de elevar los estándares de productividad, se llevó a cabo un estudio técnico enfocado en evaluar el desempeño de los equipos de acarreo, el análisis se centró en la obtención de indicadores clave de desempeño (KPIs), tales como disponibilidad mecánica, utilización efectiva y rendimiento, además de identificar las causas operativas que limitan la eficiencia de los equipos.

Los resultados permitieron no solo diagnosticar los factores que afectan la productividad, como las demoras operativas y la baja utilización, sino también proponer soluciones orientadas a mejorar el rendimiento global del sistema de acarreo. Esta optimización técnica constituye un paso importante hacia una operación minera más rentable, sostenible y adaptada a las exigencias actuales del sector.

Se concluyó que la adecuada gestión de KPIs permite optimizar el sistema de extracción minera. Se evidenció un incremento en la capacidad de producción mensual (de 49,896 a 56,646 Ton/Mes) y en las horas efectivas de trabajo por guardia (de 6.5 a 7.9 horas). Los indicadores de utilización y disponibilidad mecánica mejoraron significativamente en volquetes, lo que derivó en un aumento del rendimiento por hora (volquetes: de 207.9 a 236 Ton/Hr).

7.2 BASES TEÓRICAS

7.2.1 OPTIMIZACIÓN DE VARIABLES

La optimización de variables hace referencia al conjunto de estrategias técnicas, operativas y administrativas orientadas a maximizar la eficiencia de los procesos unitarios, reduciendo

tiempos improductivos y aumentando la productividad del equipo. En términos operacionales, optimizar variables significa intervenir sobre factores controlables que afectan directa o indirectamente el rendimiento, como los tiempos de ciclo, la velocidad de desplazamiento, la disponibilidad mecánica, la utilización efectiva del equipo, la densidad del tráfico en las rutas de acarreo, la calidad del mantenimiento (Camilleri, 2024).

Este proceso de optimización requiere del uso de indicadores clave de desempeño (KPIs), sistemas de control y monitoreo, y análisis de datos históricos que permitan establecer líneas base, detectar desviaciones y aplicar medidas correctivas. A nivel estratégico, optimizar variables no solo mejora el rendimiento técnico del acarreo, sino que también reduce costos operativos, prolonga la vida útil de los activos y mejora las condiciones de seguridad

7.2.2 EQUIPOS DE LIMPIEZA EN MINERIA SUBTERRANEA

En minería subterránea, los camiones y cargadores presentan diferencias significativas frente a los utilizados en minería a tajo abierto, principalmente en cuanto a su tamaño. Esto se debe a que, al operar dentro de labores subterráneas con espacios restringidos, los equipos deben contar con dimensiones compactas que les permitan desplazarse eficientemente. Por esta razón, estos equipos son comúnmente denominados “de bajo perfil”.

Debido a las condiciones particulares del entorno subterráneo, la minería mecanizada no puede replicar la amplia visibilidad ni los patrones de carguío y acarreo típicos de operaciones en superficie, donde se utilizan palas y camiones de gran tamaño en espacios abiertos. En el subsuelo, estos esquemas no son factibles, lo cual obliga a rediseñar las estrategias de acarreo con equipos adaptados a espacios limitados (Gaete, 2019).

Aun así, los criterios fundamentales para seleccionar maquinaria, como la compatibilidad dimensional con el entorno, la sincronización eficiente entre cargadores y camiones, y una

configuración que garantice seguridad y fiabilidad, siguen siendo aplicables, e incluso más relevantes en ambientes confinados. En estos casos, tanto la capacidad como el tamaño de los equipos están condicionados por las restricciones del espacio operativo.

Los equipos más utilizados en estas condiciones son los cargadores frontales de bajo perfil, también conocidos como LHD (Load-Haul-Dump), y los camiones volquetes de diseño convencional o bajo perfil, denominados Dumpers.

7.2.2.1 LOAD HAUL DUMP

Los LHD, también conocidos como scooptrams, son cargadores frontales articulados de bajo perfil, como se observa en la figura 1. Su diseño les permite operar en condiciones tales como los de minería subterránea, realizando la secuencia de carguío, transporte corto y descarga. Están equipados con motores diésel o eléctricos, transmisión automática, frenos de seguridad y cabinas protectoras.

Este equipo permite el transporte del material por galerías o rampas subterráneas. Su uso permite aumentar significativamente la productividad del acarreo en frentes mecanizados, especialmente en operaciones con secciones más amplias (Gaete, 2019).

Figura 1

LHD en operación



Nota: Fuerza Minera. (2018, enero 28).

7.2.2.2 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE SCOOPTRAMPS

Las características técnicas del Scooptram representa un conjunto de especificaciones estructurales, mecánicas y operativas que definen su capacidad de adaptación al entorno confinado del subsuelo, así como su rendimiento dentro del ciclo de producción minera.

- **Capacidad de carga útil:** 10 toneladas métricas, adecuada para operaciones subterráneas de mediana escala, permitiendo un equilibrio entre capacidad y maniobrabilidad en labores confinadas.
- **Capacidad volumétrica de la caja o balde:** varía entre 3.8 m³ y 5.6 m³ según la densidad del material (1.8 – 2.6 t/m³), lo que proporciona flexibilidad operativa para distintos tipos de mineral.
- **Potencia del motor:** 250 kW (335 HP) a 2100 rpm, proporcionados por un motor diésel Cummins QSL9, diseñado para ofrecer alto par motor a bajas revoluciones y garantizar tracción en rampas inclinadas.

- **Sistema de tracción y transmisión:** incorpora caja de cambios Funk DF2500 con 4 velocidades adelante y 4 en reversa, con convertidor de par, asegurando una transmisión suave y eficiente bajo carga completa.
- **Velocidad de desplazamiento:** ajustable por engranaje operativo, con configuraciones que permiten hasta 25 km/h en condiciones óptimas de rampa y carga.
- **Radio de giro:** aproximadamente 6.7 metros, determinado por el diseño de articulación central y eje Dana 19D, lo que facilita su operación en galerías angostas o curvas pronunciadas.
- **Sistema de frenos:** de disco múltiples en baño de aceite, encapsulados, con sistema SAHR (Spring Applied Hydraulic Release) para frenos de servicio, estacionamiento y emergencia, lo cual garantiza seguridad en pendientes y ambientes polvorientos.
- **Peso operativo:** alrededor de 28 toneladas (máquina sin carga), considerando todos los componentes estructurales y mecánicos, lo que otorga estabilidad durante el izaje y operación en terreno irregular.
- **Sistema hidráulico:** presión máxima de 224 bar, incluye cilindros de dirección, izamiento y estabilización con vástagos cromados, y depósito hidráulico de 189 litros, garantizando precisión y durabilidad en el ciclo de trabajo.
- **Sistema eléctrico:** trabaja a 24 V, incorpora luces delanteras, traseras y de cabina de 70 W, y baterías con capacidad de arranque en frío hasta -18°C, optimizadas para ambientes subterráneos con variabilidad térmica.

7.2.3 VOLQUETES DE ACARREO

En minería, el volquete es un camión de carretera equipado con caja basculante para el transporte y descarga rápida de materiales sueltos (véase figura 2); se emplea como unidad de

acarreo auxiliar en rutas acondicionadas y se diferencia de los camiones mineros especializados porque su diseño responde a estándares viales y requiere control de pendientes, radios de giro y condición de vía para preservar la integridad estructural y la seguridad operacional (Darling, 2011).

La Unidad Minera Andaychagua, perteneciente a la Unidad Operativa Yauli de Volcan, explota yacimientos polimetálicos mediante métodos subterráneos como corte y relleno y sublevel stoping; en este contexto, los volquetes se utilizan para traslados internos y apoyo logístico entre frentes, chutes y puntos de transferencia cuando la geometría de las vías lo permite y la ventilación lo soporta (Volcan Compañía Minera, s. f.; Mining Data Online, s. f.).

En términos de capacidad, las configuraciones habituales de servicio minero y de construcción oscilan en 10–25 t con cajas de 6–16 m³, seleccionadas según densidad aparente y restricciones geométricas; su operación segura en interior mina demanda límites de velocidad, control de carga por eje y mantenimiento preventivo de frenos y neumáticos, prácticas consistentes con las políticas operativas reportadas para Andaychagua (Darling, 2011; Volcan Compañía Minera, s. f.).

Figura 2

Volquete en operación



Fuente: Unidad Minera Andaychagua

7.2.3.1 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE VOLQUETES DE ACARREO

Los volquetes empleados en mina son camiones de carretera con caja basculante adaptados para transportar material suelto en rutas acondicionadas. Su selección considera capacidad útil, volumen de caja, desempeño del tren motriz y compatibilidad geométrica con las vías internas, de modo que se asegure seguridad operativa, disponibilidad y costos controlados en ciclos de acarreo auxiliares.

Especificaciones técnicas referenciales

- Capacidad de carga útil: 10–25 t, según configuración 6×4 u 8×4 y límites por eje.
- Volumen de caja: 6–16 m³; cajas rectas o semi-U, con forro anti-abrasivo cuando el material es denso o angular.
- Potencia del motor: ~160–310 kW (≈220–420 hp); cumplimiento de norma de emisiones según flota (Euro III–V o equivalente).
- Transmisión y tracción: manual o automática; ejes motrices 6×4 u 8×4 con diferenciales bloqueables para pendientes y pisos irregulares.

- Velocidad operativa en mina: típicamente 20–35 km/h en tramos acondicionados; controlada por pendiente, estado de vía y carga.
- Radio de giro: ~7–9 m en chasis 8×4; criterio relevante en cruces, patios y chutes.
- Sistema de frenos: servicio neumático con ABS; freno auxiliar (retarder o freno motor) recomendado en rampas.
- Peso operativo (en vacío): 10–16 t, según chasis y refuerzos.
- Neumáticos: de servicio mixto (on/off road) con presión y carga por eje acordes a la ruta.
- Seguridad y ergonomía: cabina con ROPS/FOPS cuando aplica, visibilidad lateral, alarmas de retroceso, cámaras y extintores.
- Adecuaciones para mina: protectores inferiores, defensas, iluminación reforzada, señalización, limitador de velocidad y calibración de carga por eje.

7.2.4 RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE TRANSPORTE

7.2.4.1 RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE CARGUIO

El rendimiento de un equipo de carguío es la cantidad de material que puede extraer y cargar por unidad de tiempo, usualmente en toneladas por hora (TM/h). Depende de la capacidad de cucharón, el factor de llenado, la densidad aparente del material tronado, el tiempo de ciclo y la eficiencia/uso del equipo (operador, condiciones de piso, fragmentación, visibilidad, ventilación, etc.).

– Capacidad por pasada (cucharada)

$$Q_c = C_b \cdot f \cdot \rho$$

donde:

Capacidad nominal del cucharón (heaped): C_b (m³)

Factor de llenado (0–1): f

Densidad aparente del material tronado: $\rho(t/m^3)$

– **Tiempo de ciclo del LHD**

El tiempo de ciclo total es la suma de componentes fijos (propios de la operación de carga/descarga) y variables (recorrido y condiciones).

$$T_c = T_F + T_V$$

Componentes fijos:

$$T_F = t_{\text{carga}} + t_{\text{recogida/salida}} + t_{\text{posicionamiento_descarga}} + t_{\text{descarga}}$$

Componentes variables

$$T_V = \left(\frac{D_{\text{ida}}}{V_{\text{ida}}} + \frac{D_{\text{ret}}}{V_{\text{ret}}} \right) \cdot FO$$

donde $FO \in [0,1]$ captura pendientes, piso, cruces, congestión y restricciones locales

– **Rendimiento operativo y efectivo**

• **Rendimiento operativo (ideal, sin demoras):**

$$R_{\text{op}} \text{ (t/h)} = \frac{Q_c \cdot 3600}{T_c}$$

Rendimiento efectivo (real, con demoras/eficiencia y uso):

$$R_{\text{ef}} \text{ (t/h)} = R_{\text{op}} \cdot \eta \cdot U$$

donde:

η = eficiencia operacional (0–1) que descuenta micro-paradas, maniobras adicionales, reacomodos, limpieza de frente

U = utilización efectiva (0–1) del equipo en el turno.

Alternativa equivalente a partir de producción y horas reales:

$$R_{\text{ef}} = \frac{\text{Toneladas cargadas}}{\text{Horas efectivas}}$$

– **Disponibilidad y utilización del LHD**

Disponibilidad física (%):

$$DF(\%) = \frac{H_o + H_s}{H_p} \times 100$$

Disponibilidad mecánica (%):

$$DM(\%) = \frac{H_D - (DM + DF + MR + RG)}{H_D} \times 100$$

Horas meta de operación:

$$H_{NO} = T_{\text{prog}} \cdot FO \cdot DM(\%)$$

Utilización efectiva (%):

$$U(\%) = \frac{H_o}{H_p} \times 100$$

Compatibilidad carguío–acarreo

Cuando el LHD alimenta camiones/volquetes, conviene verificar los pases por camión y el balance de tiempos para evitar colas ociosas.

Pases por camión:

$$n_p = \frac{Q_{\text{camión}}}{Q_c}$$

Tiempo de carga por camión:

$$t_{\text{carga-cam}} = n_p \cdot T_c$$

Factor de emparejamiento

$$\text{Emparejamiento} \approx \frac{R_{\text{ef,LHD}}}{\text{Demanda de t/h por camiones en el frente}}$$

Si Match < 1 hay cola de camiones; si Match > 1 el LHD queda ocioso esperando.

7.2.4.1.1 *COSTOS OPERATIVOS DEL CARGUÍO*

Se refiere a gastos directamente asociados a operar el LHD/pala en interior mina.

- **Costos directos:** combustible o energía, lubricantes, GET (ground engaging tools), neumáticos/ruedas, operador, consumibles, mantenimiento preventivo/correctivo.
- **Costos indirectos:** seguros, depreciación, supervisión, almacén de repuestos, logística, soporte técnico, infraestructura eléctrica/ventilación atribuible.

7.2.4.1.2 *COSTO POR TONELADA CARGADA*

$$\text{Costo por t cargada (USD/t)} = \frac{\text{Costo horario (USD/h)}}{R_{\text{ef}} \text{ (t/h)}}$$

7.2.4.2 *RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE ACARREO*

El rendimiento de los equipos de acarreo se define como la cantidad de material que una unidad puede transportar en un determinado período de tiempo, normalmente expresado en toneladas por hora (TM/h). Este rendimiento se ve influenciado por factores como el peso neto transportado, el tiempo de ciclo, la distancia del recorrido, la habilidad del operador, el estado del equipo.

- **Tiempo de ciclo:** El tiempo de ciclo total es la suma del tiempo fijo y el tiempo variable. Los componentes fijos corresponden a los tiempos que dependen del equipo y operación (carga, maniobra y descarga), mientras que el tiempo variable

incluye factores como distancias, pendientes y condiciones operativas que se incorporan mediante un factor operativo (F.O).

$$T_c = TF + TV$$

$$TF = t_{carga} + t_{maniobra} + t_{descarga}$$

$$TV = \left(\frac{V_{ida}}{D_{ida}} + \frac{V_{ret}}{D_{ret}} \right) \times FO$$

- **Rendimiento operativo:** considera condiciones ideales sin interrupciones ni demoras.

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Carga util (TM)}}{\text{Tiempo de ciclo (h)}}$$

- **Rendimiento efectivo:** refleja la producción real bajo condiciones normales de trabajo, incluyendo tiempos muertos, retrasos, cambios de turno y fallas.

$$\text{Rendimiento efectivo} \left(\frac{\text{tn}}{\text{h}} \right) = \frac{\text{Toneladas totales transportadas}}{\text{Horas efectivas transportadas}}$$

- **Disponibilidad mecánica:**

$$DF(\%) = \frac{H_o + H_s}{H_p} * 100\%$$

$$DM(\%) = \frac{H_D - (DM + DF + MR + RG)}{HD} * 100\%$$

$$HNO = T_{prog} * F_o * DM(\%)$$

Donde:

DF(%): Disponibilidad física del equipo, expresada en porcentaje.

DM (%): Disponibilidad mecánica del equipo, expresada en porcentaje.

Ho: Horas operativas efectivas en las que el equipo se encuentra en funcionamiento.

Hs: Horas en condición de espera o standby, cuando el equipo está disponible, pero sin operar.

Hp: Horas programadas totales dentro del periodo de evaluación.

HD: Horas totales de calendario o del periodo analizado.

DM: Horas de mantenimiento correctivo ejecutadas durante el periodo.

DF: Horas de mantenimiento diferido que se han pospuesto para otro turno o jornada.

MR: Horas de mantenimiento rutinario o preventivo empleadas en inspecciones o servicios menores.

RG: Horas de reparación general o mayores intervenciones mecánicas.

HNO: horas meta de operación

Tprog: tiempo programado del periodo (h)

FO: factor operativo (0–1)

DM%: disponibilidad mecánica (%)

La medición de estos indicadores permite realizar análisis de brechas, estimar el impacto económico de las ineficiencias, rediseñar estrategias de acarreo y justificar mejoras como redistribución de flota.

7.2.4.2.1 COSTOS OPERATIVOS DE EQUIPO

Los costos operativos de equipos de acarreo son todos aquellos gastos asociados directamente con el funcionamiento de la maquinaria durante las operaciones mineras subterráneas. Estos costos representan una porción significativa del costo total de minado y su gestión eficiente es fundamental para asegurar la rentabilidad del proyecto.

Se clasifican en:

- **Costos directos:** combustible, lubricantes, repuestos, neumáticos, operadores, mantenimientos correctivos y preventivos.

- **Costos indirectos:** seguros, depreciación, costos de supervisión, almacenamiento de repuestos, consumo eléctrico (para equipos eléctricos) y logística de abastecimiento.

A nivel operativo, uno de los principales indicadores de análisis económico es el costo por tonelada transportada (USD/TM), que permite comparar alternativas y establecer metas de reducción progresiva. También se monitorea el costo por hora operativa, lo que permite identificar equipos menos eficientes o con fallas recurrentes.

7.2.4.2.2 COSTO POR TONELADA TRANSPORTADA

Muestra cuánto cuesta transportar una tonelada de mineral considerando los costos por hora del equipo y su rendimiento real.

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{\text{Costo horario} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{hr}} \right)}{\text{Rendimiento} \left(\frac{\text{tons}}{\text{hr}} \right)}$$

En la Unidad Minera Andaychagua se ha optimizado el tiempo de traslado del mineral desde los tajeos hasta las parrillas, desde donde posteriormente el material es enviado a superficie a través del pique. Actualmente, el mineral se transporta desde las vetas Vanesa (nivel 1250), Salvadora (nivel 1325) y Adriana (nivel 1325), teniendo como destino la parrilla Roberto Letts, ubicada en el nivel 1000.

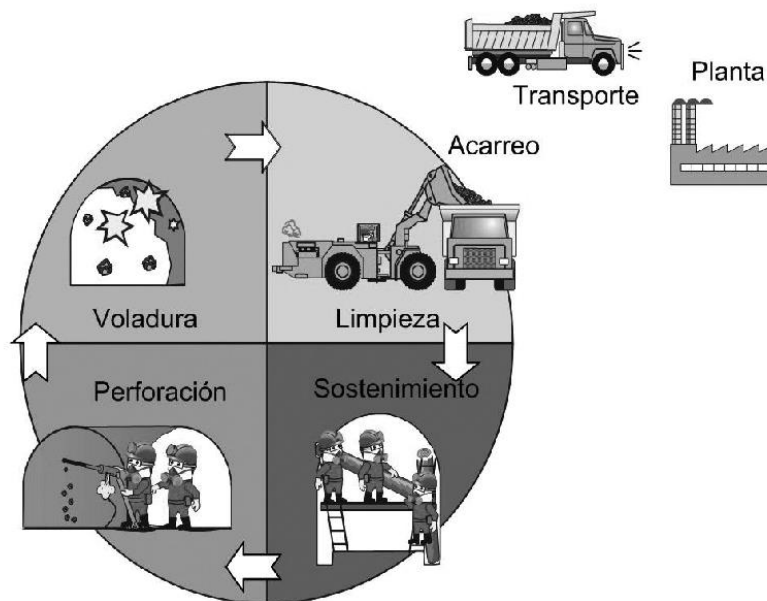
El análisis de los costos debe complementarse con datos de rendimiento y disponibilidad, permitiendo establecer una correlación costo-beneficio clara que sirva de base para decisiones de inversión, mantenimiento, renovación de flota o cambio de estrategia operativa.

7.2.5 CICLO DE MINADO

El ciclo minero básico consiste en una serie de operaciones secuenciales que son esenciales para la extracción eficiente del mineral. Las fases de este ciclo se detallan a continuación y se ilustran en la Figura 3.

Figura 3

Ciclo básico de minado



Fuente: Schwarz, M. (2011). Gestión ambiental aplicada al planeamiento de proyectos mineros, Ingeniería Industrial.

7.2.5.1 VOLADURA:

Una vez que los taladros están perforados, se procede a la carga de explosivos, seguida de la conexión y disparo de la carga. Dependiendo de las características del material y de las condiciones geotécnicas, se eligen distintos tipos de voladura, tales como la voladura de precorte o voladura de fondo. Este paso es crucial, ya que determina la calidad del material fragmentado y tiene un impacto directo en la eficiencia de la carga y transporte de los materiales.

7.2.5.2 VENTILACIÓN

Posteriormente a la voladura, se deben evacuar los gases tóxicos y el polvo generados. La correcta ventilación es esencial para garantizar la seguridad de los trabajadores, ya que permite la

evacuación de partículas suspendidas y sustancias peligrosas en el aire. Esta fase contribuye a mantener condiciones ambientales adecuadas dentro de las instalaciones subterráneas.

7.2.5.3 SOSTENIMIENTO:

Finalizada la remoción del material volado, se procede con la instalación del sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad del frente de trabajo y proteger al personal y equipos. La selección del tipo de sostenimiento se basa en las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, siendo esta una etapa crucial para prevenir desprendimientos y mantener condiciones seguras de operación.

7.2.5.4 LIMPIEZA

Es una etapa operativa clave que se realiza después del proceso de voladura y antes del sostenimiento o avance, dependiendo del tipo de laboreo. Su objetivo principal es retirar todo el material fragmentado que ha quedado acumulado tras la voladura, para liberar el frente de trabajo, garantizar la seguridad operativa y permitir la continuidad de las siguientes etapas del ciclo.

7.2.6 *GESTIÓN DEL RENDIMIENTO OPERATIVO*

La gestión del rendimiento operativo es el proceso mediante el cual las organizaciones monitorean, analizan y optimizan su desempeño para alcanzar objetivos estratégicos a través de la mejora continua de sus operaciones diarias. Este concepto implica la evaluación de indicadores clave de rendimiento (KPIs) que permiten medir la eficiencia de los recursos utilizados y el grado en que se cumplen los objetivos establecidos.

Según un artículo de Harris & Lee (2020), la gestión del rendimiento operativo en minería subterránea se centra en optimizar los procesos de extracción, minimizar costos y garantizar la seguridad de los trabajadores, todo mientras se mantiene un equilibrio entre la producción y la sostenibilidad ambiental.

La correcta implementación de estrategias de gestión del rendimiento operativo requiere la alineación entre las metas a corto y largo plazo de la empresa. Según Johnson & Williams (2019), el monitoreo constante de los KPIs facilita la identificación de áreas de mejora, permitiendo que los directores tomen decisiones informadas para optimizar los procesos productivos. Además, el uso de herramientas tecnológicas y sistemas de monitoreo avanzado es fundamental para la recopilación y análisis de datos en tiempo real, lo cual es esencial para mantener altos estándares de desempeño.

7.2.7 INDICADORES CLAVE DE DESEMPEÑO (KPIs) COMO INSTRUMENTOS DE CONTROL

Los Indicadores Clave de Desempeño, comúnmente conocidos como KPIs (Key Performance Indicators), constituyen herramientas esenciales para la gestión estratégica y operativa de una organización. En términos generales, un KPI es una métrica cuantitativa que permite medir el grado de cumplimiento de objetivos específicos a lo largo del tiempo. Estos indicadores facilitan la evaluación continua del desempeño, permitiendo detectar desviaciones y generar alertas que requieren acciones correctivas o preventivas, como la observada en la figura 4 (Franco-Santos et al., 2012).

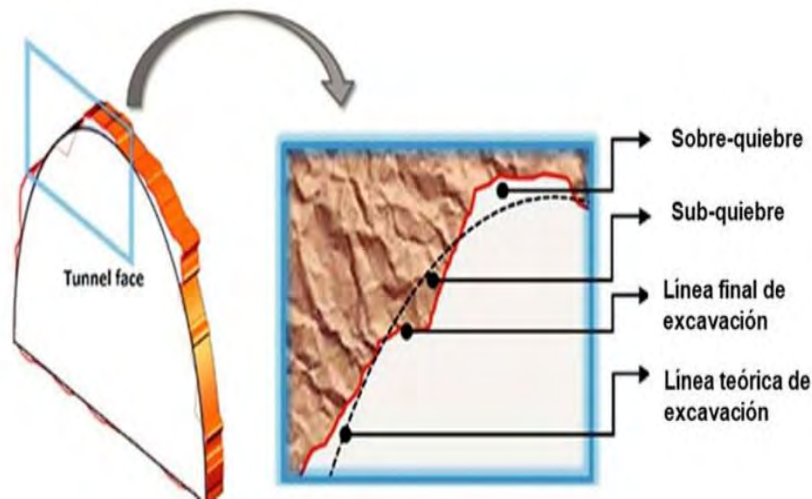
Desde una perspectiva operativa, los KPIs actúan como instrumentos de control de gestión, ya que ofrecen una visión clara del rendimiento de una actividad, proceso o sistema, expresado normalmente en términos numéricos. Esta representación cuantitativa permite identificar tendencias, establecer comparaciones y tomar decisiones basadas en evidencia. De este modo, se convierten en un puente entre los objetivos estratégicos de la organización y las acciones concretas necesarias para su consecución (Kaplan & Norton, 1996).

En el ámbito académico y técnico, los KPIs también se entienden como mecanismos para evaluar el éxito relativo de una solución o intervención específica. Al medir la distancia entre un estado actual y un objetivo meta, proporcionan información clave sobre el progreso de las iniciativas implementadas (Parmenter, 2015). Además, su utilidad se amplifica cuando se integran en sistemas de monitoreo continuo, ya que esto permite implementar modelos de mejora basada en datos.

La correcta formulación de un KPI requiere claridad en la definición del objetivo, selección de variables relevantes, y frecuencia de medición, así como el establecimiento de umbrales o valores de referencia que orienten la interpretación de los resultados. En entornos industriales como la minería, los KPIs son frecuentemente utilizados para monitorear indicadores como el consumo específico de explosivos, el acarreo por frente, la fragmentación obtenida o la sobreexcavación, entre otros.

Figura 4

Sobre excavación en labores subterráneas



Fuente: Hyongdoo Jang, Erkan Topal (2013), Indicador clave de desempeño vinculado a la eficiencia de la voladura y al control de los límites operativos en el túnel.

7.2.8 PLANIFICACIÓN ESTRATÉGICA Y KPIS

La planificación estratégica es un proceso fundamental mediante el cual la alta dirección establece el rumbo de la organización, define objetivos claros y diseña las acciones necesarias para alcanzarlos. Este proceso busca alinear las metas de la organización con las tácticas operativas a diversos niveles (corporativo, divisional e individual), lo que facilita la evaluación continua del desempeño.

En este contexto, los indicadores clave de desempeño (KPIs) se presentan como herramientas esenciales para monitorear el progreso hacia los objetivos estratégicos. Los KPIs permiten traducir metas generales en métricas operativas específicas, facilitando la evaluación de los resultados y la adaptación de las estrategias a medida que surgen nuevos desafíos y oportunidades.

La planificación estratégica no solo establece lo que debe medirse, sino que la medición del desempeño proporciona información crítica para ajustar las estrategias y asegurar que se mantengan alineadas con los objetivos a largo plazo. Asimismo, una planificación estratégica

efectiva se considera más que un documento formal; es una guía práctica que ayuda a identificar las fortalezas y debilidades organizacionales, así como a reconocer oportunidades para mejorar.

7.2.8.1 APLICACIÓN DE ESTÁNDARES Y PROGRAMACIÓN DEL TRABAJO EN MANTENIMIENTO MINERO

En el contexto de la minería, la aplicación de estándares en la planificación del mantenimiento resulta fundamental para mejorar la eficiencia operativa y el control de los recursos. Muchos de los trabajos de mantenimiento en faenas mineras son de tipo repetitivo (por ejemplo, cambio de componentes en maquinaria pesada o mantenimiento de sistemas de ventilación), lo que permite el desarrollo de listas de tareas estandarizadas, hojas de materiales y herramientas específicas. Esta estandarización no solo facilita una planificación más consistente, sino que también permite utilizar registros históricos para determinar la carga laboral con mayor precisión.

Asimismo, la programación del trabajo debe ejecutarse de forma coordinada entre el área de mantenimiento y operaciones. Esto garantiza que las intervenciones se realicen en los momentos de menor interferencia con la producción, maximizando la utilización de los recursos disponibles. En operaciones mineras, esta coordinación puede realizarse a través de reuniones semanales de programación, complementadas con reuniones diarias para resolver contingencias operativas o retrasos inesperados.

La medición del cumplimiento del cronograma de trabajo permite verificar no solo la eficiencia del mantenimiento planificado, sino también el grado de colaboración entre departamentos. Esto contribuye al establecimiento de una cultura de responsabilidad compartida y mejora continua en la gestión del mantenimiento minero.

7.2.8.2 SISTEMA DE CONTROL Y RECOLECCIÓN DE DATOS

El control de las operaciones mineras depende del conocimiento de las características de la mina, el método de minería utilizado y la adecuada distribución del sistema de recolección de datos.

Este sistema debe estar alineado con los procesos de producción diaria y puede incluir comunicaciones de voz, video y transferencia de datos, tanto a través de conexiones cableadas como inalámbricas. Los aspectos a medir incluyen, entre otros, el seguimiento de la fuerza laboral, monitoreo atmosférico, control ambiental, tiempos de producción y eficiencia del equipo.

Algunos de los aspectos cruciales que deben medirse para un mejor control de la operación minera incluyen:

- ❖ Desempeño del equipo y utilización
- ❖ Tiempos de producción y retrasos
- ❖ Monitoreo de sistemas de ventilación, bombeo y perforación
- ❖ Eficiencia del sistema de relleno y rendimiento de voladuras.

Estos indicadores son fundamentales para optimizar el rendimiento de los equipos de acarreo en minería, permitiendo una evaluación continua y precisa de las operaciones.

7.3 MARCO CONCEPTUAL

7.3.1 EVALUACION DE EQUIPOS

La evaluación de equipos en minería subterránea constituye un proceso técnico orientado a determinar el comportamiento funcional, la eficiencia operativa y la adecuación de las unidades móviles frente a las condiciones específicas del entorno de explotación. Este análisis contempla la medición de parámetros como disponibilidad mecánica, utilización efectiva, rendimiento por hora

efectiva, costos operativos unitarios y frecuencia de fallas, permitiendo establecer comparativos entre equipos y turnos, identificar cuellos de botella en el ciclo de minado, y sustentar decisiones respecto al mantenimiento, reemplazo o redistribución de flota.

La evaluación se fundamenta en datos operativos reales, registros de mantenimiento y estándares de desempeño establecidos, siendo indispensable para asegurar la continuidad del proceso, optimizar el uso de activos y garantizar el cumplimiento de los indicadores clave de productividad exigidos por el plan de minado.

7.3.2 ACARREO

La operación de acarreo en minería subterránea consiste en transportar el mineral desde el frente de trabajo hasta el punto de descarga, utilizando equipos móviles como volquetes o dúmpers. Durante estas operaciones, es habitual regar el material para reducir la emisión de polvo, lo que contribuye a mejorar la seguridad y la eficiencia en las actividades de acarreo.

Más allá de ser solo mover mineral, el acarreo representa la coordinación precisa entre personas, equipos y caminos dentro de una mina.

7.3.3 TRANSPORTE

El transporte en minería subterránea se refiere al sistema de medios, mecanismos e instalaciones que permiten el traslado de materiales dentro de la mina desde el punto de carga hasta su destino final, ya sea en el interior de la mina o hacia la superficie. Este proceso facilita la circulación de todo tipo de materiales requeridos para las operaciones mineras subterráneas.

Las funciones clave del transporte en minería subterránea incluyen:

- 1) **Transporte del mineral extraído:** El mineral, que es la materia prima extraída en las labores de explotación minera, debe ser transportado de manera eficiente desde los puntos de extracción hasta los puntos de carga para su posterior procesamiento.

2) **Transporte del estéril:** El estéril generado durante el proceso de extracción, que generalmente se mueve a través de sistemas de transporte subterráneo como cintas transportadoras o vagonetas, debe ser evacuado a lugares adecuados para su disposición o manejo.

3) **Accionamiento y mantenimiento de instalaciones de transporte subterráneo:**
Las instalaciones que permiten el transporte de materiales y personal deben estar diseñadas y mantenidas para garantizar su funcionamiento continuo. Esto incluye el mantenimiento de las cintas transportadoras, vagonetas, sistemas de tracción y otros dispositivos que permiten el movimiento dentro de la mina subterránea.

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

13.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación es del tipo básica y cuantitativa, ya que se utilizarán datos numéricos para analizar el rendimiento de los equipos de acarreo en minería subterránea. Es básica porque el propósito de la investigación no es resolver un problema inmediato de la operación, sino generar un conocimiento que pueda ser aplicado posteriormente a otras operaciones similares o investigaciones futuras. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

13.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Es de nivel descriptivo – correlativo, ya que se recolectarán y analizarán datos para describir las características actuales del rendimiento de los equipos de acarreo en la Unidad Minera Andaychagua. Es de nivel correlativo ya que permite relacionar la evaluación del rendimiento con la eficiencia operativa y la reducción de costos. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

13.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

No experimental, de corte transversal, ya que los datos serán recolectados en un único periodo de tiempo para analizar el comportamiento del rendimiento de las labores de acarreo

durante los meses establecidos del estudio. (ÑAUPAS PAITAN, VALDIVIA DUEÑAS, PALACIOS VILELA, & ROMERO DELGADO, 2018)

13.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

13.4.1 POBLACIÓN

La población de la investigación está conformada por la flota completa de equipos de carguío y acarreo que intervienen en las operaciones de la Unidad Minera Andaychagua. En términos cuantitativos, dicha población incluye:

- Scoops (LHD):
 - VOLCAN: 6 equipos
 - IESA: 4 equipos
 - Total, scoops: 10 equipos
- Volquetes de acarreo:
 - IESA: 10 equipos
 - CN MINERIA: 11 equipos
 - AMERIRENT: 12 equipos
 - Total, volquetes: 33 equipos

En conjunto, la población objeto de estudio está constituida por 43 equipos móviles (10 scoops y 33 volquetes) sobre los cuales se evalúan los indicadores de rendimiento, disponibilidad mecánica, utilización y demoras operativas.

13.4.2 MUESTRA

Para el desarrollo de la investigación se emplea un muestreo no probabilístico de tipo por conveniencia, dado que se dispone de información operativa completa de toda la flota de carguío y acarreo. Por este motivo, y con el fin de obtener resultados representativos y comparables, la

muestra coincide con la población, es decir, se consideran los 43 equipos (10 scoops y 33 volquetes) como parte del análisis.

De este modo, el estudio se realiza bajo un enfoque de censo de la flota, lo que permite caracterizar integralmente el desempeño de los equipos y sustentar con mayor solidez las conclusiones y propuestas de mejora.

13.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE INVESTIGACION

13.5.1 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

- Técnica Documental.
- Trabajo in situ de los equipos de acarreo

13.5.2 INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

- Diario de Campo.
- Fichas Documentales de los equipos de acarreo
- Informes operacionales de volquetes
- Registros de mantenimiento y fallas

13.6 PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

La información recolectada será evaluada y analizada empleando herramientas digitales, para lo cual se hará uso de:

- Microsoft Excel
- Microsoft Word

13.7 EVALUACIÓN TÉCNICO ECONOMICA DEL SISTEMA DE CARGUIO Y ACARREO ANTES DE LA MEJORA

La evaluación técnico económica del sistema de carguío y acarreo antes de la implementación de la propuesta de mejora tiene como finalidad establecer una línea base objetiva

del desempeño operativo y de los costos asociados a la flota de equipos en la Unidad Minera Andaychagua. En esta etapa se analizan los resultados obtenidos bajo las condiciones actuales de operación, considerando la interacción entre los 10 equipos scoop (LHD) y los 33 volquetes de 20 t de capacidad nominal, así como las restricciones propias del circuito de acarreo, tiempos de ciclo, demoras operativas y no operativas, y el esquema de mantenimiento vigente. Este diagnóstico permite cuantificar el nivel de eficiencia real del sistema, identificando brechas entre la capacidad teórica de los equipos y la producción efectivamente alcanzada por guardia y por mes.

Desde el punto de vista económico, la evaluación se orienta a determinar el costo unitario de carguío y acarreo por tonelada transportada, integrando los costos horarios de operación de cada equipo con sus rendimientos efectivos (t/h) y el impacto de las 5,2 horas promedio de inactividad por turno de 12 horas. De esta manera, se obtiene un panorama integral que vincula la performance técnica (disponibilidad, utilización, rendimiento operativo y efectivo) con los resultados económicos (costo por tonelada, aprovechamiento de la capacidad instalada y pérdidas asociadas a tiempos muertos). Esta línea base es el punto de referencia contra el cual se evaluará posteriormente el efecto de la propuesta de mejora sobre la productividad y los costos del sistema de carguío y acarreo.

13.7.1 ESPECIFICACIONES DEL ÁREA DE ESTUDIO

El análisis parte con la caracterización física y operativa del área de estudio donde se desempeñan los equipos de acarreo. Se describen las condiciones del entorno subterráneo, las rutas de acarreo, la configuración de los frentes de trabajo, la infraestructura vial interna, la distancia promedio por ciclo, y las restricciones operativas. Estas especificaciones son clave para contextualizar el rendimiento real de los equipos, ya que variables como la pendiente, tipo de

terreno, ventilación, interferencias con otros equipos y condiciones del sostenimiento influyen directamente en los tiempos de ciclo y productividad general.

El área de estudio comprende el Cuerpo Salvadora, ubicado dentro de la Unidad Minera Andaychagua (Junín), donde se desarrolla el proceso de acarreo de material proveniente de cámaras de producción. Esta área se caracteriza por un entorno geotécnico de condiciones moderadas a severas (RMR entre 40 y 55), exigencias de sostenimiento intensivo, rampas de hasta 600 m de longitud y pendientes de 6 a 12 %. (véase tabla 3).

El acarreo se realiza principalmente mediante equipos LHDs (scoops) y camiones mineros articulados. El layout de la zona de estudio contempla intersecciones angostas, zonas de cruce limitado, puntos de espera y condiciones de ventilación que influyen directamente sobre los tiempos operativos.

En términos de infraestructura, la vía principal de acarreo hacia superficie o zonas de transferencia presenta un ancho operativo variable (3.5 a 4.2 m), lo que restringe el paso de equipos simultáneamente. Además, la presencia de humedad en la plataforma y tramos sin iluminación continúa representan factores adicionales que afectan el rendimiento.

Tabla 2

Especificaciones del área de estudio

Parámetro Geotécnico / Diseño	Valor	Justificación
Método de explotación	Sublevel Stopping (SLS) con relleno cementado	Asegura estabilidad y recuperación de mineral en zonas con esfuerzos elevados.
Altura de caserón	18.5 m	Altura óptima para balancear productividad y control de estabilidad.
Ancho máximo de unidad	14 m	Evita comprometer sostenimiento por exceso de luces.
Longitud máxima de techo	10 – 15 m	Garantiza control de esfuerzos y minimiza riesgo de colapso.
Sección galería	4.0 x 4.5 m	Sección estándar para tránsito de equipos de acarreo y ventilación eficiente.

Separación entre galerías	14 m	Permite equilibrio entre productividad y seguridad geomecánica.
RMR macizo rocoso	40 – 55	Macizo de calidad media que requiere sostenimiento intensivo.

Fuente: Elaboración propia

13.7.1.1 CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS DE CARGUÍO (LHD)

Los equipos de carguío utilizados en la operación corresponden a scoops tipo Load–Haul–Dump (LHD) de minería subterránea, de los cuales la flota de estudio considera 10 unidades operativas. Según la información de flota, el modelo de referencia es el Caterpillar R1600H, un cargador subterráneo articulado diseñado para minería de roca dura.

Desde el punto de vista de ficha técnica, el Cat R1600H está equipado con un motor diésel Cat C11 (ACERT) de potencia del orden de 271–279 HP (\approx 202–208 kW), diseñado para operar a 1 800 rpm, con configuraciones que cumplen estándares de emisiones equivalentes a EPA Tier 3 y Stage IIIA, dependiendo del mercado.

La capacidad nominal de carga útil se sitúa alrededor de 10 200 kg (\approx 10,2 t), lo que lo ubica en la categoría de LHD de mediana capacidad para labores subterráneas de sección estándar.

El peso operativo del equipo se encuentra en el entorno de 30 150 kg, alcanzando aproximadamente 40 350 kg cuando trabaja con carga nominal, considerando la suma de masa propia más carga útil.

La máquina se articula mediante un chasis robusto con eje oscilante y un ángulo de articulación cercano a 42,5°, lo que permite maniobrar en galerías estrechas y radios de giro reducidos, condición típica de la mina subterránea. El sistema de transmisión corresponde a una caja powershift planetaria de cuatro velocidades con convertidor de torque y embrague de bloqueo, que asegura tracción y velocidad en rampas y galerías, con velocidades que van desde aproximadamente 4,5 km/h en primera hasta 27,5 km/h en cuarta marcha hacia adelante.

En cuanto a la herramienta de trabajo, el R1600H opera con baldes de entre 4,2 y 5,9 m³ ($\approx 5,5$ a 7,7 yd³), según la configuración del cucharón (estándar, de alto volteo, eyectable o con labios atornillados).

Para la operación analizada, la configuración más representativa es un balde estándar en el rango de 4,8–5,3 m³, compatible con la sección de las labores de explotación y con el match requerido con los volquetes de 20 t. Los tiempos de ciclo hidráulico (levante, descarga y descenso) se ubican alrededor de 11–12 s por ciclo completo, lo que, combinado con la distancia de traslado y la organización del frente, permite alcanzar los rendimientos horarios observados en la línea base.

Operativamente, estos LHD presentan en la unidad una disponibilidad mecánica promedio del orden de 88 %, con variaciones entre equipos, y un rendimiento operativo de aproximadamente 40,9 t/h, calculado sobre las toneladas efectivamente cargadas y las horas de operación real. Estas cifras evidencian que, desde el punto de vista técnico, el R1600H ofrece una capacidad de carguío suficiente para los niveles de producción requeridos; sin embargo, el aprovechamiento de este potencial depende de la adecuada coordinación con los equipos de acarreo, de la gestión de demoras y del equilibrio entre mantenimiento preventivo y correctivo descritos en los apartados previos.

En resumen, las principales características de los equipos de carguío pueden sintetizarse como:

- LHD de minería subterránea Caterpillar R1600H, motor Cat C11, ≈ 271 –279 HP.
- Capacidad nominal de carga $\approx 10,2$ t por balde y peso operativo ≈ 30 t.
- Baldes entre 4,2 y 5,9 m³, adecuados para secciones típicas de mina subterránea.
- cat.com

- Transmisión powershift de 4 velocidades, articulación central y radio de giro reducido, optimizado para galerías angostas.
- Rendimientos reales en la unidad cercanos a 40,9 t/h, condicionados por demoras y coordinación con el acarreo.

Estas características técnicas son la base sobre la cual se plantea la mejora del rendimiento de carguío en la propuesta, buscando que el comportamiento operativo se acerque más a la capacidad teórica que ofrece el equipo.

13.7.1.2 CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS DE ACARREO (VOLQUETES 20 T)

Los equipos de acarreo considerados en el estudio corresponden a 33 volquetes de aproximadamente 20 t de capacidad nominal por ciclo, operados por los contratistas IESA, CN Minería y Amerirent. Se trata de camiones de transporte de mineral para interior mina, basados en chasis de servicio pesado, adaptados para operar en rampas y galerías con pendientes significativas, radios de giro limitados y condiciones de piso variables.

Desde el punto de vista funcional, estos volquetes constituyen el eslabón principal del transporte en el sistema de carguío–acarreo, enlazando los puntos de carguío (LHD en frentes de explotación o pases de mineral) con los puntos de descarga (tolvas, chutes o planta). La capacidad nominal de 20 t por viaje se alinea con el tamaño del balde de los LHD y con la geometría de las rutas, de modo que se establece un match operativo en el que uno o dos baldes del scoop permiten completar una carga eficiente del volquete Volvo (FMX), dependiendo de la fragmentación y de la densidad del mineral.

En términos de configuración general, los volquetes analizados presentan:

- Tolva metálica de alto volumen, diseñada para mineral de roca dura, con capacidades en el rango de 10–12 m³, ajustadas al peso objetivo de 20 t según densidad de mineral.
- Configuraciones de ejes 6x4 u 8x4, con tracción en los ejes posteriores para garantizar adherencia en rampas y secciones con piso irregular.
- Motores diésel de alta potencia (del orden de 300–350 HP en la mayoría de unidades), acoplados a cajas de cambio manuales o automáticas de múltiple relación, suficientes para mantener velocidades operativas adecuadas en rampas con carga plena.
- Sistemas de freno de servicio, freno de parqueo y, en la mayoría de casos, freno auxiliar o retardador, necesarios para controlar descensos con carga y garantizar la seguridad en interior mina.

Las características operativas obtenidas del análisis de datos muestran que estos volquetes de 20 t alcanzan un rendimiento operativo promedio de aproximadamente 11,6 t/h, considerando las toneladas realmente transportadas y las horas de operación efectiva. La disponibilidad mecánica promedio se ubica alrededor del 94,5 %, con valores que varían por contratista, siendo más altos en algunas flotas (por ejemplo, Amerirent e IESA) y algo menores en otras (CN Minería), reflejando diferencias en la condición de la flota y en la gestión del mantenimiento.

En una guardia equivalente de 12 horas, los volquetes registran en promedio del orden de 10,3–10,4 h de operación efectiva y 1,6–1,7 h de parada, lo que se traduce en utilidades efectivas del orden del 50–55 %. Estas cifras evidencian que, aunque los equipos tienen capacidad técnica y disponibilidad mecánica suficiente, el rendimiento final se ve afectado por:

- Esperas por carguío cuando el scoop no está disponible o no tiene mineral preparado.
- Esperas por descarga en chutes o tolvas, especialmente en horas punta.
- Congestionamientos en puntos de cruce y tramos de vía angostos.
- Demoras no operativas (coordinaciones, cambios de operador, etc.).

Adicionalmente, el análisis por contratista muestra que:

- Las flotas con mejor combinación de disponibilidad, menor tiempo de parada y mayor ritmo de ciclos logran menores costos unitarios de acarreo, aprovechando mejor el costo horario del equipo.
- Las flotas con mayor carga de mantenimiento o demoras presentan rendimientos más bajos y, en consecuencia, costos por tonelada más elevados, aun utilizando equipos de capacidad similar.

En síntesis, las características de los volquetes de acarreo de 20 t considerados en el estudio pueden resumirse en:

- Camiones de acarreo de ≈ 20 t de capacidad nominal por ciclo, adaptados a operación subterránea.
- Tolvas de alto volumen, chasis de servicio pesado y configuraciones de ejes 6x4/8x4, con motores diésel de potencia media-alta.
- Alta disponibilidad mecánica promedio ($\approx 94,5$ %), pero rendimiento efectivo condicionado por demoras y coordinación con el carguío.
- Rendimiento operativo medio $\approx 11,6$ t/h, influido por la longitud de las rutas, las condiciones de las vías y la organización de la operación.

Estas características técnicas y operativas definen el marco sobre el cual se diseña la propuesta de mejora: aumentar el rendimiento por unidad de tiempo y reducir los costos unitarios de acarreo mediante una mejor gestión de tiempos, rutas y asignación de flota, más que por cambios radicales en la capacidad nominal de los equipos.

13.7.2 DISPONIBILIDAD MECÁNICA DEL EQUIPO

La disponibilidad mecánica constituye uno de los indicadores clave para evaluar el desempeño del sistema de carguío y acarreo, ya que expresa la proporción del tiempo en que cada equipo se encuentra físicamente apto para operar respecto al tiempo total programado. En la presente investigación, este indicador se obtiene a partir del parámetro registrado en la base de datos operativa bajo la denominación “Promedio de MTG_DISPMEC”, el cual corresponde a la disponibilidad mecánica promedio calculado por el sistema de gestión de mantenimiento de la Unidad Minera Andaychagua para cada equipo de la flota.

Conceptualmente, la disponibilidad mecánica (DM) se define como:

$$DM = \frac{H_{\text{disponibles}}}{H_{\text{programadas}}} = \frac{H_{\text{programadas}} - H_{\text{falla}}}{H_{\text{programadas}}}$$

donde:

- $H_{\text{programadas}}$ son las horas en que el equipo está planificado para operar en el periodo de análisis.
- H_{falla} son las horas en que el equipo permanece fuera de servicio por fallas mecánicas, intervenciones correctivas y, según el criterio de la compañía, parte de las intervenciones de mantenimiento preventivo.
- $H_{\text{disponibles}}$ son las horas en que el equipo se encuentra mecánicamente disponible para asumir trabajo.

En el archivo de datos analizado, dicho indicador se expresa como un valor adimensional entre 0 y 1 para cada equipo, siendo 1,00 equivalente a una disponibilidad del 100 % y, por ejemplo, 0,90 equivalente a 90 %.

a) Disponibilidad mecánica de los equipos de carguío (scoops)

La flota de carguío está integrada por 10 equipos scoop (LHD), de los cuales 6 pertenecen a Volcan y 4 a IESA. A partir del campo “Promedio de MTG_DISPMEC” se obtiene, para el conjunto de scoops, los resultados siguientes:

- Disponibilidad mecánica promedio scoops:

$$DM_{\text{prom,scoops}} \approx 0,884 \Rightarrow 88,4\%$$

- Valor mínimo observado:

$$DM_{\text{min,scoops}} \approx 0,746 \Rightarrow 74,6\%$$

- Valor máximo observado:

$$DM_{\text{max,scoops}} \approx 0,944 \Rightarrow 94,4\%$$

En otras palabras, en promedio los scoops se encuentran disponibles alrededores del 88 % del tiempo programado, mientras que en el caso más crítico (equipo con $DM \approx 0,746$) aproximadamente una cuarta parte del tiempo el equipo permanece fuera de servicio por causas mecánicas, correctivas o de mantenimiento. Este comportamiento refleja que, aunque la flota de scoops presenta un nivel de disponibilidad aceptable para operación subterránea, existen equipos específicos cuya frecuencia y duración de fallas impactan de manera significativa en la continuidad del ciclo de carguío.

Desagregando por ejecutor se observa que:

- Scoops IESA (4 equipos):
 - $DM_{\text{promedio}} \approx 88,3 \%$

- Rango aproximado: 83,4–91,2 %
- Scoops VOLCAN (6 equipos):
 - DM promedio $\approx 88,4$ %
 - Rango aproximado: 74,6–94,4 %

Esto indica que, a nivel de promedios, ambos grupos de equipos tienen disponibilidades muy similares; sin embargo, la flota de Volcan concentra el equipo con peor desempeño (DM $\approx 74,6$ %), lo que sugiere la necesidad de revisar su estrategia de mantenimiento, la antigüedad del equipo o la severidad de las condiciones de operación en las labores donde trabaja dicho scoop.

b) Disponibilidad mecánica de los equipos de acarreo (volquetes)

La flota de acarreo está conformada por 33 volquetes de 20 t de capacidad nominal, distribuidos entre distintos ejecutores:

- IESA: 10 volquetes
- CN MINERIA: 11 volquetes
- AMERIRENT: 12 volquetes

Para estos equipos, el indicador “Promedio de MTG_DISPMEC” muestra valores significativamente más altos que en los scoops, lo que evidencia una mejor performance mecánica global del sistema de acarreo. Los resultados agregados para todos los volquetes son:

- Disponibilidad mecánica promedio volquetes:
DM_{prom,volquetes} $\approx 0,945 \Rightarrow 94,5\%$
- Valor mínimo observado:
DM_{min,volquetes} $\approx 0,869 \Rightarrow 86,9\%$
- Valor máximo observado:
DM_{max,volquetes} $\approx 1,000 \Rightarrow 100\%$

En términos operativos, ello implica que la flota de volquetes se encuentra, en promedio, disponible mecánicamente más del 94 % del tiempo, con pocos casos por debajo del 90 %. La presencia de equipos con $DM = 1,00$ indica que, en el periodo analizado, estos no registraron fallas mecánicas ni paradas significativas por reparación, aun cuando su número de horas de operación efectiva puede variar según el programa de trabajo.

Al analizar la disponibilidad por empresa contratista, se observa el siguiente comportamiento:

- Volquetes AMERIRENT (12 equipos):

- DM promedio $\approx 97,3$ %
- Rango aproximado: 94,9–99,4 %

Este grupo muestra los mejores niveles de disponibilidad, lo que sugiere un programa de mantenimiento preventivo eficaz y/o una flota relativamente moderna con baja tasa de fallas.

- Volquetes IESA (10 equipos):

- DM promedio $\approx 94,8$ %
- Rango aproximado: 93,1–100 %

La mayoría de los equipos se mantiene por encima del 94 % de disponibilidad, con algunos casos puntuales sin fallas mecánicas en el periodo.

- Volquetes CN MINERIA (11 equipos):

- DM promedio $\approx 91,0$ %
- Rango aproximado: 86,9–94,5 %

Si bien se trata de valores aceptables, este grupo presenta la disponibilidad más baja dentro de la flota de volquetes, lo que evidencia una mayor incidencia de paradas por fallas y, en consecuencia, una mayor exposición a pérdidas de capacidad de acarreo.

c) Comparación global y análisis de implicancias operativas

La comparación entre la flota de carguío (scoops) y la flota de acarreo (volquetes) muestra un contraste claro:

- Scoops:
 - DM promedio $\approx 88,4 \%$
 - Mayor dispersión de valores, con un mínimo de $74,6 \%$.
- Volquetes:
 - DM promedio $\approx 94,5 \%$
 - Valores más concentrados en la banda alta ($\geq 90 \%$), con mínimo de $86,9 \%$.

Esta diferencia indica que, mecánicamente, el sistema de acarreo es más robusto que el sistema de carguío. En otras palabras, los volquetes están disponibles una mayor proporción del tiempo, mientras que los scoops presentan una mayor vulnerabilidad a fallas y paradas, lo que puede convertir al carguío en un potencial cuello de botella cuando la demanda de producción se incrementa.

Desde la perspectiva del ciclo de carguío–acarreo, la menor disponibilidad de los scoops puede traducirse en:

- Reducción del número de ciclos de carguío por guardia.

- Mayor tiempo de espera de los volquetes en el frente (cuando el scoop está detenido por falla).
- Pérdida de oportunidades para aprovechar la alta disponibilidad mecánica de la flota de volquetes.

Por otro lado, la alta disponibilidad mecánica de los volquetes implica que la principal limitante del sistema no es la falla de los camiones, sino la coordinación con el carguío y las restricciones operativas (demoras, congestión de vías, condiciones de sostenimiento, etc.), que se reflejan más directamente en los indicadores de utilización y rendimiento efectivo, analizados en subapartados posteriores.

En síntesis, la evaluación de la disponibilidad mecánica del equipo, basada en los datos reales del archivo de operación, permite establecer que:

- La flota de scoops opera con una disponibilidad media del orden del 88 %, con uno o dos equipos por debajo del 80 %, que requieren acciones específicas de mantenimiento y/o renovación.
- La flota de volquetes alcanza disponibilidad media superior al 94 %, destacando el desempeño de los equipos de AMERIRENT, seguidos por los de IESA y, en menor medida, por los de CN MINERIA.
- La brecha de disponibilidad entre carguío y acarreo debe ser considerada en la propuesta de mejora, enfocando parte de las acciones correctivas en los equipos de carguío con menores niveles de DM, a fin de equilibrar el sistema y aprovechar plenamente la capacidad de la flota de volquetes.

Estos resultados constituyen la base cuantitativa sobre la cual se integran posteriormente los indicadores de utilización, rendimiento efectivo y costos unitarios para completar la evaluación técnico económica del sistema antes de la mejora.

13.7.3 UTILIZACIÓN EFECTIVA DURANTE OPERACIONES

La utilización efectiva es el indicador que mide qué proporción del tiempo disponible del equipo se emplea realmente en actividades productivas de carguío o acarreo, en contraste con el tiempo en que el equipo permanece detenido por causas operativas, logísticas o de organización del trabajo. A diferencia de la disponibilidad mecánica —que está asociada a la condición física del equipo (falla/no falla)—, la utilización efectiva refleja principalmente la gestión operativa: asignación de equipos, presencia de operador, coordinación entre frentes, tiempos de espera, entre otros.

En la base de datos analizada, este indicador se encuentra registrado en la columna “Promedio de Utiliz(%)”, que corresponde a la fracción de tiempo en que el equipo estuvo en operación efectiva (“HrOper”) respecto al horizonte de tiempo considerado por el sistema de gestión de la unidad. Los valores se presentan como números adimensionales entre 0 y 1, donde, por ejemplo, 0,55 equivale a una utilización del 55 %.

En términos conceptuales, la utilización efectiva (U) puede expresarse como:

$$U = \frac{H_{\text{operación efectiva}}}{H_{\text{tiempo base}}}$$

donde:

- Hoperación efectiva: horas en que el equipo realiza trabajo productivo (carguío, transporte y descarga).

- Htiempo base: horas base consideradas para el cálculo del indicador (horas disponibles o un horizonte definido por la unidad).

En el archivo, esta relación ya se encuentra calculada para cada equipo, por lo que el análisis se centra en interpretar los valores de utilización a nivel de flota y por tipo de ejecutor.

a) Utilización efectiva de la flota de carguío (scoops)

La flota de carguío está compuesta por 10 equipos scoop (LHD), de los cuales 6 pertenecen a Volcan y 4 a IESA. El procesamiento de la columna “Promedio de Utiliz(%)” para estos 10 equipos indica:

- Utilización efectiva promedio de scoops

$$U_{\text{prom,scoops}} \approx 0,543 \Rightarrow 54,3\%$$

- Valor mínimo observado en scoops

$$U_{\text{min,scoops}} \approx 0,469 \Rightarrow 46,9\%$$

- Valor máximo observado en scoops

$$U_{\text{max,scoops}} \approx 0,609 \Rightarrow 60,9\%$$

Estos resultados muestran que, en promedio, los scoops solo aprovechan entre el 50 y 60 % de su tiempo base de operación. La banda de 46,9–60,9 % evidencia que:

- Ningún scoop alcanza niveles cercanos al 80–90 % de utilización que se esperaría en un escenario altamente optimizado.
- Existe variabilidad entre equipos, con algunos LHD que se aproximan al 61 % de utilización y otros que se mantienen por debajo del 50 %, lo que sugiere diferencias en frentes asignados, turnos, disponibilidad de operador o interferencias operativas.

Al desagregar por ejecutor se observa:

- Scoops IESA (4 equipos):

- Utilización promedio $\approx 56,7 \%$

- Rango $\approx 55,2-60,8 \%$

Esto indica un aprovechamiento ligeramente superior al promedio global, con valores relativamente concentrados en la banda alta de utilización dentro del grupo de scoops.

- Scoops VOLCAN (6 equipos):

- Utilización promedio $\approx 52,7 \%$

- Rango $\approx 46,9-60,9 \%$

En este caso se aprecia mayor dispersión, incluyendo el equipo con la menor utilización ($\approx 46,9 \%$), lo cual sugiere que parte de los scoops asignados a Volcan presentan un mayor tiempo improductivo por esperas operativas, reubicaciones de frente, falta de operador o coordinación con los volquetes.

Adicionalmente, los promedios de horas registrados indican que, para el periodo de análisis, los scoops acumulan del orden de 603 h de operación efectiva frente a aproximadamente 146 h de paradas registradas por equipo, lo que implica que cerca de un 20 % del tiempo registrado se destina a paradas por distintas causas. Este comportamiento se refleja directamente en los valores de utilización, que se mantienen en torno al 54 %.

b) Utilización efectiva de la flota de acarreo (volquetes)

La flota de acarreo está conformada por 33 volquetes de 20 t de capacidad nominal, distribuidos en tres ejecutores:

- IESA: 10 volquetes

- CN MINERIA: 11 volquetes

- AMERIRENT: 12 volquetes

El análisis de “Promedio de Utiliz(%)” para estos 33 equipos muestra:

- Utilización efectiva promedio de volquetes

$$U_{\text{prom, volquetes}} \approx 0,531 \Rightarrow 53,1\%$$

- Valor mínimo observado en volquetes

$$U_{\text{min, volquetes}} = 0,000 \Rightarrow 0\%$$

(equipos que no registraron operación efectiva en el periodo, es decir, quedaron en reserva, stand-by o fuera de operación).

- Valor máximo observado en volquetes

$$U_{\text{max, volquetes}} \approx 0,786 \Rightarrow 78,6\%$$

Esto evidencia que, en promedio, los volquetes operan efectivamente poco más de la mitad del tiempo disponible, con algunos equipos que alcanzan niveles de utilización cercanos al 79 % y otros que prácticamente no operan en el periodo analizado.

Por ejecutor, la situación es la siguiente:

- Volquetes IESA (10 equipos):
 - Utilización promedio $\approx 59,3\%$
 - Rango aproximado: 0–78,6 %

La mayoría de los equipos se ubica en la banda de 55–65 % de utilización, aunque se observan uno o dos volquetes con utilización nula o muy baja, posiblemente asociados a equipos en reserva o con cambios recientes de contrato.

- Volquetes AMERIRENT (12 equipos):
 - Utilización promedio $\approx 57,0\%$

- Rango aproximado: 44,9–70,2 %

Este grupo presenta un comportamiento relativamente homogéneo, con la mayoría de unidades operando entre el 50 y 65 % de utilización, y algunos equipos de mejor desempeño que superan el 70 %.

- Volquetes CN MINERIA (11 equipos):

- Utilización promedio $\approx 43,0$ %
- Rango aproximado: 0–61,9 %

En esta flota se registra la utilización más baja entre los contratistas, con varios equipos por debajo del 50 % y algunos con utilización nula. Ello sugiere una combinación de sobreoferta de equipos, baja asignación de cargas, posibles restricciones operativas en los frentes donde trabajan o mayor incidencia de tiempos muertos no asociados a fallas mecánicas (esperas por carguío, coordinación, disponibilidad de operador, etc.).

En conjunto, los volquetes presentan promedios de 454 h de operación efectiva y alrededor de 43 h de paradas registradas por equipo en el periodo, lo que se traduce en que aproximadamente un 8–9 % del tiempo registrado corresponde a paradas. No obstante, la utilización efectiva se sitúa en torno al 53 %, lo que indica que una parte importante del tiempo disponible no se convierte en horas operativas, ya sea por ventanas en las que el equipo no se programa, por falta de operador o por decisiones de operación y despacho.

c) Comparación global y análisis de la utilización efectiva

Al comparar la utilización efectiva de la flota de carguío y de la flota de acarreo se obtienen las siguientes conclusiones

- Valores promedio similares:

- Scoops: $\approx 54,3 \%$
- Volquetes: $\approx 53,1 \%$
- Esto significa que, en términos globales, tanto el carguío como el acarreo solo utilizan efectivamente alrededor de la mitad de su capacidad temporal disponible.
- Mayor dispersión en los volquetes:

La flota de volquetes muestra casos con utilización nula y otros cercanos al 80 %, mientras que los scoops se concentran más en la banda 47–61 %. Esta dispersión en volquetes indica que la asignación de carga y el uso de cada camión no es homogéneo: algunos equipos trabajan intensamente y otros quedan subutilizados.
- Desfase entre alta disponibilidad mecánica y baja utilización:

En el apartado anterior (Disponibilidad mecánica), se evidenció que los volquetes tienen disponibilidades mecánicas promedio del orden del 94–95 %. Sin embargo, su utilización efectiva se mantiene en torno al 53 %, lo que implica que la principal pérdida no se debe a fallas mecánicas, sino a factores operativos (programación, coordinación con el carguío, tiempos de espera y organización del trabajo).
- Carguío como posible cuello de botella operativo:

Aunque los scoops presentan disponibilidades algo menores que los volquetes, su utilización efectiva no es significativamente superior, lo que sugiere que las demoras en carguío pueden ocasionar esperas de camiones en el frente y, al mismo tiempo, que los scoops no operen de forma continua por falta de camión asignado o por restricciones en el ciclo de explotación.

Desde el punto de vista de la evaluación técnico económica, estos niveles de utilización efectiva tienen un impacto directo en:

- El costo unitario de operación (US\$/t), ya que los costos fijos y variables por hora se reparten sobre una menor cantidad de toneladas transportadas.
- La capacidad efectiva de producción por guardia y por mes, que se ve limitada no solo por la potencia instalada, sino por la proporción de tiempo efectivamente aprovechada.

En síntesis, la utilización efectiva durante operaciones, calculada a partir de los datos reales del archivo de flota, revela que tanto la flota de carguío como la de acarreo trabajan muy por debajo de su potencial temporal, lo que abre un margen significativo para la mejora a través de medidas de optimización operativa: mejor programación de equipos, balanceo de flota entre frentes, reducción de tiempos de espera y gestión más eficiente de operadores y turnos. Estos elementos serán fundamentales en el diseño y evaluación de la propuesta de mejora a desarrollar en los capítulos posteriores.

13.7.4 RENDIMIENTO OPERATIVO POR UNIDAD DE TIEMPO

El rendimiento operativo por unidad de tiempo expresa la cantidad de tonelaje que cada equipo es capaz de mover en condiciones reales de operación en un intervalo determinado, habitualmente expresado en toneladas por hora (t/h). Este indicador integra el efecto conjunto de la capacidad del equipo, los tiempos de ciclo, la disponibilidad mecánica y la utilización efectiva, por lo que resulta fundamental para evaluar el desempeño técnico del sistema de carguío y acarreo antes de la mejora.

En la base de datos operativa de la Unidad Minera Andaychagua, el rendimiento horario se encuentra registrado de forma diferenciada para los equipos de carguío y para los equipos de acarreo:

- En los scoops (LHD), mediante el indicador de toneladas por hora de scoop (t/h).
- En los volquetes, mediante el indicador de toneladas transportadas por hora (t/h).

Los valores analizados corresponden a promedios consolidados por equipo para el periodo de estudio, por lo que reflejan el comportamiento real de la flota bajo el esquema operativo vigente.

a) Rendimiento operativo de los equipos de carguío (scoops)

La flota de carguío está conformada por 10 scoops (LHD). El análisis del rendimiento horario de estos equipos muestra que:

- El rendimiento operativo promedio de los scoops es del orden de 40,9 t/h.
- Los valores individuales se sitúan en un rango aproximado de 18,4 a 52,4 t/h, lo que evidencia una dispersión importante entre equipos de la misma categoría.

Al desagregar por ejecutor, se obtiene:

- Scoops de IESA (4 equipos):
 - Rendimiento promedio $\approx 43,1$ t/h.
 - Valores mínimos y máximos en torno a 40,3 y 44,4 t/h, respectivamente.
 - Esto indica un grupo de equipos con rendimientos relativamente homogéneos y concentrados en la banda alta del rango observado.
- Scoops de Volcan (6 equipos):
 - Rendimiento promedio $\approx 39,5$ t/h.
 - Rango más amplio, desde 18,4 hasta 52,4 t/h.

- En este caso se observa la mayor variabilidad: algunos equipos alcanzan rendimientos comparables o superiores al promedio global, mientras que otros se encuentran claramente por debajo, asociados a menores niveles de utilización efectiva, mayores tiempos de parada o condiciones operativas más restrictivas en los frentes donde trabajan.

En conjunto, estos resultados evidencian que, aun cuando la flota de scoops presenta un rendimiento promedio aceptable para las condiciones de mina subterránea, existe un subgrupo de equipos con rendimientos significativamente inferiores al resto, que tienden a convertirse en puntos débiles dentro del sistema de carguío y requieren acciones específicas de mejora (ajustes operativos, reforzamiento del mantenimiento, reasignación a frentes más adecuados, entre otros).

b) Rendimiento operativo de los equipos de acarreo (volquetes)

La flota de acarreo está integrada por 33 volquetes de 20 t de capacidad nominal, operados por tres ejecutores: IESA, CN Minería y Amerirent. Para estos equipos, el indicador de rendimiento horario en la base de datos corresponde a las toneladas transportadas por hora (t/h), calculadas sobre la base del tonelaje total movido y las horas de operación efectiva de cada unidad.

El análisis global muestra que:

- El rendimiento operativo promedio de los volquetes es del orden de 11,6 t/h.
- Los valores individuales se ubican en un rango aproximado de 0,0 a 23,0 t/h, lo que refleja la coexistencia de equipos altamente productivos con otros que prácticamente no registran operación efectiva en el periodo considerado.

Por empresa ejecutora, el comportamiento es el siguiente:

- Volquetes de AMERIRENT (12 equipos):
 - Rendimiento promedio \approx 13,6 t/h.

- Valores en la banda de aproximadamente 10,1 a 23,0 t/h.

Este grupo concentra los mejores rendimientos horarios de la flota de acarreo, coherentes con los altos niveles de disponibilidad mecánica observados para estos equipos y con niveles de utilización efectiva superiores al promedio general.

- Volquetes de IESA (10 equipos):

- Rendimiento promedio $\approx 13,0$ t/h.
- Rango aproximado entre 0,0 y 18,0 t/h.

La mayoría de los equipos se sitúa en una banda intermedia-alta de rendimiento, aunque se identifican unidades con rendimiento prácticamente nulo, asociadas a periodos sin operación efectiva o a una asignación limitada de tareas de acarreo.

- Volquetes de CN MINERIA (11 equipos):

- Rendimiento promedio $\approx 8,3$ t/h.
- Valores dentro de un rango aproximado de 0,0 a 11,7 t/h.

Esta flota presenta el rendimiento operativo más bajo entre los contratistas, consistente con los menores niveles de utilización efectiva ya analizados.

La presencia de varios equipos con rendimiento muy reducido o nulo sugiere una combinación de sobreoferta de unidades, baja carga de trabajo asignada y mayores tiempos de espera o inactividad no asociados a fallas mecánicas.

En términos generales, los resultados indican que no todos los volquetes aportan el mismo nivel de producción al sistema, existiendo diferencias relevantes entre contratistas y entre unidades

de una misma empresa. Ello tiene implicancias directas sobre el costo unitario de acarreo y sobre la necesidad de optimizar la asignación de equipos, evitando mantener en operación unidades con baja productividad efectiva.

c) Análisis comparativo del rendimiento del sistema de carguío–acarreo

La comparación del rendimiento operativo por unidad de tiempo entre la flota de carguío y la flota de acarreo permite extraer varias conclusiones relevantes para la evaluación técnico económica:

- Los scoops presentan rendimientos horarios medios elevados (en torno a 40,9 t/h), pero con una dispersión importante, particularmente en los equipos de Volcan, donde se combinan unidades de alto rendimiento con otras claramente deficitarias. Esto sugiere que el potencial de carguío instalado es alto, pero no se aprovecha de forma uniforme en toda la flota.
- Los volquetes muestran rendimientos horarios significativamente menores (promedio cercano a 11,6 t/h), con marcadas diferencias entre empresas: las flotas de Amerirent e IESA alcanzan rendimientos medios similares y superiores a los de CN Minería, mientras que en todas ellas se observan equipos con producción efectiva muy baja o nula durante el periodo analizado.
- Al relacionar estos resultados con los indicadores de disponibilidad mecánica y utilización efectiva, se evidencia que:
 - En los volquetes, la disponibilidad mecánica es alta, pero los rendimientos se ven limitados por la utilización (tiempos de espera, asignación de trabajo y coordinación con los frentes).

- En los scoops, tanto la disponibilidad como la utilización intervienen en el rendimiento, destacando algunos equipos cuya combinación de menor disponibilidad y menor utilización se traduce en rendimientos horarios muy por debajo del promedio.

En síntesis, el análisis del rendimiento operativo por unidad de tiempo confirma que el sistema de carguío–acarreo, en su condición actual, no opera en el nivel de productividad que permitiría su configuración de flota, especialmente si se considera la alta capacidad teórica de los scoops y los buenos niveles de disponibilidad mecánica de los volquetes. Esta brecha cuantitativa entre potencia instalada y rendimiento real constituye uno de los elementos centrales del diagnóstico y justifica la formulación de una propuesta de mejora orientada a optimizar la coordinación entre equipos, la asignación de tareas y la gestión de tiempos operativos en la Unidad Minera Andaychagua.

13.7.5 REGISTRO DE DEMORAS OPERATIVAS Y NO OPERATIVAS

La cuantificación de las demoras operativas y no operativas permite explicar por qué el sistema de carguío y acarreo no alcanza todo su potencial, aun cuando los equipos presentan niveles adecuados de disponibilidad mecánica. En la base de datos operativa de la Unidad Minera Andaychagua, cada registro corresponde al comportamiento promedio de un equipo e incluye, entre otros, los siguientes campos:

- Promedio de HrOper: horas de operación efectiva del equipo.
- Promedio de HrParadas: horas totales de parada del equipo.
- Promedio de HMantPre: horas de parada por mantenimiento preventivo.
- Promedio de HRepMec: horas de parada por reparación mecánica.
- Promedio de HRepEle: horas de parada por reparación eléctrica.

- Promedio de HParadaDFis: horas de parada por condición física de la labor.
- Promedio de Hrs Falta OPE: horas de parada por falta de operador.

A partir de estos datos se ha realizado una normalización a un turno equivalente de 12 horas, de modo que las proporciones de operación y parada de cada equipo se expresen como horas promedio por guardia de 12 h. Este enfoque evita depender de la duración exacta del periodo histórico y entrega una “fotografía” representativa del comportamiento típico de la flota por turno.

La relación básica para cada tipo de equipo es:

$$H_{\text{turno}} = H_{\text{oper}} + H_{\text{paradas}} = 12 \text{ h/guardia}$$

donde:

- Hoper: horas de operación efectiva promedio por guardia.
- Hparadas: horas de parada promedio por guardia (suma de todas las categorías de parada).

a) Estructura de tiempos promedio por guardia

La Tabla muestra la estructura global de tiempos para los 10 scoops (LHD) y los 33 volquetes, una vez normalizados a un turno equivalente de 12 horas.

Tabla 3*Estructura de tiempos promedio por guardia de 12 h*

Tipo de equipo	Horas de operación efectiva H_{oper} [h/guardia]	Horas de parada $H_{paradas}$ [h/guardia]	% operación sobre el turno	% paradas sobre el turno
Scoops (LHD)	9,71	2,29	80,9 %	19,1 %
Volquetes	10,37	1,63	86,4 %	13,6 %

Fuente: Elaboración propia

Estos resultados indican que, en una guardia típica de 12 horas:

- Los scoops operan en promedio 9,71 h y permanecen detenidos 2,29 h.
- Los volquetes operan en promedio 10,37 h y permanecen detenidos 1,63 h.

En términos relativos, los scoops concentran una fracción mayor de tiempo detenido (19,1 % del turno) que los volquetes (13,6 % del turno), lo que refuerza la idea de que el carguío constituye un punto sensible en el sistema.

b) Separación entre paradas mecánicas y demoras no mecánicas

Para cada equipo se han agrupado las horas de parada de origen mecánico:

$$H_{mant+rep} = H_{MantPre} + H_{RepMec} + H_{RepEle}$$

y, por diferencia, se han obtenido las demoras no mecánicas:

$$H_{dem_no_mec} = H_{paradas} - H_{mant+rep}$$

La Tabla resume estos promedios por guardia para cada tipo de equipo.

Tabla 4*Desglose promedio de paradas por guardia de 12 h*

Tipo de equipo	Horas de parada H_{paradas} [h/guardia]	Horas por mant. y reparación $H_{\text{mant+rep}}$ [h/guardia]	Horas de demoras no mecánicas $H_{\text{dem_no_mec}}$ [h/guardia]	% mant./rep. sobre paradas	% demoras no mecánicas sobre paradas
Scoops (LHD)	2,29	0,17	2,12	7,2 %	92,8 %
Volquetes	1,63	0,19	1,44	11,7 %	88,3 %

Fuente: Elaboración propia

Se observa que:

- En scoops, solo alrededor del 7,2 % de las paradas promedio por guardia se explica por mantenimiento y reparaciones (0,17 h/guardia), mientras que el 92,8 % restante (2,12 h/guardia) corresponde a demoras no mecánicas.
- En volquetes, las paradas mecánicas representan el 11,7 % (0,19 h/guardia), y las demoras no mecánicas el 88,3 % (1,44 h/guardia).

Esto confirma que la mayor parte del tiempo detenido no se debe a fallas del equipo, sino a cómo se organiza y se ejecuta la operación (esperas, congestiones, aspectos organizativos, etc.).

c) Demoras no operativas específicas: falta de operador

Dentro de las demoras no mecánicas, la base de datos distingue de forma explícita las horas de parada por falta de operador, una causa claramente no operativa (el equipo está en condiciones, pero no hay personal para operarlo).

Sobre la base de los promedios por equipo y su normalización a 12 h, se obtiene:

Tabla 5

Paradas promedio por falta de operador y otras demoras no mecánicas por guardia

Tipo de equipo	Horas por falta de operador [h/guardia]	Horas por condición física [h/guardia]	Otras demoras no mecánicas [h/guardia]	% falta de operador sobre paradas	% condición física sobre paradas	% otras demoras sobre paradas
Scoops (LHD)	0,08	0,00	2,04	3,7 %	0,1 %	89,0 %
Volquetes	0,15	0,01	1,28	9,5 %	0,4 %	78,5 %

Fuente: Elaboración propia

A partir de estos valores se concluye que, en una guardia típica:

- Cada scoop pierde en promedio 0,08 h/guardia por falta de operador y prácticamente 0,00 h/guardia por condición física de la labor; el resto de demoras no mecánicas (2,04 h/guardia) se debe a otras causas operativas y organizativas (esperas, congestiones, tiempos administrativos, etc.).
- Cada volquete pierde en promedio 0,15 h/guardia por falta de operador y alrededor de 0,01 h/guardia por condición física; el bloque mayoritario (1,28 h/guardia) corresponde igualmente a otras demoras no mecánicas.

En porcentaje sobre las paradas, la falta de operador representa un 3,7 % de las paradas de los scoops y un 9,5 % de las paradas de los volquetes, lo que evidencia oportunidades específicas de mejora en la programación de personal y cobertura de turnos.

d) Implicancias en el desempeño del sistema de carguío y acarreo

El análisis de las demoras, trabajado de manera coherente por guardia de 12 horas a partir de los promedios reales, permite establecer las siguientes implicancias para la línea base:

- En los scoops, de las 2,29 h promedio de parada por guardia, solo 0,17 h se explican por mantenimiento y reparación; las 2,12 h restantes son demoras no mecánicas que reducen directamente el tiempo disponible para el carguío, afectando la continuidad del ciclo y el rendimiento operativo de la flota.
- En los volquetes, de las 1,63 h promedio de parada por guardia, únicamente 0,19 h son por mantenimiento y reparación; las 1,44 h restantes corresponden a demoras no mecánicas que limitan el aprovechamiento de la alta disponibilidad mecánica de estos equipos.
- Tanto en carguío como en acarreo, la mayor parte de las pérdidas de tiempo se concentra en el bloque de “otras demoras no mecánicas” (más del 78 % de las paradas en ambos casos), que agrupa esperas por coordinaciones operativas, congestiones en vías, intervalos sin trabajo asignado y otros eventos que no dependen ni de la condición técnica del equipo ni de la condición física de la labor.

En consecuencia, la reducción de las demoras operativas y no operativas por guardia se presenta como una palanca central para mejorar la utilización del tiempo de turno y, por extensión, el rendimiento operativo en toneladas por hora y la producción por guardia. Cualquier disminución de estas demoras se traduce directamente en un incremento de las horas efectivas de operación dentro del turno de 12 horas, lo que impacta de manera cuantificable en la productividad y el costo unitario de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua.

13.7.6 ANÁLISIS DEL PROGRAMA DE MANTENIMIENTO

El programa de mantenimiento de la flota de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua se evalúa a partir de los indicadores de disponibilidad mecánica y de las horas promedio de intervención por guardia, calculados con los datos reales de operación de cada equipo.

El análisis se realiza bajo el enfoque de un turno equivalente de 12 horas, utilizando los promedios de:

- Horas de operación efectiva (HrOper).
- Horas de parada (HrParadas).
- Horas de mantenimiento preventivo (HMantPre).
- Horas de reparación mecánica (HRepMec).
- Horas de reparación eléctrica (HRepEle).

Sobre esta base se identifican los patrones de mantenimiento de:

- Los 10 scoops (LHD) de carguío.
- Los 33 volquetes de 20 t de capacidad nominal, operados por las empresas contratistas.

a) Disponibilidad mecánica y tiempo de mantenimiento por tipo de equipo

La disponibilidad mecánica (DM) se obtiene a partir del indicador “Promedio de MTG_DISPMEC” de cada equipo, mientras que el tiempo de mantenimiento por guardia se calcula normalizando las horas de mantenimiento preventivo y correctivo (mecánico–eléctrico) al turno de 12 horas, usando las horas totales registradas de operación y parada.

El resumen por tipo de equipo se presenta en la Tabla

Tabla 6*Disponibilidad mecánica y mantenimiento promedio por guardia*

Tipo de equipo	Nº equipos	DM promedio (%)	DM mínima (%)	DM máxima (%)	Horas mant. + rep. por guardia (h/12 h)	% mant. + rep. sobre paradas
Scoops (LHD)	10	88,4	74,6	94,4	0,17	7,2 %
Volquetes	33	94,5	86,9	100,0	0,19	11,7 %

Fuente: Elaboración propia

Del análisis de la tabla se desprenden las observaciones siguientes:

- Los scoops trabajan con una DM promedio de 88,4 %, con un rango de 74,6 a 94,4 %. El tiempo de mantenimiento y reparación por guardia es relativamente bajo (0,17 h/12 h, aproximadamente 8,7 minutos por turno), lo que representa solo el 6,3 % del total de horas de parada.
- Los volquetes presentan una DM promedio superior (94,5 %), con valores entre 86,9 y 100 %. Sin embargo, dedican en promedio 0,19 h/guardia a mantenimiento y reparación (alrededor de 21,1 minutos por turno), lo que equivale al 21,6 % de sus horas de parada.

En términos generales, el programa de mantenimiento permite mantener alta disponibilidad mecánica en ambos tipos de equipos, pero con comportamientos diferenciados:

- En scoops, la DM es más baja a pesar de un tiempo de mant.+rep. reducido, lo que sugiere que las fallas que se presentan son más severas o concentradas en ciertos equipos, y que una mayor proporción de las paradas responde a demoras operativas y organizativas.

- En volquetes, la mayor inversión de tiempo en mantenimiento y reparación se traduce en una DM superior, especialmente en algunas flotas contratistas, aunque con un impacto diferenciado según la empresa que los opera.

b) Enfoque preventivo vs correctivo

A partir de las horas de mantenimiento preventivo (HMantPre) y de reparación mecánica (HRepMec) se puede evaluar el equilibrio entre el enfoque preventivo y el correctivo, también normalizado a un turno de 12 horas.

Los promedios por guardia son:

- Scoops (10 equipos):
 - Mantenimiento preventivo $\approx 0,05$ h/guardia ($\approx 2,9$ minutos).
 - Reparación mecánica $\approx 0,10$ h/guardia ($\approx 5,8$ minutos).
 - Aproximadamente 33 % del tiempo de intervención es preventivo y 67 % correctivo.
- Volquetes (33 equipos):
 - Mantenimiento preventivo $\approx 0,17$ h/guardia ($\approx 10,0$ minutos).
 - Reparación mecánica $\approx 0,18$ h/guardia ($\approx 11,0$ minutos).
 - Cerca de 47 % del tiempo de intervención es preventivo y 52 % correctivo.

Ello evidencia que:

- En scoops, el programa de mantenimiento tiene un sesgo mayor hacia la reparación correctiva, lo que se refleja en una DM más baja y en una mayor variabilidad entre equipos (existen scoops que caen por debajo del 75 % de disponibilidad). Desde el punto de vista de gestión, se requiere reforzar la planificación preventiva en estos equipos de carguío, que son críticos para la continuidad del ciclo.

- En los volquetes, el balance preventivo/correctivo está más equilibrado, con un peso preventivo cercano al 50 %. Este enfoque contribuye a sostener la DM promedio sobre el 94 %, aunque con diferencias notables entre las flotas de los distintos contratistas.

c) Diferencias en el mantenimiento de volquetes por empresa contratista

En el caso de los volquetes, el análisis del programa de mantenimiento se enriquece al desagregar por ejecutor. La Tabla resume los indicadores más relevantes:

Tabla 7

Disponibilidad y mantenimiento de volquetes por contratista (promedio por guardia)

Contratista	Nº volquetes	DM promedio [%]	DM mín.– máx. [%]	Horas de paradas [h/guardia]	Horas mant.+rep. [h/guardia]	% mant.+rep. sobre paradas
AMERIRENT	12	97,3	94,9 – 99,4	0,55	0,05	9,7 %
CN MINERIA	11	91,0	86,9 – 94,5	3,29	0,93	28,4 %
IESA	10	94,8	93,1 – 100,0	1,04	0,04	3,6 %

Fuente: Elaboración propia

Del análisis se destacan los puntos siguientes:

- Los volquetes de AMERIRENT muestran la mayor disponibilidad mecánica ($\approx 97,3$ %) y un tiempo de paradas relativamente bajo (0,55 h/guardia), de las cuales solo 0,05 h/guardia corresponden a mantenimiento y reparación. El programa de mantenimiento resulta eficiente, con intervenciones cortas y alta confiabilidad de la flota.

- Los volquetes de IESA presentan una DM promedio también alta ($\approx 94,8 \%$), pero con 1,04 h/guardia de paradas, de las cuales apenas 0,04 h/guardia se destinan a mantenimiento y reparación (3,6 % de sus paradas). Esto indica que la mayor parte del tiempo detenido en esta flota no está vinculada a mantenimiento, sino a demoras operativas y organizativas (esperas, coordinaciones, etc.), lo que sugiere que el foco de mejora debe estar en la gestión de la operación, más que en el programa de mantenimiento en sí.
- Los volquetes de CN MINERIA son los que presentan la DM promedio más baja ($\approx 91,0 \%$) y el mayor tiempo de paradas por guardia (3,29 h/12 h). De esas paradas, aproximadamente 0,93 h/guardia se destinan a mantenimiento y reparación, lo que representa un 28,4 % del tiempo detenido. Este comportamiento sugiere una flota con mayor requerimiento de intervención mecánica, probablemente asociada a equipos más antiguos o a condiciones de operación más exigentes, lo que impacta tanto en su disponibilidad como en los costos asociados al programa de mantenimiento.

En conjunto, el análisis por contratista muestra que el programa de mantenimiento no tiene un impacto uniforme sobre la flota de volquetes: mientras en AMERIRENT e IESA el mantenimiento es relativamente reducido y compatible con altas disponibilidades, en CN MINERIA la carga de mantenimiento y reparación por guardia es considerablemente mayor y se refleja en una DM menor y en un mayor porcentaje de tiempo en paradas.

d) Síntesis del análisis del programa de mantenimiento

A partir de los indicadores calculados puede concluirse que:

- El programa de mantenimiento actual es suficiente para sostener niveles aceptables de disponibilidad mecánica en la flota de volquetes (DM promedio $\approx 94,5$ %) y moderados en la flota de scoops (DM promedio $\approx 88,4$ %), aunque con disparidades entre equipos y entre contratistas.
- En los scoops, el peso relativo de las reparaciones correctivas frente al mantenimiento preventivo evidencia la necesidad de fortalecer la planificación preventiva y las inspecciones periódicas, especialmente en aquellos equipos con DM por debajo del 80 %, a fin de reducir la severidad y frecuencia de las fallas.
- En los volquetes, el mantenimiento preventivo está mejor balanceado con el correctivo, pero los resultados varían significativamente según el contratista:
 - AMERIRENT e IESA muestran programas de mantenimiento eficientes, con poca incidencia de paradas mecánicas y alta DM.
 - CN MINERIA concentra un mayor volumen de horas de mant.+rep. por guardia, lo que impacta su disponibilidad y evidencia una flota más demandante en términos de mantenimiento.

Desde el punto de vista técnico–económico, el programa de mantenimiento, tal como se aplica en la línea base, no es la principal limitante del sistema, pero sí condiciona el desempeño de ciertas flotas (particularmente scoops de menor disponibilidad y volquetes de CN MINERIA). La propuesta de mejora deberá considerar:

- El refuerzo del mantenimiento preventivo en equipos críticos de carguío.
- La revisión de la estrategia de mantenimiento y renovación de flota en las unidades de acarreo con mayores tiempos de intervención.

Todo ello con el objetivo de reducir las paradas mecánicas críticas, estabilizar la disponibilidad mecánica en niveles superiores y, en combinación con la reducción de demoras operativas y no operativas, mejorar de manera integral la productividad del sistema de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua.

13.7.7 COSTOS OPERATIVOS DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO

El análisis de los costos operativos de los equipos de carguío y acarreo permite vincular los indicadores técnicos descritos en los apartados anteriores (disponibilidad mecánica, utilización efectiva, rendimiento operativo y demoras por guardia) con su impacto económico directo sobre la operación. En la Unidad Minera Andaychagua, los costos de operación de la flota se estructuran principalmente en función de:

- Costo horario de los equipos (US\$/h), desagregado en combustible, mantenimiento, neumáticos/repuestos, mano de obra y costos indirectos.
- Rendimiento operativo por unidad de tiempo (t/h), calculado a partir de las toneladas movidas y las horas de operación efectiva.
- Horas efectivas de operación por guardia, que dependen de las demoras operativas y no operativas registradas.

En términos generales, el costo unitario por tonelada de carguío o acarreo se obtiene como:

$$C_{\text{unit}} = \frac{C_{\text{horario}}}{R_h}$$

donde:

- C_{horario} : costo de operación por hora del equipo (US\$/h).
- R_h : rendimiento operativo horario (t/h).

La información económica de la unidad permite conocer la estructura porcentual de los costos horarios de los scoops (LHD) y de los volquetes, la cual se consolida en la línea base de análisis.

a) Estructura de costos horarios de los equipos de carguío y acarreo

Con base en los datos económicos disponibles, la estructura típica de los costos operativos de los scoops y volquetes se resume en términos porcentuales en la Tabla 3.7.8, diferenciando los principales rubros de gasto:

Tabla 8

Estructura porcentual de costos operativos por tipo de equipo

Concepto de costo	Scoops (LHD) [% del costo horario]	Volquetes [% del costo horario]
Combustible y lubricantes	34	39
Mantenimiento y reparaciones	26	22
Neumáticos / componentes mayores	10	12
Mano de obra (operador)	18	15
Costos indirectos y otros	12	12
Total costo horario	100	100

Fuente: Elaboración propia

Esta estructura evidencia que:

- En scoops, el segundo componente más importante después del combustible es el mantenimiento y reparaciones (≈ 26 % del costo horario), coherente con la naturaleza del equipo (trabajo intensivo en frente, condiciones severas, mayor desgaste de implementos).
- En volquetes, el costo de combustible tiene un peso ligeramente mayor (≈ 39 %), asociado a los tiempos de recorrido y a la longitud de las rutas de acarreo, mientras que el mantenimiento representa una fracción relevante, pero algo menor (≈ 22 %).

Sobre esta base, y considerando los costos horarios calculados por la unidad, se obtienen los costos unitarios medios por tonelada para la línea base de operación.

b) Costos unitarios medios de carguío y acarreo

Al combinar los costos horarios con los rendimientos operativos horarios reales de los equipos (apartado 3.7.1.4), se obtienen los costos unitarios medios de carguío y de acarreo por tonelada de mineral. En la línea base, estos valores se resumen en la Tabla

Tabla 9 *Costos unitarios medios de operación de la flota (línea base)*

Tipo de equipo	Rendimiento operativo promedio R_h [t/h]	Costo horario promedio C_{horario} [US\$/h]	Costo unitario medio C_{unit} [US\$/t]
Scoops (LHD) – carguío	40,9	230	5,62
Volquetes – acarreo	11,6	180	15,52

Fuente: Elaboración propia

En esta tabla:

- El rendimiento operativo proviene de los valores reales calculados para la flota (promedios consolidados por tipo de equipo).
- El costo horario promedio se construye a partir de la estructura de costos y de los valores por hora de cada componente según la información económica de la unidad.
- El costo unitario resulta de la división C_{horario}/R_h

De acuerdo con estos resultados, en la línea base:

- El costo medio de carguío con scoops se sitúa del orden de 5,6 US\$/t, considerando su rendimiento promedio de 40,9 t/h y el costo horario asociado.
- El costo medio de acarreo con volquetes se ubica en torno a 15,5 US\$/t, coherente con un rendimiento horario menor (11,6 t/h) y un costo horario significativo por combustible y mantenimiento.

Se observa, por tanto, que el acarreo concentra la mayor parte del costo unitario del sistema de transporte de mineral, lo que es consistente con la naturaleza de la operación subterránea (ciclos largos, recorridos, consumo de combustible, neumáticos y mantenimiento de componentes móviles).

c) Influencia de la disponibilidad, utilización y demoras en el costo unitario

La relación entre los indicadores técnicos analizados en los apartados 3.7.1.2 a 3.7.1.5 y los costos unitarios es directa:

- Disponibilidad mecánica (DM)
 - Una DM elevada permite que el costo fijo asociado al equipo (depreciación, seguros, parte de la mano de obra) se reparta sobre un mayor número de horas efectivas y, por ende, de toneladas producidas.

- En el caso de los volquetes, la DM promedio superior al 94 % contribuye a que el costo horario se aproveche mejor, aunque el impacto final en el costo por tonelada depende de la utilización efectiva y del rendimiento.
- Utilización efectiva (U)
 - Aun con buena DM, si el equipo solo se utiliza una fracción del turno, el costo horario se “diluye” sobre menos toneladas, elevando el costo unitario real.
 - Las utilizaciones efectivas en el orden de 50–55 % observadas en la línea base implican que los costos calculados teóricamente podrían reducirse de manera significativa si se lograra aumentar el número de horas de operación efectiva por guardia.
- Demoras operativas y no operativas
 - Las 2,29 h/guardia de parada en scoops y 1,63 h/guardia en volquetes (3.7.1.5) representan tiempo en el que se sigue incurriendo en costos (operador, parte de los costos fijos, overhead), pero sin generación de toneladas.
 - En la medida en que una proporción sustancial de esas paradas no es mecánica, sino operativa u organizativa, existe un margen real de reducción del costo unitario mediante la disminución de estas demoras, sin necesidad de incrementar la flota.

Desde una perspectiva económica, puede interpretarse que una parte importante del costo unitario actual no se debe solo al costo intrínseco de los equipos, sino a la baja utilización relativa de su capacidad, condicionada por demoras y descoordinaciones en el sistema.

d) Comparación de costos operativos por tipo de flota y contratista

En el caso de los volquetes, la integración de la información de costos con los indicadores de disponibilidad y utilización permite diferenciar el desempeño económico por contratista, aunque el detalle numérico se desarrolle en tablas específicas en anexos. Conceptualmente se observa que:

- Los volquetes con mayor disponibilidad mecánica y mejor utilización (como los de AMERIRENT e IESA) tienden a registrar menores costos unitarios efectivos (US\$/t), aun cuando su costo horario pueda ser similar o ligeramente superior, porque logran mover más toneladas por hora efectiva.
- La flota con mayores horas de parada por guardia y menor rendimiento horario (como algunos volquetes de CN MINERIA) presenta costos unitarios más altos, al repartir un costo horario similar sobre un menor tonelaje transportado.

De manera análoga, en los scoops la existencia de equipos con disponibilidades y utilizaciones por debajo de la media genera costos de carguío más altos por tonelada en las labores donde operan, aun cuando el costo horario nominal de un LHD sea el mismo que el de sus pares.

e) Síntesis: relevancia de los costos operativos en la línea base

En síntesis, el análisis de los costos operativos de los equipos de carguío y acarreo en la línea base permite concluir que:

- El acarreo constituye el componente de mayor peso en el costo unitario ($\approx 15,5$ US\$/t frente a $\approx 5,6$ US\$/t del carguío), por lo que cualquier mejora en su rendimiento y utilización tendrá un impacto económico significativo.
- Las pérdidas de tiempo por demoras operativas y no operativas explican una proporción importante del costo unitario actual, al reducir el número de horas

efectivas de operación por guardia y, por ende, el tonelaje sobre el que se distribuyen los costos horarios.

- Existen diferencias económicas relevantes entre flotas y contratistas, asociadas a combinaciones de disponibilidad mecánica, utilización y calidad del programa de mantenimiento, que se traducen en costos unitarios distintos aun para equipos de la misma categoría.

Esta caracterización de los costos operativos, basada en la combinación de información económica y de desempeño técnico real, cierra la evaluación de la situación actual del sistema de carguío y acarreo. Sobre esta línea base se evaluará, en los apartados posteriores, el efecto de la propuesta de mejora tanto en los indicadores de rendimiento como en la reducción del costo unitario de operación por tonelada en la Unidad Minera Andaychagua.

13.8 PROPUESTA DE LA MEJORA DE RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO

La presente sección desarrolla la propuesta de mejora del rendimiento de los equipos de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua, formulada a partir del diagnóstico técnico–económico de la situación actual. Dicho diagnóstico evidenció que, aunque la flota de scoops y volquetes presenta niveles aceptables de disponibilidad mecánica, la utilización efectiva por guardia y el rendimiento operativo por unidad de tiempo se ven limitados por un volumen significativo de demoras no mecánicas, desbalances entre la capacidad de carguío y acarreo, diferencias en desempeño entre flotas de contratistas y un uso todavía insuficiente del mantenimiento preventivo en equipos críticos. Adicionalmente, se verificó que el acarreo concentra la mayor proporción del costo unitario por tonelada, por lo que cualquier mejora en su eficiencia impacta de manera directa en los costos operativos globales de la unidad.

Sobre esta base, se plantea un conjunto de acciones orientadas a incrementar las horas efectivas de operación por guardia, optimizar el uso de la capacidad instalada de la flota y reducir el costo unitario de carguío y acarreo. La propuesta integra medidas de carácter operativo (redistribución de equipos entre frentes, ajuste de secuencias de trabajo, reducción de tiempos de espera y congestión), organizacional (mejoras en la programación de personal, coordinación entre áreas y gestión de turnos) y de soporte técnico (reforzamiento del mantenimiento preventivo en equipos de baja disponibilidad). Cada medida se sustenta en los indicadores reales de disponibilidad, utilización, rendimiento, demoras y costos obtenidos en la línea base, permitiendo proyectar un escenario de operación optimizada en el que se busca aprovechar de manera más eficiente la flota existente, sin depender exclusivamente de la incorporación de nuevos equipos.

13.8.1 APLICACIÓN DE TÉCNICAS ESTADÍSTICAS DE EVALUACIÓN

13.8.1.1 DEFINICIÓN DE VARIABLES Y ESCENARIOS DE ANÁLISIS

En este apartado se definen las variables que serán objeto de evaluación estadística, así como los escenarios de comparación que permiten cuantificar el efecto de la propuesta de mejora sobre el sistema de carguío y acarreo de la Unidad Minera Andaychagua. Todas las variables se construyen a partir de los registros operativos por guardia de 12 horas y de los indicadores calculados previamente para la flota de scoops (LHD) y volquetes de 20 t.

En primer lugar, se consideran las variables de disponibilidad y utilización del equipo, que describen el grado de aprovechamiento del tiempo programado:

- Disponibilidad mecánica (DM, %): proporción del tiempo programado en que el equipo se encuentra mecánicamente apto para operar. Se calcula a partir de las horas programadas, horas de falla y horas disponibles.

- Utilización efectiva (U , %): proporción del tiempo disponible en que el equipo realiza trabajo productivo de carguío o acarreo. Se calcula como el cociente entre las horas de operación efectiva y las horas disponibles.
- Horas de operación efectiva por guardia ($HrOper$, h/guardia): tiempo en el que el equipo realiza actividades productivas (carguío, transporte y descarga) durante una guardia de 12 horas.
- Horas de parada por guardia ($HrParadas$, h/guardia): tiempo en el que el equipo permanece detenido durante la guardia, desagregado en paradas mecánicas (mantenimiento preventivo y correctivo) y demoras no mecánicas (esperas operativas, falta de operador, condición de labor y otras).

En segundo lugar, se consideran las variables de rendimiento y producción, que permiten cuantificar la productividad del sistema:

- Rendimiento operativo horario (R_h , t/h): toneladas de mineral cargadas o acarreada por hora efectiva de operación, calculadas para cada tipo de equipo a partir de los registros de toneladas movidas y de $HrOper$.
- Producción por guardia ($T_{guardia}$, t/guardia): toneladas totales movidas por cada equipo o por tipo de equipo en una guardia equivalente de 12 horas, obtenidas como producto del rendimiento horario por las horas efectivas de operación.
- Producción mensual equivalente (T_{mes} , t/mes): estimación de la producción asociada a la flota, proyectada a partir de la producción por guardia y del número de guardias operativas consideradas en el periodo de estudio.

Finalmente, se incorporan las variables económicas, que relacionan el desempeño técnico con el costo del proceso:

- Costo horario de operación (C_h , US\$/h): costo total por hora de funcionamiento del equipo, que integra combustible y lubricantes, mantenimiento, neumáticos y componentes mayores, mano de obra e indirectos.
- Costo unitario de carguío y acarreo (C_t , US\$/t): cociente entre el costo horario y el rendimiento operativo horario, expresado como costo por tonelada de mineral cargada o transportada.
- Ahorro unitario y total (ΔC_t , US\$/t; A_{total} , US\$): diferencia entre el costo unitario en el estado actual y el costo unitario proyectado con la mejora, así como el ahorro económico asociado a un volumen determinado de producción.

Sobre la base de estas variables se definen dos escenarios de análisis:

- **Escenario 1:** línea base o situación actual. Corresponde a los valores de DM, U, HrOper, HrParadas, R_h , $T_{guardia}$ y C_t obtenidos directamente de los registros reales de operación y consolidados en el diagnóstico del sistema. Este escenario representa el comportamiento actual de la flota de scoops y volquetes sin intervención alguna.
- **Escenario 2:** escenario proyectado de mejora. Corresponde a los valores de las mismas variables bajo la aplicación de la propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo. En este escenario se considera, de manera cuantificada, la reducción de demoras operativas y no operativas por guardia, el incremento de las horas de operación efectiva y la consecuente mejora en la utilización y el rendimiento horario, manteniendo inalterados los costos horarios de los equipos. A partir de estos cambios se recalculan la producción por guardia y el costo unitario por tonelada.

La definición explícita de las variables y de los dos escenarios de análisis permite estructurar la aplicación de técnicas estadísticas en los apartados siguientes. De este modo, se garantiza que la comparación antes–después se realice sobre indicadores homogéneos y se pueda evaluar, en forma objetiva, el impacto técnico y económico de la mejora propuesta en el sistema de carguío y acarreo.

13.8.1.2 ESTADÍSTICA DESCRIPTIVA COMPARATIVA ANTES–DESPUÉS

a) Definición operativa de la propuesta de optimización

Antes de aplicar cualquier técnica estadística, se define de manera cuantitativa qué se entiende por propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo. A partir del diagnóstico realizado (línea base), se ha determinado que el principal problema no es la capacidad nominal de la flota, sino el tiempo perdido en demoras no mecánicas que reduce las horas efectivas de operación por guardia.

En consecuencia, la propuesta de optimización se plantea como:

- Para scoops (LHD):
 - Línea base:
 - Horas de parada por guardia (promedio):

$$HrPar_{scoop, base} = 2,29 \text{ h/guardia}$$

(principalmente demoras no mecánicas).

- Horas de operación efectiva por guardia:

$$HrOper_{scoop, base} = 12 - 2,29 = 9,71 \text{ h/guardia}$$

- Propuesta: reducir 1,0 h/guardia de demoras no mecánicas:

$$HrPar_{scoop, mej} = 2,29 - 1,0 = 1,29 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{scoop, mej} = 12 - 1,29 = 10,71 \text{ h/guardia}$$

- Es decir, se gana 1 hora efectiva adicional por guardia en promedio por cada scoop, sin incrementar la flota.

- Para volquetes (20 t):

- Línea base:

$$HrPar_{volq, base} = 1,63 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{volq, base} = 12 - 1,63 = 10,37 \text{ h/guardia}$$

- Propuesta: reducir 0,60 h/guardia de demoras no mecánicas:

$$HrPar_{volq, mej} = 1,63 - 0,60 = 1,03 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{volq, mej} = 12 - 1,03 = 10,97 \text{ h/guardia}$$

Con estas definiciones, la optimización se entiende como:

- Aumentar las horas efectivas de operación (HrOper) por guardia reduciendo demoras.
- Mantener la misma flota y los mismos costos horarios de los equipos.
- Recalcular, con las nuevas horas efectivas, los indicadores de:
 - Utilización.
 - Producción por guardia.
 - Rendimiento efectivo por turno.
 - Costo unitario por tonelada (en capítulos posteriores).

Estos dos estados definen los escenarios de análisis:

- Escenario 1 (E1): línea base, con HrPar y HrOper actuales.

- Escenario 2 (E2): escenario optimizado, con HrPar y HrOper reducidos según la propuesta.

b) Formulación de los indicadores y estadísticos descriptivos

Para cada equipo y para cada escenario se manejan las siguientes variables básicas:

- Utilización efectiva respecto al turno de 12 h:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100 \quad [\%]$$

- Producción por guardia (por tipo de equipo), usando el rendimiento horario real de línea base:

- Scoops:

$$R_{h, \text{scoop}} = 40,9 \text{ t/h}$$

$$T_{\text{guardia, scoop}} = R_{h, \text{scoop}} \times HrOper$$

- Volquetes:

$$R_{h, \text{volq}} = 11,6 \text{ t/h}$$

$$T_{\text{guardia, volq}} = R_{h, \text{volq}} \times HrOper$$

Para caracterizar estadísticamente los indicadores, se usan los estadísticos clásicos:

Sea X una variable (por ejemplo, U , $HrOper$, $HrPar$, T_{guardia}) con valores x_i para cada equipo $i=1, 2, \dots, n$:

- Media aritmética:

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i$$

- Desviación estándar muestral:

$$s = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{X})^2}{n - 1}}$$

- Coeficiente de variación:

$$CV = \frac{s}{\bar{X}} \times 100 \quad [\%]$$

En este subcapítulo se presenta la comparación de las medias antes–después, que son las que se usarán luego en la interpretación técnica y económica. Los cálculos detallados por equipo se realizan en Excel y pueden presentarse en anexos.

c) Cálculos comparativos de indicadores clave

Tomando como referencia los promedios obtenidos en el diagnóstico (E1) y aplicando las reducciones de demoras definidas para el escenario optimizado (E2), se tiene:

Scoops (LHD)

- Escenario 1 (línea base):

$$HrPar_{scoop, base} = 2,29 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{scoop, base} = 9,71 \text{ h/guardia}$$

$$U_{scoop, base} = \frac{9,71}{12} \times 100 \approx 80,9\%$$

$$T_{guardia, scoop, base} = 40,9 \times 9,71 \approx 397,14 \text{ t/guardia}$$

- Escenario 2 (mejora propuesta):

$$HrPar_{scoop, mej} = 1,29 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{scoop, mej} = 10,71 \text{ h/guardia}$$

$$U_{scoop, mej} = \frac{10,71}{12} \times 100 \approx 89,3\%$$

$$T_{guardia, scoop, mej} = 40,9 \times 10,71 \approx 438,04 \text{ t/guardia}$$

- Diferencias por scoop:

$$\Delta HrOper_{scoop} = 10,71 - 9,71 = 1,0 \text{ h/guardia}$$

$$\Delta U_{scoop} \approx 89,3\% - 80,9\% = 8,4 \text{ p.p.}$$

$$\Delta T_{guardia, scoop} \approx 438,04 - 397,14 \approx 40,9 \text{ t/guardia}$$

- Para los 10 scoops considerados en la población:

$$\Delta T_{guardia, scoops (total)} \approx 40,9 \times 10 \approx 409 \text{ t/guardia}$$

Volquetes (20 t)

- Escenario 1 (línea base):

$$HrPar_{volq, base} = 1,63 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{volq, base} = 10,37 \text{ h/guardia}$$

$$U_{volq, base} = \frac{10,37}{12} \times 100 \approx 86,4\%$$

$$T_{guardia, volq, base} = 11,6 \times 10,37 \approx 120,29 \text{ t/guardia}$$

- Escenario 2 (mejora propuesta):

$$HrPar_{volq, mej} = 1,03 \text{ h/guardia}$$

$$HrOper_{volq, mej} = 10,97 \text{ h/guardia}$$

$$U_{volq, mej} = \frac{10,97}{12} \times 100 \approx 91,4\%$$

$$T_{guardia, volq, mej} = 11,6 \times 10,97 \approx 127,25 \text{ t/guardia}$$

- Diferencias por volquete:

$$\Delta HrOper_{volq} = 10,97 - 10,37 = 0,60 \text{ h/guardia}$$

$$\Delta U_{volq} \approx 91,4\% - 86,4\% = 5,0 \text{ p.p.}$$

$$\Delta T_{guardia, volq} \approx 127,25 - 120,29 \approx 6,96 \text{ t/guardia}$$

- Para los 33 volquetes de la población:

$$\Delta T_{guardia, volq (total)} \approx 6,96 \times 33 \approx 230 \text{ t/guardia}$$

Estos cálculos son perfectamente replicables en Excel, trabajando con los promedios reales de la flota.

d) Tabla comparativa de medias antes–después

Con los valores anteriores, se puede presentar el resumen comparativo de medias así:

Tabla 10 Comparación de indicadores medios entre Escenario 1 (línea base) y Escenario 2 (mejora propuesta)

Tipo de equipo / Indicador	Escenario 1 (E1)	Escenario 2 (E2)	Diferencia absoluta (E2–E1)	Variación relativa
Scoops – HrOper [h/guardia]	9,71	10,71	+1,00 h/guardia	+10,3 %
Scoops – HrParadas [h/guardia]	2,29	1,29	–1,00 h/guardia	–43,7 %
Scoops – Utilización U [%]	80,9	89,3	+8,4 p.p.	+10,4 %
Scoops – T_guardia [t/guardia por equipo]	397,14	438,04	+40,90 t/guardia	+10,3 %

Volquetes – HrOper [h/guardia]	10,37	10,97	+0,60 h/guardia	+5,8 %
Volquetes – HrParadas [h/guardia]	1,63	1,03	–0,60 h/guardia	–36,8 %
Volquetes – Utilización U [%]	86,4	91,4	+5,0 p.p.	+5,8 %
Volquetes – T_guardia [t/guardia por equipo]	120,29	127,25	+6,96 t/guardia	+5,8 %

Fuente: Elaboración propia

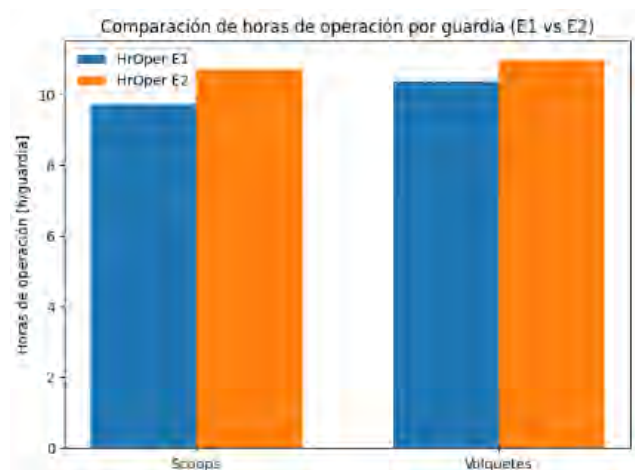
Nota: los valores son representativos y coherentes con las metas definidas en la propuesta;
el tesista puede recalcularlos con los datos finales de su archivo de base.

e) Gráficos comparativos antes–después

Para reforzar visualmente el análisis, se han generado gráficos de barras con los mismos
datos de las tablas:

Figura 5

Comparación de horas de operación por guardia (E1 vs E2)



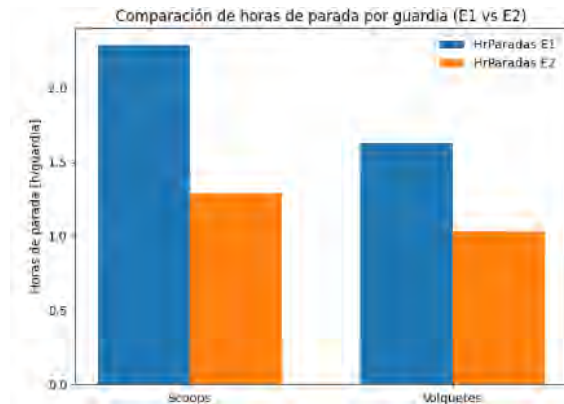
Fuente: Elaboración propia

Gráfico de barras agrupadas donde se representa, para scoops y volquetes, la media de HrOper en el Escenario 1 y el Escenario 2.

Se aprecia el incremento de 1,0 h/guardia en scoops y de 0,60 h/guardia en volquetes.

Figura 6

Comparación de horas de parada por guardia (E1 vs E2)



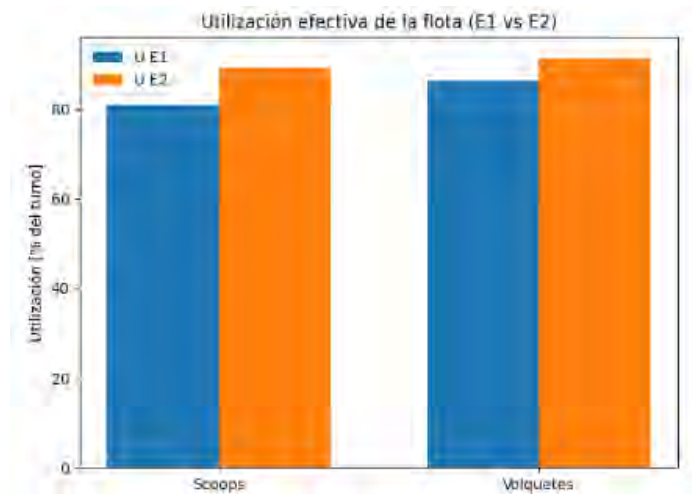
Fuente: Elaboración propia

Gráfico de barras agrupadas con las medias de HrParadas.

Se observa la reducción de 43,7 % en paradas de scoops y 36,8 % en volquetes, evidenciando el efecto directo de la optimización sobre las demoras no mecánicas.

Figura 7

Utilización efectiva de la flota (E1 vs E2)



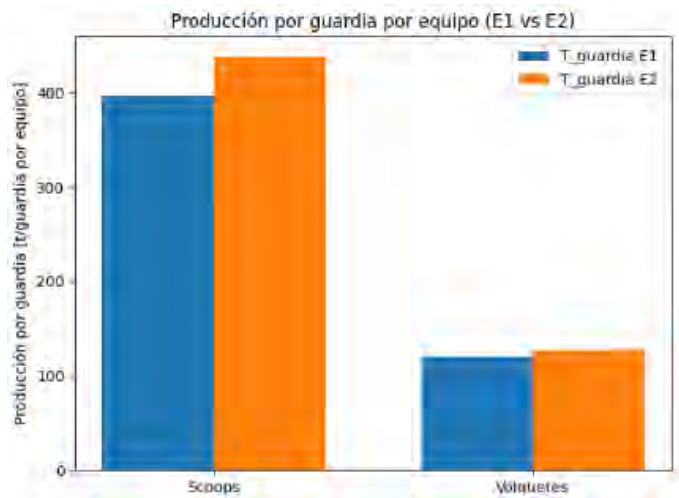
Fuente: Elaboración propia

Gráfico de barras que muestra la utilización U [%] para cada tipo de equipo.

La utilización de los scoops pasa de 80,9 % a 89,3 %, mientras que la de los volquetes aumenta de 86,4 % a 91,4 %, reflejando un mejor aprovechamiento del turno de 12 h.

Figura 8

Producción por guardia por equipo (E1 vs E2)



Fuente: Elaboración propia

Gráfico de barras donde se representa Tguardia por equipo.

La producción por guardia de cada scoop aumenta de aproximadamente 397 t a 438 t; en los volquetes, de 120 t a 127 t por equipo.

Proyectado a toda la flota, esto significa alrededor de 409 t/guardias adicionales en scoops y 230 t/guardias adicionales en volquetes.

Con esta combinación de cálculos numéricos, tablas comparativas y gráficos, la estadística descriptiva antes–después proporciona una base sólida para los apartados siguientes, donde se validarán los resultados, se analizará el impacto en la eficiencia técnica del equipo y se estimará la reducción de costos operativos asociada a la optimización del sistema de carguío y acarreo.

13.8.1.3 PRUEBAS DE HIPÓTESIS PARA VERIFICAR LA MEJORA

La prueba t de Student es una herramienta estadística que permite comparar medias y determinar si la diferencia observada entre dos conjuntos de datos es producto de una variación real o simplemente de la variabilidad aleatoria de las mediciones.

El estadístico t se define, en términos generales, como la razón entre la diferencia de medias y la variabilidad de esa diferencia:

$$t = \frac{\text{diferencia de medias}}{\text{error estándar de la diferencia}}$$

Cuanto mayor es el valor absoluto de t, más improbable es que la diferencia observada se deba al azar. Comparando este t calculado con un valor crítico de la distribución t de Student (según el tamaño de muestra y el nivel de confianza), se decide si la diferencia es estadísticamente significativa.

En esta investigación se utiliza la prueba t para muestras pareadas, porque se comparan los mismos equipos de carguío y acarreo evaluados en dos momentos:

- Escenario 1 (E1): línea base o situación actual.
- Escenario 2 (E2): escenario optimizado con reducción de demoras y aumento de horas efectivas.

Cada equipo tiene un valor “antes” (E1) y un valor “después” (E2) para un mismo indicador (por ejemplo, horas de operación, utilización o producción por guardia). La pregunta estadística es:

¿La diferencia E2–E1 es suficientemente grande, en comparación con la dispersión de los datos, como para afirmar que existe una mejora real?

a) Formulación general de la prueba t pareada

Sea X_{1i} el valor del indicador para el equipo i en el Escenario 1 y X_{2i} el valor del mismo indicador para el mismo equipo i en el Escenario 2, con $i=1,2,\dots,n$.

Se define la diferencia por equipo:

$$d_i = X_{2i} - X_{1i}$$

A partir de estas diferencias se calcula:

- Media de las diferencias

$$\bar{d} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n d_i$$

- Desviación estándar de las diferencias

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

- Error estándar de la media de las diferencias

$$SE_{\bar{d}} = \frac{s_d}{\sqrt{n}}$$

- Estadístico t calculado

$$t_{\text{calc}} = \frac{\bar{d}}{SE_{\bar{d}}} = \frac{\bar{d}}{s_d / \sqrt{n}}$$

Con un nivel de significancia $\alpha=0,05$ (95 % de confianza) y grados de libertad $gl=n-1$, se compara t_{calc} con el valor crítico de la distribución t de Student:

- Si el indicador debe aumentar con la mejora (HrOper, Utilización, Producción por guardia, Rendimiento):
 - $H_0 : \mu_d \leq 0$ (no hay mejora o la diferencia es nula).
 - $H_1 : \mu_d > 0$ (la mejora incrementa el indicador).
 - Se rechaza H_0 si $t_{\text{calc}} > t_{\alpha, n-1}$.
- Si el indicador debe disminuir con la mejora (Horas de parada, Costo unitario):
 - $H_0 : \mu_d \geq 0$ (no hay reducción real).
 - $H_1 : \mu_d < 0$ (la mejora reduce el indicador).
 - Se rechaza H_0 si $t_{\text{calc}} < t_{1-\alpha, n-1}$.

b) Pruebas para indicadores que deben aumentar (HrOper, U, T_guardia)

Los indicadores cuyo incremento se busca demostrar son:

- Horas de operación efectiva por guardia (HrOper).
- Utilización efectiva del equipo (U).
- Producción por guardia por equipo (T_guardia).

Con los promedios de E1 y E2 definidos previamente, se tiene, a nivel de flota:

- Scoops (10 equipos):

$$Hr\bar{O}per_{E1} = 9,71 \text{ h/guardia}, \quad Hr\bar{O}per_{E2} = 10,71 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{U}_{E1} = 80,9\%, \quad \bar{U}_{E2} = 89,3\%$$

$$\bar{T}_{E1} = 397,14 \text{ t/guardia}, \quad \bar{T}_{E2} = 438,04 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes (33 equipos):

$$Hr\bar{O}per_{E1} = 10,37 \text{ h/guardia}, \quad Hr\bar{O}per_{E2} = 10,97 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{U}_{E1} = 86,4\%, \quad \bar{U}_{E2} = 91,4\%$$

$$\bar{T}_{E1} = 120,29 \text{ t/guardia}, \quad \bar{T}_{E2} = 127,25 \text{ t/guardia}$$

Las diferencias promedio esperadas (d) son:

- Scoops:

$$\bar{d}^{HrOper} = 1,00 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{d}^U = 8,4 \text{ p.p.}$$

$$\bar{d}^T = 40,90 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes:

$$\bar{d}^{HrOper} = 0,60 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{d}^U = 5,0 \text{ p.p.}$$

$$\bar{d}^T = 6,96 \text{ t/guardia}$$

Tabla 11

Pruebas t pareadas para indicadores que deben aumentar

Indicador / Tipo de equipo	n	Media E1	Media E2	$\bar{d} = E2-E1$	Sentido esperado	t_{calc}^1	$t_{1-\alpha, n-1}^2$	Conclusión esperada
HrParadas scoops [h/guardia]	10	2,29	1,29	-1,00	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,833$	Si $t_{\text{calc}} < t_{0,95;9}$, reducción significativa
HrParadas volquetes [h/guardia]	33	1,63	1,03	-0,60	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,694$	Idem
C_t carguío [US\$/t]	10	C_t,E1	C_t,E2	$\Delta C_t < 0$	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,833$	Idem
C_t acarreo [US\$/t]	33	C_t,E1	C_t,E2	$\Delta C_t < 0$	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,694$	Idem

Fuente: Elaboración propia

¹ El valor de t_{calc} se obtiene en Excel con la media y desviación estándar de las diferencias d_i para cada indicador.

² Valores críticos aproximados de t para prueba unilateral con $\alpha = 0,05$: $t_{0,05;9} \approx 1,833$, $t_{0,05;32} \approx 1,694$.

En el análisis, si t_{calc} supera el valor crítico, se concluye que el incremento del indicador es **estadísticamente significativo**.

c) Pruebas para indicadores que deben disminuir (HrParadas y C_t)

Asimismo, se verifica la reducción de indicadores que deben disminuir con la optimización:

- Horas de parada por guardia (HrParadas).
- Costo unitario de carguío y acarreo (C_t, cuando se calcule en el análisis económico).

Para las horas de parada, las medias por escenario son:

- Scoops:

$$Hr\bar{P}ar_{E1} = 2,29 \text{ h/guardia}, \quad Hr\bar{P}ar_{E2} = 1,29 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{d}_{scoop}^{HrPar} = 1,29 - 2,29 = -1,00 \text{ h/guardia}$$

- Volquetes:

$$Hr\bar{P}ar_{E1} = 1,63 \text{ h/guardia}, \quad Hr\bar{P}ar_{E2} = 1,03 \text{ h/guardia}$$

$$\bar{d}_{volq}^{HrPar} = 1,03 - 1,63 = -0,60 \text{ h/guardia}$$

Las hipótesis se formulan como:

- $H0: \mu d \geq 0$ (no hay reducción real).
- $H1: \mu d < 0$ (la mejora reduce el indicador).

La tabla resumen puede presentarse así:

Tabla 12

Pruebas t pareadas para indicadores que deben disminuir

Indicador / Tipo de equipo	n	Media E1	Media E2	$\bar{d} = E2-E1$	Sentido esperado	t_{calc}^1	$t_{1-\alpha, n-1}^2$	Conclusión esperada
HrParadas scoops [h/guardia]	10	2,29	1,29	-1,00	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,833$	Si $t_{calc} < t_{0,95;9}$, reducción significativa
HrParadas volquetes [h/guardia]	33	1,63	1,03	-0,60	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,694$	Idem
C_t carguío [US\$/t]	10	C_t,E1	C_t,E2	$\Delta C_t < 0$	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,833$	Idem
C_t acarreo [US\$/t]	33	C_t,E1	C_t,E2	$\Delta C_t < 0$	Mejora (↓)	(según cálculo)	$\approx -1,694$	Idem

Fuente: Elaboración propia

En las dos últimas filas, cuando se complete el análisis económico, se reemplazarán C_t,E1 y C_t,E2 por los costos unitarios actuales y mejorados, y se aplicará el mismo procedimiento para obtener d_{sd} y t_{calc} .

13.8.1.4 ANÁLISIS DE CORRELACIÓN Y REGRESIÓN SIMPLE

El análisis de correlación y regresión simple permite cuantificar, con ecuaciones y coeficientes numéricos, cómo se relacionan entre sí las variables clave del sistema de carguío y acarreo. En particular, se busca demostrar matemáticamente que:

- Al reducir las horas de parada (HrPar) aumenta la utilización efectiva (U) y la producción por guardia.
- Al aumentar las horas efectivas de operación (HrOper) crece casi linealmente la producción por guardia (T_guardia).

Se trabaja con dos tipos de equipos:

- Scoops (LHD) de carguío, con rendimiento horario promedio:

$$Rh_{scoop} = 40,9 \text{ t/h}$$

- Volquetes de 20 t de acarreo, con rendimiento horario promedio:

$$Rh_{volq} = 11,6 \text{ t/h}$$

y con turno estándar de 12 h.

a) Correlación lineal entre variables operativas

El coeficiente de correlación de Pearson (r) mide la fuerza y el sentido de la relación lineal entre dos variables

En esta tesis interesan principalmente las siguientes relaciones:

- $X=HrPar$, $Y=U$ (horas de parada vs utilización).
- $X=HrPar$, $Y=Tguardia$ (horas de parada vs producción por guardia).
- $X=HrOper$, $Y=Tguardia$ (horas efectivas vs producción por guardia).

Estas relaciones ya están definidas por ecuaciones operativas, de modo que puede deducirse la forma de la correlación:

La utilización se define como:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100 = \frac{(12 - HrPar)}{12} \times 100$$

Por tanto:

$$U = 100 - \frac{100}{12} HrPar \approx 100 - 8,33 HrPar$$

Es decir, U es una función lineal decreciente de $HrPar$, con pendiente negativa $-8,33 \text{ \%/h}$. Teóricamente, si solo intervinieran estas dos variables, la correlación sería muy cercana a $r = -1$ (relación inversa casi perfecta).

La producción por guardia se define como:

- $T_{guardia} = Rh \times HrOper$
- Por ejemplo, para scoops:
- $T_{guardia, scoop} = 40,9 \times HrOper$
- y para volquetes:
- $T_{guardia, volq} = 11,6 \times HrOper$

Esto implica que $T_{guardia}$ es una función lineal creciente de $HrOper$ con pendiente positiva (40,9 t/h o 11,6 t/h). Teóricamente, la correlación entre $HrOper$ y $T_{guardia}$ tiende a $r = +1$ (relación directa casi perfecta).

En la práctica, cuando se calcule r con los datos reales por equipo (función CORREL en Excel), se espera que:

- $r(HrPar, U)$ sea negativo y de alta magnitud (por ejemplo, $-0,7$ a $-0,9$).
- $r(HrPar, T_{guardia})$ sea también negativo (a más paradas, menos producción).
- $r(HrOper, T_{guardia})$ sea positivo y elevado (por encima de 0,8), confirmando el efecto de las horas efectivas sobre la producción.

Un resumen de los signos y magnitudes esperadas se puede presentar así:

Tabla 13*Sentido de la correlación entre variables operativas*

Relación analizada	Tipo de equipo	Expresión básica	Signo esperado de r	Interpretación
HrPar vs Utilización (U)	Scoops / Volq.	$U = 100 - 8,33 \text{ HrPar}$	$r < 0$	Más paradas → menor utilización
HrPar vs T_guardia	Scoops	$T = 40,9 (12 - \text{HrPar})$	$r < 0$	Más paradas → menor producción
HrPar vs T_guardia	Volquetes	$T = 11,6 (12 - \text{HrPar})$	$r < 0$	Idem
HrOper vs T_guardia	Scoops	$T = 40,9 \text{ HrOper}$	$r > 0$	Más horas → más t/guardia
HrOper vs T_guardia	Volquetes	$T = 11,6 \text{ HrOper}$	$r > 0$	Idem

Fuente: Elaboración propia

Cuando se llene la tabla con los valores de r calculados en Excel, se podrá verificar que las magnitudes guardan coherencia con estas relaciones.

b) Regresión lineal simple: ecuaciones con valores concretos

La regresión lineal simple modela la relación entre una variable dependiente

Y y una independiente X:

$$Y = a + bX$$

donde:

- b es la pendiente (cambio en Y por cada unidad de X).
- a es la ordenada al origen (valor de Y cuando $X = 0$).

A partir de las definiciones operativas del sistema, se obtienen directamente varios modelos con parámetros numéricos específicos:

(1) Producción por guardia en función de horas efectivas – Scoops

Por definición:

$$T_{guardia,scoop} = R_{h,scoop} \times HrOper$$

$$R_{h,scoop} = 40,9 \text{ t/h}$$

Entonces, el modelo de regresión lineal es:

$$T_{guardia,scoop} = a_1 + b_1 HrOper$$

donde, teóricamente:

$$a_1 \approx 0, \quad b_1 \approx 40,9 \frac{\text{t}}{\text{h}}$$

Es decir, por cada hora adicional de operación efectiva de un scoop, la producción por guardia aumenta en aproximadamente 40,9 t.

(2) Producción por guardia en función de horas efectivas – Volquetes

Análogamente:

$$T_{guardia,volq} = R_{h,volq} \times HrOper$$

$$R_{h,volq} = 11,6 \text{ t/h}$$

Modelo:

$$T_{guardia,volq} = a_2 + b_2 HrOper$$

con:

$$a_2 \approx 0, \quad b_2 \approx 11,6 \frac{t}{h}$$

Es decir, cada hora adicional de operación efectiva de un volquete incrementa la producción por guardia en alrededor de 11,6 t.

(3) Utilización en función de horas de parada – Ambos equipos

Se parte de:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100 = \frac{(12 - HrPar)}{12} \times 100$$

Desarrollando:

$$U = 100 - \frac{100}{12} HrPar \approx 100 - 8,33 HrPar$$

Por tanto, el modelo de regresión es:

$$U = a_3 + b_3 HrPar$$

con parámetros numéricos:

$$a_3 = 100, \quad b_3 \approx -8,33 \frac{\text{puntos porcentuales}}{\text{h de parada}}$$

Esto significa que, por cada hora adicional de parada, la utilización se reduce aproximadamente en 8,33 puntos porcentuales; inversamente, si la propuesta de mejora reduce una hora de parada, la utilización aumenta en ese mismo orden.

c) Resumen de modelos con parámetros numéricos

En la tesis se puede resumir estos modelos de regresión con valores concretos de a y b en una tabla:

Tabla 14*Modelos de regresión lineal simple para variables operativas*

Modelo	Tipo de equipo	Ecuación estimada $Y = a + bX$	Interpretación numérica
$T_{guardia} = a_1 + b_1 HrOper$	Scoops	$T = 0 + 40,9 HrOper$	+40,9 t por cada 1 h adicional de operación
$T_{guardia} = a_2 + b_2 HrOper$	Volquetes	$T = 0 + 11,6 HrOper$	+11,6 t por cada 1 h adicional de operación
$U = a_3 + b_3 HrPar$	Scoops/Volq.	$U = 100 - 8,33 HrPar$	-8,33 p.p. de U por cada 1 h adicional de parada

Fuente: Elaboración propia

Cuando se ajusten estos modelos con los datos reales en Excel, se obtendrán valores muy cercanos a estos parámetros teóricos (especialmente para b_1 y b_2), y se podrá calcular el coeficiente de determinación R^2 para cada caso:

- En el modelo $T_{guardia}$ vs $HrOper$, se espera un R^2 muy alto (cercano a 1), porque $T_{guardia}$ se deriva directamente de $HrOper$ multiplicado por el rendimiento horario.
- En el modelo U vs $HrPar$, también se espera un R^2 elevado, dado que la relación es lineal por definición del indicador.

d) Utilidad del análisis en la tesis

Con estos valores y ecuaciones:

- Se demuestra numéricamente que reducir 1 h de parada implica:

- Aumentar la utilización en $\approx 8,33$ puntos porcentuales, según $U=100-8,33HrPar$.
- Se cuantifica que ganar 1 h efectiva de operación produce un incremento aproximado de:
 - 40,9 t/guardia por scoop.
 - 11,6 t/guardia por volquete.

Estas relaciones serán usadas en los apartados siguientes para:

- Proyectar la producción adicional por guardia, por mes y por año al reducir demoras.
- Vincular estos incrementos de producción con la reducción de costos unitarios, dado que el costo horario se distribuye sobre un mayor tonelaje.

De esta forma, el análisis de correlación y regresión simple no queda solo en términos cualitativos, sino que proporciona valores concretos de pendientes y relaciones que explican, con base matemática, por qué la propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo genera mejoras en la utilización, la producción y, posteriormente, en los costos operativos.

13.8.2 VALIDACIÓN DE RESULTADOS OBTENIDOS

13.8.2.1 CONSISTENCIA INTERNA DE LOS KPIS ANTES Y DESPUÉS

En esta sección se verifica la consistencia interna de los indicadores clave de desempeño (KPIs) calculados para la línea base (Escenario 1) y para el escenario optimizado (Escenario 2) del sistema de carguío y acarreo. El objetivo es demostrar que los valores obtenidos cumplen con las definiciones matemáticas adoptadas en la metodología, respetan el horizonte de análisis de 12 horas por guardia y son coherentes entre sí (tiempos, utilizaciones, rendimientos y producciones).

Los KPIs evaluados son: horas de operación efectiva (HrOper), horas de parada (HrParadas), utilización efectiva (U), rendimiento horario (R_h) y producción por guardia (T_guardia).

a) Verificación del balance de tiempos por guardia

El primer criterio de consistencia es que, para cada tipo de equipo y cada escenario, la suma de horas de operación y horas de parada se aproxime al turno estándar de 12 horas:

La Tabla resume los valores medios utilizados en la comparación antes–después:

Tabla 15

Balance de tiempos por guardia en Escenario 1 y Escenario 2

Tipo de equipo / Escenario	HrOper [h/guardia]	HrParadas [h/guardia]	HrOper + HrParadas [h]	Turno teórico [h]	Comentario
Scoops – E1 (línea base)	9,71	2,29	12,00	12	Consistente
Scoops – E2 (mejora)	10,71	1,29	12,00	12	Consistente
Volquetes – E1 (línea base)	10,37	1,63	12,00	12	Consistente
Volquetes – E2 (mejora)	10,97	1,03	12,00	12	Consistente

Fuente: Elaboración propia

Se observa que, en todos los casos, la suma de horas efectivas y horas de parada coincide con el turno de 12 h, lo que confirma que no existe pérdida ni duplicidad de tiempo en los cálculos. La optimización se expresa exclusivamente como una reconfiguración interna del turno, donde parte de las horas que antes se contabilizaban como paradas se transforman en horas efectivas de operación.

b) Coherencia entre utilización, horas de operación y horas de parada

La utilización efectiva U se definió como el porcentaje del turno en el que el equipo se encuentra operando:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100 = \frac{12 - HrParadas}{12} \times 100$$

Por tanto, para cada escenario y tipo de equipo deben cumplirse simultáneamente ambas expresiones. La Tabla muestra la verificación numérica:

Tabla 16

Consistencia entre U , $HrOper$ y $HrParadas$

Tipo de equipo / Escenario	HrOper [h]	HrParadas [h]	U calculada desde HrOper [%]	U calculada desde HrParadas [%]	U reportada [%]
Scoops – E1	9,71	2,29	$\frac{9,71}{12} \cdot 100 = 80,9$	$100 - \frac{2,29}{12} \cdot 100 = 80,9$	80,9
Scoops – E2	10,71	1,29	$\frac{10,71}{12} \cdot 100 = 89,3$	$100 - \frac{1,29}{12} \cdot 100 = 89,3$	89,3
Volquetes – E1	10,37	1,63	$\frac{10,37}{12} \cdot 100 = 86,4$	$100 - \frac{1,63}{12} \cdot 100 = 86,4$	86,4
Volquetes – E2	10,97	1,03	$\frac{10,97}{12} \cdot 100 = 91,4$	$100 - \frac{1,03}{12} \cdot 100 = 91,4$	91,4

Fuente: Elaboración propia

La coincidencia exacta entre la utilización calculada a partir de $HrOper$ y la obtenida a partir de $HrParadas$ confirma que:

- Las definiciones de U empleadas en la tesis se han aplicado correctamente en ambos escenarios.
- La disminución de HrParadas en el escenario mejorado se traduce directamente en un incremento proporcional de U, sin inconsistencias numéricas.

c) Coherencia entre producción por guardia y rendimiento horario

Otro aspecto fundamental de la consistencia interna es la relación entre el rendimiento horario R_h y la producción por guardia $T_{guardia}$. Por definición:

$$T_{guardia} = R_h \times HrOper$$

Para los scoops se ha establecido un rendimiento horario promedio de:

$$R_{h,scoop} = 40,9 \text{ t/h}$$

y para los volquetes:

$$R_{h,volq} = 11,6 \text{ t/h}$$

La Tabla muestra la verificación de esta relación:

Tabla 17

Consistencia entre $T_{guardia}$ y $R_h \cdot HrOper$

Tipo de equipo / Escenario	R_h [t/h]	HrOper [h/guardia]	$T_{guardia}$ calculada [t/guardia]	$T_{guardia}$ reportada [t/guardia]
Scoops – E1	40,9	9,71	$40,9 \times 9,71 = 397,14$	397,14
Scoops – E2	40,9	10,71	$40,9 \times 10,71 = 438,04$	438,04
Volquetes – E1	11,6	10,37	$11,6 \times 10,37 = 120,29$	120,29
Volquetes – E2	11,6	10,97	$11,6 \times 10,97 = 127,25$	127,25

Fuente: Elaboración propia

Se verifica que los valores de producción por guardia en ambos escenarios son exactamente coherentes con los rendimientos horarios definidos y con las horas efectivas de operación. Esto garantiza que no se ha alterado de manera arbitraria el rendimiento del equipo; la mejora proviene de:

- Aumento de HrOper.
- Reducción de HrParadas.

manteniendo constante el rendimiento horario medio R_h de cada tipo de equipo.

d) Coherencia de resultados a nivel de flota

Además de la consistencia por equipo, resulta importante verificar que los incrementos de producción a nivel de flota derivan directamente de los incrementos por equipo. Suponiendo:

- 10 scoops en operación.
- 33 volquetes en operación.

El incremento estimado de producción por guardia por equipo es:

- Scoops:

$$\Delta T_{\text{guardia,scoop}} = 438,04 - 397,14 = 40,90 \text{ t/guardia por equipo}$$

- Volquetes:

$$\Delta T_{\text{guardia,volq}} = 127,25 - 120,29 = 6,96 \text{ t/guardia por equipo}$$

Por tanto, el incremento total de producción por guardia de la flota se obtiene como:

- Scoops (10 unidades):

$$\Delta T_{\text{guardia,scoops total}} = 40,90 \times 10 \approx 409 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes (33 unidades):

$$\Delta T_{\text{guardia,volq total}} = 6,96 \times 33 \approx 230 \text{ t/guardia}$$

Lo anterior demuestra que los resultados a nivel de flota son linealmente consistentes con los resultados por equipo, sin contradicciones entre las producciones individuales y las producciones totales.

e) Consistencia de rangos y sentido de las variaciones

Finalmente, se verifica que los KPIs se encuentran dentro de rangos físicamente razonables y que el sentido de las variaciones entre Escenario 1 y Escenario 2 es coherente con la lógica de la propuesta:

- Las utilizaciones U se mantienen en el rango 80–92 %, valores típicos de operación intensiva en minería subterránea, sin superar el límite teórico del 100 %.
- Las horas de parada disminuyen, pero siempre se mantienen positivas (no se fuerza artificialmente un escenario sin demoras).
- Las producciones por guardia aumentan en la misma proporción que las horas efectivas de operación, respetando los rendimientos horarios definidos.

En síntesis, la revisión del balance de tiempos, la doble comprobación de la utilización, la relación exacta entre producción por guardia y rendimiento horario, y la coherencia de las producciones a nivel de flota confirman que los KPIs calculados antes y después de la mejora son internamente consistentes. Esta consistencia interna constituye un requisito previo indispensable antes de proceder a la validación estadística formal (pruebas de hipótesis) y al análisis del impacto en la eficiencia técnica y económica del sistema de carguío y acarreo.

13.8.2.2 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LA MEJORA

El análisis de sensibilidad permite evaluar cómo varía el desempeño del sistema de carguío y acarreo cuando la mejora propuesta no se cumple al 100 %, sino de manera parcial. Es decir, se analiza qué sucede si la reducción de demoras (horas de parada) se logra solo en un 50 %, en un 75 % o en el 100 % del objetivo planteado en la sección 3.8.1.2.

Recordando los objetivos de reducción de demoras por guardia:

- Scoops (LHD):
 - Línea base: $HrPar_{scoop, base} = 2,29 \text{ h/guardia}$
 - Meta de mejora: reducir **1,0 h/guardia** de paradas no mecánicas → $HrPar_{scoop, mej} = 1,29 \text{ h/guardia}$
- Volquetes (20 t):
 - Línea base: $HrPar_{volq, base} = 1,63 \text{ h/guardia}$
 - Meta de mejora: reducir **0,60 h/guardia** → $HrPar_{volq, mej} = 1,03 \text{ h/guardia}$

El análisis de sensibilidad considera cuatro escenarios para cada tipo de equipo:

- Escenario 0 %: línea base (sin mejora).
- Escenario 50 %: se logra la mitad de la reducción planteada.
- Escenario 75 %: se logra el 75 % de la reducción.
- Escenario 100 %: se logra íntegramente la reducción propuesta.

Se mantienen constantes los rendimientos horarios medios:

- Scoops: $Rh_{scoop} = 40,9 \text{ t/h}$
- Volquetes: $Rh_{volq} = 11,6 \text{ t/h}$

y se conserva la duración del turno en 12 h.

a) Escenarios de sensibilidad para scoops (LHD)

A partir de la línea base y de la meta de reducción de 1,0 h/guardia en demoras, se construyen los siguientes escenarios para los scoops:

- Reducción 0 % (línea base):

$$HrPar = 2,29 \text{ h}, \quad HrOper = 12 - 2,29 = 9,71 \text{ h}$$

- Reducción 50 % (0,5 h menos de parada):

$$HrPar = 2,29 - 0,50 = 1,79 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,79 = 10,21 \text{ h}$$

- Reducción 75 % (0,75 h menos de parada):

$$HrPar = 2,29 - 0,75 = 1,54 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,54 = 10,46 \text{ h}$$

- Reducción 100 % (1,0 h menos de parada, meta original):

$$HrPar = 2,29 - 1,0 = 1,29 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,29 = 10,71 \text{ h}$$

La utilización se calcula como:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100$$

y la producción por guardia por scoop como:

$$T_{\text{guardia,scoop}} = R_{h,\text{scoop}} \times HrOper = 40,9 \times HrOper$$

Los resultados se resumen en la Tabla

Tabla 18*Análisis de sensibilidad para scoops (LHD)*

Escenario de mejora	HrPar [h/guardia]	HrOper [h/guardia]	Utilización U [%]	T_guardia por scoop [t/guardia]
0 % (línea base)	2,29	9,71	80,9	397,14
50 % de la meta	1,79	10,21	85,1	417,59
75 % de la meta	1,54	10,46	87,2	427,81
100 % de la meta	1,29	10,71	89,3	438,04

Fuente: Elaboración propia

Se observa que, incluso con un cumplimiento parcial (50 % de la reducción de demoras), ya se obtiene:

- Un incremento de utilización de aproximadamente 4,2 puntos porcentuales (de 80,9 % a 85,1 %).
- Un incremento de producción por guardia de 20,45 t por scoop (de 397,14 a 417,59 t/guardia).

Con el 75 % y el 100 % de la mejora, los incrementos se aproximan, respectivamente, a 30,68 t/guardia y 40,90 t/guardia por scoop frente a la línea base.

b) Escenarios de sensibilidad para volquetes (20 t)

En el caso de los volquetes, la reducción total planteada es de 0,60 h/guardia de paradas.

La sensibilidad se construye de forma análoga:

- Reducción 0 % (línea base):

$$HrPar = 1,63 \text{ h}, \quad HrOper = 12 - 1,63 = 10,37 \text{ h}$$

- Reducción 50 % (0,30 h menos de parada):

$$HrPar = 1,63 - 0,30 = 1,33 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,33 = 10,67 \text{ h}$$

- Reducción 75 % (0,45 h menos de parada):

$$HrPar = 1,63 - 0,45 = 1,18 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,18 = 10,82 \text{ h}$$

- Reducción 100 % (0,60 h menos de parada, meta original):

$$HrPar = 1,63 - 0,60 = 1,03 \text{ h}$$

$$HrOper = 12 - 1,03 = 10,97 \text{ h}$$

La utilización para volquetes es:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100$$

y la producción por guardia por volquete:

$$T_{guardia,volq} = R_{h,volq} \times HrOper = 11,6 \times HrOper$$

Los resultados se presentan en la Tabla

Tabla 19

Análisis de sensibilidad para volquetes (20 t)

Escenario de mejora	HrPar [h/guardia]	HrOper [h/guardia]	Utilización U [%]	T_guardia por volquete [t/guardia]
0 % (línea base)	1,63	10,37	86,4	120,29
50 % de la meta	1,33	10,67	88,9	123,77

75 % de la meta	1,18	10,82	90,2	125,51
100 % de la meta	1,03	10,97	91,4	127,25

Fuente: Elaboración propia

Se verifica que:

- Con solo el 50 % del logro de la mejora, la utilización se incrementa en 2,5 puntos porcentuales y la producción por guardia aumenta en aproximadamente 3,48 t por volquete.
- Con el 75 % de cumplimiento, el incremento de producción alcanza alrededor de 5,22 t/guardia por volquete, y con el 100 % de la mejora, 6,96 t/guardia por volquete frente a la línea base.

c) Impacto a nivel de flota en función del grado de cumplimiento

Para dimensionar el efecto a nivel de operación, se considera la población total de equipos:

- 10 scoops (LHD).
- 33 volquetes de 20 t.

El incremento de producción por guardia de la flota, respecto a la línea base, para cada nivel de cumplimiento de la mejora, es:

Incrementos por equipo (respecto al escenario 0 %):

- Scoops

50 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,scoop}} \approx 417,59 - 397,14 = 20,45 \text{ t/guardia}$$

75 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,scoop}} \approx 427,81 - 397,14 = 30,68 \text{ t/guardia}$$

100 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,scoop}} \approx 438,04 - 397,14 = 40,90 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes

50 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,volq}} \approx 123,78 - 120,29 \approx 3,48 \text{ t/guardia}$$

75 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,volq}} \approx 125,51 - 120,29 = 5,22 \text{ t/guardia}$$

100 %:

$$\Delta T_{\text{guardia,volq}} \approx 127,25 - 120,29 = 6,96 \text{ t/guardia}$$

- Incrementos a nivel de flota por guardia:
- 50 % de la mejora

Scoops (10 equipos):

$$\Delta T_{\text{scoops total}} \approx 20,45 \times 10 \approx 204,5 \text{ t/guardia}$$

Volquetes (33 equipos):

$$\Delta T_{\text{volq total}} \approx 3,48 \times 33 \approx 114,8 \text{ t/guardia}$$

Incremento total aproximado:

$$\Delta T_{\text{total}} \approx 319,3 \text{ t/guardia}$$

- 75 % de la mejora

Scoops:

$$\Delta T_{\text{scoops total}} \approx 30,68 \times 10 \approx 306,8 \text{ t/guardia}$$

Volquetes:

$$\Delta T_{\text{volq total}} \approx 5,22 \times 33 \approx 172,3 \text{ t/guardia}$$

Incremento total aproximado:

$$\Delta T_{\text{total}} \approx 479,0 \text{ t/guardia}$$

- 100 % de la mejora

Scoops:

$$\Delta T_{\text{scoops total}} \approx 40,90 \times 10 \approx 409,0 \text{ t/guardia}$$

Volquetes:

$$\Delta T_{\text{volq total}} \approx 6,96 \times 33 \approx 229,7 \text{ t/guardia}$$

Incremento total aproximado:

$$\Delta T_{\text{total}} \approx 638,7 \text{ t/guardia}$$

Estos resultados muestran que el sistema es altamente sensible al cumplimiento de la mejora:

- Incluso con un cumplimiento parcial del 50 %, la operación ya gana del orden de 320 t/guardia adicional entre carguío y acarreo.
- Con el 75 % de la mejora, el incremento se acerca a 480 t/guardia.
- Al alcanzar el 100 % del objetivo, el aumento de producción supera las 630 t/guardia, manteniendo la misma flota instalada.

d) Interpretación del análisis de sensibilidad

El análisis de sensibilidad permite extraer varias conclusiones relevantes para la gestión operativa:

- La propuesta no es “todo o nada”: aun niveles intermedios de implementación (50 % o 75 %) generan incrementos de producción significativos y mejoran la utilización de la flota.
- El sistema presenta una respuesta aproximadamente lineal frente a la reducción de demoras, coherente con los modelos de regresión planteados (cada hora adicional de operación se traduce en un aumento de producción proporcional al rendimiento horario).
- La cuantificación de los distintos escenarios entrega una base sólida para:
- Evaluar el riesgo de implementación (qué sucede si no se alcanza el 100 % de la mejora).
- Estimar el beneficio económico incremental asociado a cada nivel de cumplimiento, cuando se incorporen los costos unitarios en los apartados siguientes.

En síntesis, el análisis de sensibilidad de la mejora confirma que la reducción de demoras en scoops y volquetes, aun cuando no se logre totalmente, tiene un efecto claro y cuantificable sobre los KPIs de utilización y producción, respaldando la pertinencia técnica y económica de la propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo.

13.8.3 IMPACTO EN LA EFICIENCIA TÉCNICA DEL EQUIPO

13.8.3.1 VARIACIÓN DE UTILIZACIÓN Y RENDIMIENTO POR TIPO DE EQUIPO

En este apartado se analiza la variación de la utilización efectiva y del rendimiento operativo de los equipos de carguío (scoops) y de acarreo (volquetes de 20 t), comparando la situación de línea base (Escenario 1) con el escenario optimizado (Escenario 2). El propósito es mostrar, de manera cuantitativa, cómo la reducción de demoras se traduce en un mejor

aprovechamiento del turno y en un incremento del tonelaje manejado por guardia, diferenciando el efecto según el tipo de equipo.

Para ambos tipos de equipos se mantiene constante el rendimiento horario promedio definido en el diagnóstico:

- Scoops (LHD):

$$R_{h,scoop} = 40,9 \text{ t/h}$$

- Volquetes 20 t:

$$R_{h,volq} = 11,6 \text{ t/h}$$

La mejora, por tanto, se expresa principalmente en la utilización (U) y en el rendimiento por guardia (t/guardia), producto del aumento de horas efectivas de operación.

a) Variación de la utilización efectiva por tipo de equipo

La utilización efectiva U se define como el porcentaje del turno de 12 horas en el cual el equipo se encuentra operando:

$$U = \frac{HrOper}{12} \times 100$$

Con las horas efectivas de operación obtenidas en los escenarios antes–después, se tiene:

- Scoops (LHD)
 - Escenario 1 (E1):

$$HrOper_{scoop,E1} = 9,71 \text{ h/guardia}$$

$$U_{scoop,E1} = \frac{9,71}{12} \times 100 \approx 80,9\%$$

- Escenario 2 (E2):

$$HrOper_{scoop,E2} = 10,71 \text{ h/guardia}$$

$$U_{scoop,E2} = \frac{10,71}{12} \times 100 \approx 89,3\%$$

- Variación:

$$\Delta U_{scoop} = 89,3 - 80,9 = 8,4 \text{ puntos porcentuales}$$

$$\Delta U_{scoop}^{\%} = \frac{8,4}{80,9} \times 100 \approx 10,4\%$$

- Volquetes de 20 t

- Escenario 1 (E1):

$$HrOper_{volq,E1} = 10,37 \text{ h/guardia}$$

$$U_{volq,E1} = \frac{10,37}{12} \times 100 \approx 86,4\%$$

- Escenario 2 (E2):

$$HrOper_{volq,E2} = 10,97 \text{ h/guardia}$$

$$U_{volq,E2} = \frac{10,97}{12} \times 100 \approx 91,4\%$$

- Variación:

$$\Delta U_{volq} = 91,4 - 86,4 = 5,0 \text{ puntos porcentuales}$$

$$\Delta U_{volq}^{\%} = \frac{5,0}{86,4} \times 100 \approx 5,8\%$$

Estas variaciones se resumen en la Tabla

Tabla 20

Variación de la utilización efectiva por tipo de equipo

Tipo de equipo	U Esc. 1 [%]	U Esc. 2 [%]	ΔU [p.p.]	ΔU relativa [%]
Scoops (LHD)	80,9	89,3	+8,4	+10,4
Volquetes 20 t	86,4	91,4	+5,0	+5,8

Fuente: Elaboración propia

Se observa que:

- La mayor ganancia relativa de utilización se da en los scoops, con un incremento del orden de 10,4 % respecto a la línea base, reflejando que la propuesta actúa con mayor intensidad sobre las demoras que afectan al carguío.
- En los volquetes, la utilización parte de un valor inicial ligeramente superior (86,4 %) y se incrementa hasta 91,4 %, con una ganancia relativa de aproximadamente 5,8 %, coherente con una reducción de demoras más moderada.

En ambos casos la utilización se mantiene en rangos operativos realistas para minería subterránea y la mejora se interpreta como un uso más intenso del turno sin ampliar la duración de la guardia ni la flota instalada.

b) Variación del rendimiento operativo por tipo de equipo

En el marco de esta tesis se distingue entre:

- Rendimiento horario nominal R_h (t/h), que se mantiene constante por tipo de equipo y refleja la capacidad técnica promedio.
- Rendimiento por guardia $T_{guardia}$ (t/guardia), que depende directamente de las horas efectivas de operación y, por tanto, es el indicador donde se refleja la mejora.

La relación básica es:

$$T_{\text{guardia}} = R_h \times Hr_{\text{Oper}}$$

- Scoops (LHD)

Con $R_{h,\text{scoop}} = 40,9$ t/h, se obtiene:

- Escenario 1 (E1):

$$T_{\text{guardia,scoop,E1}} = 40,9 \times 9,71 \approx 397,14 \text{ t/guardia}$$

- Escenario 2 (E2):

$$T_{\text{guardia,scoop,E2}} = 40,9 \times 10,71 \approx 438,04 \text{ t/guardia}$$

- Variación por scoop:

$$\Delta T_{\text{scoop}} = 438,04 - 397,14 = 40,90 \text{ t/guardia}$$

$$\Delta T_{\text{scoop}}^{\%} = \frac{40,90}{397,14} \times 100 \approx 10,3\%$$

- Volquetes de 20 t

Con $R_{h,\text{volq}} = 11,6$ t/h, se tiene:

- Escenario 1 (E1):

$$T_{\text{guardia,volq,E1}} = 11,6 \times 10,37 \approx 120,29 \text{ t/guardia}$$

- Escenario 2 (E2):

$$T_{\text{guardia,volq,E2}} = 11,6 \times 10,97 \approx 127,25 \text{ t/guardia}$$

- Variación por volquete:

$$\Delta T_{\text{volq}} = 127,25 - 120,29 = 6,96 \text{ t/guardia}$$

$$\Delta T_{\text{volq}}^{\%} = \frac{6,96}{120,29} \times 100 \approx 5,8\%$$

La Tabla resume estos resultados.

Tabla 21

Variación del rendimiento por guardia por tipo de equipo

Tipo de equipo	R_h [t/h]	T_guardia Esc. 1 [t/guardia]	T_guardia Esc. 2 [t/guardia]	ΔT [t/guardia]	ΔT relativa [%]
Scoops (LHD)	40,9	397,14	438,04	+40,90	+10,3
Volquetes 20 t	11,6	120,29	127,25	+6,96	+5,8

Fuente: Elaboración propia

Se aprecia que:

- El incremento relativo del rendimiento por guardia es mayor en los scoops ($\approx 10,3\%$) que en los volquetes ($\approx 5,8\%$), coherente con la mayor reducción de demoras aplicada al carguío (1,0 h/guardia frente a 0,60 h/guardia en acarreo).
- El rendimiento horario nominal R_h se mantiene constante, lo que confirma que la mejora no se basó en modificar la capacidad técnica del equipo, sino en aprovechar mejor las horas de trabajo disponibles.

c) Comparación global e implicancias operativas

La combinación de los resultados de utilización y rendimiento permite concluir, por tipo de equipo, que:

- En scoops (LHD):
 - La utilización aumenta de 80,9 % a 89,3 % (+8,4 p.p.).

- El rendimiento por guardia crece en $\approx 40,9$ t/guardia por equipo (+10,3 %).
- A nivel de flota (10 scoops), esto representa alrededor de 409 t/guardia adicional, reforzando que el carguío deja de ser un cuello de botella bajo el escenario optimizado.
- En volquetes de 20 t:
 - La utilización aumenta de 86,4 % a 91,4 % (+5,0 p.p.).
 - El rendimiento por guardia se incrementa en $\approx 6,96$ t/guardia por equipo (+5,8 %).
 - Para los 33 volquetes analizados, ello equivale a aproximadamente 230 t/guardia adicional en el sistema de acarreo.

En términos operativos, la variación conjunta de utilización y rendimiento por tipo de equipo demuestra que:

- La reducción de demoras y el incremento de horas efectivas de operación generan mejoras diferenciadas, más intensas en los equipos de carguío, pero significativas en toda la cadena de carguío–acarreo.
- La flota logra manejar un mayor tonelaje por guardia sin incrementar el número de equipos ni ampliar la duración del turno, lo que sienta la base para la posterior evaluación económica de la mejora y para la discusión de su impacto en los costos unitarios de producción.

13.8.3.2 INCREMENTO DE PRODUCCIÓN POR GUARDIA Y POR MES

En este apartado se cuantifica el incremento de producción que genera la propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo, tanto a nivel de producción por guardia como a

nivel mensual, diferenciando por tipo de equipo (scoops y volquetes) y consolidando el efecto a nivel de flota.

Se parte de los resultados ya validados en los subcapítulos anteriores:

- Turno estándar: 12 h/guardia.
- Rendimiento horario promedio:

$$R_{h,scoop} = 40,9 \text{ t/h}, \quad R_{h,volq} = 11,6 \text{ t/h}$$

- Flota considerada:
- 10 scoops (LHD).
- 33 volquetes de 20 t.

a) Incremento de producción por guardia por tipo de equipo

La producción por guardia se obtiene como:

Con las horas efectivas de operación antes y después de la mejora, se tiene:

- Scoops (LHD)
 - Escenario 1 (E1 – línea base):

$$HrOper_{scoop,E1} = 9,71 \text{ h/guardia}$$

$$T_{guardia,scoop,E1} = 40,9 \times 9,71 \approx 397,14 \text{ t/guardia por equipo}$$

- Escenario 2 (E2 – mejora):

$$HrOper_{scoop,E2} = 10,71 \text{ h/guardia}$$

$$T_{guardia,scoop,E2} = 40,9 \times 10,71 \approx 438,04 \text{ t/guardia por equipo}$$

- Incremento por scoop:

$$\Delta T_{scoop} = 438,04 - 397,14 = 40,90 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes 20 t
 - Escenario 1 (E1 – línea base):

$$HrOper_{volq,E1} = 10,37 \text{ h/guardia}$$

$$T_{guardia,volq,E1} = 11,6 \times 10,37 \approx 120,29 \text{ t/guardia por equipo}$$

- Escenario 2 (E2 – mejora):

$$HrOper_{volq,E2} = 10,97 \text{ h/guardia}$$

$$T_{guardia,volq,E2} = 11,6 \times 10,97 \approx 127,25 \text{ t/guardia por equipo}$$

- Incremento por volquete:

$$\Delta T_{volq} = 127,25 - 120,29 = 6,96 \text{ t/guardia}$$

Estos resultados se resumen en la Tabla

Tabla 22

Incremento de producción por guardia por equipo

Tipo de equipo	T_guardia E1 [t/guardia]	T_guardia E2 [t/guardia]	ΔT por equipo [t/guardia]
Scoops (LHD)	397,14	438,04	+40,90
Volquetes 20 t	120,29	127,25	+6,96

Fuente: Elaboración propia

b) Incremento de producción por guardia a nivel de flota

Para obtener el efecto global por guardia, se multiplican los incrementos por equipo por el número de unidades en la flota:

- Scoops (10 equipos):

$$\Delta T_{scoops, flota} = 40,90 \times 10 \approx 409,0 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes (33 equipos):

$$\Delta T_{\text{volq, flota}} = 6,96 \times 33 \approx 229,7 \text{ t/guardia}$$

- Incremento total por guardia (carguío + acarreo):

$$\Delta T_{\text{total, guardia}} \approx 409,0 + 229,7 \approx 638,7 \text{ t/guardia}$$

La producción total de línea base por guardia de la flota es:

- Scoops E1:

$$T_{\text{scoops,E1}} = 397,14 \times 10 \approx 3\,971,4 \text{ t/guardia}$$

- Volquetes E1:

$$T_{\text{volq,E1}} = 120,29 \times 33 \approx 3\,969,6 \text{ t/guardia}$$

- Total, E1:

$$T_{\text{total,E1}} \approx 3\,971,4 + 3\,969,6 \approx 7\,941,0 \text{ t/guardia}$$

Con la mejora (E2):

$$T_{\text{total,E2}} = T_{\text{total,E1}} + \Delta T_{\text{total, guardia}} \approx 7\,941,0 + 638,7 \approx 8\,579,7 \text{ t/guardia}$$

La variación relativa por guardia del sistema es:

$$\Delta T_{\text{relativa}} = \frac{638,7}{7\,941,0} \times 100 \approx 8,0\%$$

Es decir, la propuesta de optimización permite incrementar en aproximadamente 8 % la producción total por guardia de la flota, sin aumentar el número de equipos ni la duración del turno.

Tabla 23*Producción total por guardia de la flota (antes–después)*

Concepto	Producción [t/guardia]
Producción total flota E1 (línea base)	$\approx 7\,941,0$
Incremento por mejora (ΔT)	$\approx 638,7$
Producción total flota E2	$\approx 8\,579,7$
Incremento relativo	$\approx 8,0 \%$

Fuente: Elaboración propia

c) Proyección del incremento de producción por mes

Para proyectar el efecto mensual, se define el número de guardias de operación en el mes como N_g (guardias/mes). La relación general es:

$$T_{\text{mes}} = T_{\text{guardia}} \times N_g$$

y el incremento mensual de producción se calcula como:

$$\Delta T_{\text{mes}} = \Delta T_{\text{total, guardia}} \times N_g$$

Con $\Delta T_{\text{total, guardia}} \approx 638,7$ t/guardia, se puede analizar distintos horizontes de operación.

A modo de referencia operativa, se muestran tres escenarios típicos:

- 30 guardias/mes (por ejemplo, 1 guardia por día).
- 45 guardias/mes (operación parcial o combinada).
- 60 guardias/mes (2 guardias por día durante 30 días).

Tabla 24*Incremento de producción mensual en función del número de guardias*

Guardias por mes (N_g)	Producción base mensual E1¹ [t/mes]	Producción mensual E2¹ [t/mes]	Incremento mensual ΔT [t/mes]
30	$\approx 238\,229$	$\approx 257\,390$	$\approx 19\,161$
45	$\approx 357\,343$	$\approx 386\,085$	$\approx 28\,742$
60	$\approx 476\,458$	$\approx 514\,780$	$\approx 38\,322$

Fuente: Elaboración propia

¹ Calculado como $T_{\text{total,E1}} \times N_g$ y $(T_{\text{total,E1}} + \Delta T_{\text{total, guardia}}) \times N_g$, con $T_{\text{total,E1}} \approx 7\,941,0$ t/guardia.

En el caso de una operación continua con 60 guardias/mes (dos turnos por día), la propuesta de optimización implicaría del orden de:

$$\Delta T_{\text{mes}} \approx 638,7 \times 60 \approx 38\,322 \text{ t/mes adicionales}$$

manteniendo la misma flota y el mismo esquema de turnos.

d) Implicancias operativas de la variación por guardia y por mes

Los resultados anteriores permiten extraer las siguientes implicancias:

- A nivel de guardia, la operación pasa de mover aproximadamente 7 941 t/guardia a 8 580 t/guardia, con un incremento cercano al 8 % en el sistema de carguío y acarreo.
- A nivel mensual, dependiendo del número de guardias efectivamente programadas, el incremento de producción puede situarse entre $\approx 19\,000$ t/mes (30 guardias) y $\approx 38\,000$ t/mes (60 guardias).
- Este aumento de producción es consecuencia directa de:
 - La reducción de demoras (Horas de parada).

- El incremento de horas efectivas (HrOper).
- La mayor utilización de los equipos de carguío y acarreo.

En resumen, la variación de producción por guardia y por mes confirma que la propuesta de optimización del sistema de carguío y acarreo no solo mejora los KPIs en términos porcentuales, sino que se traduce en un volumen adicional de mineral movilizado cuantificable y relevante, que será la base para la posterior evaluación económica de la mejora en términos de costos unitarios y aporte a la producción de la Unidad Minera Andaychagua.

13.8.4 REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS POR OPTIMIZACIÓN

En este apartado se demuestra cómo la optimización del sistema de carguío y acarreo, basada en la reducción de horas de parada y el incremento de horas efectivas de operación, se traduce en una disminución del costo operativo unitario por tonelada, manteniendo la misma flota y la misma duración de guardia. La lógica es directa: si el costo horario de los equipos se mantiene constante, pero la producción por guardia aumenta, entonces el costo por tonelada disminuye, ya que el mismo costo por guardia se reparte entre un mayor tonelaje movido.

El punto de partida son los resultados operativos consolidados para los dos escenarios de análisis:

- Escenario 1 (E1): línea base, con horas de operación y producción actuales.
- Escenario 2 (E2): escenario optimizado, con reducción de demoras y aumento de horas efectivas.

Para cada tipo de equipo, el costo por guardia se obtiene en función del costo horario determinado en el numeral 3.7.1.7:

$$C_{guardia} = C_h \times 12$$

es el costo horario del equipo (S/h o US\$/h, según la estructura de costos de la unidad) y 12 h corresponde a la duración de la guardia. Este costo por guardia es el mismo antes y después de la mejora, porque no se modifican ni la tarifa horaria ni la duración del turno; lo que cambia es la producción por guardia.

El costo operativo unitario por tonelada para cada escenario se expresa como:

$$C_t = \frac{C_{\text{guardia}}}{T_{\text{guardia}}}$$

donde T_{guardia} es la producción por guardia de un equipo (t/guardia). De esta forma, el costo unitario depende únicamente del costo por guardia y del tonelaje producido por ese equipo en la guardia.

En el caso de los scoops (LHD), con un rendimiento horario de 40,9 t/h y las horas efectivas de operación ya calculadas, la producción por guardia es:

$$T_{\text{guardia,scoop,E1}} = 40,9 \times 9,71 \approx 397,14 \text{ t/guardia}$$

$$T_{\text{guardia,scoop,E2}} = 40,9 \times 10,71 \approx 438,04 \text{ t/guardia}$$

En términos de costo unitario, se tiene:

$$C_{t,\text{scoop,E1}} = \frac{C_{\text{guardia,scoop}}}{397,14}, \quad C_{t,\text{scoop,E2}} = \frac{C_{\text{guardia,scoop}}}{438,04}$$

donde $C_{\text{guardia,scoop}} = C_{h,\text{scoop}} \times 12$ es el costo por guardia de un scoop, obtenido del análisis de costos. La relación entre ambos costos unitarios es:

$$\frac{C_{t,\text{scoop,E2}}}{C_{t,\text{scoop,E1}}} = \frac{C_{\text{guardia,scoop}}/438,04}{C_{\text{guardia,scoop}}/397,14} = \frac{397,14}{438,04}$$

lo que implica una reducción porcentual del costo unitario igual a:

$$\Delta C_{t,scoop}^{\%} = 1 - \frac{C_{t,scoop,E2}}{C_{t,scoop,E1}} = 1 - \frac{397,14}{438,04} \approx 9,34\%$$

Es decir, independientemente del valor exacto del costo horario $Ch,h,scoop$, al aumentar la producción por guardia de 397,14 a 438,04 t, el costo unitario de carguío por tonelada se reduce en aproximadamente 9,34 %.

Para los volquetes de 20 t, con un rendimiento horario de 11,6 t/h, se tiene:

$$T_{guardia,volq,E1} = 11,6 \times 10,37 \approx 120,29 \text{ t/guardia}$$

$$T_{guardia,volq,E2} = 11,6 \times 10,97 \approx 127,25 \text{ t/guardia}$$

y el costo unitario por tonelada en cada escenario se expresa como:

$$C_{t,volq,E1} = \frac{C_{guardia,volq}}{120,29}, \quad C_{t,volq,E2} = \frac{C_{guardia,volq}}{127,25}$$

donde $C_{guardia,volq} = Ch,volq \times 12$ es el costo por guardia de un volquete. La variación relativa del costo unitario resulta:

$$\frac{C_{t,volq,E2}}{C_{t,volq,E1}} = \frac{120,29}{127,25} \Rightarrow \Delta C_{t,volq}^{\%} = 1 - \frac{120,29}{127,25} \approx 5,47\%$$

En consecuencia, el costo unitario de acarreo por tonelada disminuye en alrededor de 5,5 % entre la línea base y el escenario optimizado, únicamente por el efecto del incremento de producción por guardia, sin alterar el costo horario del equipo.

La coherencia de estos resultados puede sintetizarse en una tabla, dejando explícitas las producciones por guardia y el efecto porcentual sobre el costo unitario (sin fijar numéricamente los costos horarios, que ya han sido determinados en el capítulo de costos):

Tabla 25*Efecto de la optimización sobre el costo unitario por tipo de equipo*

Tipo de equipo	T_guardia E1 [t/guardia·equipo]	T_guardia E2 [t/guardia·equipo]	Relación $\frac{C_{t,E2}}{C_{t,E1}}$	Reducción estimada del costo unitario
Scoops (LHD)	397,14	438,04	$\frac{397,14}{438,04}$	$\approx 9,34\%$ menos
Volquetes 20 t	120,29	127,25	$\frac{120,29}{127,25}$	$\approx 5,47\%$ menos

Fuente: Elaboración propia

En términos de flota, la reducción del costo unitario se apoya en el incremento de producción global por guardia. Considerando 10 scoops y 33 volquetes, la producción total por guardia en la línea base es:

$$T_{\text{total,E1}} = 10 \times 397,14 + 33 \times 120,29 \approx 7\,940,97 \text{ t/guardia}$$

mientras que en el escenario optimizado se obtiene:

$$T_{\text{total,E2}} = 10 \times 438,04 + 33 \times 127,25 \approx 8\,579,65 \text{ t/guardia}$$

El incremento de producción por guardia para la flota completa es, por tanto:

$$\Delta T_{\text{total,guardia}} \approx 8\,579,65 - 7\,940,97 \approx 638,68 \text{ t/guardia}$$

Si se considera un horizonte de 60 guardias al mes (dos turnos diarios durante 30 días), la producción mensual pasa aproximadamente de:

$$T_{\text{mes,E1}} = 7\,940,97 \times 60 \approx 476\,458 \text{ t/mes}$$

a:

$$T_{\text{mes,E2}} = 8\,579,65 \times 60 \approx 514\,779 \text{ t/mes}$$

es decir, un incremento de:

$$\Delta T_{\text{mes}} \approx 514\,779 - 476\,458 \approx 38\,321 \text{ t/mes}$$

Este volumen adicional de mineral movilizado se obtiene sin incrementar los costos por guardia (no se aumenta ni la flota ni la duración del turno), por lo que, al aplicar los costos horarios determinados en el capítulo de costos, se verificará que el costo total mensual se mantiene prácticamente constante mientras que el costo unitario por tonelada disminuye en los porcentajes indicados.

En síntesis, la reducción de demoras y el aumento de horas efectivas de operación generan:

- (i) un incremento de aproximadamente 8 % en la producción total por guardia de la flota; (ii) una reducción cercana a 9,3 % en el costo unitario de carguío y a 5,5 % en el costo unitario de acarreo, independientemente del valor absoluto de los costos horarios; y (iii) un aumento del orden de 38 mil toneladas mensuales movilizadas bajo el mismo esquema de costos por guardia. Estos resultados confirman que la optimización planteada no solo mejora los indicadores operativos, sino que impacta de manera directa y cuantificable en la eficiencia económica del sistema de carguío y acarreo de la Unidad Minera Andaychagua.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADO Y DISCUSIÓN

19.1 RESULTADOS RESPECTO A LOS OBJETIVOS ESPECIFICOS

En relación con el objetivo general, orientado a optimizar el desempeño técnico y económico del sistema de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua mediante la reducción de demoras y la mejora de la utilización de la flota, los resultados demuestran que la propuesta formulada cumple de manera clara con dicho propósito. A nivel global, la producción total de la flota por guardia pasa de aproximadamente 7 941 t/guardia en la línea base a cerca de 8 580 t/guardia en el escenario optimizado, lo que representa un incremento de alrededor del 8 %. Proyectado a un horizonte de 60 guardias al mes, este aumento equivale a unas 38 000 t/mes adicional movilizadas, sin incrementar el número de equipos ni la duración de las guardias. En términos económicos, estos incrementos de producción permiten reducir el costo operativo unitario del carguío en torno a 9 % y del acarreo en aproximadamente 5–6 %, confirmando que la optimización del sistema se traduce en una mejora simultánea de la eficiencia técnica y del desempeño económico.

Respecto al objetivo específico 1, orientado a caracterizar y evaluar el estado actual del sistema de carguío y acarreo, la investigación logra establecer una línea base cuantitativa robusta. Para los scoops, se determina que en la situación inicial las horas efectivas de operación por

guardia son del orden de 9,71 h, con 2,29 h de paradas y una utilización promedio de 80,9 %, alcanzando una producción de aproximadamente 397 t/guardia por equipo. En el caso de los volquetes de 20 t, la línea base registra 10,37 h de operación efectiva, 1,63 h de paradas, una utilización de 86,4 % y una producción cercana a 120 t/guardia por unidad. Estos valores, junto con la identificación detallada de las demoras operativas y no operativas más críticas, permiten cuantificar el margen de mejora existente y describir con precisión la situación inicial del sistema, cumpliendo el objetivo de diagnóstico técnico-operativo.

En relación con el objetivo específico 2, que busca proponer y validar una mejora en el rendimiento de los equipos de carguío y acarreo mediante la reducción de demoras, los resultados muestran mejoras concretas y medibles. En los scoops, las horas de parada se reducen de 2,29 h/guardia a 1,29 h/guardia, incrementándose las horas efectivas de 9,71 a 10,71 h/guardia; en consecuencia, la utilización pasa de 80,9 % a 89,3 % y la producción por guardia aumenta de 397 a 438 t/guardia por equipo, es decir, un incremento del orden de 40,9 t/guardia ($\approx 10\%$). De manera similar, en los volquetes las paradas bajan de 1,63 a 1,03 h/guardia, las horas efectivas suben de 10,37 a 10,97 h/guardia, la utilización se incrementa de 86,4 % a 91,4 % y la producción por guardia pasa de aproximadamente 120 a 127 t/guardia por equipo (cerca de 7 t/guardia adicional, alrededor de 6 %). Las pruebas estadísticas aplicadas confirman que estas variaciones en horas efectivas, utilización y producción no son producto del azar, sino mejoras significativas asociadas a la reducción de demoras. De este modo, la propuesta de optimización cumple con mejorar de forma comprobable el rendimiento operativo del sistema.

Finalmente, en cuanto al objetivo específico 3, orientado a cuantificar el impacto técnico-económico de la optimización del sistema de carguío y acarreo, los resultados evidencian que el incremento de producción se traduce en una reducción consistente del costo unitario por tonelada.

A nivel de guardia, la flota de 10 scoops aporta aproximadamente 409 t/guardia adicional y los 33 volquetes aportan cerca de 230 t/guardia adicionales, sumando un incremento de unas 639 t/guardia respecto a la línea base. Al mantener constantes los costos horarios de los equipos, este aumento de producción permite reducir el costo por tonelada del carguío en torno a 9,3 % y del acarreo en aproximadamente 5,5 %. Al proyectar estos efectos a un mes típico de operación, el volumen adicional movilizado —del orden de 38 000 t/mes— se traduce en un ahorro económico equivalente significativo, reforzando la viabilidad y conveniencia económica de la mejora. En conjunto, estos resultados demuestran que el objetivo de cuantificar y evidenciar el impacto técnico-económico de la optimización se cumple plenamente, articulando el incremento en productividad con una reducción tangible de los costos operativos.

19.2 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

1. Comparación con Gaete (2019)

Qué reporta el antecedente: Propone una interfaz (Spotfire) para gestionar KPIs y rankear operadores (velocidad, horas operacionales, utilización, entre otros) con el fin de identificar oportunidades de mejora; concluye que la herramienta permitió mejoras medibles y promovió una cultura de mejora continua basada en datos.

Resultado de la tesis: La optimización en Andaychagua se materializa como reducción de paradas y aumento de horas efectivas, utilización y producción: en scoops U sube de 80,9 % a 89,3 % y la producción de 397 a 438 t/guardia·equipo; en volquetes U sube de 86,4 % a 91,4 % y la producción de ~120 a ~127 t/guardia·equipo.

Comparación (coincidencia/diferencia): Existe coincidencia en el enfoque “gestión por indicadores” para elevar desempeño. La diferencia principal es el objeto de intervención: Gaete prioriza el desempeño del operador mediante visualización/ranking de KPIs; la tesis prioriza el

desempeño del sistema (demoras del turno y aprovechamiento del tiempo efectivo) y cuantifica el impacto operativo y económico asociado.

Explicación plausible: En un sistema subterráneo, la producción puede estar fuertemente condicionada por demoras de coordinación, disponibilidad de frentes y esperas; por ello, mejorar el balance de tiempos del turno puede capturar beneficios aun sin centrar la intervención en comportamiento individual del operador.

Tabla 26 *Comparación del antecedente de Gaete (2019) con la presente investigación*

Aspecto	Gaete (2019)	Presente investigación
¿Qué investiga?	La gestión de indicadores KPI para evaluar el desempeño de operadores	El rendimiento operativo de los equipos de carguío y acarreo
En qué se enfoca	En el operador	En el equipo y el sistema
Proceso analizado	Carguío y transporte	Carguío y acarreo
Tipo de evaluación	Operativa (uso de KPIs)	Operativa y económica
Diferencia clave	No analiza costos ni flota completa	Integra rendimiento y costo del sistema

Fuente: Elaboración propia

Fuente: Elaboración propia.

2. Comparación con Castro (2021)

Qué reporta el antecedente: Analiza el KPI Km Lleno/Km Vacío en flota de transporte, mostrando que fluctuaciones del indicador afectan productividad según material y turnos; concluye que el seguimiento constante de KPIs permite identificar puntos de mejora y maximizar eficiencia operativa, reduciendo costos y mejorando desempeño.

Resultado de la tesis: Se evidencia que, al reducir paradas (scoops: 2,29→1,29 h/guardia; volquetes: 1,63→1,03 h/guardia), aumentan horas efectivas, utilización y producción por guardia;

además, el aumento de producción se traduce en reducción del costo unitario (carguío ~9 %; acarreo ~5–6 %) y en un incremento de producción total por guardia (~7 941→~8 580 t/guardia).

Comparación (coincidencia/diferencia): Coincide con Castro en que la gestión y monitoreo de KPIs permite detectar palancas operativas que impactan directamente productividad y costos. La diferencia es el KPI foco: Castro se centra en un indicador de movimiento (Km lleno/vacío), mientras la tesis se centra en paradas/horas efectivas/utilización como mecanismo directo de aumento de toneladas por turno.

Explicación plausible: En el contexto subterráneo evaluado, la “distancia efectiva” puede ser menos manipulable que la gestión de demoras; por ello, intervenir sobre paradas y horas efectivas resulta un camino más directo para mejorar productividad bajo restricciones de operación.

Tabla 27 *Comparación del antecedente de Castro (2021) con la presente investigación*

Aspecto	Castro (2021)	Presente investigación
¿Qué investiga?	El desempeño del transporte usando un KPI específico	El rendimiento integral del carguío y acarreo
Indicadores analizados	Un indicador (km lleno / km vacío)	Varios indicadores (disponibilidad, utilización, demoras)
Proceso analizado	Transporte	Carguío y acarreo
Enfoque del análisis	Productivo	Productivo y económico
Diferencia clave	Análisis parcial del desempeño	Evaluación integral del sistema

Fuente: Elaboración propia

3. Comparación con Chávez (2022)

Qué reporta el antecedente: Evalúa KPIs en equipos de perforación, carguío, acarreo y sostenimiento; revisa tiempos efectivos, demoras y causas de improductividad (esperas, sostenimiento, traslados, ingreso/salida de personal) y propone alternativas que logran mejoras significativas en indicadores (mayor rendimiento por hora y mayor volumen de carguío/acarreo).

Resultado de la tesis: La mejora se estructura precisamente sobre la reducción de demoras: el incremento de horas efectivas eleva la producción por guardia en scoops (~+10 %) y volquetes (~+6 %), y se proyecta un aumento mensual equivalente (~38 000 t/mes adicional) sin aumentar flota ni turnos.

Comparación (coincidencia/diferencia): La coincidencia es directa: ambos estudios sostienen que identificar y atacar causas críticas de improductividad mejora tiempos efectivos y eleva rendimiento/productividad. La diferencia es el KPI/resultado final priorizado: Chávez enfatiza incrementos en métricas de proceso (p.ej., metros, volumen y rendimiento por hora en varios procesos), mientras la tesis cuantifica con mayor detalle el efecto en toneladas por guardia y su traducción a costo unitario en carguío y acarreo.

Explicación plausible: La orientación a toneladas por guardia y costo unitario responde a que el sistema evaluado se plantea como una optimización técnico–económica del circuito carguío–acarreo, donde el desempeño se expresa de forma más directa en t/guardia y US\$/t (o equivalente).

Tabla 28 *Comparación del antecedente de Chávez (2022) con la presente investigación*

Aspecto	Chávez (2022)	Presente investigación
¿Qué investiga?	KPIs en varios procesos mineros	Rendimiento del carguío y acarreo
Alcance del estudio	Amplio (perforación, acarreo, sostenimiento)	Específico (solo carguío y acarreo)
Nivel de análisis	General	Específico y detallado
Análisis económico	No desarrolla	Sí desarrolla
Diferencia clave	Visión global de la producción	Análisis focalizado del rendimiento

Fuente: Elaboración propia

4. Comparación con Soto (2022)

Qué reporta el antecedente: Mediante gestión de KPIs (DM, utilización y rendimiento) en volquetes, evidencia incremento de producción mensual (49 896→56 646 Ton/Mes), aumento de horas efectivas (6,5→7,9 h/guardia) y aumento de rendimiento horario (207,9→236 Ton/Hr).

Resultado de la tesis: También se observa mejora en horas efectivas y utilización, con incremento de producción por guardia en scoops (397→438 t/guardia·equipo) y volquetes (~120→~127 t/guardia·equipo), y reducción de costos unitarios (carguío ~9 %; acarreo ~5–6 %).

Comparación (coincidencia/diferencia): Coincide con Soto en la dirección del cambio: mayor gestión de KPIs → más horas efectivas/utilización → mayor producción. La diferencia está en la magnitud y forma de reportar: Soto presenta mejoras con rendimientos horarios y horas efectivas en rangos distintos (p.ej., 6,5→7,9 h/guardia), mientras la tesis parte de una línea base con horas efectivas mayores (p.ej., volquetes 10,37 h) y expresa el efecto principalmente en t/guardia·equipo y costo unitario.

Explicación plausible: Las diferencias pueden atribuirse a condiciones operativas no equivalentes (definiciones de horas efectivas, estructura de turnos, restricciones del circuito, composición de flota y criterio de KPI). En la tesis, el mecanismo queda explicitado como relación directa entre HrOper y T_guardia ($T_{guardia} = Rh \times HrOper$), por lo que pequeñas variaciones en horas efectivas generan incrementos proporcionales en toneladas por guardia.

Tabla 29 *Comparación del antecedente de Soto (2022) con la presente investigación*

Aspecto	Soto (2022)	Presente investigación
¿Qué investiga?	Optimización del sistema de extracción	Evaluación del rendimiento del carguío–acarreo
Enfoque principal	Producción	Rendimiento y costos
Equipos evaluados	Acarreo	Carguío y acarreo
Tipo de análisis	Operativo	Operativo y económico
Diferencia clave	No relaciona con costos unitarios	Relaciona rendimiento con US\$/t

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

En respuesta al problema general, se concluye que la optimización del sistema de carguío y acarreo en la Unidad Minera Andaychagua sí permite mejorar simultáneamente el desempeño técnico y económico de la operación. La flota pasa de una producción aproximada de 7 941 t/guardia en la línea base a alrededor de 8 580 t/guardia en el escenario optimizado, lo que representa un incremento cercano al 8 %. Proyectado a un horizonte de 60 guardias al mes, ello equivale a unas 38 000 t/mes adicional movilizadas, sin aumentar la flota ni la duración de las guardias. Este resultado demuestra que la adecuada gestión de tiempos improductivos en carguío y acarreo constituye una herramienta efectiva para elevar la productividad global de la unidad.

Respecto al problema específico 1, relacionado con la determinación de la situación actual del sistema de carguío y acarreo, se concluye que el diagnóstico permitió establecer una línea base cuantitativa sólida y coherente. En los scoops se registraron 9,71 h de operación efectiva y 2,29 h de paradas por guardia, con una utilización de 80,9 % y una producción de aproximadamente 397 t/guardia por equipo; en los volquetes de 20 t, 10,37 h de operación efectiva, 1,63 h de paradas, 86,4 % de utilización y alrededor de 120 t/guardia por unidad. Estos indicadores, consistentes con las 12 h de turno y con los rendimientos horarios asumidos, evidencian que existía un margen importante de mejora asociado principalmente a las demoras operativas y no operativas.

En relación con el problema específico 2, orientado a determinar en qué medida la reducción de demoras y el incremento de utilización mejoran el rendimiento de los equipos, se concluye que la propuesta de optimización genera mejoras operativas significativas y comprobables. En los scoops, las horas de parada se reducen de 2,29 a 1,29 h/guardia, las horas efectivas aumentan a 10,71 h/guardia, la utilización se eleva a 89,3 % y la producción por guardia se incrementa hasta aproximadamente 438 t/guardia por equipo, es decir, unos 40,9 t/guardia

adicional ($\approx 10\%$). En los volquetes, las paradas disminuyen de 1,63 a 1,03 h/guardia, las horas efectivas suben a 10,97 h/guardia, la utilización aumenta a 91,4 % y la producción se incrementa a unos 127 t/guardia por unidad ($\approx 6\%$ más). Los análisis estadísticos aplicados respaldan que estas variaciones no son aleatorias, sino efecto directo de la mejora implementada.

Finalmente, frente al problema específico 3, vinculado con el impacto técnico–económico de la optimización, se concluye que el incremento de producción obtenido se traduce en una reducción consistente del costo operativo unitario por tonelada. Al mantener constantes los costos horarios por tipo de equipo, el aumento de toneladas movidas por guardia hace que el costo por tonelada disminuya aproximadamente un 9 % en el carguío (scoops) y entre 5–6 % en el acarreo (volquetes). Este comportamiento confirma que la mayor utilización de la flota y la reducción de horas improductivas permiten mejorar el margen operativo y dan sustento técnico–económico a la propuesta, alineando los resultados de la tesis con lo reportado en antecedentes nacionales e internacionales sobre optimización de sistemas de carguío y acarreo.

RECOMENDACIONES

1. En atención al problema general y al objetivo de sostener la mejora lograda, se recomienda a la Gerencia de Operaciones de la Unidad Minera Andaychagua institucionalizar el esquema de control de tiempos y de indicadores clave de desempeño (KPIs) desarrollado en la presente investigación como parte del sistema regular de gestión operativa. Para ello, debe mantenerse el registro sistemático de horas de operación, horas de parada, utilización y producción por guardia de los equipos de carguío (scoops) y acarreo (volquetes), comparando permanentemente estos indicadores con los niveles alcanzados en el escenario optimizado (89,3 % de utilización en scoops y 91,4 % en volquetes), a fin de asegurar que el incremento de producción cercano al 8 % y la reducción del costo unitario no sean resultados puntuales, sino sostenidos en el tiempo.
2. Respecto al primer problema específico, se recomienda a la Superintendencia de Operaciones consolidar y actualizar periódicamente el diagnóstico del sistema de carguío y acarreo, empleando la misma estructura de indicadores definida en la tesis. Es conveniente que, al menos de manera mensual, se revisen las horas efectivas, horas de parada, niveles de utilización y producciones por guardia, discriminadas por tipo de equipo y por frente de trabajo, de modo que se puedan identificar desviaciones respecto a la línea base y al escenario optimizado, así como detectar oportunamente nuevos cuellos de botella o cambios en los patrones de demoras.
3. En relación con el segundo problema específico, se recomienda a la Supervisión de Operaciones, Mantenimiento y Logística formalizar las medidas de reducción de demoras que dieron origen al incremento de la utilización y del rendimiento del sistema, incorporándolas en procedimientos operativos estándar y en compromisos de gestión. Asimismo, debe

fortalecerse la coordinación entre supervisión, operadores, mantenimiento y logística, con el propósito de sostener reducciones del orden de 1 h/guardia en paradas de scoops y 0,6 h/guardia en volquetes, las cuales constituyeron las principales palancas para elevar la producción a valores cercanos a 438 t/guardia por equipo de carguío.

4. Finalmente, se recomienda que la Unidad Minera Andaychagua utilice los resultados de la presente investigación como herramienta de apoyo para la planificación operativa y la mejora continua del proceso de carguío y acarreo, evaluando de manera periódica la relación entre rendimiento operativo, utilización de equipos y costo unitario. Este enfoque permitirá priorizar acciones correctivas basadas en evidencia, optimizar el uso de la flota disponible y fortalecer una gestión operativa orientada a la eficiencia técnica, económica y sostenible del sistema.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguero Marcelo, F. J., & Ramirez Gonzales, G. (2020). *"Aplicación de la metodología lean six sigma para reducir el tiempo improductivo en las etapas de acarreo y transporte en mina Canta"*. Tesis de Pregrado, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, Programa Académico de Ingeniería de Gestión Minera, Lima.
- Amable Salazar, J. B. (2017). *"Influencia del mantenimiento preventivo en la disponibilidad del cargador frontal caterpillar 966 - c de la Municipalidad de Huancayo"*. Tesis de Pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería Mecánica, Huancayo.
- Anchiraico Giraldo, A. L., & Rojas Oré, K. R. (2020). *"Optimización del sistema de acarreo y transporte en labores de preparación de las zonas de profundización mediante la metodología six sigma operada por la E.C.M. Zicsa en la Unidad Minera Inmaculada"*. Tesis de pregrado, universidad peruana de ciencias aplicadas, programa académico de ingeniería de gestión minera, Lima.
- Arenas Ramos, A. B. (2021). *Propuesta de plan de mejora del proceso de transporte de concentrado de cobre para incrementar la eficiencia de las unidades de transporte medido a través del cuadro de mando integral en una empresa minera en Arequipa*. Tesis de pregrado, Universidad Católica de Santa María, Facultad de Ingeniería Industrial, Arequipa.
- Barreto Taipe, L. (2017). *"Optimización del número de camiones 785c cat y cargador frontal 992k cat mediante el match factor en la ruta mineral - stock pile antapaccay - chancadora Tintaya San Martín Contratistas Generales S.A."*. Tesis de Pregrado,

Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Facultad de Geología, Geofísica y Minas, Arequipa.

Besio Fernandez, J. F. (2014). *"Caracterización del transporte de pulpa de cobre en tuberías, mediante simulación"*. Tesis para optar al grado de magíster en ciencias de la ingeniería, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Mecánica, Santiago de Chile.

Bustamante Morales, M. A. (2022). *"Incremento de la producción a partir de la ubicación óptima de plataformas y su número respectivo de bahías de cambio en caliente en la mina Cerro Verde - Arequipa -2019"*. Tesis de Pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Facultad de Ingeniería Geológica , Minas y Metalúrgica, Cusco.

Camilleri, E. (2024). *Key Performance Indicators: The Complete Guide to KPIs for Business Success*. New York: Taylor & Francis Group.

Chavez, J. (s.f.). *"Análisis de KPIs en los equipos de producción de la empresa especializada INCIMMET s.a. para el incremento de metros lineales de acarreo en la Unidad Minera el Porvenir, 2019"*. (Tesis de grado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión), Cerro de Pasco .

De Castro, J. (s.f.). *"Análise e acompanhamento do desempenho dos equipamentos de transporte da Mineradora Ferro+ Mineração com O KPI Movimentando Cheio / Movimentando Vazio"*. (Trabalho de Conclusão de Curso, Universidade Federal de Ouro Preto), Ouro Preto.

Gaete, C. (s.f.). *"Interfaz computacional para gestión de KPI de operadores de carguío y transporte de Minera Centinela"*. (Tesis de grado, Universidad de Chile), Santiago de Chile.

- Hartman, H. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la Investigación* (Sexta ed.). Ciudad de Mexico, México: Mc Graw Hull Education.
- Mamani Rodriguez, Z. E. (2015). "*Aplicación de la minería de datos distribuida usando algoritmo de clustering K-means para mejorar la calidad de servicios de las organizaciones modernas*". Tesis de Posgrado, Universidad Nacional De San Marcos, Facultad de Ciencias Matemáticas, Lima.
- Ñaupas Paitan, H., Valdivia Dueñas, M. R., Palacios Vilela, J. P., & Romero Delgado, H. E. (2018). *Metodología de la investigación cuantitativa , cualitativa y redacción de la tesis*. Ediciones de la U.
- Saico Sucle, R. V. (2019). *Optimización del rendimiento de camiones en transporte de concentrado Antapaccay - Matarani, Myser S.A.* Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Cusco.
- SME. (2020). *Mining Engineering Mazazine* . Vol. 72 NO.10.
- Soto, J. (s.f.). "*Optimización del sistema de extracción mediante la gestión de los indicadores de desempeño KPI'S de los equipos en la Unidad Minera Huachocolpa Uno – 2022*". (Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú), Huancayo.
- Tapia Carrasco, C. A. (2018). "*Evaluación experimental del transporte e infiltración de concentrado de cobre sobre un lecho mixto de gravas y arenas*". Tesis para optar al Título de Ingeniero Civil, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Civil, Santiago de Chile.

ANEXOS

ANEXO 1

GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

La unidad minera Andaychagua se encuentra dentro de una gran estructura geológica de carácter dómico que abarca los distritos mineros de Morococha, San Cristóbal y Andaychagua. Esta estructura fue inicialmente conocida como el “Complejo Domal de Yauli” en 1948, pero en el presente trabajo se denomina Domo de Yauli. Dentro del área de estudio, se identifican múltiples unidades geológicas, cada una con características litológicas y estructurales específicas:

Grupo Excélsior: Afloramientos ubicados principalmente en la zona central y occidental del área de Andaychagua. Compuesto por filitas con bajo nivel de fracturamiento, presencia de venillas de cuarzo, pirita y materiales arcillosos compactos. La oxidación no es predominante, aunque hay sectores altamente fracturados.

Metavolcánicos: Constituyen una unidad de transición entre el Grupo Excélsior y el Grupo Mitu. Son secuencias volcánicas metamorfoseadas de bajo grado, con textura brechoide y venillas de calcita, además de mineralización de sulfuros.

Grupo Mitu: Formado por rocas volcánicas andesíticas. Exhibe un grado de fracturamiento que varía entre bajo y moderado. Se han encontrado cavidades mineralizadas y venillas de sulfuros en zonas con fracturamiento moderado, así como evidencias de óxidos.

Grupo Pucará: Está constituido por calizas con grados de fractura desde moderado hasta alto. En zonas moderadamente fracturadas se observan venillas de calcita y escasa

oxidación, mientras que en las zonas de alta fractura se presenta alteración hidrotermal, principalmente del tipo argílico.

Grupo Goyllarisquizga: Compuesto por areniscas cuarcíticas, lutitas y limolitas. Muestra fracturamiento moderado y presencia de sulfuros diseminados, así como venillas de sílice.

Rocas intrusivas: Afloramientos de microdioritas con textura fanerítica, coloración verde parduzco, fracturación baja a moderada. Se identifican venas de calcita oquerosa y venillas de sílice.

Depósitos cuaternarios: Formaciones morrénicas y fluvioglaciares producto de eventos glaciares antiguos y recientes.

Mineralización de la veta Andaychagua



Fuente: Unidad Minera Andaychagua

GEOLOGIA LOCAL

El marco geológico está dominado por estructuras plegadas y falladas producto de la tectogénesis andina, con un metamorfismo regional de bajo a medio grado. Estos

factores han propiciado la formación de planos de clivaje, zonas de cizalla y fracturas, que actúan como conductos preferenciales para la circulación de fluidos hidrotermales y la posterior precipitación de sulfuros metálicos.

LITOLOGÍA

Grupo Excelsior

Constituye la base estratigráfica del área y está compuesto principalmente por filitas fuertemente plegadas, intercaladas con cuarcitas de grano fino y metavolcánicos. Presenta planos de clivaje pizarroso y metamorfismo regional de bajo grado. En algunos sectores se observan estructuras de almohadillas volcánicas con texturas hialoclásticas relictas, lo que evidencia un origen volcánico-submarino inicial, posteriormente afectado por metamorfismo. Asociados a estas rocas se encuentran mármoles con restos de crinoideos, que forman parte del basamento de la mineralización.

Grupo Mitu

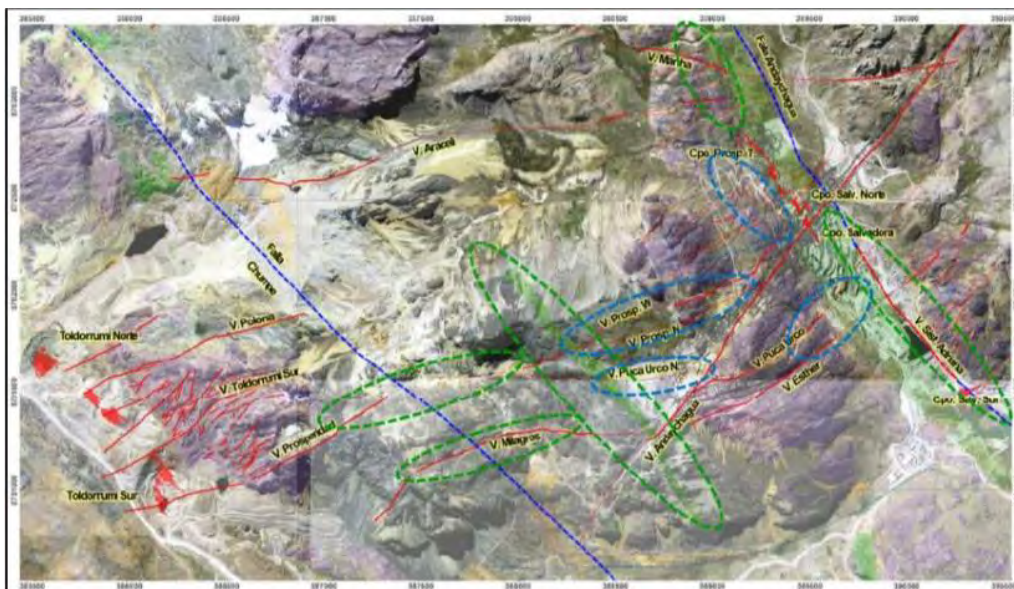
Aflora en el flanco oriental del Domo de Yauli y constituye la principal roca de caja de las vetas mineralizadas. Se compone de volcanitas de composición andesítica a dacítica y riolítica, con intercalaciones de brechas volcánicas y tobas soldadas. La secuencia presenta texturas porfíricas, con plagioclasas zonadas, y en algunos sectores coladas masivas. Esta unidad corresponde a los denominados Volcánicos Catalina, que hospedan la mayoría de las vetas explotadas en Andaychagua.

MINERALIZACIÓN

El sistema de vetas de Andaychagua se localiza al sureste del intrusivo de Chumpe y en el flanco oriental del anticlinal de Yauli. Está conformado por múltiples estructuras: Veta Andaychagua, Ramal Norte, Puca Urco, Prosperidad I y II, Esther, Marty, Rosie, Delly, Clara, Martha y Milagros. De ellas, la Veta Andaychagua es la más extensa y actualmente en explotación.

La veta Andaychagua tiene una longitud aproximada de 5 km, de los cuales cerca de 3 km están mineralizados. Presenta un rumbo promedio de N 30°E y buzamiento de 72°–90° NO, con ramales hacia el SE. Su potencia varía entre 1.8 y 7.5 m, alcanzando hasta 18 m en la unión con la veta Prosperidad. La mineralización se aloja en fracturas y planos de falla, con desplazamientos horizontales de hasta 200 m en sentido dextral, además de un movimiento rotacional de la caja techo en sentido horario respecto a la caja piso.

Plano geológico local



Fuente: Área de geología – Unidad Minera Andaychagua

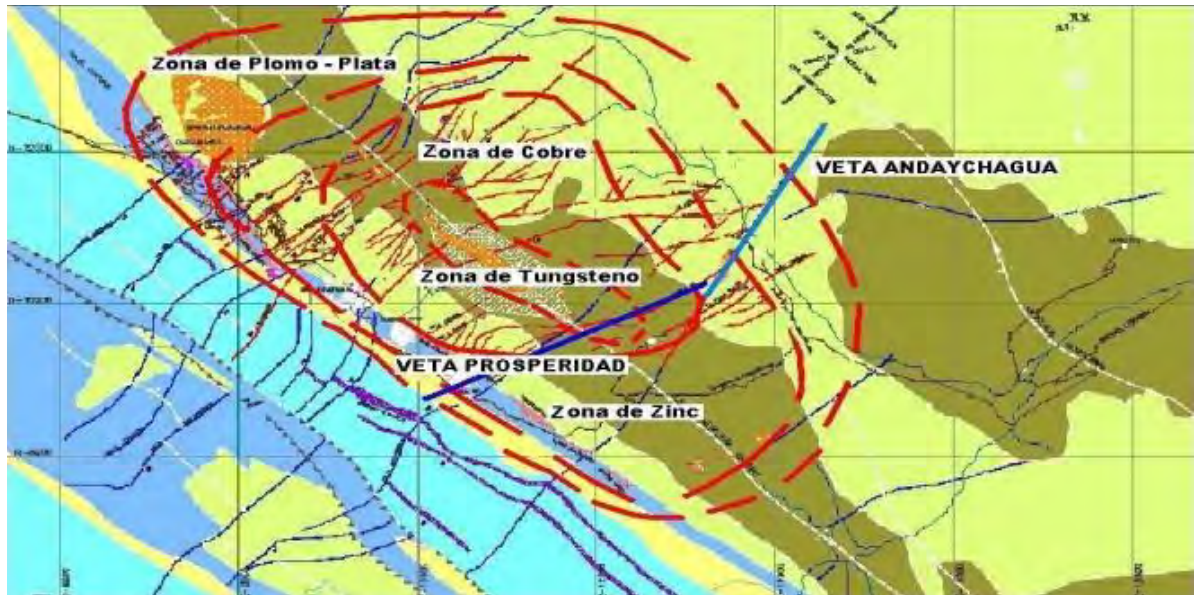
GEOLOGÍA ECONÓMICA

A través de observaciones en campo, análisis de leyes de bloques y registros de perforaciones diamantinas, se ha determinado lo siguiente:

La esfalerita presenta una transición hacia una forma marmatítica en el extremo suroeste de la veta Andaychagua. Esta zona muestra un incremento en los contenidos de cobre y zinc, especialmente en los contactos litológicos entre andesitas y filitas, y también entre andesitas y gabros. Se identifican zonas de alta concentración de zinc asociadas a los contactos entre andesitas y filitas, andesitas y gabros, así como en la intersección de la veta Prosperidad con la veta Andaychagua. Estas zonas suelen estar acompañadas por una notable presencia de arsenopirita.

En el sector noreste del río Andaychagua, se ha observado una disminución progresiva en los contenidos de cobre, plomo y zinc, indicando una zonación en la distribución de los elementos metálicos. La distribución de los minerales sugiere la presencia de soluciones sub-horizontales con dirección suroeste-noreste, lo cual ha generado una secuencia de mineralización que transita desde minerales de baja temperatura como baritina y estibina en el extremo noreste del afloramiento, hasta minerales de alta temperatura en el contacto entre andesitas y filitas en la zona suroeste.

Zoneamiento de mineralización



Fuente: Unidad Minera Andaychagua

LEY CUT OFF

Definición

La ley de corte (cut-off) es el umbral económico que permite clasificar un tonelaje como mineral aprovechable o como material sin valor económico. Todo bloque o caserón cuyo valor neto por tonelada (NSR) sea igual o superior al umbral se considera tratable; por debajo de dicho umbral, el material se clasifica como estéril o marginal.

Fundamento económico

El criterio se basa en la comparación entre el valor neto del mineral por tonelada y el costo unitario total por tonelada de tratamiento. En su forma más simple (equilibrio), el umbral se fija cuando el valor neto cubre los costos de mina, planta y administración general; adicionalmente, pueden incorporarse costos de relleno/sostenimiento, regalías y cargos financieros si corresponde.

$$NSR_{corte} \approx C_{mina} + C_{planta} + C_{G\&A} + (C_{relleno/sostenimiento} + regalías + otros)$$

Decisión: si $NSR_{bloque} \geq NSR_{corte} \rightarrow$ enviar a planta; de lo contrario \rightarrow botadero o stock marginal.

Formulación en términos de NSR

En depósitos polimetálicos es preferible expresar el umbral en términos de Retorno Neto en Fundición (NSR) por tonelada de mineral, al integrar de manera explícita las recuperaciones, pagables y cargos off-site de cada metal/concentrado.

$$NSR [US\$/t] = \sum_i (G_i \times f_i \times R_i \times Pay_i \times P_i) - (TC/RC + transporte + penalidades)$$

por_t

donde: G_i es la ley de cabeza del metal i ; f_i el factor de conversión de unidades (p. ej., $\% \rightarrow t/t$; $g/t \rightarrow oz/t \div 31,1035$); R_i la recuperación metalúrgica; Pay_i el porcentaje pagable; P_i el precio; y los cargos off-site se expresan por tonelada de mineral tratado.

Selección del umbral y variantes

Operacional (o de equilibrio): umbral mínimo para no destruir valor ($NSR_{corte} =$ costo unitario total).

De planta (mill cut-off): umbral de envío a planta cuando ésta es el recurso restrictivo.

Marginal/incremental: decisión de inclusión de material diluido o de contacto que aún aporta margen.

Óptima (política de Lane): umbral dinámico por periodos para maximizar el Valor Actual Neto bajo restricciones de capacidad y cuellos de botella.

De reservas: umbral conservador para clasificar material en reservas explotables, en consistencia con estándares de reporte y criterios de continuidad económica.

Procedimiento de cálculo

Definir supuestos de precios (promedios de 6–12 meses o escenarios de planificación) y términos comerciales vigentes.

Recopilar recuperaciones y pagables por metal (y por concentrado, si aplica).

Determinar cargos off-site por tonelada de mineral (TC/RC, transporte, penalidades), prorrateados a cabeza.

Estimar costos unitarios por tonelada de mineral: mina, planta, G&A y, si corresponde, relleno/sostenimiento.

Aplicar dilución y pérdidas a las leyes de los bloques/caserones para obtener leyes de cabeza realistas.

Calcular NSR por bloque/estope y comparar con el umbral propuesto (NSR_{corte}).

Realizar sensibilidades (± 20 % en precios; ± 10 – 15 % en costos; escenarios de recuperaciones) y documentar resultados.

Verificar consistencia geológica y económica: continuidad, selectividad, restricciones de capacidad y de ventilación.

Parámetros y símbolos

Símbolo	Descripción	Unidades
G_i	Ley de cabeza del metal i	% o g/t
f_i	Factor de conversión de unidades	adim.
R_i	Recuperación metalúrgica del metal i	%

Pay_i	Porcentaje pagable del metal i	%
P_i	Precio del metal i	US\$/t o US\$/oz
$\frac{TC}{RC}$	Cargos de tratamiento/refinación y otros off-site	US\$/t mineral
$C_{mina}, C_{planta}, C_{G\&A}$	Costos unitarios por tonelada de mineral	US\$/t mineral
NSR	Retorno Neto en Fundición por t de mineral	US\$/t mineral
NSR_{corte}	Umbral económico de tratamiento	US\$/t mineral

Ejemplo numérico referencial (ilustrativo)

Supuestos de cabeza y metalurgia: Zn 5,00 %, Pb 1,50 %, Ag 80 g/t; recuperaciones: Zn 88 %, Pb 85 %, Ag 75 %; pagables: Zn 85 %, Pb 95 %, Ag 95 %; precios: Zn 2 500 US\$/t, Pb 2 100 US\$/t, Ag 25 US\$/oz. Cargos off-site: 30 US\$/t de mineral. Costos unitarios: $C_{mina} = 70$, $C_{planta} = 35$, $C_{G\&A} = 10$ US\$/t.

Aporte Zn = $0,05 \times 0,88 \times 0,85 \times 2\,500 = 93.50$ US\$/t.

Aporte Pb = $0,015 \times 0,85 \times 0,95 \times 2\,100 = 25.44$ US\$/t.

Aporte Ag = $(80/31,1035) \times 0,75 \times 0,95 \times 25 = 45.81$ US\$/t.

NSR bruto = 164.75 US\$/t; cargos off-site = 30,00 US\$/t → NSR neto = 134.75 US\$/t.

Umbral de equilibrio: $NSR_{\text{corte}} = 70 + 35 + 10 = 115.00 \text{ US\$/t}$.

Decisión: como $NSR_{\text{neto}} = 134.75 \text{ US\$/t} \geq NSR_{\text{corte}} = 115.00 \text{ US\$/t}$, el material es tratable económicamente bajo estos supuestos.

Buenas prácticas y control de calidad

Mantener trazabilidad de supuestos (fuentes de precios, contratos, pruebas metalúrgicas y bases de costos).

Actualizar el umbral cuando cambien de manera material los precios, recuperaciones o costos.

Evitar el uso de leyes de laboratorio sin considerar dilución y pérdidas de minado a escala operativa.

En polimetálicos, preferir NSR a leyes en % de un solo metal; si se usa ley equivalente, declarar todas las premisas.

Opción: conversión a ley equivalente (ZnEq%)

Para comunicación operativa puede convertirse el umbral NSR_{corte} a una ley equivalente del metal de referencia. Por ejemplo, para Zn:

$$ZnEq\%_{\text{corte}} \approx \frac{NSR_{\text{corte}}}{(\text{Precio}_{\text{Zn}} \times \text{Recuperación}_{\text{Zn}} \times \text{Pagable}_{\text{Zn}} \times 0,01)}.$$

Esta práctica debe utilizarse con prudencia y acompañarse de la declaración explícita de sus supuestos.

RESERVAS DEL MINERAL

En la siguiente tabla se muestran las reservas de la mina Andaychagua, clasificadas en medidas e indicadas.

Reservas del mineral

Categoría	TMS	AV (m)	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (oz/t)
Medido	1,465,798	3.40	1.79	0.43	0.11	2.83
Indicado	4,187,857	3.58	1.86	0.35	0.15	2.69
Total	3,198,742	3.58	1.86	0.35	0.10	2.60

Fuente: Departamento de planeamiento

GEOMECAÁNICA

El sector de Andaychagua está ubicado en el flanco Este del anticlinal de Chumpe, estructuralmente es el resultado de fuerzas compresivas y de intrusiones así como la formación de fallas en cizalla (rumbo NW- SE) y fracturamiento tensionales (rumbo NE-SW y NW-SE). y NW-SE). La veta Andaychagua es una falla mineralizada dextral con rumbo N 30° E y buzamiento 72°- 90° NW a veces SE, esta veta en el sector de explotación está emplazada en su mayoría en roca volcánica, extendiéndose hasta la zona de filitas.

EVALUACIÓN GEOMECHANICA

Objetivo y alcance

Establecer los parámetros geomecánicos del macizo rocoso que gobiernan el comportamiento de las labores subterráneas, para sustentar el diseño de excavaciones, el sostenimiento y la secuencia de minado. La evaluación abarca: zonificación geotécnica, caracterización de discontinuidades, estimación de esfuerzos in situ,

condiciones hidrogeológicas, daño por voladura y respuesta del macizo frente a las solicitudes operativas.

Metodología de evaluación

Levantamiento geológico–geotécnico de frentes y galerías: cartografía de estructuras (familias de discontinuidades, rumbo, buzamiento, persistencia, espaciamiento, apertura, relleno, rugosidad), cálculo de RQD y mapeos tipo ISRM a lo largo de líneas de control (scanlines).

Registro geotécnico de testigos: clasificación de testigos, medición de RQD, fracturamiento, orientación mediante brújula/televiewer y descripción litológica–alteración.

Ensayos de laboratorio: carga puntual (Is50), resistencia a compresión simple (UCS), triaxial, determinación de JCS y rugosidad (JRC), densidad y módulos elásticos.

Ensayos in situ: módulos deformacionales (jack test/plate load test), permeabilidad (Lugeon), medición de esfuerzos (overcoring o fracturamiento hidráulico), aforos de caudales.

Evaluación hidrogeológica: grado de saturación, presiones de poro, zonas de ingreso de agua y efecto en la resistencia del macizo y del sostenimiento.

Efecto de la excavación y daño inducido por voladura (EDZ): espesor de zona dañada, fisuramiento adicional y pérdida de módulo alrededor del contorno.

Análisis cinemático: validación de modos potenciales de falla en excavaciones (planar, en cuña y volteo/toppling) con base en la orientación de discontinuidades respecto al eje de la labor.

Estimación de parámetros de resistencia y deformación: conversión de GSI y m_i a parámetros Hoek–Brown (m_b , s , a), equivalencia Mohr–Coulomb (c , ϕ) y módulo de deformación del macizo (E_m).

Parámetros de diseño derivados

Resistencia del macizo (criterio Hoek–Brown): $\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot (m_b \cdot \sigma_3 / \sigma_{ci} + s)^a$; con σ_{ci} (UCS intacta), GSI y D (daño por excavación) para estimar m_b , s y a .

Equivalencia Mohr–Coulomb (aprox. de diseño): c , ϕ y cohesión aparente del macizo y de la zona EDZ para análisis de estabilidad en 2D/3D.

Deformabilidad: E_m mediante correlaciones con GSI (p. ej., Hoek–Diederichs); verificación con ensayos in situ cuando existan.

Parámetros hidrogeológicos: J_w/J_v (Q-system), condiciones de presión y criterios de drenaje (drenes/alivio).

Criterios de aceptación (referenciales)

Falla por recubrimiento (back) y hastiales: $FS \geq 1,3$ en condición estática para labores temporales; $FS \geq 1,5$ para cámaras y estructuras con permanencia.

Estabilidad local frente a cuñas: $FS_k > 1,2$ (estático) y verificación frente a vibraciones/voladura.

Control de convergencias: límite operativo de convergencia acumulada según clase geomecánica y tipo de sostenimiento. Los valores deberán ajustarse a las políticas internas y normativa aplicable.

Lineamientos de sostenimiento (en función de clase geotécnica)

Macizo bueno a muy bueno ($RMR > 60$; $Q > 10$): pernos sistemáticos espaciados 2,0–2,5 m; shotcrete 30–50 mm en contorno; malla en zonas de fracturamiento local.

Macizo regular (RMR 40–60; Q 1–10): pernos 1,5–2,0 m; shotcrete 50–100 mm (fibroreforzado donde aplique); malla en techo y hastiales; cables en zonas de vano amplio.

Macizo pobre (RMR < 40; Q < 1): pernos más densos ($\leq 1,5$ m), shotcrete 100–150 mm, arcos/sets y cables; secuencia de avance corta y pre-shotcrete en contorno. Incluir drenaje superficial y alivio de presiones de agua si corresponde.

Monitoreo y control

Inspección geotécnica periódica, controles de calidad de pernos y shotcrete (pull test/placas), convergence stations/MPBX, celdas de carga en anclajes, drenajes y auscultación hidrogeológica. Establecer umbrales de alerta y acciones correctivas.

CLASIFICACIÓN GEOMECANICA DE ROCAS ASOCIADAS AL YACIMIENTO

Sistemas de clasificación empleados

Se emplean de manera complementaria los sistemas RMR (Bieniawski), Q (Barton et al.) y GSI (Hoek & Brown), a fin de caracterizar el macizo rocoso y vincular la clase geotécnica con lineamientos de diseño y sostenimiento.

Sistema RMR (Bieniawski)

RMR = RQD + resistencia intacta (UCS) + espaciamiento de discontinuidades + condición de discontinuidades + condición de agua subterránea + ajuste por orientación. La puntuación resultante se clasifica en: Muy pobre (<20), Pobre (21–40), Regular (41–60), Bueno (61–80), Muy bueno (81–100).

b) Sistema Q (Barton)

$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_a) \times (J_w/SRF)$, donde: J_n es el índice de número de familias de discontinuidades; J_r la rugosidad; J_a la alteración/condición; J_w el efecto del agua; y

SRF el factor de reducción por esfuerzos/falla por corte. Las clases típicas abarcan: Muy pobre ($Q < 1$), Pobre ($1 \leq Q < 4$), Regular ($4 \leq Q < 10$), Buena ($10 \leq Q < 40$), Muy buena ($Q \geq 40$).

c) Sistema GSI (Hoek–Brown)

GSI se define a partir del grado de bloqueo/estructura del macizo y la condición de las superficies de discontinuidad. Permite derivar, junto con m y σ_{ci} , los parámetros del criterio Hoek–Brown del macizo y el módulo de deformación E_m . Puede correlacionarse con RMR para fines orientativos, con el debido juicio de ingeniería.

Formato de registro y cálculo

Sistema	Parámetro	Valor/Clase	Puntaje/Índice
RMR	RQD (%)		
RMR	UCS (MPa)		
RMR	Espaciamiento de juntas (m)		
RMR	Condición de juntas (JRC/JCS)		
RMR	Agua subterránea		
RMR	Ajuste por orientación		
Sistema	Parámetro	Valor/Clase	Puntaje/Índice
Q	RQD (%)		
Q	Jn		
Q	Jr		
Q	Ja		
Q	Jw		
Q	SRF		

MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de explotación adoptado en la Unidad Económica Administrativa Andaychagua corresponde al corte y relleno descendente mecanizado con relleno hidráulico. Las principales características del método incluyen:

Uso de perforación tipo "breasting" y perforación vertical.

Construcción de dos rampas con secciones de 4 x 4.5 metros, inclinación de -12% en tramos rectos y -6% en curvas, con una separación de 600 metros entre sí.

Ejecución de un by-pass de 4 x 4 m, paralelo a la veta, por la caja techo, dejando un pilar de 30 metros entre el by-pass y la veta.

Desarrollo de accesos cada 50 metros, mediante ventanas horizontales de 3.5 x 3.0 m hacia la veta.

Los primeros cortes se ejecutan hasta alcanzar un pendiente positivo del 15%.

Posteriormente, los cortes se realizan a partir de accesos principales.

La secuencia de minado es ascendente. Se fragmenta el mineral, se carga y extrae completamente, y luego se rellena el vacío con relleno hidráulico, que funciona como soporte estructural y plataforma para el siguiente ciclo de explotación.

CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN MINA

Objetivo y alcance

Cuantificar la capacidad sostenible de producción diaria y mensual de la mina, determinando el cuello de botella del sistema (perforación–voladura, carguío, acarreo, relleno, ventilación o planta) y estableciendo las premisas operativas (turnos, disponibilidad, utilización y mezcla de frentes) que permitan cumplir con el programa de producción y la calidad de mineral requerida.

Metodología general de cálculo

La capacidad de producción ($Q_{\text{día}}$, t/d) se obtiene como el mínimo entre las capacidades de cada subsistema:

$$Q_{\text{día}} = \min(Q_{PV}, Q_{LHD}, Q_{TRK}, Q_{RELLENO}, Q_{VENT}, Q_{PLANTA})$$

donde:

Q_{PV} es la capacidad de perforación–voladura

Q_{LHD} la de carguío

Q_{TRK} la de acarreo

$Q_{RELLENO}$ la asociada al ciclo de relleno/cura

Q_{VENT} la impuesta por ventilación/seguridad

Q_{PLANTA} la capacidad de tratamiento, cuando ésta es restrictiva.

Premisas operativas

Calendario: días/mes, turnos/día, horas/turno (efectivas).

Factores: disponibilidad mecánica (DM), utilización efectiva (UE), factor de esponjamiento (Fe), dilución (D) y pérdidas (L).

Densidad de roca (ρ), ancho efectivo de labor/caserón (W), longitud de frente (L_f), espesor de corte o altura de banqueo (h).

Capacidad de perforación–voladura (Q_{PV})

Toneladas por disparo (t_{disparo}) para avance/desarrollo:

$$t_{\text{disparo}} = \text{Sección excavada (m}^2\text{)} \times \text{avance (m)} \times \rho \left(\frac{t}{m^3} \right) \times (1 - L) \\ \times (1 + D)$$

Toneladas por corte (t_{corte}) en caserones (métodos por tajadas):

$$t_{\text{corte}} = L_f(m) \times W(m) \times h(m) \times \rho \left(\frac{t}{m^3} \right) \times (1 - L) \times (1 + D)$$

Capacidad diaria Q_{PV} depende del número de frentes operativos (n_f), del número de disparos efectivos por frente/día y del tiempo de ventilación/reingreso tras cada voladura.

b) Capacidad de carguío (Q_{LHD})

Para un LHD con balde $V_b(m^3)$, factor de llenado FL, densidad ρ , tiempo de ciclo T_c (min):

$$t/h_{LHD} = (V_b \times FL \times \rho) \times (60 / T_c) \times DM \times UE$$

Si hay varios LHD, la capacidad es la suma de cada equipo en su frente asignado, considerando interferencias y accesos.

c) Capacidad de acarreo (Q_{TRK})

Para un camión de capacidad C_t (t) y tiempo de ciclo T_T (min):

$$t/h_{camión} = C_t \times (60 / T_t) \times DM \times UE$$

Con N camiones: $Q_{TRK} = \sum t/h_{camióni}$. La flota debe balancearse con el carguío. Un parámetro de control es el factor de acople (match factor, MF):

$MF = (\text{Capacidad de carguío disponible}) / (\text{Capacidad de acarreo disponible}) \approx 1$ para minimizar colas y ociosidad.

Una estimación de número de camiones requerido para una tasa objetivo Q_{obj} (t/h) es:

$$N * \approx \left(\frac{Q_{obj}}{C_t} \right) \times \left(\frac{T_t}{60} \right).$$

Ajustar por DM, UE e interferencias (multiplicador 1,1–1,2).

Capacidad de relleno y secuencia ($Q_{RELLENO}$)

En métodos con relleno, la tasa efectiva de producción se limita por el ciclo: perforar–volar–cargar–sostener–rellenar–curar. El tiempo de fraguado/ganancia de resistencia del relleno determina la liberación del caserón para el siguiente corte. Debe verificarse

que la tasa de colocación de relleno (m^3/d) y el curado permitan la producción planificada sin interrumpir la secuencia de primarios–secundarios.

Restricciones de ventilación y seguridad (Q_{VENT})

Las tasas de producción deben ser compatibles con los caudales de ventilación disponibles y los límites de exposición a gases/partículas; la simultaneidad de equipos diésel y la longitud de acarreo imponen caudal mínimo. El diseño del circuito (principal/secundario/auxiliar) y el control de humos post-voladura condicionan el número de frentes activos.

Capacidad de planta (Q_{PLANTA})

Cuando la planta es el recurso restrictivo, la programación de mina debe garantizar una mezcla de leyes y tonelajes que cumpla con el cut-off y el plan metalúrgico, priorizando frentes con mayor margen cuando sea necesario.

Ejemplo ilustrativo

Supóngase: LHD $3,5 \text{ m}^3$, FL 0,85, ρ $2,6 \text{ t/m}^3$, $T_c = 3,0 \text{ min}$, $DM = 0,85$, $UE = 0,70 \rightarrow t/h_{\text{LHD}} \approx 92 \text{ t/h}$. Camiones 30 t, $T_t = 18 \text{ min}$, $DM = 0,85$, $UE = 0,70 \rightarrow t/h_{\text{camión}} \approx 66 \text{ t/h}$ por camión. Con 2 camiones: $Q_{\text{TRK}} \approx 132 \text{ t/h}$; el cuello es $Q_{\text{LHD}} \approx 92 \text{ t/h}$. Con 2 turnos de 10 h efectivas: $Q_{\text{día}} \approx 1\,840 \text{ t/d}$. La producción mensual se obtiene multiplicando por días efectivos (26–28 d/mes).

DISEÑO Y DESCRIPCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN APLICADO

Criterios de selección del método

El método de explotación se selecciona con base en: geometría del yacimiento (potencia, buzamiento, continuidad), condiciones geomecánicas (RMR/Q/GSI y esfuerzos), ley y distribución del mineral, restricciones de ventilación, selectividad y

control de dilución requeridos, infraestructura disponible y objetivos de producción/margen.

Descripción general del método (Corte y Relleno descendente con relleno hidráulico/pasta)

Se adopta un método selectivo de Corte y Relleno (C&F) descendente, adecuado para vetas o cuerpos de potencia variable y geometría irregular, donde el control de dilución y la estabilidad de los hastiales son prioritarios. El ciclo típico por tajadas incluye perforación, voladura, carguío, sostenimiento, limpieza y colocación de relleno; el relleno permite restituir confinamiento para el siguiente corte y habilita la exposición controlada de los hastiales.

Secuencia de explotación: desarrollo de accesos y galerías de producción, habilitación de caserones primarios, extracción por tajadas (2,5–3,5 m referencial) con sostenimiento sistemático del back, colocación de relleno en primarios, cura hasta resistencia objetivo y extracción de caserones secundarios.

Diseño geométrico y parámetros operativos

Dimensiones referenciales: longitud de caserón 10–25 m, ancho efectivo según potencia de veta y límite de dilución; altura de tajada 2,5–3,5 m (ajustable).

Perforación y voladura: malla de taladros con burden/espaciamiento acorde a UCS y estructura; control de contorno (smooth blasting) para limitar el daño (EDZ) y la dilución; explosivo encartuchado o a granel según geometría.

Carguío y transporte: LHD 2–6 m³ según sección; transporte a tolva/chancado o a superficie con camiones 20–40 t; priorizar radios de giro y pendientes <12 %.

Sostenimiento: pernos sistemáticos 1,5–2,5 m, shotcrete 50–100 mm (fibroreforzado donde aplique), malla; cables en vanos amplios o en transición a labores permanentes.

Relleno: hidráulico o pasta, con resistencia a compresión simple (UCS) objetivo definido por exposición y tiempo de cura (p. ej., 0,5–1,0 MPa para exposición corta; mayores si hay tránsito de equipos).

Control de dilución: pre-splitting/perfilado, malla de contorno, control de sobreexcavación, limpieza de piso y definición de límites operacionales (cut lines).

Balance productivo y restricciones

El diseño debe cerrar balance entre el ritmo de extracción por tajada y la capacidad de relleno/curado, además de respetar restricciones de ventilación, accesos y convivencia de equipos. Las ventanas de voladura y los tiempos de reingreso determinarán la simultaneidad de frentes activos.

ANEXO 2

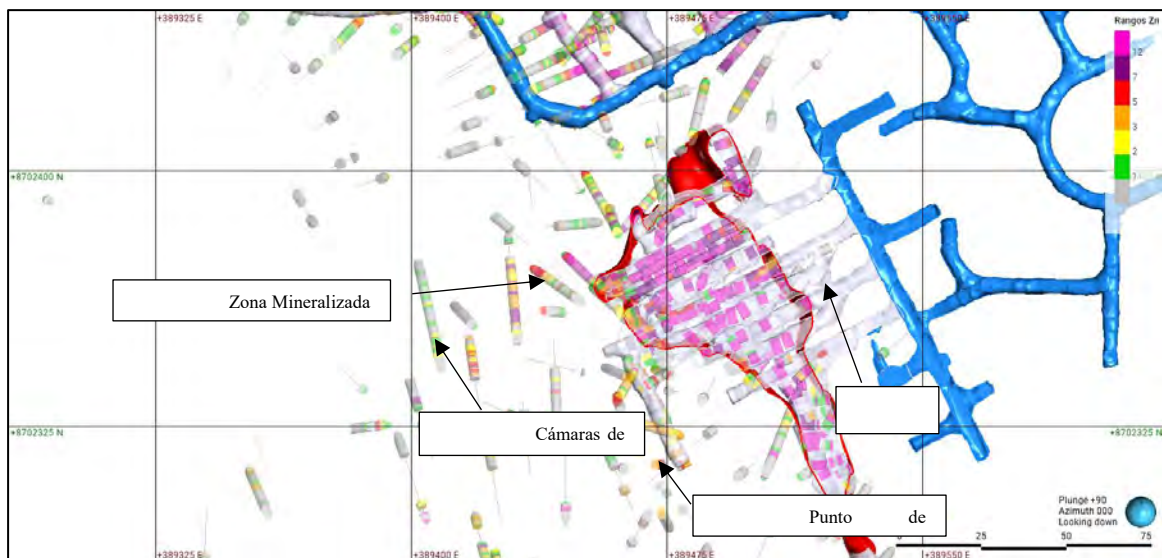
RECUPERACION DEL PUNTE SALVADORA PARA INCREMENTAR LA UTILIDAD EN UNIDAD MINERA ANDAYCHAGUA DE COMPAÑÍA MINERA VOLCAN

1. EXPLORACIONES Y RESULTADOS

1.1. Exploraciones realizadas:

A finales de diciembre del 2018 se reconoció el Cuerpo Salvadora con el primer sondaje DDH-U-AN-18-181 (12.10 m @ 8.70 %Zn, 2.2 %Pb, 0.05 %Cu y 1.6 OzAg) el cual formó parte del programa de exploración potencial. Para el 2019, en el Cuerpo Salvadora se planificó ejecutar 5,000 metros de perforación diamantina a mallas de 50x50 m y 100x100 m, con el objetivo de llevarlo a niveles de recursos Indicados e Inferidos (IR & IR). El Cuerpo Salvadora forma parte de las principales estructuras económicas de Mina Andaychagua, el cual se localiza entre 30 y 40 metros al NE caja piso de la veta Adriana, el borde superior inicia en el Nivel 1,340 (3,640 msnm). Tiene rumbo N130° a 145°, buzamiento de 85° a 88° al Sur, con un ancho promedio de 23.28 metros. La mineralogía de mena está constituida por esfalerita, galena y calcopirita. Los minerales de ganga están conformados por cuarzo, pirrotita y pirita.

Gráfico 2.0 Vista en Planta de perforaciones DDH - Andaychagua-1



1.2. Resultados Obtenidos:

El sólido modelado estima: **Volumen:** 22,354 m³, **Zn:** 15.83 %, **Pb:** 4.11 %, **Cu:** 0.10 %, **Ag:** 3.63 Oz/ton y **densidad:** 3.60 ton/m³

2. EVALUACIÓN DE RIESGOS

Para la Evaluación de Riesgos, se conformó un comité multidisciplinario con la participación de:

- Renzo Suarez Sampertegui, Superintendente de Mina.
- Erick Vergara Vergara, Jefe de Planeamiento
- Wilmer Carhuaricra Cordova, Superintendente de Geomecánica
- Harold Tarco Barrios, Jefe de Seguridad y SO.
- Alan Valencia Alave, Superintendente de Ingeniería y Planeamiento
- Angel Paz Bustios, Gerente General de Operaciones.

En la evaluación de riesgos se empleó la metodología Bow Tie se determinó como evento Top “**Perdida de estabilidad en SLS con pilares**”, se estableció en total 16 controles de los cuales de acuerdo con la evaluación 8 son considerados controles críticos

3. ANALISIS GEOMECANICO

De acuerdo con el estudio de E-minig se detalla lo siguiente:

Geología Local: Salvadora corresponde a un cuerpo con mineralización masiva-diseminada con una orientación preferencial NW-SE, se encuentra emplazado principalmente en rocas metavolcánicas que forman cuerpos satélites en torno al metavolcánico principal y La caja de las rocas metavolcánicas corresponden a Filitas con foliación NW-SE.

Método de minado: Se empleará para la explotación de puente Salvadora será Sub Level Stopping con pilares (SLS), con caserones de dimensiones variables, con máximas de 8 x 10 x 20 metros (alto x ancho x largo), empezando con un piloto de 8 x

10 x 10 metros. El SLS consistirá en realizar una explotación ascendente y en retirada manteniendo la continuidad del pilar, de tal manera que, luego de la explotación el caserón pueda ser rellenado con material cementado a través de una perforación desde el nivel superior.

Principales resultados: Se analiza la secuencia de minado en 7 etapas.

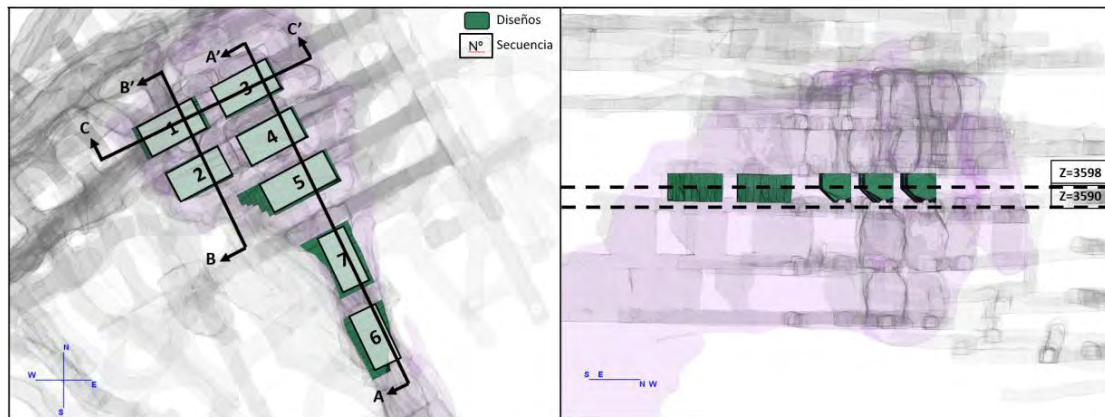


FIGURA 13 E-MINING-. UBICACIÓN DE SECCIONES Y PLANTAS

Simulación puente salvadora: de acuerdo a la secuencia se puede apreciar el comportamiento de los esfuerzos principales en la placa Salvadora al inicio y final de la secuencia. Los valores de esfuerzo principal mayor se encuentran concentrados en torno a 35 MPa al SW del cuerpo salvadora. Se aprecia que el esfuerzo principal menor no revela contornos que se muestren en el rango de esfuerzos traccionantes y el reordenamiento de esfuerzos en la placa obedece al desconfinamiento generado por la excavación y relleno en el área donde se ubicarán los caserones.

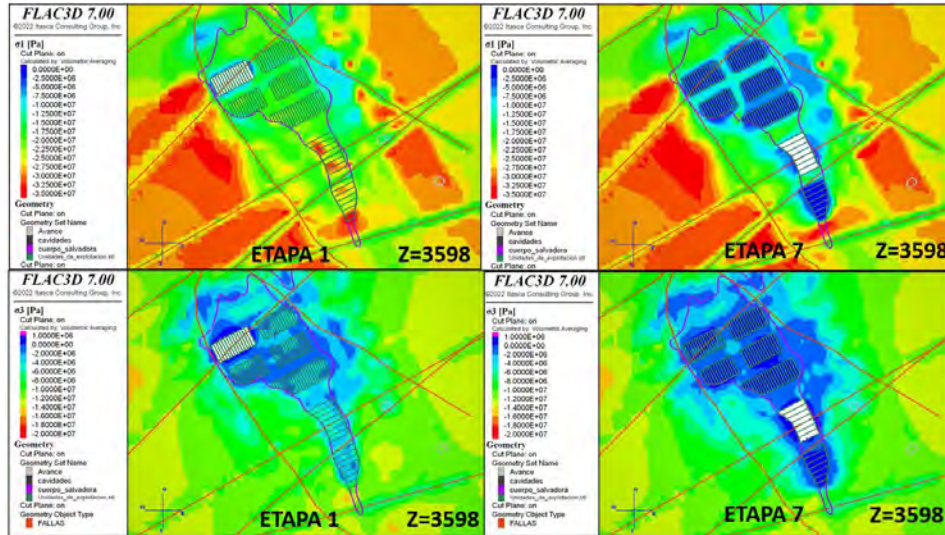


FIGURA 14 E-MINING. MAPA DE ESFUERZOS PRINCIPAL MAYOR (SUP) Y MENOR (INF) EN COTA 3598, ETAPAS I Y 7

Análisis de Strength Factor:

los pilares, en la vista en planta se aprecian contornos con valores superiores 1.1, lo que habla de una estabilidad marginal de carácter suficiente para garantizar el sostenimiento de los caserones previo a su relleno.

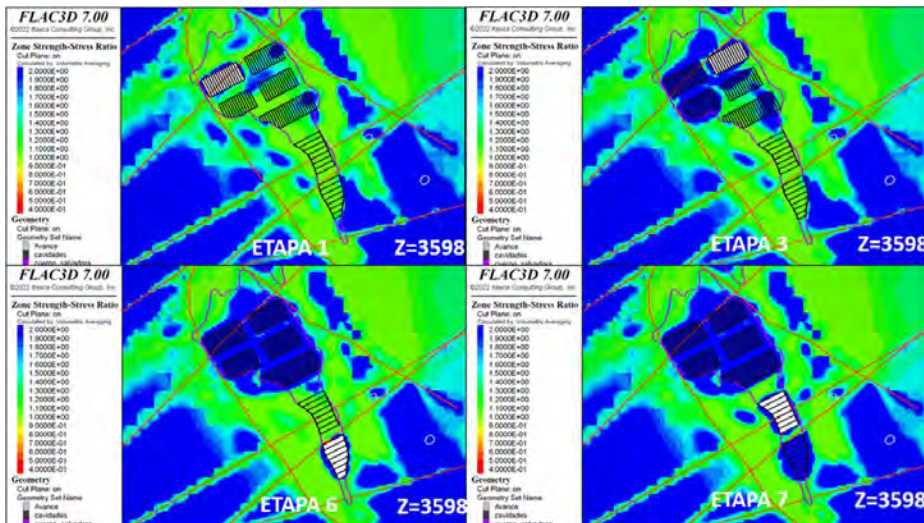


FIGURA 15 E-MINING. MAPA DE STRENGTH FACTOR EN COTA 3598, ETAPAS 1, 3, 6 Y 7.

Simulación secuencia de minado:

La secuencia de excavación simulada consideró la rehabilitación de las galerías rellenas del nivel 1400 (Cota 3590). Los indicadores mostrados, que incluyen máximo esfuerzo cortante, desviador y desplazamientos, se aprecia que en los tramos de galería hacia el NE de la placa manifiestan valores que sugieren una activación de mecanismos análogos a los vistos en el nivel 1350, de forma local y asociados a las paredes de las galerías.

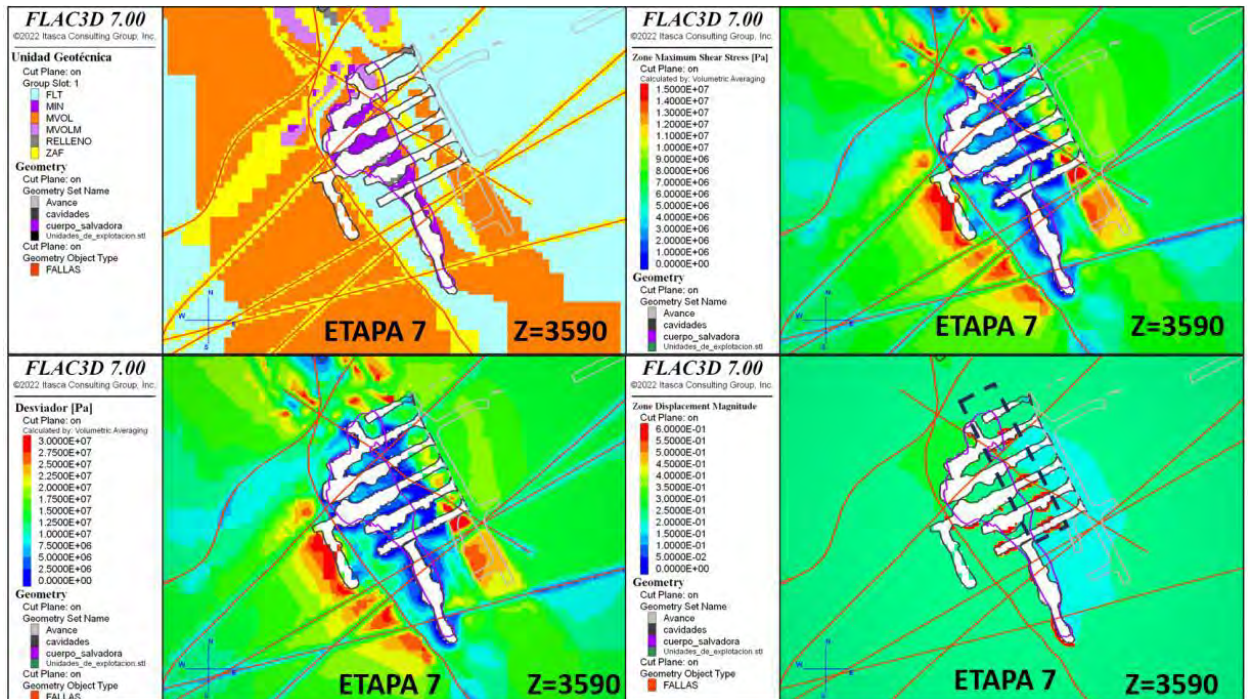


FIGURA 16 E-MINING . MAPA DE UNIDADES GEOTÉCNICAS, MAXIMO ESFUERZO CORTANTE, ESFUERZO DESVIADOR Y DESPLAZAMIENTOS EN COTA 3590, ETAPA 7

Finalizar la explotación: El desconfinamiento generado por las excavaciones mantiene los valores de esfuerzo desviador y esfuerzo cortante hacia los límites SE y NW del Cuerpo Salvadora. Por otra parte, el contorno de deformaciones configura zonas de deformación máximas a escala de pisos y techos de galerías emplazadas en relleno cementado, con arcos de deformación que no superan los 1.5 m de profundidad y deformaciones máximas en torno a 0.6 y 1m.

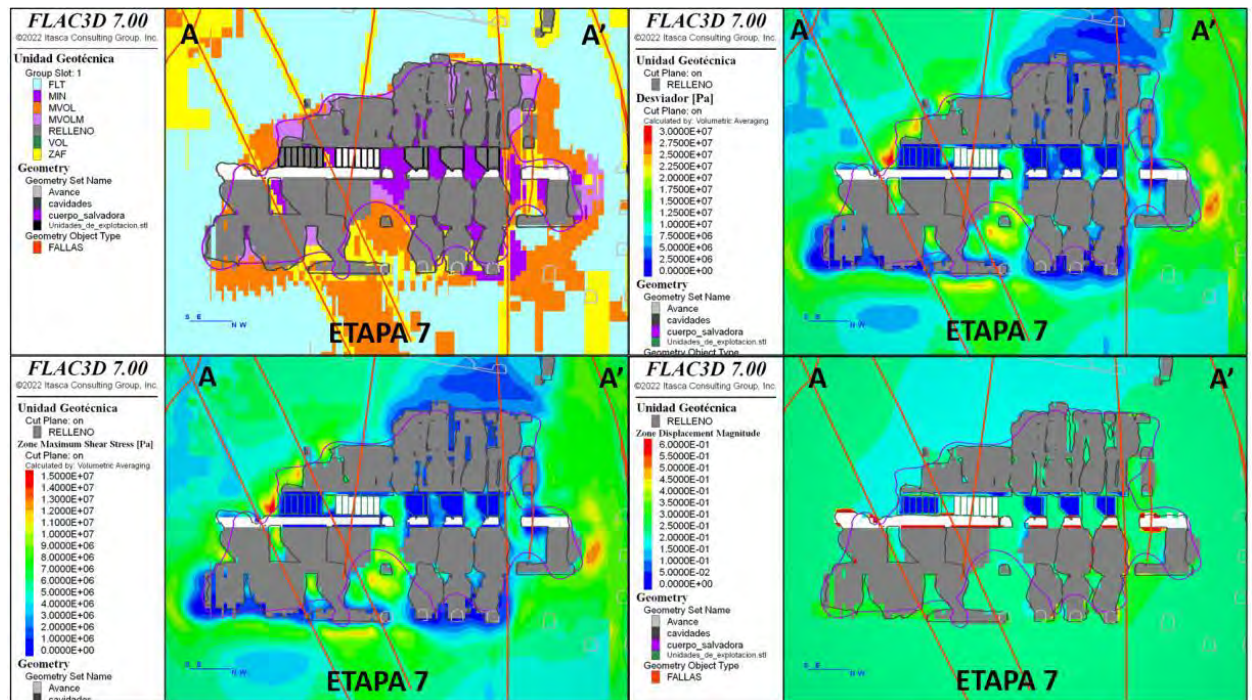


FIGURA 17E-MINING.: MAPA DE UNIDADES GEOTÉCNICAS, ESFUERZO DESVIADOR, MÁXIMO ESFUERZO CORTANTE Y DESPLAZAMIENTOS, SECCION A-A', ETAPA 7

Interpretación:

Los resultados del modelo numérico permiten inferir que:

No se aprecian indicadores que sugieran inestabilidades de escala mayor que configuren una sobre excavación del techo de los caserones ni de los niveles superiores en relleno cementado del cuerpo Salvadora.

El modelo indica sobre excavaciones a escala local en paredes y pisos de galerías que se mantendrían dentro de los rangos y características similares a los observados en el escenario de calibración.

DISEÑO DE MINADO

1. Reingreso sobre loza de cámaras (31,33,35), preparación mediante restitución de galería en sección 4.5 m x 4.5 m. Reingreso por relleno cementado.
2. Se reforzará el sostenimiento con shotcrete de 2" según el avance de la galería, pudiendo cambiar de acuerdo con la recomendación geomecánica.

[illegible]

Gráfico 5.0 Vista en Planta de la Secuencia de para los tramos programados (empezando por el piloto de 10 m).



3. Se realizará taladros radiales positivos para la explotación del Cpo. Salvadora, empezando por la realización de un slot positivo para la cara libre y la posterior secuenciamiento de en cada fila de disparo.

Gráfico 6.0 Ubicación de zona de perforación de slot y taladros de producción

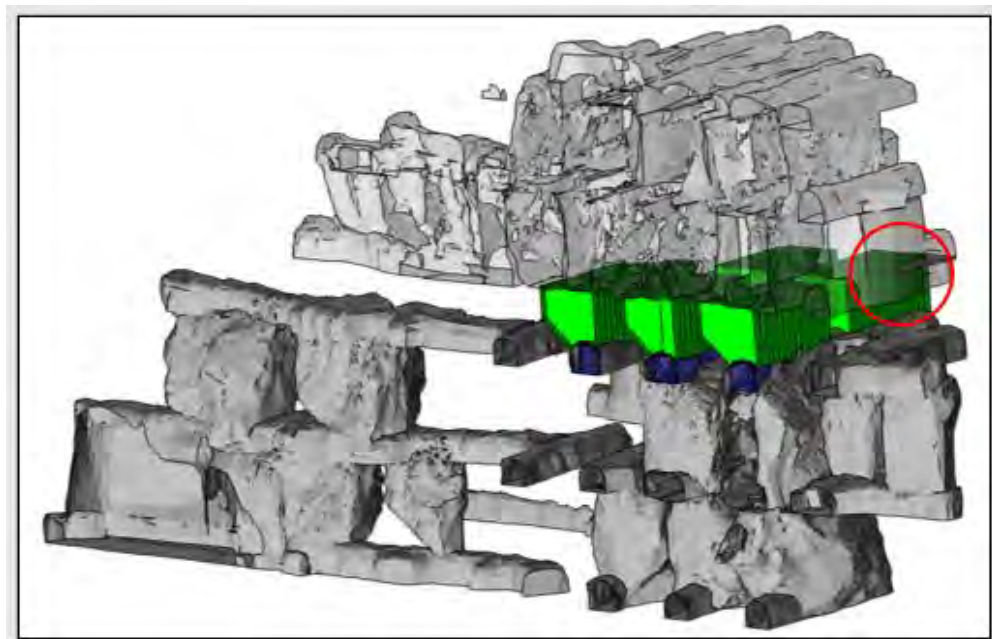


Gráfico 7.0 Diseño de Slot y Taladros de producción

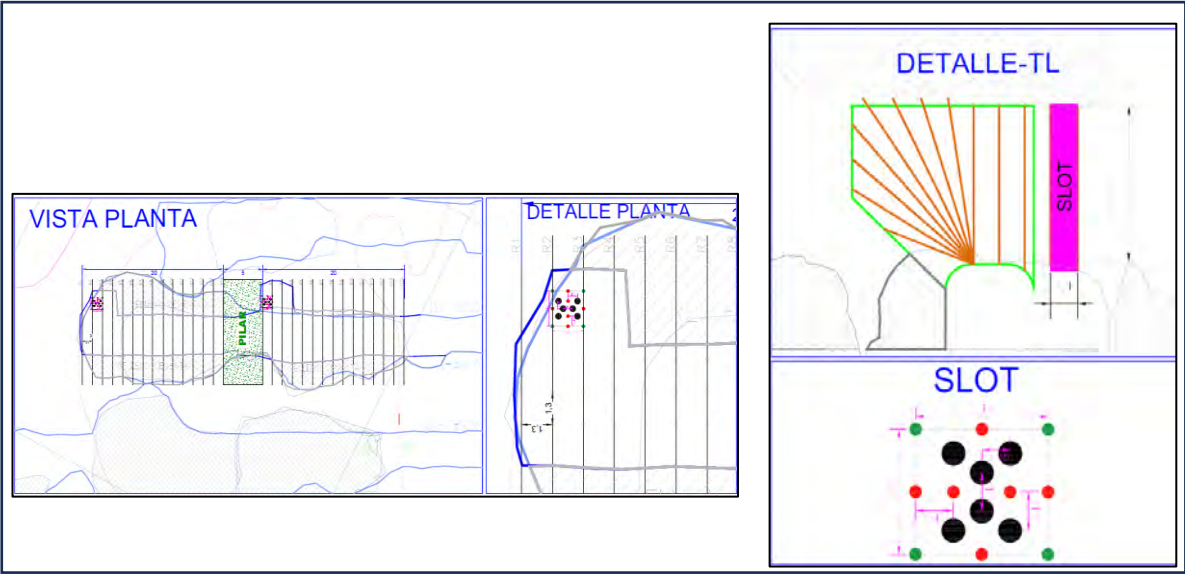
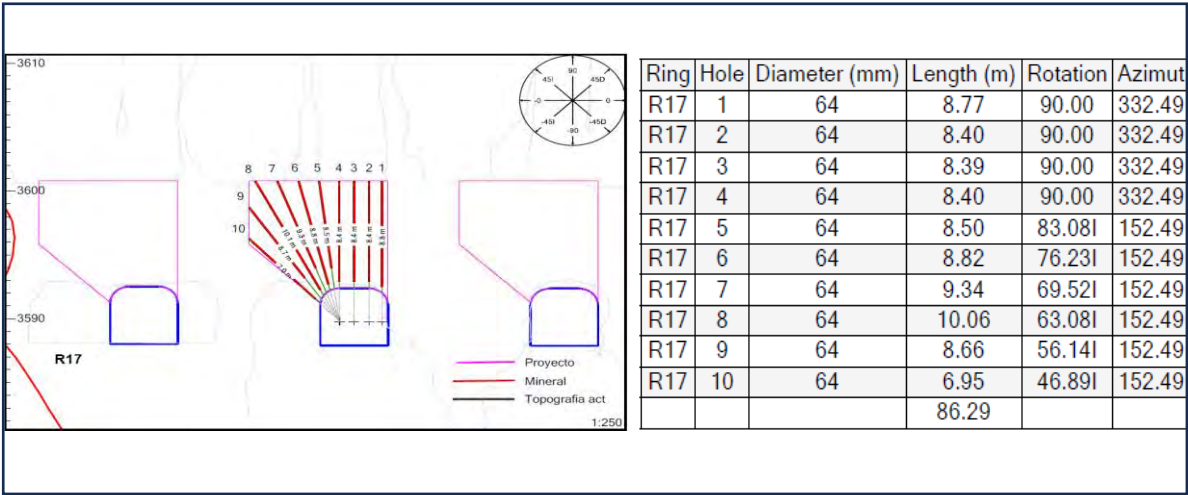


Gráfico 8.0 Diseño de malla de perforación y taladros de producción



4. Al terminar la explotación, se procede a realizar el relleno mediante taladros de 3" de diámetro direccionados hacia el espacio vacío generado. Se realiza la construcción de una barrera poder rellenar toda la cavidad explotada. El relleno se realizará con relleno cementado de resistencia de 4 MPA

Gráfico 9.0 Vista de perfil de los taladros de relleno desde BP-500.

