

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimar costos unitarios de acarreo y transporte
de mineral con equipos mecanizados Rampa 440
NW Minera Aurifera Cuatro De Enero S. A.**

Juan Carlos Martin Flores Olivares
Alexis Roncal Estrada

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2023

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TESIS

A : Felipe Néstor Gutarra Meza
Decano de la Facultad de Ingeniería

DE : FAUSTINO ANIBAL GUTIERREZ DAÑOBEITIA
Asesor de tesis

ASUNTO : Remito resultado de evaluación de originalidad de tesis

FECHA : 11 de diciembre de 2023

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para saludarlo y en vista de haber sido designado asesor de la tesis titulada: "OPTIMAR COSTOS UNITARIOS DE ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL CON EQUIPOS MECANIZADOS RAMPA 440 NW MINERA AURIFERA CUATRO DE ENERO S.A.", perteneciente a los estudiante(s) FLORES OLIVARES JUAN CARLOS MARTIN y RONCAL ESTRADA ALEXIS, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas; se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 20 % de similitud (informe adjunto) sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- Filtro de exclusión de bibliografía SI NO
- Filtro de exclusión de grupos de palabras menores SI NO
lº de palabras excluidas: 80)
- Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante SI NO

En consecuencia, se determina que la tesis constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad.

Recae toda responsabilidad del contenido de la tesis sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios de legalidad, presunción de veracidad y simplicidad, expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos de Investigación para optar grados académicos y títulos profesionales – RENATI y en la Directiva 003-2016-R/UC.

Esperando la atención a la presente, me despido sin otro particular y sea propicia la ocasión para renovar las muestras de mi especial consideración.

Atentamente.

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, Juan Carlos Martin Flores Olivares, identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. 72081129, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería la Universidad Continental, declaro bajo juramento lo siguiente:

1. La tesis titulada: "OPTIMAR COSTOS UNITARIOS DE ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL CON EQUIPOS MECANIZADOS RAMPA 440 NW MINERA AURIFERA CUATRO DE ENERO S.A.", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.
2. La tesis no ha sido plagiada ni total ni parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
3. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
4. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

11 de diciembre de 2023.

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD

Yo, Alexis Roncal Estrada, identificado(a) con Documento Nacional de Identidad No. 77675541, de la E.A.P. de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería la Universidad Continental, declaro bajo juramento lo siguiente:

5. La tesis titulada: "OPTIMAR COSTOS UNITARIOS DE ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL CON EQUIPOS MECANIZADOS RAMPA 440 NW MINERA AURIFERA CUATRO DE ENERO S.A.", es de mi autoría, la misma que presento para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas.
6. La tesis no ha sido plagiada ni total ni parcialmente, para la cual se han respetado las normas internacionales de citas y referencias para las fuentes consultadas, por lo que no atenta contra derechos de terceros.
7. La tesis es original e inédita, y no ha sido realizado, desarrollado o publicado, parcial ni totalmente, por terceras personas naturales o jurídicas. No incurre en autoplagio; es decir, no fue publicado ni presentado de manera previa para conseguir algún grado académico o título profesional.
8. Los datos presentados en los resultados son reales, pues no son falsos, duplicados, ni copiados, por consiguiente, constituyen un aporte significativo para la realidad estudiada.

De identificarse fraude, falsificación de datos, plagio, información sin cita de autores, uso ilegal de información ajena, asumo las consecuencias y sanciones que de mi acción se deriven, sometiéndome a las acciones legales pertinentes.

11 de diciembre de 2023.

OPTIMAR COSTOS UNITARIOS DE ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL CON EQUIPOS MECANIZADOS RAMPA 440 NW MINERA AURIFERA CUATRO DE ENERO S.A.

INFORME DE ORIGINALIDAD

20%	2%	0%	20%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru	20%
	Trabajo del estudiante	
2	dspace.unitru.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	

Excluir citas

Apagado

Excluir coincidencias < 80 words

Excluir bibliografía

Apagado

AGRADECIMIENTOS

Damos gracias a Dios por darnos salud y perseverancia para concluir nuestro trabajo de investigación.

Agradecemos a la Universidad Continental y todos nuestros maestros quienes contribuyeron en nuestra formación profesional.

DEDICATORIA

Dedicamos este trabajo de investigación a nuestros padres, quienes nos han forjado como ciudadanos de bien, como hombres responsables y honestos que perseveran para lograr sus metas.

ÍNDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTOS.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	vii
ÍNDICE FIGURAS.....	viii
RESUMEN.....	ix
ABSTRACT.....	x
INTRODUCCIÓN.....	xi
CAPÍTULO I.....	16
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	16
1.1. Fundamentación del problema.....	16
1.2. Formulación del problema.....	17
1.2.1. Problema general.....	17
1.2.2. Problemas específicos.....	17
1.3. Objetivos de la investigación.....	18
1.3.1. Objetivo general.....	18
1.3.2. Objetivos específicos.....	18
1.4. Justificación.....	18
1.4.1. Justificación social-práctica.....	18
1.4.2. Justificación económica.....	18
1.5. Alcances y limitaciones.....	19
1.5.1. Alcances.....	19
1.6. Hipótesis.....	19
1.6.1. Hipótesis general.....	19
1.6.2. Hipótesis específicas.....	19
1.7. Identificación de variables.....	19
1.7.2. Variable dependiente.....	20
CAPÍTULO II: MARCO TEORICO.....	21
2.1. Antecedentes de la investigación.....	21
2.2. Bases teóricas.....	23
2.2.1. Definición de costo y gasto.....	24
2.2.2. Clasificación de costos según su grado de variabilidad.....	24

2.2.3. Equipo LHD (Scooptram).....	26
2.2.4. Acarreo	26
2.2.5. Transporte de mineral	27
2.2.6. Operador del scoop de carguío.....	28
2.2.7. Estudio de los tiempos y movimientos.....	29
2.2.8. Volquete minero.....	29
2.2.9. Volquete minero.....	29
2.2.10. Tiempo disponible en la guardia	29
2.2.11. Tiempo efectivo diario	29
2.2.12. Tiempo operativo	29
2.2.13. KPI (key performance indicator).....	30
2.2.14. Precio unitario.....	30
2.3. Definición de términos.....	30
2.4. Minera aurífera Cuatro de Enero S. A.	32
2.4.1. Ubicación y generalidades	32
2.4.2. Geología	33
2.4.3. Operación minera	35
2.4.3.1. Método de explotación de MACDESA	35
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA.....	49
3.1. Método de Investigación.....	49
3.2. Tipo de Investigación	49
3.3. Nivel de investigación.....	50
3.4. Diseño de la Investigación.....	50
3.5. Población y muestra.....	50
3.5.2. Muestra no probabilística	50
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	50
3.6.1. Técnica de recolección de datos.....	50
3.6.2. Instrumentos de recolección de datos	51
CAPITULO IV: ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS	52
4.1. Determinación del costo unitario del scoop.....	52
4.1.1. Cálculo del costo de posesión.....	53
4.1.2. Costos de operación	55
4.2. Rendimiento sin optimizar del scoop en el tajeo 479 rampa 579.....	57
4.2.1. Características del tajeo 479 y la rampa 579.....	57

4.2.2. Características del Scoop del tajo 479	59
4.2.3. Cálculo del ciclo de acarreo en el tajo 479 y rampa 579 (sin optimizar).....	60
4.3. Cálculo del rendimiento optimizado del scoop en el tajeo 479 y rampa 579	62
4.3.1. Parámetros del tajo 479 y rampa 579.....	62
4.3.2. Características del Scoop en el tajo 479 optimizado	64
4.3.3. Cálculo del ciclo de acarreo en el tajo 479 y rampa 579 optimizado	64
4.4. Cuadro de resultados para el scoop LHD	66
4.5. Determinación del costo unitario del equipo de transporte (volquete)	67
4.5.1. Costo de propiedad del volquete.....	68
4.5.2. Cálculo del costo de operación	69
4.5.3. Rendimiento del equipo de transporte sin optimizar	72
4.6. Cálculo de los precios unitarios	76
4.6.1. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de mineral de la rampa 579 en el nivel 1950	76
4.6.2. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de desmonte de la rampa 579 en el nivel 1950 hacia Bella Unión	77
4.7. Determinación del costo optimizado unitario del equipo de transporte (volquete).....	78
4.7.1. Parámetros para el cálculo del precio unitario de transporte de mineral optimizado.....	82
4.8. Cálculo de los precios unitarios optimizados	83
4.8.1. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de mineral de la rampa 579 en el nivel 1950	83
4.8.2. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de desmonte de la rampa 579 en el nivel 1950 hacia Bella Unión	84
4.9. Cuadros comparativos de precios de unitarios del uso de volquetes	85
CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	87
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	90
ANEXOS	91

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Tiempo de depreciación	25
Tabla 2. Tramo de acceso a la mina “Macdesa”	33
Tabla 3. Tiempo de minado con sostenimiento convencional	42
Tabla 4. Tiempo de minado con sostenimiento mecanizado	42
Tabla 5. Zonas principales en MACDESA	45
Tabla 6. Componentes del costo del equipo scoop LHD	52
Tabla 7. Vida útil de los equipos de mina.....	54
Tabla 8. Costo por hora de los equipos	55
Tabla 9. Registro de avance en el tajo 479	57
Tabla 10. Factores de esponjamiento	58
Tabla 11. Porcentajes de llenado.....	59
Tabla 12. Registro de avance en el tajo 479 optimizado.....	63
Tabla 13. Resultados del scoop LHD sin optimizar.....	66
Tabla 14. Resultados del scoop LHD sin optimizar.....	67
Tabla 15. Componentes del costo horario del volquete MX 6x4	67
Tabla 16. Precio unitario en el transporte de mineral.....	86
Tabla 17. Precio unitario en el transporte de mineral.....	86

ÍNDICE FIGURAS

Figura 1. Ubicación geográfica.....	32
Figura 2. Ventilación interior mina GI 520.Fuente: MACDESA.....	38
Figura 3. Sostenimiento de tajeos según índice GSI modificado	40
Figura 4. Split set de 1 a 1.5 Toneladas / pie de longitud, 5 pies (1.50 metros)	43
Figura 5. Barrenos 6´ y brocas 38mm.....	44
Figura 6. Corte y relleno ascendente	46
Figura 7. Ciclo de minado	46

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado: “Optimizar costos unitarios de acarreo y transporte de mineral con equipos mecanizados en la minera Aurífera Cuatro de Enero S.A.” se desarrolló en la unidad minera ubicada en la región Chaparra de la provincia Calavelli de Arequipa, cuando 3200 m s. n. m. en el Monte Estrella. El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal optimizar el transporte y costos unitarios de los equipos de transporte de mineral mecanizado.

Para llevar a cabo el estudio primero se analizó el ciclo de acarreo y transporte de los equipos utilizados en la mina: tajeo 479 nivel 1450, rampa 440 y se determinó el desempeño de los equipos de acarreo y transporte, para luego realizar investigaciones.

Además, la capacidad para determinar el rendimiento de la máquina LHD en el nivel 1450 rampa 440 RW, mejorar tiempos óptimos como: tiempo de barrido frontal, tiempo de salida (vacío), tiempo de retorno (con carga).

De igual manera, se controla la temporización y movimiento de los volquetes (Volvo FMX 480) para el transporte de minerales desde la concentradora de rampa 440 RW al nivel 1450, reduciendo el tiempo de viaje (vacío), el tiempo de retorno (cargado) y mejorando el desempeño de cada volquete.

ABSTRACT

The present research work entitled "optimize unit costs of carriage and transportation of mineral with mechanized equipment in the minera aurifera Cuatro de Enero S .A.". The mining unit is located in the Chaparra region of the Calavelli province of Arequipa, when 3200 M.S.N.M. on Mount Star. The main objective of this research work is to optimize the transport and unit costs of the mechanized ore transport equipment.

To carry out the study, the hauling and transportation cycle of the equipment used in the mine stop 479 level 1950, channel 440 was first analyzed and the performance of the hauling and transportation equipment was determined, to later carry out investigations. then when.

Ability to determine the performance of the LHD machine (9 Y3 buckets), in Class 1950 input 440, improve optimal times such as: front sweep time, output time (empty), return time (loaded).

In the same way, the timing and movement of the dump trucks (Volvo FMX 480) for the transport of minerals from the 1950 Class 440 access concentrator are controlled, reducing travel time (empty), return time (loaded) and improving the performance of each tipper.

INTRODUCCIÓN

En la unidad minera Cuatro de Enero (MACDESA) el retiro y transporte del mineral, así como la refinación son muy importantes debido a que la minería se realiza en diferentes niveles y faenas, cada nivel tiene un costo unitario de transporte diferente, por lo que el ciclo de transporte, distancia, velocidad, coeficiente de dilatación, peso, etc., para obtener los mejores resultados en la minería, se toman en cuenta; es por ello, que se realizó el trabajo denominado “Optimizar costos unitarios de acarreo y transporte de mineral con equipos mecanizados en la minera Aurifera Cuatro de Enero S.A..”

En el presente trabajo de investigación se enfoca en el nivel 1450, parada 479 y rampa 440, debido al alto costo de limpieza y transporte. El primer objetivo planteado es optimizar el desempeño del transporte y transporte de equipos en la explotación minera de dicha unidad minera.

En las minas subterráneas, la optimización de los costos de transporte es un paso muy importante, por lo que se debe ajustar el acarreo, la limpieza, la carga, el transporte para hacer más eficiente la mina y lograr los mejores resultados y así se obtenga resultados al precio más bajo posible.

Este trabajo de investigación está dividido en cinco capítulos. El primer capítulo elabora todo lo relacionado con el método de solución del problema. El segundo capítulo presenta el marco teórico, describe la base teórica, definiciones de conceptos y métodos hipotéticos. El tercer capítulo introduce la investigación. metodología. El cuarto capítulo presenta el análisis e interpretación de resultados en la unidad minera Cuatro de Enero en el 1450 nivel, 479 tajo, 440 rampa.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Fundamentación del problema

Actualmente, las tareas en la mina aurífera Cuatro de Enero son tareas de alto riesgo asociadas a accidentes y violaciones de los tiempos de transporte y tránsito durante las distintas tareas de la mina.

En nuestra investigación, hemos encontrado que los cargadores Sandvik LH 410 y scooptrams de 6y³ y los volquetes Volvo FMX 480 con 15 m³ son deficientes en transporte y remolque y pasan más tiempo en el ciclo de transporte.

El transporte, carga y descarga de la empresa minera Aurífera Cuatro de Enero son las principales operaciones unitarias relacionadas en sus operaciones mineras, por lo que optimizarlas es uno de los pasos más cruciales e importantes en la reducción de costos, por lo que estudiamos el transporte y control de tiempos de transporte para que mejore el tiempo de transporte y logre tiempos y resultados óptimos que ayuden a cumplir con los parámetros operativos de los equipos mecanizados.

El volumen de transporte de mineral de origen a planta es de 190 TMH/día, y cada turno cuenta con 2 volquetes de 15 metros cúbicos y 1 scooptrams de 6 yd³

para el transporte y carga del mineral desde el área de trabajo a la planta. trastero. Donde hayan excedido su vida útil. Como ejemplo para el caso del tajeo 479 NW se cuenta con 1 volquete de 20 tm^3 para cumplir 80 TMH/día, con 7 horas de carguío de un scooptrams de 6 yd^3 .

Todos los viajes por hora requieren una masa del vehículo significativa, potencia del motor y año de fabricación, remolque y distancias de remolque, demoras operativas (esperando la carga y esperando el equipo de carga, abastecimiento de combustible); tiempo de inactividad (fiabilidad del mantenimiento, tráfico rodado, averías de equipos, daños en los neumáticos); condiciones de la rampa (pendiente, calidad del suelo y agua en las plataformas); la productividad y eficiencia de estos colectivos requerirá el número, número y capacidad de todas las salidas en la fuerza de guardia, y se trazarán líneas de transporte desde los cotos de caza.

Para ingresar, tome la rampa 440 NW hasta 479 NW. Como se mencionó anteriormente, la mina Cuatro de Enero de Aurífera tenía factores que hacen que los volquetes y la extracción no cumplan con los viajes requeridos.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo optimizar los costos unitarios del transporte y acarreo de mineral con equipos mecanizados en la minera Cuatro de Enero S.A.?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿En qué dimensión se modera los cotos unitarios de los equipos de transporte y acarreo de mineral en las labores de explotación de la minera Aurífera Cuatro de Enero S. A.?
- ¿En cuánto se va a mejorar la eficiencia y productividad de los equipos mecanizados de transporte y acarreo en los niveles de explotación de la minera Aurífera Cuatro de Enero S. A.?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Optimizar los costos unitarios de los equipos mecanizados de transporte y acarreo de mineral en el tajeo 479 NW en el nivel 1450, rampa 440 NW, de la minera aurífera Cuatro de Enero S.A.

1.3.2. Objetivos específicos

- Establecer los costos unitarios de los equipos mecanizados en el transporte y acarreo de los niveles de explotación de la minera aurífera Cuatro de Enero S. A.
- Determinar la eficiencia y productividad de los equipos mecanizados en el transporte y acarreo en la minera aurífera Cuatro de Enero S. A.

1.4. Justificación

1.4.1. Justificación social-práctica

El proyecto apoyará a las empresas mineras en sus objetivos declarados de reducir el tiempo de transporte y remoción con maquinaria mecanizada, asegurando la productividad y el desempeño en línea con los planes de producción de la mina trimestrales, semestrales y anuales. Actualmente, la minería subterránea se basa en las minas de oro obtenidas por diversos métodos de explotación que han logrado un gran desarrollo de la mecanización tecnológica, que además se combina con grandes logros científicos, por ejemplo, la aparición de equipos rascadores, dumpers mineros. Los avances en la mecanización del trabajo, como la rampa 440 NW, no se han detenido, pero han experimentado el mayor impulso en la actualidad y el desarrollo de equipos continúa en este siglo.

1.4.2. Justificación económica

La minera aurífera Cuatro de Enero cuenta con un scoops de 6 yd³, un Sandvik LH 410 para acarreo y carga de mineral, dos volquetas Volvo FMX 480 para

transporte de mineral en mina al concentrador de lixiviación y para relleno con desmonte a los tajeos. Los equipos de transporte y carga en faenas mineras no tienen precio unitario por hora de trabajo, por lo que es necesario calcular el precio unitario de los equipos de transporte y determinar los costos de transporte disponibles para optimizar la rentabilidad en la minera aurífera Cuatro de Enero S.A.

1.5. Alcances y limitaciones

1.5.1. Alcances

El alcance de la investigación está orientada a las labores del nivel 1450 de la unidad minera aurífera Cuatro de Enero S. A. para optimizar los costos unitarios del transporte y acarreo de material de los equipos mecanizados en el periodo de enero a julio 2021.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

Se optimizan los costos unitarios, transporte y ciclos de transporte mediante la implementación de equipos mecánicos, reduciendo así los costos de transporte y acarreo en la unidad minera aurífera Cuatro de Enero S. A.

1.6.2. Hipótesis específicas

- El costo unitario del equipo mecanizado reducirá en un 12 % los costos de acarreo y transporte en la unidad minera aurífera Cuatro de Enero S.A.
- Se espera aumentar en un 8 % la eficiencia y productividad de los equipos mecanizados transportadores y de acarreo en la unidad minera aurífera Cuatro de Enero S. A.

1.7. Identificación de variables

1.7.1. Variable independiente:

Equipos mecanizados

1.7.2. Variable dependiente

Los costos unitarios de los equipos mecanizados transportadores y de acarreo de mineral.

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de la investigación

- a) Tesis titulada: “*Gestión de las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en Cía. Condestable S.A.*”, de la Pontificia Universidad Católica del Perú, concluye que: (1)
- El conocimiento del ciclo de operación (acarreo y acarreo) permite calcular la flota o equipo requerido para costos unitarios mínimos y/o producción máxima por hora. por unidad de tiempo, y Compañía Minera Condestable puede aplicar este enfoque a otras empresas. También hay empresas mineras con problemas similares (1).
 - La carga y el acarreo son los principales componentes de costos de la industria minera (1).
- b) Tesis titulada: “*Incremento de Producción a partir de la Gestión del Tiempo en el Transporte de mineral en el sector Nicole, Concesión Minera Esperanza II, Empresa Minera Minecsa, Zaruma – Ecuador*”. La investigación llegó a las siguientes conclusiones: (2)
- La eliminación del tiempo de inactividad de acuerdo con el plan de gestión del tiempo aumentó la productividad y aumentó con éxito el tonelaje de superficie.
 - Al implementar la programación de mantenimiento como parte de un plan de

administración del tiempo, ya sea que el entorno de trabajo sea mecánico, eléctrico o en la mina, puede evitar demoras operativas o tiempo de inactividad no planificado, lo que lo ayuda a mantener un ritmo de trabajo ininterrumpido mientras no tiene que preocuparse por problemas o retrasos (2).

- El monitoreo constante del transporte y de las actividades de transporte ayudará a incrementar gradualmente la eficiencia del plan de manejo, el cual servirá de base para su aplicación en otros sectores para incrementar la producción en la mayor cantidad de áreas actualmente operadas (2).
- El monitoreo continuo del transporte y las operaciones de transporte ayudará a mejorar gradualmente la eficiencia del plan de manejo de cultivos (2).

c) Tesis titulada: “*Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo*” de Universidad Nacional Mayor de San Marcos, define:

- El desempeño operativo nos permite saber si estamos a la cabeza o rezagados, evaluar si estamos ganando o perdiendo y por qué, el enfoque de desempeño operativo es una herramienta de control que nos permite identificar y medir los costos operativos en el proceso productivo (3).

d) Tesis titulada: “*Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*”. En la investigación se indica que se muestran una reducción de costos de \$0.09/t o \$81,000/año en reducción de costos/trabajo de fabricación en un proceso de limpieza-acarreo de $21.7m^3/h$ a $24.4m^3/h$ debido al rendimiento optimizado de los scoops de $23m^3/hora$ a $24 m^3/hora$ de trabajo de desarrollo (4).

e) Tesis titulada: “*Optimización de costos unitarios de las operaciones mineras subterráneas lineales en la mina Tambomayo CIA. Buenaventura*”

presentada en la Universidad Nacional del Altiplano. Concluyó mencionando que el método utilizado en el proyecto de investigación fue un método de costeo detallado lo que permitió un buen control de los costos unitarios utilizados en la industria minera. Los costos unitarios fueron optimizados en un 2.62 % para la galería 2.40 x 2.40 m (8´x 8´), y en 1.42 % para la Chimenea 1.50 x 2.40 m (5´x 8´), aumento de la producción después de optimizar los costos unitarios en las galerías, chimeneas, estocadas (5).

2.2. Bases teóricas

- **Métodos del costo detallado.**

Para realizar un cálculo detallado de los costos, primero debe recopilar: el precio de compra del equipo, teniendo en cuenta la vida útil del equipo, el consumo de combustible, el consumo de neumáticos, el consumo de aceite lubricante, el consumo de repuestos, etc.

En segundo lugar, realice un seguimiento de cuándo se realizan los programas de mantenimiento de equipos para garantizar la disponibilidad y coordine con el área de extracción la ubicación exacta y el tonelaje de mineral que se extraerá del rebaje para garantizar la utilización adecuada de la cuadrilla. Las áreas de planificación deben incluir planes de mina diarios, semanales y mensuales y las direcciones a seguir para cada parada.

- **Costo de operación.**

Los costos operativos surgen del gasto en materias primas, materiales, personal, servicios, recursos para proporcionar bienes o servicios. El precio unitario de entrega se expresa en términos monetarios por tonelada (\$/t).

- **Costos estratégicos**

De esta forma, se define información sobre gastos incurridos en el procesamiento de productos, producción o prestación de servicios, los cuales

tienen las siguientes características: ayuda a planificar mejor el futuro de la organización, promueve la productividad, permite la realización de ventajas competitivas, amplia participación, etc.

2.2.1. Definición de costo y gasto

Costo. Estas son tarifas que una empresa u organización debe pagar para operar normalmente, y los costos se basan en el volumen de producción. Los costos se miden en cantidades monetarias

Gastos. Un gasto es un recurso consumido, que es un costo que se asigna a los ingresos en un período determinado. Las tarifas tienden a permanecer iguales con el tiempo.

El costo también se puede entender como la cantidad gastada en la compra o producción de bienes o servicios prestados incluyen los siguientes elementos: materias primas, mano de obra y gastos generales.

2.2.2. Clasificación de costos según su grado de variabilidad

Esta clasificación es importante para el estudio detallado de la planificación y el control de operaciones y tiene una aplicación general, a saber, la variación de costos que se produce con los niveles de producción.

a) Costos fijos

Es un costo que es constante con el volumen de producción de la empresa o un determinado nivel de producción, es decir, no depende del volumen de producción.

b) Costos variables

Su costo depende en gran medida del volumen. Estos son costos que cambian directamente con los cambios en la producción.

c) Costo directo

Estos son costos directamente relacionados con la producción, como

materiales, equipos, mano de obra directa y gastos de publicidad incurridos para promocionar el producto.

d) Costo Indirecto

Estos costos no están relacionados con el volumen de producción, pero afectan el proceso de producción, como el alquiler de oficinas o los salarios de los empleados.

e) Costos de depreciación

De acuerdo con la Ley del Impuesto a la Renta, la depreciación es el costo de reducir el valor de los activos fijos tales como maquinaria, edificios, vehículos, etc. y se da de baja de acuerdo con los porcentajes que se muestran en la tabla 1.

Tabla 1. Tiempo de depreciación

Bienes	Porcentaje anual máximo de depreciación
1. Vehículos de transporte terrestre (5 años)	20 %
2. Maquinaria y equipos utilizados por la actividad minera. (3 años).	25 %
3. Equipos para procesamiento de datos (5 años).	25 %
4.- Otros bienes de activos fijos (10 años)	10 %

Tomado de Alva Alva, Ismael 2004

f) Costos administrativos

Son gastos incurridos para la supervisión, control y operación de la empresa, incluyendo los pagos a los empleados de administración y staff de colaboradores.

g) Valor depreciable

La depreciación de equipos se refiere a la pérdida de activos fijos, que básicamente depende del desgaste de los equipos durante un determinado período de uso.

h) Valor de rescate

El valor de salvamento es el precio que la compañía de seguros otorga al propietario una vez que el equipo ha llegado al final de su vida útil dentro del alcance de su trabajo. También conocido como la cantidad que puede obtener por vender una unidad usada

i) Costo de Llantas

Ese es el precio de las llantas y puedes comprar equipos con o sin llantas.

j) Costos de combustible

Los costos de combustible se obtienen a partir de registros logísticos cuyo control se basa en un sistema digital directamente vinculado al dominio de la productividad.

2.2.3. Equipo LHD (Scooptram)

Es un equipo de minería subterránea de bajo perfil diseñado y fabricado para el transporte, carga y transporte de materiales desde el caserón hasta la cámara de carga. Su diseño giratorio para minas subterráneas mecanizadas proporciona una tracción y una carga eficientes al mismo tiempo. La unidad minera está equipada con una unidad LHD de 6 yd³ (Sandvik LH 410 Brand Scoop) capaz de transportar y cargar botaderos de mina.

2.2.4. Acarreo

El acarreo es la trayectoria de pequeña longitud que realizan los *scoop* para transportar el fragmentado de los tajeos de producción a las cámaras de carguío.

2.2.5. Transporte de mineral

El transporte de mineral implica el movimiento de material triturado desde el área de carga hasta el concentrador. El sistema de transporte transporta, carga y traslada el mineral con volquetes de 12 metros cúbicos o toneladas (dependiendo del material triturado). Otras minas utilizan medios mecánicos de diversa complejidad, desde la minería hasta el transporte a las instalaciones de producción. Los sistemas de transporte utilizados vienen en muchas formas.

a) Transporte continuo

- Transporte de mineral por fajas o cintas
- Transporte de mineral por mineral ductos o tuberías

b) Transporte discontinuo

- Transporte de mineral sobre neumáticos.
- Transporte de mineral sobre rieles.

a) Transporte por medio continuo

- **Cintas transportadoras:**

Las bandas transportadoras son un medio de transporte continuo y económico debido a la gran cantidad de materiales a transportar, y este sistema presenta grandes ventajas frente, por ejemplo, a los volquetes.

- Los costos de mantenimiento y operación son mucho más bajos que los camiones volquete y requieren menos mano de obra y mano de obra.
- Usar electricidad en lugar de petróleo como energía para hacer el medio ambiente más saludable.
- Bajos costos de construcción y mantenimiento debido al ancho pequeño y la longitud variable que requieren poco espacio de vía.
- La explotación es continua con el proceso de extracción
- La actividad operativa de este tipo de sistemas es mayor que la de los volquetes.

- **Mineroductos**

Es un ducto reforzado que va soterrado y es monitoreado en todo su recorrido. El oleoducto minero está diseñado utilizando las últimas tecnologías, incluidas las redes de fibra óptica. Durante la construcción, por primera vez en el Perú, se utilizó la prueba ultrasónica mecanizada (ensayo mecanizado ultrasónico), un método para probar la calidad de juntas y tuberías. Los mineros de tuberías consisten en estaciones de bombeo de alta presión y estaciones de válvulas con estranguladores de agua y pulpa para reducir el exceso de presión cuando se transporta material concentrado que contiene elementos valiosos.

- **Características generales**

- Peso específico y dureza de los sólidos.
- Granulometría.
- Longitud del minero ducto
- Diámetro del ducto
- Tiempo de vida, etc.

b) Transporte por medio discontinuo

- **Transporte sobre neumáticos.** Este tipo de transporte se realiza con volquetes (para el caso de la investigación), generalmente es utilizado para largas distancias con el inconveniente que solo se puede circular por donde la vía es adecuada
- **Transporte sobre rieles.** Este es un sistema de transporte minero subterráneo tradicional y los vagones son adecuados para este tipo de transporte.

2.2.6. Operador del scoop de carguío

Es la persona directamente responsable de la lectura de su equipo. Además, es responsable de ubicar el área de carga del camión y evitar que el material caiga repentinamente sobre el tanque del camión, lo que podría dañar el equipo de transporte y/o al operador.

2.2.7. Estudio de los tiempos y movimientos

Esto se logra observando directamente las tareas de forma continua, usando un cronómetro para medir el tiempo (por ejemplo, horas, millas, consumo de combustible, ciclos de carga). Este método se suele utilizar en los siguientes casos:

- Se realiza trabajos repetitivos y de larga o corta duración.
- Se el scoop realiza el acarreo y carguío, y el volquete traslade el mineral.
- Cuando los equipos están involucrados en un proceso de extracción.

2.2.8. Volquete minero

Los volquetes utilizados para el acarreo en Cuatro de Enero son volquetes Volvo FMX 480, son camiones pesados con capacidad de hasta 20 TMH, volquete todoterreno con chasis rígido diseñado para trabajo pesado o extrapesado y explotación minera a gran escala.

2.2.9. Volquete minero

Estas son las diversas tareas que se realizan luego de conocer las características del yacimiento e iniciar la preparación y desarrollo de la mina, seguida de la explotación mediante perforación, voladura, soporte, ventilación, transporte y comercialización.

2.2.10. Tiempo disponible en la guardia

Corresponde a horas de uso diario (10,25), más latencia: *check-in/check-out* (0,75) *check-in* de equipos (0,75), total 13 horas de vigilancia.

2.2.11. Tiempo efectivo diario

Es la diferencia del tiempo disponible (11.25) y las demoras (1,5). Haciendo un total de 9.75 horas.

2.2.12. Tiempo operativo

Son tiempos tomados de actividad puramente operativa, medidos desde el

momento en que el operador enciende la máquina y comienza el trabajo de programación. Este tiempo es dividido en:

- Tiempo efectivo: corresponde al tiempo en el que está disponible a realizar su labor programada.
- Tiempo de pérdidas operacionales: corresponde a demoras operativas: esperando orden, traslado de equipo, falta de operador, esperando carga, accidente de equipo, tráfico en la vía, equipo en *stand by*.
- Tiempos de mantenimiento: corresponde a demoras no operativas: mantenimiento correctivo, mantenimiento programado, mantenimiento preventivo, mantenimiento predictivo, falla eléctrica, falla de neumático.

2.2.13. KPI (key performance indicator)

Son tiempos tomados de actividad puramente operativa, medidos desde el momento en que el operador enciende la máquina y comienza el trabajo de programación.

2.2.14. Precio unitario

Un precio unitario es un modelo matemático que predice el resultado de una situación (en términos monetarios) relacionada con la actividad en estudio. En la mina Andychagua hay que considerar: distancia, velocidad, capacidad de carga, tiempo de trabajo, todo vacío y lleno. Ejemplo: \$3.48 por tonelada

2.3. Definición de términos

- **Explotación minera.** Extracción y destrucción de rocas, minerales o ambos con fines industriales, comerciales o utilitarios.
- **Transporte de mineral.** El transporte de mineral es la actividad más relevante y dominante en la minería, a través de la cual se moviliza todo el material viable y estéril desmenuzado durante las voladuras.

- **Carguío.** Forma parte de una de las etapas del proceso minero. Se aplica especialmente a la carga de mineral. Esto se hizo en una cámara construida especialmente para este evento.
- **Tajeo.** - Es una técnica de extracción de minerales diseñada de acuerdo con el tipo de yacimiento.
- **Cruceros.** Trabaja bajo tierra para cruzar vetas minerales. El propósito del crucero es brindar la oportunidad de trabajar en otra línea.
- **Cámaras de acumulación.** El lugar donde se apila el mineral extraído del rebaje está diseñado con las condiciones (altura suficiente) para cargar el mineral en el volquete de la mina.
- **Mineral.** Es una sustancia inorgánica natural que se encuentra en la corteza terrestre y se compone de minerales y fardos económicamente valiosos, o las llamadas sustancias estériles.
- **Scooptram (LHD).** Abreviatura de equipo (Load Haul Dump) significa equipo de carga y descarga, útil en cualquier tipo de operación subterránea, independientemente del método de minado utilizado, ya que es el encargado de transportar el material recién detonado a la cámara de carga.
- **Volquete minero.** Equipo pesado con capacidad de hasta 25 toneladas para el transporte de mineral desde el molino hasta la concentradora.
- **Desmontera.** Donde se acumulan los relaves, tienen un bajo contenido de minerales y se han extraído para la minería.
- **Disponibilidad mecánica.** Cómo determinar el tiempo de actividad del equipo. A mayor disponibilidad, más producido. Por lo tanto, el objetivo es reducir el tiempo de inactividad, especialmente el tiempo de inactividad no planificado.

- **Utilización mecánica.** Es la relación entre el tiempo de trabajo y el tiempo libre del equipo.
- **Utilización efectiva.** Se refiere al momento en que el equipo realiza actividades puramente operativas: transporte de mineral, entrega de obra, devolución de equipos, etc.

2.4. Minera aurífera Cuatro de Enero S. A.

2.4.1. Ubicación y generalidades

La unidad minera aurífera se encuentra ubicada en el centro poblado Cuatro horas, distrito de Chaparra, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa, a 1600 m s. n. m., a 50 Km del distrito de Chala y a 670 km de la ciudad de Lima. La zona de estudio corresponde a la zona catastral 18-S, hoja 32-O, Banda L. Con coordenadas WGS 84: Norte: 8 264 581,70 Este: 618 919,23 Coordenadas geográficas: Latitud Sur: 15° 41' 39" Longitud Oeste: 73° 53' 23"

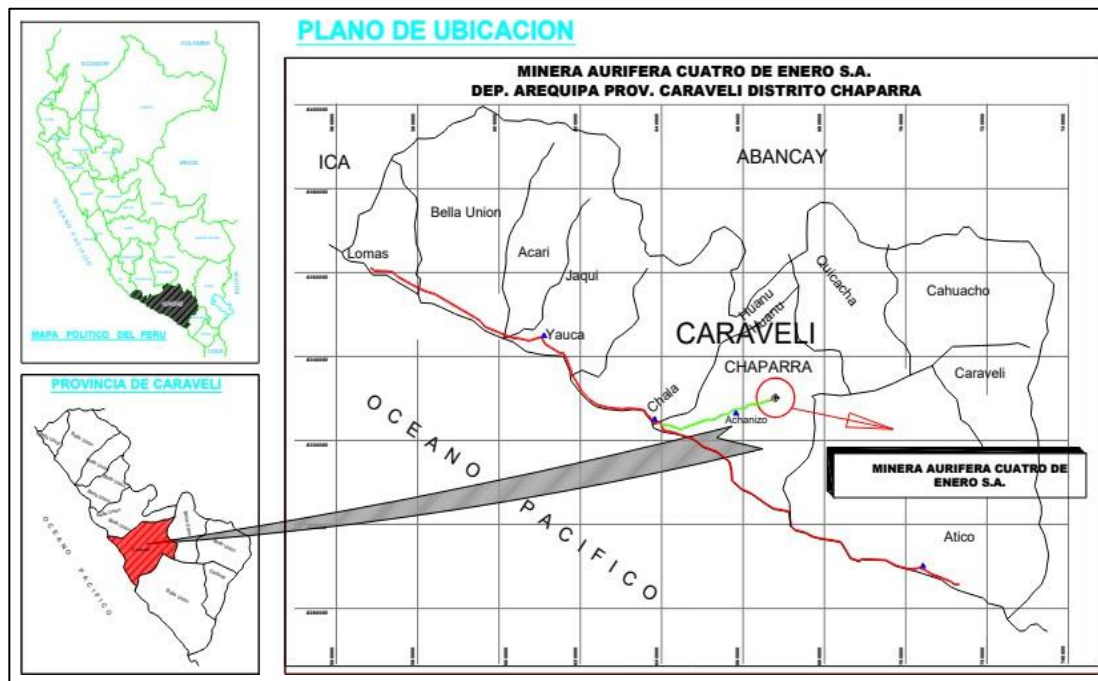


Figura 1. Ubicación geográfica
Tomado de minera aurífera Cuatro de Enero S.A.

Al depósito de Macdesa se puede llegar desde la ciudad de Arequipa por la carretera Panamericana Sur km 642, 9 km desde Chala en aproximadamente 7

horas, luego desde el Km 642 hasta la ciudad de Chaparra por vía pavimentada de 45 km en 1.5 horas y finalmente desde Chaparra se toma el último tramo hasta el campamento en un recorrido de 4 km en 15 minutos.

Tabla 2. Tramo de acceso a la mina "Macdesa"

Tramo	Vía	Distancia (km)	Tiempo
Arequipa - km 642	Carretera	642	7
Km 642 - Chaparra	Afirmado	45	1.5
Chaparra - Campamento	Trocha	4	0.25

2.4.2. Geología

- **Geología regional**

Las unidades litoestratigráficas en el área abarcan un amplio rango de edad desde el Jurásico Superior, el Cretácico Superior, el Paleoceno Inferior hasta cerca del Cuaternario.

- **Estratigrafía**

- Volcánico Chocolate. En los cuadriláteros de Chaparra y Chala, los volcanes Chocolate están colocados de manera discordante en el grupo Tarma o complejo de sótanos y tienen un color marrón rojizo debido a la intemperie.

La dirección promedio del horizonte es NE, el ángulo de buzamiento no es mayor a 30° NW, y aparece como pliegues afectados por fallas, la dirección dominante es NW, y el espesor es de unos 2800 m.

Se consideran dos tramos: el tramo Chala y el tramo Lucmilla. La primera etapa consiste en arenisca, conglomerado y brecha de andesita. Esta sección es homogénea debajo de las rocas volcánicas de la Etapa Lucmilla expuesta en Chala Harbour y compuesta de brownstones. Andesita pórfido, espesor hasta 2000 metros. Su curso varía de este a oeste y 60° de latitud norte con una pendiente de 10° a 20° noroeste.

Se consideran perteneciente al período Leach por su contenido de fósiles

como ramas labiales, braquiópodos y clinoides. Su edad se correlaciona con el Grupo Oyotún del norte del Perú, el Grupo Pucara del Perú central y las formaciones Junerata y Pelado descritas para Pachia y Palca (Wilson & Garcia, 1962).

- **Rocas intrusivas**

El área de estudio está dominada por rocas intrusivas que actúan como afloramientos de Diques y Vetas, con las rocas intrusivas más grandes expuestas en los cuadriláteros de Jaqui y Cháparra.

- **Rocas plutónicas**

Batolito de la costa - súper unidad Tiabaya. La unidad presenta extensos afloramientos en sus alrededores, de naturaleza granodiorítica, con afloramientos en las montañas Estrella, Puruja y Cruz de Oro.

Etapas o edad de emplazamiento. Consiste en el plutonio más joven del Miembro Arequipa con una datación radiométrica que indica una edad de intrusión de 80 Ma. (Corbin, 1979) pertenecientes al Terciario Inferior, Cretácico Superior correlación proporcionada por las facies tempranas de granodiorita de la super-unidad Santa Rosa en el segmento Lima.

Roca hipabisal - complejo Bella Unión. Desde el punto de vista litológico, el complejo Bella Unión es diverso, principalmente brechas intrusivas de andesita y dacita, con grandes bloques de hornblenda y hornblenda formados por el emplazamiento de las intrusiones, y tiene una morfología esponjosa debido a la erosión diferencial. En su mayoría en terrenos de fuerte pendiente, este tipo de roca es intruido por numerosos plutones y diques de pórfido andesítico con grandes fenocristales en una matriz afántica altamente piritizada.

2.4.3. Operación minera

El yacimiento de la minera Cuatro de Enero se explota con métodos artesanales y tradicionales. La explotación se inició con perforaciones y perforaciones a base de pistolas Bosch y brocas Jack Leg, con la explotación centrada en Cuatro Horas, San Martín, Yaqui.

Actualmente, todo el desarrollo de piques, crucetas, chimeneas y túneles se basa en perforación neumática y pistolas aspersoras Bosch en diversas vetas (Cuatro Horas, San Martín, Yaqui).

2.4.3.1. Método de explotación de MACDESA

- **Corte y relleno ascendente convencional**

Este método es utilizado en varias zonas de la unidad MACDESA. Como el depósito de mineral está ubicado en una veta inclinada de 40°-50°, está soportado por encofrado de madera o estructura de madera y el relleno es de material detrítico (desmonte) que producen 120 toneladas por día.

De los requisitos de diseño, se puede notar que el yacimiento tiene una caja de capacidad media y también una caja incapaz, el mineral debe tener disponibilidad de relleno y buena ley.

El mineral se extrae horizontalmente mediante la técnica de circado, luego se expande tirando las cajas hasta alcanzar el ancho mínimo de trabajo, quedando el material molido para continuar con la perforación.

Cada bloque de mineral tiene 40 metros de largo, está rodeado por chimeneas de servicio al final del bloque, y las pistas de tolva también se abren cada 20 metros para servir como puestos y acceso después de que se hayan sacado los bloques. Este método de extracción se utiliza principalmente para controlar el ancho de

minado y evitar una falla mayor de la chapa en áreas donde el hastial presenta problemas estructurales como grietas, juntas o fallas paralelas con las estructuras metálicas.

✓ **Ventajas del método**

- Gran rendimiento.
- Buena ventilación.
- Es muy económico.

✓ **Desventajas del método**

- Vetas con variaciones de potencia.
- Tiros cortados y sopladados (presencia de aguas en frentes).
- Alto consumo de madera

✓ **Ventilación**

- En la mina, el aire sufre cambios significativos en su composición, la cantidad de oxígeno disminuye, la cantidad de dióxido de carbono aumenta, así como la cantidad de nitrógeno y vapor de agua. Además, se agregan muchos gases y polvo al aire. Se considera que el aire de la mina incluye: aire atmosférico y gases energéticos (gases explosivos o tóxicos que se forman dentro de las minas) que pueden estar presentes en el aire de la mina desde una décima parte hasta un pequeño porcentaje de una unidad.
- Las estructuras subterráneas deben mantener la circulación del aire, por medios naturales o artificiales, para satisfacer las necesidades humanas.
- La ventilación en MACDESA se realiza mediante ventiladores que aportan aire fresco a través de conductos generados por turbinas de 3 HP y 5 HP utilizadas en las diferentes secciones debido a la falta de ventilación durante su funcionamiento En la fachada, la chimenea, donde se acumulan y toman todos los gases explosivos días para escapar. En cualquier mina subterránea, las funciones de entrada y salida de aire deben ser completamente independientes.

- La ventilación en MACDESA se realiza mediante ventiladores que aportan aire fresco a través de conductos generados por turbinas de 3 HP y 5 HP utilizadas en las diferentes secciones debido a la falta de ventilación durante su funcionamiento En la fachada, la chimenea, donde se acumulan y toman todos los gases explosivos días para escapar. En cualquier mina subterránea, las funciones de entrada y salida de aire deben ser completamente independientes.
- Se debe dirigir el aire para todas las tareas de trabajo y se deben crear circuitos de ventilación. En ningún caso la velocidad de vuelo debe ser inferior a 25 metros por minuto ni superior a 250 metros por minuto. Otra forma de ventilación es a través de la conexión entre chimeneas cortadas, este es el estado de la cortada principal esperanza Santa Rosa nivel 1950, victoria; donde todo el gas viciado sale por la chimenea.
- La ventilación es muy importante en el ciclo minero, su propósito es aspirar todo el gas generado durante la voladura y el polvo en los tajos, y al mismo tiempo mantener un ambiente limpio sin aire y sin polvo para que los trabajadores puedan trabajar con seguridad. Normal en su área de trabajo.
- La ventilación se realiza de dos formas: ventilación natural y ventilación artificial, en ventilación natural tenemos chimeneas para ventilación e industrial con ventiladores eléctricos a través de turbinas.
- En Esperanza NV.1780 la temperatura superaba los 34 grados centígrados dependiendo de la profundidad, principalmente debido a la falta de ventilación para crear un ambiente fresco.



Figura 2. Ventilación interior mina GI 520. Fuente: MACDESA

✓ **Sostenimiento**

Las estructuras de soporte en las operaciones mineras son el conjunto de factores que soportan o contienen la presión de la tierra, evitando los riesgos de caída de rocas o derrumbes que pueden derivar en eventos indeseables (accidentes) con consecuencias desastrosas.

a. Sostenimiento aplicado en métodos de explotación

El tipo de apoyo aplicado en el negocio minero de la mina de oro Cuatro de Enero S.A. es un marco de madera, soportes de seguridad y soportes en línea tipo protector de cabeza, el departamento de geología ha adoptado el índice GS (modificado), y confirma los resultados de la evaluación del tipo de roca utilizando los sistemas de clasificación de índice RMR y Q, a partir de este resultado seguimos adelante para identificar tipos de soporte para obras de construcción que incluyen: marco de madera, remaches partidos, remaches partidos, malla electrosoldada.

En el estudio, abordamos el efecto del uso de un marco de madera, pernos de anclaje separados y malla electrosoldada para respaldar la eficiencia, la productividad y los costos operativos de MACDESA, con base en los siguientes parámetros: de la investigación realizada. Además, las estanterías

convencionales pueden ser sustituidas por sistemas mecánicos en faenas mineras de 1,8 m de ancho, esta limitación depende del espacio de trabajo para la colocación de pernos y malla electrosoldada que trabaja en un ancho de minería más pequeño, la calificación de la roca debe ser superior a 30 en el índice RMR, superior a 0,5 en el sistema Q y superior a MF/P, MR. Estos límites se tienen en cuenta porque los valores por debajo de estos parámetros pueden, en algunos casos, también aplicarse a soportes motorizados, pero a menudo requieren soportes adicionales, como soportes de seguridad, puntales y puntales. Las líneas o torres hechas por el hombre incurren en costos de operación.

El estudio se refiere a los tajos 479wW y 450W que antes eran operados con soporte de estructura de madera y ahora son operados con bulones separados y malla electrosoldada como sistemas de soporte, en este estudio analizamos las ventajas que obtuvo MACDESA en el proceso de modificación de este sistema de apoyo.

ZONA DE TAJEOS		CONDICION SUPER DE FRAC.		
<p>ABERTURAS DE MAS DE 12 MT.</p> <p>A PERNO SISTEMATICO (2.0X2.0 m) B PERNO SISTEMATICO. (1.5 x 1.5 m.)</p> <p>ABERTURAS DE 8 A 12 MT.</p> <p>A PERNO SISTEMATICO (2.5X2.5 m) B PERNO SISTEMATICO. (2.0 x 2.0 m.)</p> <p>C PERNO SISTEMATICO (1.2 x 1.2 m.) MALLA OCASIONAL</p> <p>ABERTURAS DE 5 A 8 MT.</p> <p>A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL B PERNO SISTEMATICO (2.0 x 2.0 m.)</p> <p>C PERNO SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m.) D SHOT. 2" C/FIBRA+PERNO SIST(1.75X1.75) O PERNO SIST. 1.2X1.2 m. + MALLA</p> <p>ABERTURAS DE 3 A 5 MT.</p> <p>A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL B SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL</p> <p>C PERNO OCASIONAL MALLA OCASIONAL D SHOT. 2" C/FIBRA+PERNO SIST(2.0X2.0) O PERNO SIST. 1.5X1.5 m. + MALLA</p> <p>E SHOT. 3" C/FIBRA+PERNO SIST(1.6X1.6) O PERNO SIST. 0.8X0.8 m. + MALLA F CUADROS DE MADERA O ABANDONO</p> <p>ABERTURAS MENORES DE 3 MT.</p> <p>A SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL B SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL</p> <p>C PERNO OCASIONAL MALLA OCASIONAL D SHOT. 2" C/FIBRA + PERNO SIST(2.5X2.5) O PERNO SIST. 1.75X1.75 m. + MALLA</p> <p>E SHOT. 3" C/FIBRA+PERNO SIST(1.6X1.6) O PERNO SIST. 1.0X1.0 m. + MALLA F CUADROS DE MADERA O ABANDONO</p>		<p>BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES MUY RUCOSAS, LIGERAS MANCHAS DE OXIDACION, MUY CERRADAS. (Rc 100 A 210 MPa) (SE ROMPE CON TRES O MAS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUCOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)</p> <p>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO ARCILLOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 MPa) (SE DISCREGA EN FRAGMENTOS, CON GOLPE DE PICOTA)</p>		
<p>ESTRUCTURA</p> <p>MODERADAMENTE FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>		A/B	A/R	B/P
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50) SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>		B/MF/B	C/MF/R	D/MF/P
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p>		D/IF/R	E/IF/P	F/IF/MP

**Figura 3. Sostenimiento de tajeos según índice GSI modificado
Tomado del Departamento de Geomecánica. MACDESA**

b. Sostenimiento pasivo

Los elementos de apoyo están ubicados en el exterior de la roca y dependen del movimiento interno de la roca con la que están en contacto. En la unidad minera Cuatro de Enero se aplican marcos de madera, soportes de seguridad, soportes de cuerdas, tablonés, marcos laminados) y malla electrosoldada (en cámaras de perforación diamantina).

- Sostenimiento con cuadro de madera

Este tipo de soporte se selecciona de acuerdo a las características del terreno, y este tipo de soporte se implementa principalmente en trabajos de urbanización (galería, desmontes); y también en sótanos y sótanos, donde la topografía es muy pobre por la similitud de la estructura, lo que da lugar a una amplia gama de defectos y modificaciones en el cofre del techo; Los marcos de madera se utilizan como soporte inmediato.

- Ciclo de minado aplicando el sostenimiento mecanizado

En este caso el ciclo de extracción es similar al del sistema convencional con algunos cambios, la primera perforación se realiza en toda el ala, y hay que aclarar que esta perforación es en ambos campos, la condición se realiza con salida o conservando el elemento de relleno de la chimenea en el lado libre, después de la voladura, ya que en el primer caso se inicia la limpieza, refuerzo, perforación y voladura y luego se lleva a cabo dado que no hay restricciones en el tamaño de los puntales, se realiza un corte y medio después de cada ciclo de minería, lo que no es posible en un ciclo de minería con un soporte enmarcado convencional en madera.

Tabla 3. Tiempo de minado con sostenimiento convencional

Descripción	Incidencia	Tiempo (minuto)	Tiempo (hora)
Ventilación	6,25%	30	0,50
Desatado	1,50%	07	0,12
Traslado de madera	13,50%	65	1,08
Sostenimiento	25,00%	120	2,00
Perforación	26,63%	128	2,13
Limpieza	18,75%	90	1,50
Voladura	8,38%	40	0,67
Tiempo Total	100,00%	480	8,00

Tomado del Departamento de Geomecánica. MACDESA

Tabla 4. Tiempo de minado con sostenimiento mecanizado

Descripción	Incidencia	Tiempo (minuto)	Tiempo (hora)
Ventilación	5,25%	25	0,42
Desatado	1,50%	07	0,12
Traslado de madera	6,25%	30	0,50
Sostenimiento	25,00%	120	2,00
Perforación	25,00%	120	2,00
Limpieza	22,88%	110	1,83
Voladura	8,38%	40	0,67
Tiempo Total	94,26%	452	7,54

Tomado del Departamento de Geomecánica. MACDESA

Cabe señalar que ahora es importante usar divisores con una longitud de 5 pies 39 mm. En cuanto al diámetro, por este motivo se nota que el consumo del espaciador de 5 pies es mayor, principalmente por la sección transversal de los topes y porque la longitud de la ranura generalmente utilizada es de 6 pies.

c. Sostenimiento activo

Es la parte reforzada de la roca, porque los elementos portantes pasan a formar parte integrante del macizo rocoso. El separador se aplica en la mina de oro 4 de enero (en la sala de perforación diamantina)

Una de las primeras funciones de la mina es sin duda la de sustentar pozos de inmersión (shell rocks) y yacimientos, lo que indica que la inestabilidad es producto de filtraciones de agua e inyecciones de mineralización, precisamente por esta razón. Y eso es un buen apoyo para criterios como la capacidad de compresión, la tensión de la roca de caja, etc. Importante.

- Split set

Un *split set* es un tipo de soporte de metal que se acciona temporalmente por fricción (antideslizante) a lo largo del taladro. Está formado por un tubo espaciador en toda su longitud, uno de sus extremos cónico y el otro extremo con un anillo soldado para sujetar el panel.

Cuando se inserta un perno en un agujero de un diámetro más pequeño, se crea una presión radial a lo largo del perno hacia arriba de la pared del agujero, cerrando parcialmente la ranura en el proceso.

La fricción en contacto con la superficie del orificio y la superficie exterior del tubo espaciador forma el anclaje, que resistirá el movimiento o la separación de la roca alrededor del perno, creando indirectamente tensión de carga. Para la instalación requiere una máquina jackleg o un jumbo con una presión de aire de 60 a 80 psi.



**Figura 4. Split set de 1 a 1.5 Toneladas / pie de longitud, 5 pies (1.50 metros)
Tomado de Pablo Cesar Salcedo Choque (2020, p. 34)**

- **Perforación**

La perforación se realiza con equipos neumáticos y eléctricos, como un taladro de pie seco ATLAS COPCO. Se utilizan diversos equipos de perforación por su versatilidad y facilidad de adaptación a todo tipo de terrenos y en situaciones difíciles, son necesarios y se pueden utilizar para realizar perforaciones horizontales e inclinadas por masa, y las rocas varían en diferentes zonas.

a. Brocas y barrenos que son utilizados en MACDESA

Las brocas son herramientas de corte, generalmente fabricadas en acero de alta resistencia, templadas en sus filos con insertos o mangos de material muy duro y resistente al desgaste (carburo de tungsteno). Las barrenos o barras son barras o tubos de acero que transmiten el impacto de un martillo a una broca en un extremo.

Opera con mangos balísticos de 38 y 41 mm, con rieles de 4 y 5 pies sobre patas de palanca y rieles de 2 y 3 pies con máquinas Bosch; la veta tiene al menos 0,2 a 1,10 metros de ancho. Después de retirar y limpiar el mineral quebrado, se hace un desmonte para rellenar el tajeo y proporcionar el ancho suficiente para que la excavadora opere cómodamente la maquinaria

- Brocas descartables de 36mm. y 38mm.
- Barrenos cónicos e integrales de 3, 4, 5 y 6 pies



Figura 5. Barrenos 6' y brocas 38mm
Tomado de Pablo Cesar Salcedo Choque (2020, p. 34)

b. Problemas comunes que influyen en la perforación

- Suministro correcto de aire comprimido
- La estructura del macizo rocoso
- La sección del frente a perforar
- El correcto uso de la barra de la perforadora
- Experiencia del maestro perforista y del ayudante
- La longitud del barrenos a perforar
- El estado de la maquina
- Brocas y barrenos en buen estado

● **Corte y relleno ascendente mecanizado (Over Cut And Fill)**

La empresa ha desarrollado sus operaciones en tres regiones principales (San Martín, Victoria y Esperanza) y la zona a analizar se implementará en Victoria.

Tabla 5. Zonas principales en MACDESA

ZONAS		NIVEL
SAN MARTIN	CHAPI IV	2095
	SAN MARTIN	2055
VICTORIA	SAN ANTONIO	2005
	CHAPI III	1950
	CORTADA PRINCIPAL	1915
	VICTORIA	1855
ESPERANZA	E. NORTE	1760
	E. SUR	1760

Tomado y adaptado de Edwin Salomon Flores Huayhua

✓ **Método de explotación**

El método de explotación aplicado en estas zonas de MACDESA S.A. es de corte y relleno ascendente, se usa este método mediante sircados verticales comenzando desde los subniveles de la corono hacia arriba. Una vez que se ha extraído el mineral fracturado, se retiran los dientes y la roca restante se usa como escombros para rellenar el trabajo de exploración como plataforma de perforación para el próximo lanzamiento.

Debido a la orientación de los yacimientos y la calidad de la roca circundante, Bosch decidió perforar en ciertas áreas como San Martín-Victoria y Neumática en la región de Esperanza. La producción promedio total de la mina es de 130 toneladas métricas por día con una ley de cabeza promedio de 13 gr/t.

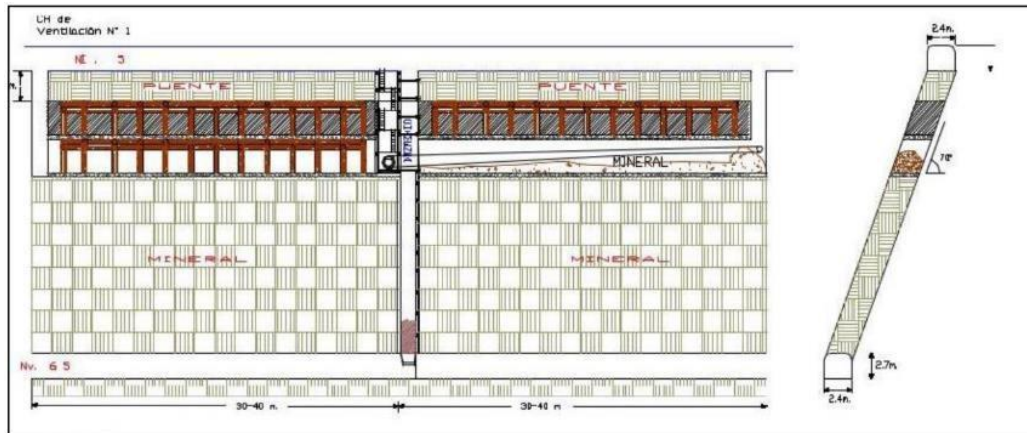


Figura 6. Corte y relleno ascendente
Tomado de Edwin Salomón Flores Huayhua (2018, p. 59)

✓ **Ciclo de minado**

El ciclo del minado en las labores de Avance está debidamente organizado en cuatro trabajos específicos:

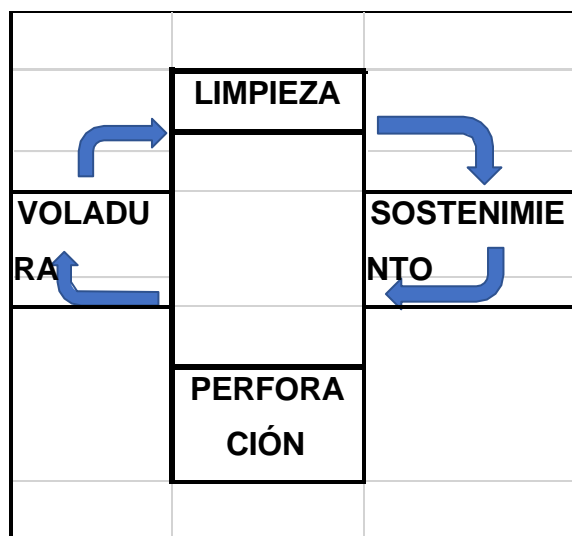


Figura 7. Ciclo de minado

a. Perforación

La perforación es una de las principales actividades del ciclo minero, cuyo objeto es abrir pozos cilíndricos (perforadores) que contienen explosivos para romper bloques de roca, si son paralelos, de igual longitud y equidistantes entre sí. Otros, se asegurarán de que dispares bien.

En actividades de avance y transporte de mineral, se debe tener mucho cuidado en los trabajos de excavación, ya que en su defecto puede ocasionar demora y pérdida económica para la empresa por la necesidad de controlar la sección transversal, talud (1/ 5000) y punto de partida.

En general, este método es el corte quemado, que consiste en un conjunto de agujeros de igual diámetro, que se perforan paralelos y próximos entre sí, pero con diferentes líneas dependiendo de la calidad del macizo rocoso.

b. Voladura

Es un proceso tridimensional en el que la presión ejercida por el explosivo se limita a agujeros perforados en la roca, creando una región de energía altamente concentrada que produce dos efectos: desplazamiento y fragmentación.

La planificación de una buena ejecución requiere la consideración de los siguientes criterios que afectan el resultado de la propia voladura:

- Características del explosivo

EMULNOR 3000: para voladura de rocas intermedias a duras en labores de preparación y exploración en San Martin-Victoria-Esperanza.

EMULNOR 5000: para voladura de rocas muy duras, se viene utilizando en labores de preparación y exploración en San Martin-Esperanza.

- **Accesorios de voladura**

Carmex Mecha rápida

- c. Limpieza**

El trabajo de limpieza en NV 1950 Victoria se realiza de forma manual (eje y bulbo). El material se entrega en una carretilla a Skip, que luego se carga en un camión minero U-35 y se arrastra a mano hasta una zanja. En el caso de la zona de Victoria se trabajan con 2 locomotoras que apoyan al proceso de acarreo debido a que poseen una distancia prolongada. Sin embargo, debido a que hay más masa que distancia, para el área de San Antonio, los U-35 son empujados a pulso libremente hacia la superficie.

- d. Sostenimiento**

Se realiza del mismo método descrito en el método de explotación en el punto 1.

- Sostenimiento pasivo
- Sostenimiento activo

CAPÍTULO III

METODOLOGIA

3.1. Método de Investigación

Se utilizó un enfoque científico, ya que se continuó con el procedimiento planificado en el estudio para comprender realmente la naturaleza y las condiciones del acarreo mecanizado y la optimización de costos unitarios de transporte en las labores mineras de la unidad minera aurífera Cuatro de Enero S.A.

Las actividades de transporte se controlan dentro de los 30 días, con base en el análisis del precio unitario del equipo, el ciclo de transporte y el transporte después de la encuesta para determinar el ciclo, el transporte y el tiempo de transporte.

Finalmente, se realiza el análisis de precios unitarios tanto en el transporte como en el transporte de equipos mecánicos para encontrar la solución óptima de costos.

3.2. Tipo de Investigación

Es aplicada, por razones de experiencia y conocimientos adquiridos en la universidad y se ha utilizado prácticamente para aplicarlo en tiempo y duración, porque la comparación de datos son las observaciones y análisis en años

anteriores. Cuantitativa, debido a que el estudio se da a través de datos por medio de su medición y cálculo.

3.3. Nivel de investigación

Es experimental, debido a que se hizo un gran porcentaje del trabajo de la investigación en forma empírica en campo con el fin de recopilar información precisa, con la que cooperaron los rastreadores y operadores de equipos mecanizados.

3.4. Diseño de la Investigación

La presente investigación es de diseño experimental, se basa en la experiencia ya que se integra con un conjunto de actividades, métodos y técnicas que se han implementado para recopilar la información y los datos necesarios sobre el tema de estudio y el problema que se quiere resolver.

La investigación se lleva a cabo a través de la observación y el estudio del tiempo y el movimiento (condición de carga de los scoops), se registra el tiempo y la distancia necesaria para el transporte del material.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población

Equipos de carguío, acarreo y transporte designados a los tajeos, accesos y cámaras del nivel 1450.

3.5.2. Muestra no probabilística

Está constituida por un *scoops* (LHD) de 6 yd^3 y 3 volquetes de 20 m^3 destinados al tajeo 479, acceso 579 del nivel 1450.

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnica de recolección de datos

Se ha implementado monitoreo directo y monitoreo de camiones de volteo y

equipos de carga y descarga para detectar factores que causan retrasos en el transporte y transporte.

Se realizó un diálogo cara a cara (directo) con operadores de cargadores y volquetes, así como con personal capacitado para obtener información confiable sobre las operaciones.

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados son:

- ✓ Microsoft Excel, aquí es donde completa los datos de envío sin procesar que se realizan diariamente.
- ✓ Acceso a internet, obtención de información sobre temas relacionados con la investigación.
- ✓ Laptop para la redacción del informe de tesis.
- ✓ Lapiceros, calculadora, cuaderno de apuntes, cámara fotográfica, cronómetro y el proceso de observación directa.

CAPITULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Determinación del costo unitario del scoop

Características del equipo:

- Equipo: scoop 6 yd^3 (6.9 m^3) - Sandvik
- Modelo: LH410 Año: 2018
-

Componentes para determinar el costo unitario de *Scoop* (excluyendo gastos generales o ganancias).

Tabla 6. Componentes del costo del equipo scoop LHD

	Posesión	Operación
Componentes de costo del equipo	<ul style="list-style-type: none"> • Valor de adquisición • Valor de Rescate • Valor depreciable • Periodo de depreciación • Costo de interés • Costo de seguro 	<ul style="list-style-type: none"> • Costo de manteniendo • Lubricantes • Grasas • Combustible • Filtros • Llantas

Tomado y adaptado de Ronal Teódulo Matos Cerrón (2018, p. 61)

4.1.1. Cálculo del costo de posesión

- **Valor de adquisición (Vt)**

Es el costo de operación en efectivo, que se obtiene sumando el precio de compra y el costo de todos los accesorios para poner en funcionamiento el equipo.

- Con llantas: US\$ 490000 precio FOB
- Sin llantas: US\$ 459969

- **Valor de rescate (Vr)**

Es el valor que alcanzará la maquinaria o equipo al final de su vida útil. Para el caso del scoop se considerará de 0.25.

$$Vr = 25\% \times Vt$$

$$Vr = 0.25 \times 490000$$

$$Vr = \text{US\$ } 122\,500$$

- **Valor depreciable (Vd)**

$$Vd = Vt - Vr$$

$$Vd = 490000 - 122500 \quad Vd = \text{US\$ } 367500$$

- **Vida económica Útil (VEU)**

Años: 2.5 años (considerar 14 horas útiles al día) Horas: 12600 horas.

Tabla 7. Vida útil de los equipos de mina

Maquinaria o equipo	Marca	Modelo	Porcentaje de depreciación	Periodo de depreciación	
				Años	h
Jumbo	Sandvik	DD310	15%	4	8,400
Jumbo empernador	Sandvik	Bolter 77	15%	4	8,400
Scoop 6,0 yd ³	Sandvik	LH410	25%	3	15,120
Scoop 4,0 yd ³	Caterpill	R1300G	25%	3	15,120
ar					
Scoop 2,2 yd ³	Sandvik	Toro 151	25%	3	15,120

Tomado y adaptado de Ronal Teódulo Matos Cerrón (2018, p. 61)

- **Costo horario de depreciación (Cd)**

$$Cd = \frac{Vd}{VEU}$$

$$Cd = \text{US\$ } 367500 / 12600 \text{ h}$$

$$Cd = 29.17 \text{ US\$/h}$$

- **Cálculo del costo de interés**

- Cálculo de tasa anual (K):

$$K = \frac{2.5 \text{ años} + 1}{2 \times 12600}$$

$$K = 0.00014$$

- Cálculo del costo de interés (I)

-

$$I = Vt \times K \times i$$

$$I = \text{US\$ } 490000 \times 0.00014 \times 10\%$$

$$I = 6.86 \text{ US\$/hr}$$

- **Cálculo del costo de seguro (Cs)**

como la tasa anual a pagar a la compañía de seguros para proteger el equipo contra todo riesgo.

$$Cs = Vt \times K \times s$$

$$Cs = \text{US\$ } 490000 \times 0.00014 \times 2\%$$

$$Cs = 1.37 \text{ US\$/h}$$

4.1.2. Costos de operación

- **Costos de mantenimiento (Cm)**

Incluye el costo de mantenimiento y daños al equipo o maquinaria durante su vida útil. Los costos de mantenimiento son un porcentaje del precio de compra, dependiendo de la complejidad del trabajo que realice.

Tabla 8. Costo por hora de los equipos

Trabajo duro	80% - 100%
Trabajo Normal	70% - 90%
Trabajo suave	50% - 80%

Tomado y adaptado de Especificaciones técnicas - CATARPILLAR

Para el caso puntual de MACDESA se considera un 80%.

$$Cm = Vt \times Sm \times VEU, \text{ Sm} = \text{Seguro de mantenimiento}$$

$$Cm = \text{US\$ } 490000 \times 47\% / 12600 \text{ hrs.}$$

$$Cm = 18.28 \text{ US\$/hr}$$

- **Costo de combustible (Cc)**

- Consumo de combustible = 6 gl/h
- Costo del combustible = 4.407 US\$/gl.

$$Cc = 6 \times 4.407 = 24.42 \text{ US\$/hr}$$

- **Costo de lubricantes (CI)**

Costo = Consumo (gal/h) x Precio unitario (US\$)

- Costo de aceite de motor (am): 0.048 gal/h x US\$. 13.28 = US\$ 0.64/h
- Costo de Aceite de caja de cambio (ac): 0.045 gal/h x US\$. 13.50 = US\$ 0.61/h
- Costo de aceite dirección (ad): 0.030 gal/h x US\$. 16.00 = US\$. 0.48/h
- Costo de refrigerante (ar): 0.006 gal/h x US\$. 14.00 = US\$. 0.084/h

$$CI = am + ac + ad + ar$$

$$CI = 1.81 \text{ US\$/hr}$$

- **Costo de grasa (Cg)**

- Consumo de la Grasa: 0.265 lb/h
- Costo grasa: US\$. 10.50

$$Cg = 0.265 \text{ lb/h} \times \text{US\$} 12.50 = \text{US\$} 3.31/\text{hora}$$

- **Costo de filtros (Cf)**

$$Cf = 20\% \times (Cc + CI)$$

$$Cf = 20\% (24.42 + 1.81) = 5.25 \text{ US\$/hr}$$

- **Costo de neumáticos (Cn)**

$$Cn = Ctn / VUN$$

Donde:

Ctn: Costo total de neumáticos, en US\$ VUN: Vida útil de los neumáticos, en horas

$$Cn = 30031 / 2200$$

$$Cn = 13.65 \text{ US\$/h}$$

- **Cálculo del costo horario total del equipo (Ct)**

$$Ct = Cd + Cs + Cm + Cc + Cl + Cf + Cg + Cn$$

$$Ct = 29.17 + 1.48 + 18.28 + 24.42 + 1.81 + 5.25 + 3.31 + 13.65$$

$$Ct = 97.37 \text{ \$/h}$$

4.2. Rendimiento sin optimizar del scoop en el tajeo 479 rampa 579

4.2.1. Características del tajeo 479 y la rampa 579

- **Sección de labor**

- Sección teórica cuadrada de 5 m de lado
- Sección obtenida en campo de 4.94 m x 4.94 m, con un avance promedio de 2.95 m.

Tabla 9. Registro de avance en el tajo 479

GUARDIA	ANCHO (m)	ALTO (m)	AVANCE (m)
DÍA	4.95	4.9	3.03
NOCHE	4.95	4.95	2.93
DÍA	4.9	4.9	2.83
NOCHE	5	5	3.03
DIA	4.9	4.95	2.98
NOCHE	4.95	4.85	2.93
DÍA	4.85	5	2.93
NOCHE	4.9	4.95	2.88
DÍA	5	4.95	2.98
NOCHE	4.9	4.9	3.03
DÍA	4.9	4.95	3.03
NOCHE	4.95	4.95	3.03
DIA	5.05	4.9	2.93
NOCHE	4.95	4.9	2.88
DÍA	4.95	4.95	2.88
NOCHE	4.9	5	2.93
DÍA	4.9	4.95	2.98
NOCHE	4.95	5	2.93
DÍA	4.95	4.95	2.88
NOCHE	5	4.9	3.03

- **Factor de esponjamiento (Fe)**

Es variable según el tipo de voladura y la piedra que se dispara.

Tabla 10. Factores de esponjamiento

Tipo de material	Fe
Tierra vegetal arena	9 – 15
Arcilla, arena húmeda	15 –
Grava gruesa	25 –
Roca blanda o semi dura	35 –
Roca dura	45 –

Tomado y adaptado de Zoila Quispe Baldeón (2011)

Debido a la calidad de la roca se determina un Fe de 45 %.

- **Volumen del material (V).**

Se entiende como los m³ obtenidos como resultado del proceso de voladura.

Cálculo del volumen roto.

A = ancho de la labor H = altura de la labor

La = longitud de avance

$$V = A \times H \times La$$

$$V = 4.94 \times 4.94 \times 2.95 = 71.99 \text{ m}^3$$

- **Volumen esponjado (Ve)**

Se entiende como los m³ obtenidos de la voladura más el volumen debido al factor de esponjamiento propio del material.

Cálculo de volumen esponjado.

$$Ve = V + (V \times Fe)$$

$$Ve = 71.99 + (71.99 \times 0.45) \quad Ve = 104.39 \text{ m}^3$$

- **Peso específico del mineral en situ**

$$Pe = 3.86 \text{ t/m}^3$$

- **Peso específico del mineral después de realizado la voladura (Pes)**

$$Pe \text{ (real)} = 3.86 / (1+0.4) = 2.76 \text{ t/m}^3$$

- **Tonelaje real**

$$Tn = Ve \times Pe \text{ (real)}$$

$$Tn = 104.39 \text{ m}^3 \times 2.76 \text{ Tn/m}^3 = 288.12 \text{ Tn}$$

4.2.2. Características del Scoop del tajo 479

- **Factor de llenado**

Tabla 11. *Porcentajes de llenado*

TAMAÑO	% DE LLENADO
Muy fracturado	80 – 95 %
Regularmente Fragmentado	75 – 90 %
Mal fragmentado con laja o Bloques	60 – 75 %

Tomado y adaptado de Manual de rendimiento Sandvik

El factor de relleno debido a que se tiene un material muy fracturado será de 80%

- **Capacidad real del equipo Scoop LHD (Crs)**

$$\text{Scoop (LHD)} = 6 \text{ yd}^3$$
$$\text{Scoop (LHD)} = 9 \text{ yd}^3 \times 0.765 \frac{\text{m}^3}{\text{yd}^3} \times 0.80 = 5.51 \text{ m}^3$$

- **Velocidad del equipo Scoop**

La velocidad del equipo depende de muchos factores, tales como: condiciones del camino, iluminación, acciones del operador del equipo, materiales a cargar y condición del equipo.

- Velocidad vacía es de 6 Km/hr
- Velocidad cargada es de 5 Km/hr

4.2.3. Cálculo del ciclo de acarreo en el tajo 479 y rampa 579 (sin optimizar)

- **Cálculo del tiempo con carga (Tv)**

Tiempo de retorno del equipo cargado desde el lugar del trabajo o labor hasta la zona de carguío.

$$T_v = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad cargado}}$$
$$T_v = \frac{175 \text{ m}}{5 \text{ km/h}}$$
$$T_v = 2.10 \text{ min.}$$

- **Cálculo del tiempo sin carga (Ti)**

Tiempo de ida sin carga tomado entre la zona de carguío hasta el lugar del trabajo o labor.

$$T_v = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad cargado}}$$
$$T_v = \frac{175 \text{ m}}{6 \text{ km/h}}$$
$$T_v = 1.75 \text{ min.}$$

- **Cálculo de los tiempos de operación (Mt)**

- Tiempo de llenado del cucharón del Scoop es 0.80 min
- Tiempo de vaciado en la cámara es 0.40 min

$$Mt = 0.80 + 0.40 = 1.20 \text{ min.}$$

- **Ciclo total del acarreo (Ca)**

Período de tiempo total que realiza el equipo (scoop) el traslado del material desde el tajo 479 y la rampa 579 a la cámara de acopio o acumulación.

$$Ca = Ti + Tv + Mt + \text{Traspado} + \text{Timprevistos}$$

Donde:

Traspado: Tiempo de raspado de piso = 1.75 min.

Timprevistos: Tiempos imprevistos = 1.25 min.

$$Ca = 1.75 + 2.10 + 1.20 + 1.75 + 1.25 = 8.05 \text{ min.}$$

- **Cálculo del número de ciclos (Nc)**

Cantidad de ciclos, vueltas o recorridos que el scoop ejecuta en toda una guardia.

$$Nc = (Ve / Crs)$$

$$Nc = 104.39 \text{ m}^3 / 5.51 \text{ m}^3$$

$$Nc = 18.95 \text{ ciclos} = 19 \text{ ciclos}$$

- **Cálculo del tiempo total de limpieza (Tt)**

Tiempo total que le toma al equipo *scoop* en ejecutar la labor.

$$Tt = Nc \times Ca$$

$$Tt = 19 \times 8.05 \text{ min}$$

$$Tt = 152 \text{ min} = 2.55 \text{ horas}$$

- **Rendimiento del equipo Scoop LHD (Rs)**

$$Rs = Ve / Tt$$

$$Rs = 104.39 \text{ m}^3 / 2.55 \text{ h}$$

$$Rs = 40.94 \text{ m}^3/\text{h}$$

- **Rendimiento en término de t/h**

$$Rs = 40.94 \text{ m}^3/\text{h} \times Pes$$

$$Rs = 40.94 \text{ m}^3/\text{h} \times$$

$$2.76 \text{ t/m}^3 \text{ Rs} = 113$$

$$\text{t/h}$$

4.3. Cálculo del rendimiento optimizado del scoop en el tajeo 479 y rampa 579

4.3.1. Parámetros del tajeo 479 y rampa 579.

En el estudio, la información obtenida en el sitio se recopila y analiza mediante gráficos y estadísticas para analizar y determinar la disponibilidad, la utilización y el volumen de producción real de los equipos transportables y los principales factores que influyen.

De esta forma, se brindan alternativas que ayudan a mejorar el ciclo de minado.

- **Sección del tajeo.**

- Sección cuadrada de lado 5 m.
- Sección obtenida en campo de 5 m x 5 m, con un avance promedio de 3 m.

-

Tabla 12. Registro de avance en el tajo 479 optimizado

GUARDIA	ANCHO (m)	ALTO (m)	AVANCE (m)
DÍA	4.98	4.98	3
NOCHE	4.97	4.99	3
DÍA	4.96	5	3.05
NOCHE	4.97	5.1	3
DÍA	4.98	4.97	3
NOCHE	4.99	4.98	2.95
DÍA	4.95	4.96	3.1
NOCHE	5.1	4.97	3.05
DÍA	5.2	4.99	3
NOCHE	4.99	4.97	3
DÍA	5.1	4.99	3
NOCHE	5	4.97	3.05
DÍA	4.97	4.98	2.95
NOCHE	4.98	4.97	2.9
DÍA	4.96	4.99	3
NOCHE	4.97	4.96	2.95
DÍA	4.98	5.1	3.1
NOCHE	4.96	4.98	3.05
DIA	4.97	4.99	2.9
NOCHE	4.99	5.2	3
PROMEDIO	5.00	5.00	3.00

- **Factor de esponjamiento (Fe)**

Debido a la calidad de la roca se mantiene un Fe de 45 %.

- **Volumen del material optimizado (V)**

$$V = A \times H \times La$$

$$V = 5 \times 5 \times 3 = 75 \text{ m}^3$$

- **Volumen Esponjado (Ve)**

$$Ve = V + (V \times Fe)$$

$$Ve = 75 + (75 \times 0.45) \text{ Ve} = 108.75 \text{ m}^3$$

- **Peso específico del mineral *in situ***

$$Pe = 3.86 \text{ tm}^3$$

- **Peso específico del mineral después de realizado la voladura (Pes)**

$$Pe \text{ (real)} = 3.86 / (1+0.4) = 2.76 \text{ t/m}^3$$

- **Tonelaje real**

$$t = Ve \times Pe \text{ (real)}$$

$$t = 108.75 \text{ m}^3 \times 2.76 \text{ t/m}^3 = 300.15 \text{ t}$$

4.3.2. Características del Scoop en el tajo 479 optimizado

- **Factor de llenado**

El factor de relleno debido a que se mantiene el material muy fracturado será de 80 %

- **Capacidad real del equipo Scoop LHD (Crs)**

$$\text{Scoop (LHD)} = 6 \text{ yd}^3$$

$$\text{Scoop (LHD)} = 9 \text{ yd}^3 \times 0.765 \frac{\text{m}^3}{\text{yd}^3} \times 0.80 = 5.51 \text{ m}^3$$

- **Velocidad promedio del Scoop LHD**

- Velocidad vacía es de 6.5 Km/hr
- Velocidad cargada es de 5.5 Km/hr

4.3.3. Cálculo del ciclo de acarreo en el tajo 479 y rampa 579 optimizado

- **Cálculo del tiempo con carga (Tv)**

$$Tv = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad cargado}}$$

$$Tv = \frac{175 \text{ m}}{5.5 \text{ km/h}}$$

$$Tv = 1.91 \text{ min.}$$

- **Cálculo del tiempo sin carga (Ti)**

$$T_v = \frac{\text{Distancia}}{\text{Velocidad cargado}}$$

$$T_v = \frac{175 \text{ m}}{6.5 \text{ km/h}}$$

$$T_v = 1.62 \text{ min.}$$

- **Cálculo de los tiempos de operación optimizado (Mt)**

- Tiempo de llenado del cucharón del Scoop es 0.65 min
- Tiempo de vaciado en la cámara es 0.30 min

$$M_t = 0.65 + 0.30 = 0.95 \text{ min.}$$

- **Ciclo total del acarreo optimizado (Ca)**

$$C_a = T_i + T_v + M_t + \text{Traspado} + T_{\text{imprevistos}}$$

Donde:

Traspado: Tiempo de raspado de piso = 1.75 min.

Timprevistos: Tiempos imprevistos = 1.25 min.

$$C_a = 1.62 + 1.91 + 0.95 + 1.75 + 1.25 = 7.48 \text{ min.}$$

- **Cálculo del número de ciclos optimizado (Nc)**

$$N_c = (V_e / C_{rs})$$

$$N_c = 108.75 \text{ m}^3 / 5.51 \text{ m}^3$$

$$N_c = 19.74 \text{ ciclos} = 20 \text{ ciclos}$$

- **Cálculo optimizado del tiempo total de limpieza (Tt)**

$$T_t = N_c \times C_a$$

$$T_t = 20 \times 7.48 \text{ min}$$

$$T_t = 149.6 \text{ min} = 2.49 \text{ horas}$$

- Rendimiento optimizado del equipo Scoop LHD (Rs)

$$Rs = Ve / Tt$$

$$Rs = 108.75 \text{ m}^3 / 2.49 \text{ hr } Rs = 43.67 \text{ m}^3/\text{h}$$

- Rendimiento en término de Tn/h

$$Rs = 43.67 \text{ m}^3/\text{h} \times Pes$$

$$Rs = 43.67 \text{ m}^3/\text{h} \times 2.76 \text{ t/m}^3 Rs = 120.54 \text{ t/h}$$

4.4. Cuadro de resultados para el scoop LHD

4.4.1. Resultados del proceso sin optimizar

Tabla 13. Resultados del scoop LHD sin optimizar

Distancia (m)	Tiempo Ciclo		N° de ciclos		Total Horas	Rs (m³/hr)	Rs (t/h)
	Ca (min)	t	Nc	Tt			
85	5.86	288.10	18.95	1.80	55.35	149.95	
115	6.59	288.20	18.95	2.05	49.32	134.49	
145	7.32	288.24	18.95	2.30	44.65	122.54	
175	8.05	288.12	18.95	2.55	40.94	113.00	
205	8.77	288.20	18.95	2.80	37.91	105.28	
	km/h	km/h	minutos	minutos	minutos		

Distancia (m)	V. cargado	V. vacío	T. cargado	T. vacío	Total
85	5	6	0.90	0.76	5.86
115	5	6	1.30	1.09	6.59
145	5	6	1.70	1.42	7.32
175	5	6	2.10	1.75	8.05
205	5	6	2.50	2.07	8.77

4.4.2. Resultados del proceso optimizado

Tabla 14. Resultados del scoop LHD sin optimizar

	Tiempo Ciclo		N° de ciclos	Total Horas		
Distancia (m)	Ca (min)	t	Nc	Tt	Rs (m³/h)	Rs (t/h)
85	5.29	300.08	19.74	1.74	58.08	157.49
115	6.02	300.20	19.74	1.99	52.05	142.03
145	6.75	300.23	19.74	2.24	47.38	130.08
175	7.48	300.15	19.74	2.49	43.67	120.54
205	8.2	300.25	19.74	2.74	40.64	112.82

	km/h	km/h	minutos	minutos	minutos
Distancia (m)	V. cargado	V. vacío	T. cargado	T. vacío	Total
85	5.5	6.5	0.9	0.54	6.4
115	5.5	6.5	1.19	0.9	6.76
145	5.5	6.5	1.55	1.26	7.12
175	5.5	6.5	1.91	1.62	7.48
205	5.5	6.5	2.27	2.07	7.84

4.5. Determinación del costo unitario del equipo de transporte (volquete)

Datos del equipo:

- Equipo: Volquete (15 m³) Marca: Volvo
- Modelo: MX 6x4 Año:2019

Para determinar el costo unitario del volquete MX 6x4 se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 15. Componentes del costo horario del volquete MX 6x4

	Posesión	Operación
Costo del equipo	• Costo del equipo	• Costo de mantenimiento
	• Valor de rescate	• Costo de combustible
	• Inversión media anual	• Costo de lubricantes
	• Costo de depreciación	• Costo de filtros
	• Costo de interés	• Costo de grasas
	• Costo de seguros	• Costo de llantas

Tomado y adaptado de Ronal Teódulo Matos Cerrón (2018, p. 61)

4.5.1. Costo de propiedad del volquete

- **Valor de adquisición (Va)**

Precio pagado por la adquisición de la maquinaria en el mercado

- Completo: US\$ 170000
- Sin llantas: US\$ 164780

- **Valor de rescate (Vr)**

También conocido como valor residual, se define como el valor de venta del equipo al final de su vida económica. Debido a la marca y el año de la compra se considera un porcentaje de 25 %

$$\mathbf{Vr = Va \times \%residual}$$

$$Vr = 170000 \times 25\% = 42500 \text{ US\$}$$

- **Cálculo de la inversión media anual (IMA)**

La inversión media anual se define como el coste medio anual de los equipos al final de cada ejercicio una vez aplicadas las correspondientes depreciaciones y amortizaciones.

$$\mathbf{IMA = Va \times (N + 1) / 2N}$$

Donde.

N: Vida económica útil (años), se considera que se tendrá una vida útil de 3 años

$$IMA = 170000 \times (3 + 1) / 2 \times 3 \quad IMA = 113333 \text{ S\$/año}$$

- **Vida económica útil (VEU).**

Años: 2.5 años (considerar 16 horas útiles al día) Horas: 14400 horas.

- **Costo horario de depreciación (Cd).**

$$\mathbf{Cd = (Va - Vr) / VEU}$$

$$Cd = (170000 - 42500) / 14400$$

$$Cd = 8.85 \text{ US\$/h}$$

- **Cálculo del costo de interés (Ci)**

El costo de interés es el préstamo que realiza una empresa a una institución bancaria para adquirir una maquinaria.

Se utiliza el valor del TAMEX brindado por el SBS del año 2022 que fue 10.66 %.

$$Ci = IMA \times (\% \text{ de tasa anual} / N^\circ \text{ horas anuales})$$

$$Ci = IMA \times (\text{TAMEX} / N^\circ \text{ horas anuales})$$

$$Ci = 113333 \times (10.66\% / 4800)$$

$$Ci = 2.52 \text{ US\$/h}$$

- **Costo de seguros (Cs)**

En el caso de los seguros, se fija en la tasa anual que el propietario del equipo debe pagar a la compañía de seguros para proteger la maquinaria o equipo de cualquier riesgo. Para este caso será un seguro particular con una tasa de 1.3 %.

$$Cs = IMA \times (\% \text{Tasa del Seguro} / N^\circ \text{ horas anuales})$$

$$Cs = 113333 \times (1.3\% / 4800)$$

$$Cs = 0.31 \text{ US\$/hr}$$

- **Costo de propiedad (Cp)**

$$Cp = Cd + Ci + Cs$$

$$Cp = 8.85 + 2.52 + 0.31$$

$$Cp = 11.68 \text{ US\$/h}$$

4.5.2. Cálculo del costo de operación

- **Costo de mano de obra del operador del volquete (MO)**

- Operador de volquete = 100 soles/día

- Jornal (8 h) = 100/3.85 (cambio a la fecha) = 25.97 US\$/h

- Beneficios sociales es el 108.35 % del jornal, según informado por el área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

$$\text{Total} = 25.97 \times (1 + 108.35\%) = 54.11 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Costo unitario} = 54.11 \text{ US\$/h} / 8 \text{ horas}$$

$$\text{Costo unitario} = 6.76 \text{ US\$/h}$$

- **Implementos de seguridad (Is)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

$$\text{Obreros de operación} = 3.04 \text{ US \$/tarea}$$

$$\text{Horas por día} = 8 \text{ horas}$$

$$\text{Costo unitario} = 3.04 \text{ US \$/} 8 \text{ horas}$$

$$\text{Costo unitario} = 0.38 \text{ US\$/h}$$

- **Costo de herramientas (Ch)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

$$\text{Herramientas de operación} = 1.69 \text{ US\$/tarea}$$

$$\text{Horas por guardia} = 8 \text{ horas}$$

$$\text{Costo unitario} = 0.20 \text{ US\$/hora}$$

- **Lámparas mineras (Lm)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

$$\text{Lámpara minera} = 0.20 \text{ US\$/tarea}$$

$$\text{Horas por guardia} = 8 \text{ horas}$$

$$\text{Costo unitario} = 0.025 \text{ US\$/h}$$

- **Costo de llantas (Cl)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

- Cantidad = 10

- Costo por unidad = 650 US\$/unidad

- Vida útil = 950 horas

$$\text{Costo unitario} = (10 \times 650) / 950$$

$$\text{Costo unitario} = 6.84 \text{ US\$/h}$$

- **Repuestos y mantenimiento (Rm)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

$$\text{Costo unitario} = 8.3 \text{ US\$/h}$$

- **Insumos y materiales (Im)**

El costo se obtiene del área de costos de MACDESA, el detalle se visualiza en la zona de anexos.

- Costo mensual = 89.54 US\$/mes

- Costo unitario = (89.54 US\$/mes) / (480 h/mes)

- Costo unitario = 0.19 US\$/h

- **Costo de operación (Co)**

$$Co = MO + Is + Ch + Lm + Cl + Rm + Im$$

$$Co = 6.76 + 0.38 + 0.20 + 0.025 + 6.84 + 8.3 + 0.19$$

$$Co = 22.70 \text{ US\$/h}$$

- **Costo directo unitario**

$$CDU = Cp + Co$$

$$CDU = 11.68 \text{ US\$/h} + 22.70 \text{ US\$/h} = 34.38 \text{ US\$/h}$$

- **Costo unitario total del volquete (CUV)**

Se reconoce un porcentaje en términos de utilidad del 10%

$$CUV = CDU + \text{Utilidad Costo Directo}$$

- Utilidad costo directo = 10% x CDU

$$\text{Utilidad costo directo} = 10\% \times 34.38 = 3.44 \text{ US\$/h}$$

$$\text{CUV} = 34.38 + 3.44 = 37.82 \text{ US\$/h}$$

4.5.3. Rendimiento del equipo de transporte sin optimizar

Los materiales para transportar (estériles, metálicos) difieren en cuanto a peso y distancia a transportar por separado.

- Equipo usado: Volquete - marca "Volvo"
- Capacidad de 20 m³

- **Cálculo de cargado del volquete en volumen y tonelaje en mineral**

La capacidad real de 15 m³ de los volquetes para este estudio es un promedio de 18 muestras analizadas. El equipo de carguío es un Scoop de 6 yd³.

- Volumen cargado cucharón = 5.51 m³
- Tiempo de carguío (Scoop) = 2.50 min
- Con dos cucharones y medio el volumen = 13.78 m³
- Capacidad del volquete con el precio unitario = 37.5 TMH
- Tiempo de cargado = 2.50 min x 3 = 7.50 min

- **Cálculo del tiempo del ciclo de transporte y regreso del volquete**

Se escogió la cámara de carguío para desmonte en el nivel 1950 y en la rampa 579 y como destino de descarga la desmontera llamado Trapiche, Esta ruta tiene una distancia aproximada de 12750 metros. Se eligió como muestra los volquetes.

El cálculo del transporte de mineral se hizo a partir del control de tiempos de los volquetes destinados a la rampa 579 con una pendiente de 10 % en el nivel 1950. El punto de descarga es una planta concentradora.

- Velocidad de volquete cargado en interior mina es de 12 km/h
- Velocidad de volquete de retorno vacío - interior mina es de 14 km/h
- Tiempo de transporte o acarreo a la concentradora.

$$T = \frac{12750}{12 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 63.75 \text{ min}$$

- Tiempo del volquete de retorno vacío - interior mina es de 14 km/h

$$T = \frac{12750}{14 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 54.64 \text{ min}$$

- Tiempo de carguío = 7.50 min
 - Transporte a planta (cargado) = 63.75 min
 - Tiempo de descarga = 2.50 min
 - Tiempo de regreso (vacío) = 54.64 min
 - Tiempos imprevistos = 14.00 min (cronometrado en campo)
- Tiempo total de ciclo = 142.39 min = 2.37 h

- **Tiempos utilizados (cronometrado en campo)**

- Tiempo disponible diario = 10.00 h
- Ingresos y salidas = 0.70 h
- Chequeo de maquina = 0.70 h
- Tiempo efectivo diario = 10.00 h – (0.70 + 0.70) h
- Tiempo efectivo diario = 8.6 h
- N° de viajes = 8.6 h / 2.37 h = 3.63 viajes
- Producción diaria de transporte de mineral del volquete: 37.50 TMH x 3.63 = 136.13 TMH

- **Cálculo de cargado del camión en volumen y tonelaje en desmonte**

- Equipo Scoop LHD de 9 yd³.
- Volumen cargador cucharón = 5.53 m³
- Tiempo de carguío (Scoop) = 2.52 min
- Con dos cucharones y medio el volumen = 13.83 m³
- Capacidad del volquete = 37.00 TMH

- Tiempo de cargado = 2.52 min x 3 = 7.56 min

- **Cálculo del tiempo del ciclo de transporte y regreso del volquete**

Se eligió carguío una cámara para desmonte en el nivel 1950 y la rampa 579 y como destino de descarga la desmontera llamado Bella Unión. Esta ruta tiene una distancia aproximada de 12.9 km. Se tiene como muestra los volquetes.

- Velocidad de transporte cargado promedio = 13 Km/h
- Tiempo de transporte cargado a la desmontera.

$$T = \frac{12900}{13 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 59.54 \text{ min}$$

- Velocidad de transporte cargado promedio = 12 Km/hr
- Tiempo de transporte cargado a la desmontera.

$$T = \frac{12900}{14 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 55.29 \text{ min}$$

- Tiempo de carguío = 7.56 min
 - Transporte a planta (cargado) = 59.54 min
 - Tiempo de descarga = 2.40 min
 - Tiempo de regreso (vacío) = 55.29 min
 - Tiempos imprevistos = 14.00 min (cronometrado en campo)
- Tiempo total de ciclo = 138.79 min = 2.31 h

- **Tiempos utilizados (cronometrado en campo)**

Tiempo disponible diario = 10.00 h

- Ingresos y salidas = 0.70 h
- Chequeo de maquina = 0.70 h
- Tiempo efectivo diario = 8.6 h
- N° de viajes = 8.6 h / 2.31 h = 3.72 viajes.

- Producción diaria de transporte de mineral del volquete: $37.50 \text{ TMH} \times 3.72 = 137.64 \text{ TMH}$

4.5.4. Parámetros para el cálculo del precio unitario de transporte de mineral.

- **Velocidad**

- Velocidad volquete cargado = 12 km/h
- Velocidad volquete vacío = 14 km/h

- **Peso específico del material**

- Mineral in situ = 3.86 Tn/m^3
- Desmante in situ = 3.28 Tn/m^3
- Mineral Roto = 2.76 Tn/m^3
- Desmante Roto = 2.36 Tn/m^3

- **Capacidad de carga**

- Transporte de mineral = 37.50 TMH/volquete
- Transporte de desmante = 37.00 TMH/volquete

- **Costos Incurridos**

- Costo de volquete = 38.56 US\$/h

- **Tiempos utilizados**

- Tiempo disponible diario = 10.00 h
- Demoras diarias = 1.0 h
- Ingreso y salida = 0.70 h
- Chequeo de equipo = 0.70

Tiempo efectivo diario = $10.00 - 1.0 = 9.0 \text{ h}$

Tiempo por pérdida de operación = 24.90 min

- Tiempo de carguío (Scoop) = 7.50 min
- Tiempo de descarga = 2.4 min
- Demoras (imprevistos) = 15.00 min

4.6. Cálculo de los precios unitarios

4.6.1. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de mineral de la rampa 579 en el nivel 1950

- **Distancia**

- Distancia cargada = 12750 m
- Distancia vacía = 12750

- **Capacidad de carga de los volquetes**

- Transporte de Mineral = 37.50 TMH/volquete

- **Velocidad de recorrido**

- Velocidad volquete cargado = 12 km/hr = 200 m/min
- Velocidad volquete vacío = 14 km/hr = 233.33 m/min

- **Tiempo total del ciclo**

- Tiempo por perdida de operación = 24.90 min.
- Tiempo cargado = $(12750 \text{ m}) / (200 \text{ m/min}) = 63.75 \text{ min}$
- Tiempo vacío = $(12750 \text{ m}) / (233.33 \text{ m/min}) = 54.64 \text{ min}$
- Tiempo total del ciclo = $24.90 + 63.75 + 54.64$ Tiempo total del ciclo = 143.29 min

- **Costo del Volquete**

- Costo total del volquete = 38.56 US\$/h x 9 h
- Costo total del volquete = 347.04 US\$/h

- **Número de viajes**

Total de viajes = $(9 \times 60 \text{ min}) / 143.29 \text{ min} = 3.77 \text{ viajes.}$

- **Producción del volquete**

Producción = Transporte de mineral del volquete x Número de viajes

Producción = 37.50 TMH x 3.77 = 141.38 TMH

- **Costo unitario**

Costo unitario = Costo del volquete / Producción del volquete

Costo unitario = 347.04 US\$ / 141.38 TMH

Costo unitario = 2.45 US\$/TMH

4.6.2. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de desmonte de la rampa 579 en el nivel 1950 hacia Bella Unión

- **Distancia**

- Distancia cargada = 12900 m

- Distancia vacía = 12900 m

- **Capacidad de carga real**

- Transporte de Desmonte = 37.00 TMH/volquete

- **Velocidad de recorrido**

- Velocidad volquete cargado = 13 km/h = 216.67 m/min

- Velocidad volquete vacío = 14 km/h = 233.33 m/min

- **Tiempo total del ciclo**

- Tiempo por pérdida de operación = 25.06 min.

- Tiempo cargado = (12900 m) / (216.67 m/min) = 59.54 min

- Tiempo vacío = (12900 m) / (233.33 m/min) = 55.29 min

- Tiempo total del ciclo = 25.06 + 59.54 + 55.29

- Tiempo total del ciclo = 139.89 min

- **Costo del volquete**

- Costo total del volquete = 38.56 US\$/hr x 9 hr Costo total del volquete = 47.04 US\$/h

- **Número de viajes**

- Total de viajes = $(9 \times 60 \text{ min}) / 139.89 \text{ min} = 3.86 \text{ viajes}$

- **Producción del volquete**

Producción = Transporte de desmonte del volquete x Número de viajes

Producción = $37.00 \text{ TMH} \times 3.86 = 142.82 \text{ TMH}$

- **Costo unitario**

Costo unitario = Costo del volquete / Producción del volquete

Costo unitario = $347.04 \text{ US\$} / 142.82 \text{ TMH}$

Costo unitario = $2.43 \text{ US\$/TMH}$

4.7. Determinación del costo optimizado unitario del equipo de transporte (volquete)

Datos del equipo:

- Equipo: Volquete ($20m^3$)
- Marca: Volvo
- Modelo: MX 6x4 Año:2019

La maquinaria solo transporta exclusivamente mineral al interior de mina hacia el pique en el nivel 1700 y lo transporta a la superficie.

La capacidad real de los volquetes es de 39 TMH, la capacidad de mineral hasta $9.50 m^3$ y $12.00 m^3$ de desecho, esto se realiza para proteger los diversos componentes del vehículo como: resortes, amortiguadores, llantas, entre otros.

- **Cálculo de cargado del volquete en volumen y tonelaje en mineral**

La capacidad real de $15 m^3$ de los volquetes para este estudio es un promedio de 18 muestras analizadas. El equipo de carguío es un Scoop de $9 yd^3$.

- Volumen cargado cucharón = $5.51 m^3$
- Tiempo de carguío (Scoop) = 2.35 min

- Con dos cucharones y medio el volumen = 13.78 m^3
- Capacidad del volquete = $13.78 \text{ m}^3 \times 2.76 \text{ t/m}^3$
- Capacidad del volquete = 38.03 TMH
- Tiempo de cargado = $2.35 \text{ min} \times 3 = 7.05 \text{ min}$

- **Cálculo del tiempo del ciclo de transporte y regreso del volquete**

Se escogió la cámara de carguío para desmonte en el nivel 1950 y en la rampa 579 y como destino de descarga la desmontera llamado Trapiche, Esta ruta tiene una distancia aproximada de 12300 metros. Se eligió como muestra los volquetes (Volvo CN-424).

El cálculo del transporte de mineral se hizo a partir del control de tiempos de los volquetes destinados a la rampa 579 con una pendiente de 12% en el nivel 1950. El punto de descarga es una planta concentradora.

- Peso neto = 30.2 t
- Peso tara = 17 t
- Peso total del volquete = 47.2 t
- Resistencia del terreno (Rt):

Resistencia a la fricción de rodadura (Rr) = 4.5 % Resistencia a la pendiente (Rp) = 12 %

$$Rt = Rr + Rp$$

$$Rt = 4.5\% + 12\% = 16.5 \%$$

- Velocidad de volquete cargado máximo en interior mina es de 27 km/h, con una velocidad promedio de 13.4 km/h.
- Velocidad de volquete de retorno vacío - interior mina se considera solo el peso de tara del volquete y en la resistencia del terreno será una diferencia entre Rp y Rr dando un 8.5 %. Se obtuvo una velocidad máxima de 30 km/h, con una velocidad promedio calculado como $30 \times 0.51 = 15.5 \text{ km/h}$.

- Tiempo de transporte o acarreo a la concentradora.

$$T = \frac{12300}{13.4 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 55.07 \text{ min}$$

- Tiempo del volquete de retorno vacío - interior mina es de 14 km/hr.

$$T = \frac{12300}{15.5 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 47.61 \text{ min}$$

- Tiempo de carguío = 7.05 min
 - Transporte a planta (cargado) = 55.07 min
 - Tiempo de descarga = 2.00 min
 - Tiempo de regreso (vacío) = 47.61 min
 - Tiempos imprevistos = 14.00 min (cronometrado en campo)
- Tiempo total de ciclo = 125.73 min = 2.10 h

- **Tiempos utilizados (cronometrado en campo)**

- Tiempo disponible diario = 10.00 h
- Ingresos y salidas = 0.70 h
- Chequeo de maquina = 0.70 h
- Tiempo efectivo diario = 10.00 h – (0.70 + 0.70) h
- Tiempo efectivo diario = 8.6 h
- N° de viajes = 8.6 h / 2.10 h = 4.10 viajes.
- Producción diaria de transporte de mineral del volquete: 38.03 TMH x 4.10 = 155.92 TMH

- **Cálculo de cargado del camión en volumen y tonelaje en desmonte**

- Equipo Scoop LHD de 9 yd^3 .
- Volumen cargador cucharón = 5.51 m^3
- Tiempo de carguío (Scoop) = 2.35 min

- Con 3 cucharones el volumen = 16.53 m^3
- Capacidad del volquete = $16.53 \text{ m}^3 \times 2.36 \text{ t/m}^3$ (densidad de desmonte)
- Capacidad del volquete = 39.01
- Tiempo de cargado = $2.35 \text{ min} \times 3 = 7.05 \text{ min}$

- **Cálculo del tiempo del ciclo de transporte y regreso del volquete**

Esta ruta tiene una distancia aproximada de 12.8 kilómetros después de realizar una nueva medición. Se eligió como muestra los volquetes (Volvo CN-424).

- Peso neto = 30.2 t
- Peso tara = 17 t
- Peso total del volquete = 47.2 t
- Resistencia del terreno (Rt):
Resistencia a la fricción de rodadura (Rr) = 4.5 %
Resistencia a la pendiente (Rp) = 12%

$$Rt = Rr + Rp$$

$$Rt = 4.5 \% + 12 \% = 16.5 \%$$

- Velocidad de volquete cargado máximo en interior mina es de 26.5 km/h, con una velocidad promedio de 13.2 km/h.
- Velocidad de volquete de retorno vacío - interior mina se considera solo el peso de tara del volquete y en la resistencia del terreno será una diferencia entre Rp y Rr dando un 8.5 %. Se obtuvo una velocidad máxima de 29.8 km/h, con una velocidad promedio calculado como $29.8 \times 0.51 = 15.2 \text{ km/h}$.
- Tiempo de transporte o acarreo a la concentradora.

$$T = \frac{12800}{13.2 \times \frac{\text{km}}{\text{hr}} \times \frac{1000}{60}} = 58.18 \text{ min}$$

- Tiempo de transporte cargado a la desmontera.

$$T = \frac{12800}{15.2 \times \frac{km}{hr} \times \frac{1000}{60}} = 50.53 \text{ min}$$

- Tiempo de carguío = 7.05 min
 - Transporte a planta (cargado) = 58.18 min
 - Tiempo de descarga = 2.00 min
 - Tiempo de regreso (vacío) = 50.53 min
 - Tiempos imprevistos = 14.00 min (cronometrado en campo)
- Tiempo total de ciclo = 131.76 min = 2.20 h

- **Tiempos utilizados (cronometrado en campo)**

- Tiempo disponible diario = 10.00 h
- Ingresos y salidas = 0.70 h
- Chequeo de maquina = 0.70 h
- Tiempo efectivo diario = 8.6 h
- N° de viajes = 8.6 h / 2.20 h = 3.91 viajes.
- Producción diaria de transporte de mineral del volquete: 39.01 TMH x 3.91 = 152.53 TMH

4.7.1. Parámetros para el cálculo del precio unitario de transporte de mineral optimizado.

- **Velocidad**

- Velocidad volquete cargado = 13.4 km/h
- Velocidad volquete vacío = 15.5 km/h

- **Peso específico del material**

- Mineral in situ = 3.86 t/m³
- Desmonte in situ = 3.28 t/m³
- Mineral Roto = 2.76 t/m³
- Desmonte Roto = 2.36 t/m³

- **Capacidad de carga**

- Transporte de mineral = 38.03 TMH/volquete
- Transporte de desmonte = 39.01 TMH/volquete

- **Costos Incurridos**

- Costo de volquete = 38.56 US\$/h

- **Tiempos utilizados**

Tiempo disponible diario = 10.00 h

- Demoras diarias = 1.0 h
- Ingreso y salida = 0.70 h
- Chequeo de equipo = 0.70 h

Tiempo Efectivo Diario = 10.00 – 1.0 = 9.0 h

Tiempo por perdida de operación = 24.90 min

- Tiempo de carguío (Scoop) = 7.05 min
- Tiempo de descarga = 2.00 min
- Demoras (imprevistos) = 15.00 min

4.8. Cálculo de los precios unitarios optimizados

4.8.1. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de mineral de la rampa 579 en el nivel 1950

- **Distancia**

- Distancia cargada = 12300 m
- Distancia vacía = 12300

- **Capacidad de carga de los volquetes**

- Transporte de Mineral = 38.03 TMH/volquete

- **Velocidad de recorrido**

- Velocidad volquete cargado = 13.4 km/h = 224 m/min
- Velocidad volquete vacío = 15.5 km/h = 258.19 m/min

- **Tiempo total del ciclo**

- Tiempo por pérdida de operación = 24.90 min.
- Tiempo cargado = $(12300 \text{ m}) / (224 \text{ m/min}) = 54.81 \text{ min}$
- Tiempo vacío = $(12300 \text{ m}) / (258.19 \text{ m/min}) = 47.64 \text{ min}$
- Tiempo total del ciclo = $24.90 + 61.50 + 53.48$ Tiempo total del ciclo = 127.35 min

- **Costo del volquete**

- Costo total del volquete = $38.56 \text{ US\$/h} \times 9 \text{ h}$
- Costo total del volquete = 347.04 US\$/h

- **Número de viajes**

Total de viajes = $(9 \times 60 \text{ min}) / 127.35 \text{ min} = 4.24 \text{ viajes.}$

- **Producción del volquete**

Producción = Transporte de mineral del volquete x Número de viajes

Producción = $38.03 \text{ TMH} \times 4.24 = 161.25 \text{ TMH}$

- **Costo unitario**

Costo unitario = Costo del volquete / Producción del volquete

Costo unitario = $347.04 \text{ US\$} / 161.41 \text{ TMH}$

Costo unitario = 2.15 US\$/TMH

4.8.2. Cálculo del precio unitario para la ruta de transporte de desmonte de la rampa 579 en el nivel 1450 hacia Bella Unión

- **Distancia**

- Distancia cargada = 12800 m
- Distancia vacía = 12800 m

- **Capacidad de carga real**

- Transporte de Desmonte = 39.01 TMH/volquete

- **Velocidad de recorrido**

- Velocidad volquete cargado = 13.2 km/hr = 200 m/min
- Velocidad volquete vacío = 15.2 km/hr = 230 m/min

- **Tiempo total del ciclo**

- Tiempo por pérdida de operación = 25.06 min.
- Tiempo cargado = $(12800 \text{ m}) / (219.63 \text{ m/min}) = 58.28 \text{ min}$
- Tiempo vacío = $(12800 \text{ m}) / (252.66 \text{ m/min}) = 50.66 \text{ min}$
- Tiempo total del ciclo = 25.06 + 64.00 + 55.65 Tiempo total del ciclo = 134 min

- **Costo del volquete**

- Costo total del volquete = 38.56 US\$/h x 9 h
- Costo total del volquete = 347.04 US\$/h

- **Número de viajes**

- Total de viajes = $(9 \times 60 \text{ min}) / 134 \text{ min} = 4.03 \text{ viajes}$

- **Producción del volquete**

Producción = Transporte de desmonte del volquete x Número de viajes

Producción = 39.01 TMH x 4.03 = 157.03 TMH

- **Costo unitario**

Costo unitario = Costo del volquete / Producción del volquete

Costo unitario = 347.04 US\$ / 157.03 TMH

Costo unitario = 2.21 US\$/TMH

4.9. Cuadros comparativos de precios de unitarios del uso de volquetes

Tabla 16. Precio unitario en el transporte de mineral

TRANSPORTE DE MINERAL		
	Sin optimizar	optimizado
distancia de ida (m)	12750	12300
distancia de vuelta (m)	12750	12300
capacidad (t)	37.5	38.03
velocidad cargado (km/h)	12	13.4
velocidad vacío (km/h)	14	15.5
tiempo cargado (min)	63.75	55.07
tiempo vacío (min)	54.64	47.61
tiempo carguío (min)	7.5	7.05
tiempo descarga (min)	2.5	2
tiempos imprevistos (min)	14	14
tiempo total (horas)	2.38	2.15
número de viajes	3.77	4.24
Producción (t/h)	136.13	161.41
P.U (\$/t)	2.45	2.15

Tabla 17. Precio unitario en el transporte de mineral

TRANSPORTE DE DESMONTE		
	Sin optimizar	optimizado
distancia de ida (m)	12300	12800
distancia de vuelta (m)	12300	12800
capacidad (t)	37	39.01
velocidad cargado (km/h)	13	13.2
velocidad vacío (km/h)	14	15.2
tiempo cargado (min)	59.54	58.28
tiempo vacío (min)	55.29	50.66
tiempo carguío (min)	7.56	7.05
tiempo descarga (min)	2.4	2
tiempos imprevistos (min)	14	14
tiempo total (horas)	2.33	2.23
número de viajes	3.86	4.03
Producción (t/h)	142.82	157.03
P.U (\$/t)	2.43	2.21

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones

1. Con la introducción de nuevos equipos mecanizados se ha mejorado el costo unitario y el ciclo de transporte y transporte, conociendo el ciclo de transporte y transporte de minerales se puede calcular la cantidad de equipos requeridos al menor costo unitario. Maximice el rendimiento del transporte y envío para reducir los costos.
2. Rutas de transporte, designación de taludes y curvas, construcción de espacios de carga, si las aplicamos a las rutas de volquetes cargados y vacíos, son factores importantes para tener en cuenta al momento de planificar y/o mejorar rutas, de esta vía el costo de transporte, combustible, neumáticos, entre otros.
3. Los costos unitarios para el transporte del tajo 479 al concentrador de mineral se reducen de \$2.45/t a \$2.15/t y de \$2.43/t para el desmonte a \$2.21/t. Las cargas de asentamiento se redujeron en un 12 %. Los ciclos de acarreo con palas y transporte de material con volquetes son los que más tiempo consumen, pero el tiempo para completar estos pasos depende de la

distancia y la velocidad. Para reducir el tiempo de ciclo, se debe aumentar la velocidad de la máquina, pero eso requiere que el camino esté en buenas condiciones, que la maquinaria esté en buenas condiciones y que el operador sea hábil.

4. Un ciclo completo de operación es aquel que incluye el movimiento del volquete, ya que el volquete suele estar involucrado en todas las fases de la operación, es decir: puesta a trabajar del equipo, carga, transporte de minerales, espera de descarga y regreso. Vacíe el equipo por lo que el análisis debe realizarse con el *scoop LHD*. Las operaciones de transporte y carga se dividen en las siguientes fases: transporte, operaciones de descarga y operaciones de carga.
5. Se ha logrado optimizar la eficiencia y productividad del *scooptram*. Se ha mejorado de un 113 t/h a 120.54 t/h, lo que representa un incrementado de 8 %.
6. La conclusión de este trabajo de investigación es que, al controlar mejor el ciclo y el tiempo de transporte y transporte de materiales, se pueden establecer tiempos óptimos, por ejemplo: 1450, tiempo de limpieza de la rampa 579, también se reduce el tiempo de operación de carga de 2,10 minutos. Se optimizó el tiempo de retorno de carga de 1,75 min a 1,62 min a 1,91 min a una distancia de 150 m. Cabe señalar que el rendimiento de la técnica de remolque se reduce por encima de los 200 m.

Recomendaciones

1. Se recomienda a la empresa especializada y áreas de mantenimiento implementar un programa de mantenimiento para evitar paradas de producción por falta de llantas, falta de repuestos, falta de lubricación, desgaste de componentes comunes, rotura de resortes, etc. La capacitación en manejo defensivo para los operadores ayudará a que los camiones de volteo se mantengan en buena forma.
2. Los resultados son buenos, aún hay mucho espacio para mejorar los controles, métricas, procesos, procedimientos, no quedarse en la barra, sino seguir mejorando continuamente en base a un plan y evaluando constantemente a través de la retroalimentación, estos cálculos se consideran experiencia pasada.
3. Para evitar que la tripulación se detenga inesperadamente, el operador debe informar el estado de los turnos de salida y entrada, y el área donde está trabajando la tripulación debe estar bien ventilada (> 23,5% de oxígeno) para garantizar buenas condiciones de trabajo. el rendimiento del equipo.
4. Con el fin de optimizar el costo del transporte y la unidad de transporte, se recomienda proporcionar puntos precisos de minado y limpieza en el área de minado y permitir que el equipo de carga llegue en el momento exacto para evitar pérdidas de tiempo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BALDEÓN, Zoila. Gestión de las Operaciones de Transporte y Acarreo para el Incremento de la Productividad en Cía. Condestable S.A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima - Perú: Pontificia Universidad Católica del Perú, 2011, 103 pp.
2. MARTÍNEZ, Brandy. Incremento de producción a partir de la gestión del tiempo en el transporte de mineral en el sector Nicole, Concesión Minera Esperanza II, Empresa Minera Minecsa, Zaruma – Ecuador. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Trujillo – Perú: Universidad Nacional de Trujillo, 2016, 73 pp.
3. ZAPATA, Mónica. Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo. Tesis (Título de Ingeniero Industrial). Lima – Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2003, 87 pp.
4. JÁUREGUI, Oscar. Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima - Perú: Pontificia Universidad Católica del Perú, 2009, 106 pp.
5. VELARDE, Stive. Optimización de costos unitarios de las operaciones mineras subterráneas lineales en la mina Tambomayo CIA Buenaventura. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Puno – Perú: Universidad Nacional del Altiplano, 2017, 95 pp.

ANEXOS

Tipo de Cambio 3.85 Soles/US\$							
Item	Descripción	Unidad	Cant.	Remuneración (Soles/día)	Remuneración (US\$/día)	Benef. Sociales (%)	Total (US\$/día)
1	OB R E R O S						
1.01	Operador de Volquetes	Jornal	1	100	25,97	108,35%	54,11

Item	Descripción	Unidad	Cant.	Costo Unit. (US\$/und)	Vida Util (días)	COSTO TOTAL (US\$/guardia)			
						Obreiro de Operación	Empleado de Operación	Empleado de Superficie	Empleado Administrativo
2 ELEMENTOS DE PROTECCION PERSONAL									
2.01	Casco tipo sombrero	Pza.	0	11,7	720				
2.02	Casco tipo jockey c/porta lampara	Pza.	1	16,2	720	0,02	0,02	0,02	0,02
2.03	Taflete de proteccion	Pza.	1	6,29	540	0,01	0,01	0,01	0,01
2.04	Barbiquejo	Pza.	1	0,5	60	0,01	0,01	0,01	0,01
2.05	Tapón de oídos	Pza.	1	1,31	45	0,03	0,03		
2.06	Lentes de seguridad	Pza.	1	8,32	30	0,28	0,28		
2.07	Respirador MSA / SEKUR	Pza.	1	24,73	60	0,41	0,41		
2.08	Cartucho para respirador Socavon	Par	1	4,58	7	0,65	0,65		
2.09	Cartucho para respirador Superficie	Par	1	7,13	14	0,51	0,51	0,51	0,51
2.10	Mameluco de trabajo	Pza.	2	32,95	365	0,24	0,18	0,18	0,18
2.11	Guantes de badana	Par	1	3,77	15	0,25	0,25		
2.12	Saco de jebe	Pza.	0	9	45				
2.13	Pantalón de jebe	Pza.	0	8,3	45				
2.14	Correa de seguridad	Pza.	1	4,37	360	0,01	0,01		
2.15	Botas de jebe	Par	1	19,48	180	0,11	0,11		
2.16	Zapatos de seguridad	Par	1	22,85	365	0,06	0,06	0,06	0,06
2.17	ARNES Talla L	Pza.	0	50,66	365				
2.18	Capotin	Pza.	0	10	90				
2.19	Guantes Neoprene 10"	Par	1	6	15	0,4	0,4		
COSTO TOTAL (US\$/Tarea)						3,04	2,94	0,79	0,79

Item	Descripción	Unidad	Cant.	Costo Unit. (US\$/und)	Vida Util (días)	Obrero de Operación	Empleado de Operación	Empleado de Superficie
3	HERRAMIENTAS							
3.01	Lampa Minera	Pza.	1	10.21	360	0.03	0.03	0.03
3.02	Pico	Pza.	1	8.07	360	0.02	0.02	0.02
3.03	Barretilla Hexagonal de 4'	Pza.	1	7.7	30	0.26		
3.04	Barretilla Hexagonal de 6'	Pza.	1	8.8	30	0.29		
3.05	Barretilla Hexagonal de 8'	Pza.	1	13.2	30	0.55		
3.06	Comba de 6 Lb	Pza.	1	24.09	180	0.13		
3.07	Llave Francesa de 10"	Pza.	1	20.46	360	0.06		
3.08	Flexometro de 5 m	Pza.	1	3.76	180	0.02	0.02	0.02
3.09	Pintura Spray de 1/8 galón color rojo	Gal	5	1.97	30	0.33		
COSTO TOTAL (US\$/Tarea)						1.69	0.07	0.07

Item	Descripción	Unidad	Cant.	Costo Unit. (US\$)	Vida Util (días)	Costo Unit. (US\$)
5.00 LAMPARAS MINERAS						
5.01	Lampara Minera	Pza	1	72	360	0.2
5.02	Radio de Comunicaciones	Pza		0	0	
						0.2

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Costo Unit. (US\$)	Vida Util (Meses)	Costo Parcial (US\$/mes)
1	Materiales					
	Conos de seguridad	Pza.	2	22.73	6	7.86
	Linternas	Pza.	1	7.66	3	2.89
	Neblineros	Pza.	2	50	3	33.33
	Señalizaciones	Pza.	6	8	3	16.48
	Cinta de Seguridad reflect	Pza.	6	2.32	6	2.57
	Maletin Basico	Pzas	1	58.42	6	9.74
	Herramientas varias	Pzas	1	100	6	16.67
Costo Total Mes (US\$/mes)						89.54
Costo Unitario Total (US\$/hr)						0.19