

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



TESIS

**IMPLEMENTACIÓN DE “REMOLCADOR ELECTRICO” PARA EL
MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL EN
MINERA KORY T’IKA CEP 34, APURÍMAC**

PRESENTADO POR:

Br. ANTHONY TUMBILLO PERALTA

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

ASESOR:

Mgt. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

El que suscribe, el Asesor Mgt. Raimundo Molina Delgado
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: IMPLEMENTACIÓN DE
"REMOLCADOR ELÉCTRICO" PARA EL MEJORAMIENTO
DE CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL EN
MINERA KORY T'IKA CEP 34, APURÍMAC

Presentado por: Anthony Tumbillo Peralta DNI N° 72093638 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de Ingeniero de
Minas.

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10 %.

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

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

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

Cusco, 15 de enero de 2026

[Firma]
.....
Firma

Post firma Mgt. Raimundo Molina Delgado

Nro. de DNI 23912083

ORCID del Asesor 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:546352288

Anthony Tumbillo Peralta

IMPLEMENTACIÓN DE “REMOLCADOR ELÉCTRICO” PARA EL MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACARREO DE MINERAL EN ...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:546352288

157 páginas

Fecha de entrega

15 ene 2026, 1:13 a.m. GMT-5

23.802 palabras

125.954 caracteres

Fecha de descarga

15 ene 2026, 7:25 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

IMPLEMENTACIÓN DE “REMOLCADOR ELÉCTRICO” PARA EL MEJORAMIENTO DE CARGUIO Y ACA....docx

Tamaño del archivo

16.4 MB

10% Similitud general

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

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 8 palabras)
- ▶ Trabajos entregados

Exclusiones

- ▶ N.º de fuente excluida
- ▶ N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 3%  Publicaciones
- 0%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

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

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

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

DEDICATORIA

A Dios

Por darme la fuerza constante para seguir adelante en mi carrera profesional de ingeniería de minas, ya que en ningún momento me dejó caer y siempre pude levantarme en todos los tropiezos y malos momentos que me dio la vida.

A mi padre Valentín Tumbillo Huisa Q.E.P.D. (†)

Sé que desde el cielo me miras orgulloso y feliz porque estoy cumpliendo una meta importante en la vida, gracias por todo tu esfuerzo y por haberme brindado todo tu apoyo hasta tus últimos días aquí en la tierra.

A mi madre Cipriana Peralta Almanza

Por ser el motivo principal de todos mis sueños, por enseñarme los principios y valores que me han servido sin duda en mi vida, también por su apoyo y amor incondicional a lo largo de mi carrera universitaria.

A mis hermanos Paulo, María y Ana Tumbillo Peralta

Por haber estado siempre presentes motivándome y apoyándome constantemente para lograr este gran objetivo en mi vida profesional.

Y a todas las personas que formaron parte de mi desarrollo personal como profesional.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a mi querida alma mater Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, a mis docentes por haberme inculcado los conocimientos necesarios para desenvolverse profesionalmente en el mundo laboral.

A mi querida familia por su apoyo incondicional en las situaciones buenas y malas a lo largo de toda mi carrera universitaria.

A mi asesor Mgt. Raimundo Molina Delgado por haberme apoyado con sus conocimientos en la construcción de este proyecto de investigación.

Anthony Tumbillo Peralta

RESUMEN

El presente estudio titulado “Implementación de Remolcador eléctrico para el mejoramiento de carguío y acarreo de mineral en minera Kory T’ika CEP 34, Apurímac”, que corresponde a una investigación de tipo aplicativo, con nivel correlacional, enfoque cuantitativo y diseño no experimental. Cuyo objetivo principal fue evaluar el efecto de la implantación de un remolcador eléctrico en el desempeño del sistema de carguío y acarreo de mineral en la Unidad Minera Kory T’ika CEP 34; iniciando con el diagnóstico de los principales problemas que existen antes de la implementación del remolcador eléctrico, los cuales tienen un reflejo adverso en la productividad, y altos costos operativos. Se estudian las condiciones geomecánicas de labor angosta, también se pone en conocimiento las dificultades de implementar soluciones comunes como locomotoras, los cuales son dificultosas debido a su alto costo inicial y las limitaciones dimensionales. Con la implementación del remolcador eléctrico se consigue la mejora del proceso de carguío y acarreo, decidiendo implantar el remolcador eléctrico modelo DPERMEK 130; mejorando la productividad, dando a conocer que con equipo tradicional la producción horaria era de 2,34 TM/h y actualmente con la implementación de un nuevo equipo la producción horaria es de 4,45 TM/h, así mismo se disminuye los costos de producción, consiguiendo un ahorro de 0,24 USD/TM. Los resultados obtenidos de este estudio nos permitirán hacer una propuesta de acarreo más eficiente y a su vez sostenible y económico, contribuyendo de esta forma en los procesos productivos de minería a pequeña escala.

Palabras clave: Sistema de carguío y acarreo, Costos, Producción, Productividad.

ABSTRACT

This study, entitled “Implementation of an Electric Tug for the Improvement of Ore Loading and Hauling at the Kory T’ika CEP 34 Mine, Apurimac,” is an applied research project with a correlational level, a quantitative approach, and a non-experimental design. Its main objective was to evaluate the effect of implementing an electric tug on the performance of the ore loading and hauling system at the Kory T’ika CEP 34 Mining Unit. The study began with a diagnosis of the main problems existing before the electric tug's implementation, which adversely affect productivity and result in high operating costs. The geomechanical conditions of the narrow workings are examined, and the difficulties of implementing common solutions such as locomotives are also highlighted, as these are problematic due to their high initial cost and dimensional limitations.

The implementation of an electric tugboat has improved the loading and hauling process. The DPERMEK 130 electric tugboat was chosen, resulting in increased productivity. With traditional equipment, hourly production was 2.34 metric tons per hour (MT/h), while with the new equipment, it has reached 4.45 MT/h. Production costs have also decreased, achieving savings of USD 0.24 per MT. The results of this study will allow us to propose a more efficient, sustainable, and economical hauling system, thus contributing to the production processes of small-scale mining.

Keywords: Loading and hauling system, Costs, Production, Productivity.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT.....	v
INTRODUCCIÓN	xi
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Situación problemática.....	1
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Problema general	3
1.2.2. Problemas específicos.....	3
1.3. Objetivos	4
1.3.1. Objetivo general.....	4
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación de la investigación.....	4
1.5. Delimitación de la investigación	5
1.5.1. Delimitación temporal	5
1.5.2. Delimitación espacial.....	6
1.6. Hipótesis.....	6
1.6.1. Hipótesis general.....	6

1.6.2.	Hipótesis específico	6
1.7.	Variables de la investigación.....	7
1.7.1.	Variables dependientes	7
1.7.2.	Variables independientes	7
1.8.	Matriz de operacionalización	7
CAPITULO II		8
MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL		8
2.1.	Antecedentes de la investigación	8
2.1.1.	Antecedentes internacionales	8
2.1.2.	Antecedentes nacionales.....	9
2.3.	Bases teórico-científicas.....	10
2.3.1.	Transporte y acarreo en minería subterránea de pequeña y mediana escala.....	10
2.3.2.	Selección de equipos de transporte y acarreo	14
2.3.3.	Métodos de selección de equipos.....	15
2.3.4.	Condiciones geomecánicas y topografía que influyen en la selección de equipos.	15
2.3.5.	Dimensionamiento de labores subterráneas	16
2.3.6.	Dimensionamiento de ductos de ventilación	18
2.3.7.	Estudio de tiempos.....	23
2.3.8.	Productividad	26
2.3.9.	Productividad teórica (TM/hr)	26
2.3.10.	Productividad promedio.....	27
2.3.11.	Productividad máxima	27
2.3.12.	Factores que influyen en la productividad.....	28

2.3.13. Generalidades de costo	30
2.3.14. Clasificación de costo	31
2.3.15. Determinación de costos de posesión y operación	32
2.3.16. Costos de posesión.....	33
2.3.17. Costos de operación	35
2.3.18. Métodos de evaluación económica	36
2.4. Definición de términos	37
CAPITULO III.....	39
METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	39
3.1. Tipo de investigación	39
3.2. Nivel de investigación.....	39
3.3. Enfoque de investigación	40
3.4. Diseño de investigación	40
3.5. Población y muestra	40
3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	40
3.6.1. Técnicas	40
3.5.2. Instrumentos y equipos.....	43
3.6. Técnicas de procesamiento de datos	43
3.7. Técnicas de análisis de datos.....	44
3.8. Identificación de las deficiencias del sistema actual de carguío y acarreo	44

3.9. Evaluación de las condiciones de la labor minera que influyen en la elección de un equipo de acarreo	46
3.9.1. Dimensiones de la labor minera	46
3.9.2. Tipo de energía disponible	53
3.9.3. Dimensionamiento de ductos de ventilación	54
3.9.3. Discriminación de equipos de acarreo	89
3.10. Análisis y evaluación técnico económico para la implementación de remolcador eléctrico	91
3.10.1. Análisis de parámetros técnicos de equipos de acarreo.....	91
3.10.2. Requerimiento operativo de personal	93
3.10.3. Estudio de tiempos en el ciclo de carguío y acarreo.....	94
3.10.4. Producción horaria de equipos de acarreo	103
3.10.5. Cumplimiento de metas de producción de equipos de acarreo	104
3.10.6. Determinación de costos horario de equipos	107
3.10.7. Costo unitario de producción.....	121
3.10.8. costo anual de producción (USD/año).....	121
CAPITULO IV.....	124
RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACION.....	124
4.1. Análisis de resultados.....	124
4.1.1. Deficiencias del sistema actual de carguío y acarreo.	124
4.1.2. Condiciones de la labor minera que influyen en el tipo de equipo.....	125
4.1.3. Evaluación de equipos de acarreo	126
4.1.4. Evaluación económica en base a costos unitarios y costo horario de equipos	126

4.1.1.2. Costo horario de equipos (USD/h)	127
4.2. Discusión de resultados.....	130
4.3. Aporte de la investigación.....	131
CONCLUSIONES	133
RECOMENDACIONES.....	134
BIBLIOGRAFÍA	135
ANEXOS	137

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 <i>Tabla de variables</i>	7
Tabla 2 <i>Etapas del ciclo de carguío y transporte</i>	23
Tabla 3 <i>Factores positivos y negativos que afectan la productividad</i>	28
Tabla 4 <i>El periodo de depreciación con respecto a la base legal de art. 39 del TUO de la Ley del Impuesto a la Renta.</i>	34
Tabla 5 <i>Tasa de interés activa promedio de mercado efectiva.</i>	34
Tabla 6 <i>Porcentajes de los mantenimientos y reparación de algunos equipos pesados en minería.</i>	35
Tabla 7 <i>Mapeo por tramos de clasificación geomecánica a través de RMR</i>	48
Tabla 8 <i>Sostenimiento a partir del índice RMR.</i>	49
Tabla 9 <i>Medida de tramos según calidad de macizo rocoso según RMR.</i>	50
Tabla 10 <i>Caudal mínimo por persona de acuerdo con escala (Art. 247 de RSSO).</i>	57
Tabla 11 <i>Personal y su requerimiento de caudal.</i>	58
Tabla 12 <i>Facto de producción para caudal por consumo de madera.</i>	59
Tabla 13 <i>Requerimiento de caudal de aire por consumo de madera.</i>	59
Tabla 14 <i>Escala para requerimiento de caudal por temperatura.</i>	60
Tabla 15 <i>Velocidad mínima requerida según norma.</i>	61
Tabla 16 <i>Resumen datos para cálculo de caudal por consumo de explosivos.</i>	62
Tabla 17 <i>Parámetros de cálculos de dimensionamiento de ductos de ventilación</i>	87
Tabla 18 <i>Selección de equipos para la adecuación a las condiciones de la labor minera</i>	90
Tabla 19 <i>Parámetros técnicos y costo de equipos de acarreo</i>	92
Tabla 20 <i>Requerimiento de personal y condiciones de trabajo para operar equipo.</i>	94

Tabla 21 <i>Estándar de velocidades de equipos mineros en minera Kory Ti'ika CEP 34.</i>	95
Tabla 22 <i>Estudio de tiempos de carguío y acarreo con coche minero Z20.</i>	96
Tabla 23 <i>Resumen de cálculo de tiempos para el ciclo del remolcador eléctrico.</i>	99
Tabla 24 <i>Cuadro comparativo de distribución promedio de tiempos operativos de equipos.</i> ...	100
Tabla 25 <i>Comparativo de distribución promedio total de tiempos de ambos sistemas de acarreo.</i>	102
Tabla 26 <i>Producción anual en TM de equipos de acarreo.</i>	106
Tabla 27 <i>Resumen del total de costos de posesión para el remolcador eléctrico (USD/h).</i>	109
Tabla 28 <i>Resumen del total de costos de posesión para el coche minero Z20(USD/h).</i>	111
Tabla 29 <i>Resumen del total de costos de operación para el remolcador eléctrico (USD/h).</i>	113
Tabla 30 <i>Resumen del total de costos de operación para el coche minero Z20 (USD/h).</i>	114
Tabla 31 <i>Resumen total de costo horario de posesión para el remolcador eléctrico + 4 coches mineros Z20.</i>	115
Tabla 32 <i>Resumen total de costo horario de operación para el remolcador eléctrico + 4 coches mineros Z20.</i>	116
Tabla 33 <i>Resumen de costos horarios de los sistemas de acarreo.</i>	117
Tabla 34 <i>Tiempos de cada sistema de acarreo (coche minero Z20 y remolcador eléctrico).</i>	118
Tabla 35 <i>Tiempos de cada sistema de acarreo para mover 4,5 TM de material.</i>	119
Tabla 36 <i>Costos de operación y posesión para mover 4,5 TM de materia por equipo.</i>	119
Tabla 37 <i>Costos y producción anual.</i>	122
Tabla 38 <i>Producción horaria de Equipos (TM/h).</i>	127
Tabla 39 <i>Costo horario de Equipos (USD/h)</i>	127
Tabla 40 <i>Análisis de costo unitario para mover 1 TM de material (USD/TM).</i>	128

Tabla 41 <i>Límites del área de intervención minera</i>	138
Tabla 42 <i>Coordenadas UTM de la concesión</i>	138
Tabla 43 <i>Accesibilidad a la unidad minera</i>	141
Tabla 44 <i>Reserva en el bloque esperanza 1.</i>	148
Tabla 45 <i>Reserva en el bloque esperanza 2.</i>	148

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 Locomotoras a Trolley IMIM LT-8.....	11
Ilustración 2 <i>Locomotoras a batería WR80 de 2 TN</i>	11
Ilustración 3 <i>Mini Dumper Eléctrico Fuente: Red Peruana de Ferreterías.</i>	12
Ilustración 4 <i>Remolcador Eléctrico con 3 llantas.</i>	13
Ilustración 5 <i>Remolcador eléctrico DSC – 6T cuatro llantas.</i>	13
Ilustración 6 <i>Carro minero Z20.</i>	14
Ilustración 7 <i>Detalle de la sección típica de una labor horizontal en gran minería.</i>	18
Ilustración 8 <i>Ancho útil de la labor horizontal en pequeña minería.</i>	18
Ilustración 9 <i>Factores influyentes en la productividad</i>	29
Ilustración 10 <i>Amento de productividad acorde a la tecnología.</i>	30
Ilustración 11 <i>Distribución de costos de posesión y operación</i>	32
Ilustración 12 <i>Formato de recolección de datos de tiempos.</i>	43
Ilustración 13 <i>Clasificación geomecánica según RMR.</i>	47
Ilustración 14 <i>Estándar de sostenimiento con cuadros de madera en la cortada Esperanza.</i>	51
Ilustración 15 <i>Plano de dimensionamiento óptimo de equipos y ductos de ventilación en la labor minera Kory T'ika CEP34.</i>	88
Ilustración 16 <i>Gráfico comparativo de distribución promedio de tiempos operativos para mover 4,5 TM.</i>	101
Ilustración 17 <i>Tiempo promedio total comparativo en base a la capacidad del remolcador eléctrico (4,5TM).</i>	102

Ilustración 18 <i>Producción horaria de equipos de acarreo, Coche minero Z20 y Remolcador eléctrico.</i>	104
Ilustración 19 <i>Cumplimiento de metas de producción anual según el equipo utilizado.</i>	106
Ilustración 20 <i>Costos horarios de los sistemas de acarreo.</i>	117
Ilustración 21 <i>Gráfico de barras comparativo de costos de sistemas de acarreo para mover 4,5 TM de material.</i>	120
Ilustración 22 <i>Relación de costo anual de producción y la producción anual de los equipos en estudio.</i>	123
Ilustración 23 <i>Análisis de costo unitario.</i>	129
Ilustración 24 <i>Mapa de ubicación de la unidad minera Kory T'ika CEP 34.</i>	139
Ilustración 25 <i>Mapa geológico de la Unidad Minera KORI T'IKA CEP 34.</i>	146
Ilustración 26 <i>Ciclo de minado de la unidad minera Kory T'ika CEP34.</i>	150

INTRODUCCIÓN

El carguío y acarreo de mineral es una de las etapas más importantes del ciclo productivo en minería subterránea, debido a que tiene influencia directa en la productividad y en los costos operativos. En este caso, el presente estudio de la unidad minera Kory T'ika CEP 34, tiene proyectado la implementación del método de explotación subterránea corte y relleno ascendente con variante de cuadros, ya que se cuenta con vetas filonianas tipo rosario, que contiene principalmente oro y otros metales de menor importancia. Actualmente se usan los coches mineros Z20 los cuales han limitado bastante el avance y han aumentado los costos operativos debido a que estos necesitan entre 2 a 3 operarios para su maniobrabilidad; a su vez los tiempos y demoras operativas se han incrementado debido a la distancia y a la baja capacidad de carga de dicho equipo que es de solamente 1 a 1,5 TM.

Ante la necesidad de incrementar la productividad al entrar en producción, se viene proyectando la compra de equipos necesarios para el carguío y acarreo en la unidad minera; dichos equipos deben cumplir las condiciones necesarias que tiene la labor minera, a su vez estos equipos deben cumplir con la producción estimada y también deben enfrentar las limitaciones financieras y económicas de los inversionistas.

El estudio consta de cuatro capítulos los cuales tienen la siguiente estructura:

En el Capítulo I, se presenta todo el planteamiento del problema, desde el análisis de la situación problemática, formulación del problema que se basan principalmente en la baja productividad y los altos costos operativos, se pone en conocimiento la justificación y

delimitación de la investigación, para luego plantear los objetivos, alcances, delimitaciones, hipótesis y finalmente operacionalizar las variables del presente estudio.

En el Capítulo II se aborda todo el marco teórico, definiendo y describiendo los antecedentes de la investigación, marco contextual y bases teóricas, que darán el fundamento conceptual que sustente el estudio.

En el Capítulo III se aborda la metodología de la investigación, en donde se trata el tipo de investigación, la población y muestra, técnicas de recolección de datos y finalmente se procesan y analizan los datos de la investigación.

Al final en el Capítulo IV, se muestra los resultados y discusión, para luego terminar con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.Situación problemática

Históricamente la minería ha sido una de las actividades que demanda mayor desarrollo tecnológico, mientras más retos tenga las actividades mineras, mayor demanda de innovación tecnológica habrá. Las innovaciones tecnológicas han ayudado a la actividad minera a repotenciar la productividad y en muchos casos a reducir los costos de operación en las actividades o ciclos de minado. La minería en general se caracteriza por la necesidad de una planificación estratégica acorde a las actividades que se realizan y a la capacidad de extracción planificada. Dentro de la explotación minera se ha visto que el sistema de

carguío, acarreo y transporte representan más del 40% del total de costos de producción, lo que hace que se debe asumir retos importantes para optimizar estos sistemas, los cuales se resumen principalmente en generar mayor productividad, al menor costo posible, siempre considerando prioritariamente la salud e integridad de los trabajadores.

En la unidad minera Kory T'ika CEP 34, el carguío y acarreo es de manera manual a través de coches mineros Z20 a lo largo de una galería principal de 560 metros de distancia, y 611 metros desde la zona de producción hasta los echaderos de desmonte o hasta la cancha de mineral en promedio, que se encuentran en la superficie. El uso de los coches mineros Z20 tiene muchas limitaciones, ya que afectan significativamente a la producción al requerir mayor número de coches y mayor número de viajes para cumplir con la producción programada, estos a su vez afectan en los costos de operación no solo por no cumplir con las metas exigidas, sino también porque se requiere de mayor personal para la maniobrabilidad de este equipo (2 a 3 personas por cada coche minero).

Al tratar de productividad, los tiempos de carguío y acarreo mediante estos coches mineros Z20 son muy elevados, haciendo que no sea posible cumplir con la producción programada. El proyecto tiene planificado el inicio de producción de 60,2 TM/día de mineral en dos vetas cada una con una producción diaria de 30,1 TM/día. Actualmente se viene terminando las labores de preparación, lo cual desde el inicio de la explotación se estima que se irá aumentando progresivamente la producción hasta llegar a un estimado de 90 TM/día de mineral; para ello se necesitan maquinaria y equipos más sofisticados que colaboren en la mejora de la productividad.

Por otro lado, las condiciones geomecánicas de la labor minera son muy adversas (presentan rocas altamente fracturada, roca deleznable y panizo con presencia de arcillas);

en el transcurso de la construcción del nivel principal estas condiciones geomecánicas obligaron a desarrollar una labor angosta (1.90 m x 1.90 m), lo cual limita la implementación de equipos y maquinarias de mayor dimensión, como los scooptram, dumper, locomotoras, etc. En las condiciones ya descritas el estudio nos obliga a innovar tecnológicamente evaluando equipos disponibles en el mercado que cumplan las exigencias requeridas acorde a las características de la labor minera.

Ya exponiendo todas estas problemáticas, en el sistema de carguío y acarreo de la unidad minera Kory T'ika CEP 34, descartando inicialmente algunos equipos surge la idea de implementar el remolcador eléctrico para el mejoramiento del carguío y acarreo de mineral en minera Kory T'ika CEP 34, Apurímac; analizando su viabilidad; este remolcador eléctrico usa baterías de litio recargables para su accionamiento. Estos equipos están diseñados para operar en condiciones adversas, labores angostas, y lo más importante es que mejoraría la eficiencia del carguío y acarreo de mineral, disminuyendo la dependencia de personal operativo y aumentaría la productividad, ya que esta propuesta de remolcador eléctrico arrastraría entre 4 a 6 coches mineros Z20 que en total arrastraría entre 4 a 7 TM.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo influye la implantación de un remolcador eléctrico en el desempeño del sistema de carguío y acarreo de mineral en la Unidad Minera Kory T'ika CEP 34?

1.2.2. Problemas específicos

A) ¿Qué deficiencias relevantes presenta el sistema actual de carguío y acarreo tradicional?

- B) ¿Cuál es la mejor alternativa de equipos de acarreo que cumplan con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas propias de la labor minera a pequeña escala?
- C) ¿De qué manera contribuye técnica y económicamente la implementación de un remolcador eléctrico?

1.3.Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Evaluar el efecto de la implantación de un remolcador eléctrico en el desempeño del sistema de carguío y acarreo de mineral en la Unidad Minera Kory T'ika CEP 34.

1.3.2. Objetivos específicos

- A) Identificar las deficiencias que presenta el sistema actual de carguío y acarreo tradicional.
- B) Elegir la mejor alternativa de equipos de acarreo que cumpla con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas propias de la labor minera a pequeña escala.
- C) Efectuar una evaluación técnica y económica de la implementación de un remolcador eléctrico en la unidad minera Kory T'ika CEP 34.

1.4.Justificación de la investigación

La innovación es un desafío alternativo frente a las operaciones mineras en general. En este estudio el carguío y acarreo son etapas críticas e importantes en términos económicos y de productividad. La unidad minera Kory T'ika CEP 34, realiza el acarreo mediante coches mineros Z20, los cuales requieren de una cantidad de personal operario y un tiempo elevado

para completar un ciclo. En tal sentido la productividad y los costos son afectados por esta situación, lo que compromete a la implementación de nuevas alternativas innovadoras que mejoren este proceso.

Al implementar un remolcador eléctrico como un sistema alternativo innovador, que se adapta a las condiciones propias de la labor minera, en la que la labor principal es angosta debido a la mala calidad de la roca. Comparando con otros equipos tecnológicos de gran magnitud, el remolcador eléctrico opera en espacios reducidos, disminuyendo así los tiempos en el ciclo de carguío y acarreo, con menor cantidad de personal y aumento de la productividad.

Para este estudio de implementación de remolcador eléctrico, una de las justificaciones principales es promover la modernización tecnológica de los procesos y etapas en minería a mediana y pequeña escala, así como también demostrar cuan viable es la implementación de un remolcador eléctrico que se adapte a condiciones críticas y adversas de una labor minera, y que éste a su vez no comprometa la seguridad y la salud de los trabajadores; por otro lado, el estudio se justifica dando realce a la viabilidad económica de la implementación del remolcador eléctrico, que de ser positiva sería un modelo replicable para otras unidades mineras de iguales o similares características del Perú y el mundo.

1.5.Delimitación de la investigación

1.5.1. Delimitación temporal

El estudio se llevó a cabo desde noviembre del 2024 y se concluyó en junio del 2025.

1.5.2. Delimitación espacial

El estudio está ubicado en la unidad minera Kory T'ika CEP 34, situado geográficamente en la provincia de Aymaraes, departamento de Apurímac, específicamente en el nivel principal de la operación minera.

1.6.Hipótesis

1.6.1. Hipótesis general

La implantación de un remolcador eléctrico mejora significativamente el desempeño del sistema de carguío y acarreo de mineral en la Unidad Minera Kory T'ika CEP 34.

1.6.2. Hipótesis específico

- A) El sistema actual de carguío y acarreo presenta deficiencias críticas, los cuales son mitigadas y mejoradas al reemplazarlos por el remolcador eléctrico para el acarreo de mineral.
- B) La mejor alternativa de equipos que cumplen con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas de la labor minera principal es el remolcador eléctrico, equipamiento complementario y destreza del operador.
- C) Al implementar el remolcador eléctrico como una alternativa innovadora, este disminuye los costos operativos y aumenta la productividad en el ciclo de carguío y acarreo de la unidad minera Kory T'ika CEP 34.

1.7. Variables de la investigación

1.7.1. Variables dependientes

Y1: Desempeño del sistema de carguío y acarreo

1.7.2. Variables independientes

X1: Implantación del remolcador eléctrico

1.8. Matriz de operacionalización

Tabla 1

Tabla de variables

TIPO DE VARIABLE	VARIABLES	INDICADORES	DIMENSIÓN
INDEPENDIENTE	Implantación del remolcador eléctrico	Tiempos de operación	Hr
		Capacidad de carga de los equipos	TM m
		Distancia de transporte y acarreo	Sección TM/día
		Geometría de yacimiento	\$
		Producción programada	TM/hr
		Costo de equipo	Hr/ciclo
		Rendimiento	
		Tiempo de operación	
DEPENDIENTE	Desempeño del sistema de carguío y acarreo	Productividad	TM/hr
		Costo de operación	\$/hr
		Costo de posesión	\$/hr
		Costo unitario	\$/TM

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. Antecedentes internacionales

Según Dashavskaya (2021), en su tesis magistral titulada “Impacto de la implementación de equipos robóticos y teleoperadores en la minería a cielo abierto”, Universidad de Chile, Santiago de Chile, cuyo OBJETIVO es la definición de los factores principales para aumentar la eficiencia de las operaciones mineras mediante la implementación de equipos autónomos; propuesta de una metodología para medir el impacto económico del uso de sistemas robóticos en minas a cielo abierto; comparación de los indicadores económicos

del método remoto con el método estándar de operación; CONCLUYE que se propusieron los principales factores para aumentar la eficiencia mediante la implementación de los sistemas robóticos y se propuso una metodología para la evaluación de la viabilidad económica. (Dashavskaya, 2021)

2.1.2. Antecedentes nacionales

Flores (2020) en su tesis titulada “Optimización de Costos de Carguío y Acarreo Mediante el Control de Tiempos y el Rendimiento de Equipos en la Empresa Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa”, Universidad Nacional del Altiplano, Puno-Perú, cuyo OBJETIVO principal es optimizar los costos de carguío y acarreo mediante control de tiempos y análisis de rendimiento de equipos en la Minera Yanaquihua S.A.C.- Arequipa; CONCLUYE que los costos de carguío y acarreo se han optimizado, minimizando 0.4 USD/m³ y 1.7 USD/m³ respectivamente. (Flores, 2020)

Cáceres (2024), en su tesis titulada “Análisis de Productividad para Selección de Equipo de Acarreo, “Carro Minero Z20” versus “Mini Dumper”, en Minería Convencional de la U.P. Santa Rosa, 2022”, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman, Tacna-Perú, cuyo OBJETIVO principal es determinar la productividad que presenta los equipos de acarreo “carro minero Z20” versus “mini dumper” en minería convencional; CONCLUYE que la aplicación del sistema de acarreo con mini dumper eléctrico en la unidad productiva Santa Rosa aumenta considerablemente la productividad de las operaciones de acarreo respecto

al sistema de acarreo con carro minero Z20, de 4T/h, generando un aporte de mejora al desarrollo de nuevas labores para satisfacer la demanda de acarreo de mineral y desmonte. (Cáceres, 2024)

Bautista (2020), en su tesis de pregrado titulada “Selección económica del Equipo de Limpieza y Transporte Mediante Parámetros Óptimos de Productividad en CIA. Minera Betesta II”, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, cuyo OBJETIVO principal es, calcular los parámetros óptimos de productividad para la selección económica de los equipos de limpieza y transporte de en CIA. Minera Betesta II; CONCLUYE que el reemplazo de los carros mineros Z20 por el Ant Truck ha permitido optimizar la producción y mejorar los índices de acarreo. (Bautista, 2020)

2.3. Bases teórico-científicas

2.3.1. Transporte y acarreo en minería subterránea de pequeña y mediana escala

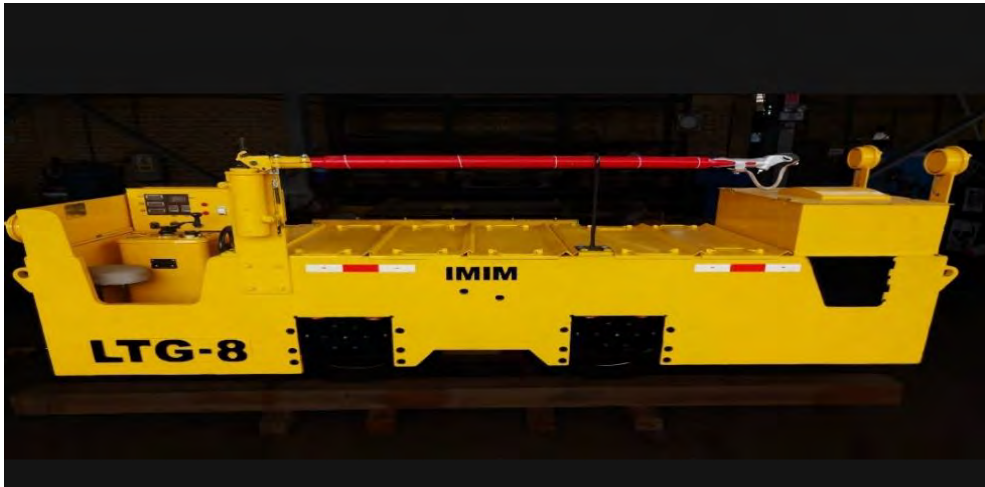
El acarreo y transporte en minería subterránea de mediana o pequeña escala se dan usualmente por tres sistemas de transporte los cuales se describen a continuación.

2.3.1.1. Transporte y acarreo a través de locomotoras

Este sistema está establecido por el uso de vagones y locomotoras, los cuales requieren de un sistema de rieles tendidos con poca gradiente. Para su accionamiento este sistema requiere ya sea energía eléctrica directamente de los generadores a través de una línea llamada trolley el cual va paralelo a los rieles o a batería los cuales son de litio y se usa una cantidad determinada según sea el modelo de la locomotora. A continuación, se muestra ilustraciones 1 y 2 de los tipos de locomotoras que se mencionó.

Ilustración 1

Locomotoras a Trolley IMIM LT-8



Fuente: Industrias IMIM.

Ilustración 2

Locomotoras a batería WR80 de 2 TN



Fuente: SEMINSA.

2.3.1.2. Transporte y acarreo a través de mini dumper

El minidumper es un equipo de pequeña capacidad, está diseñada especialmente para labores angostas estos equipos para su accionamiento pueden ser eléctricos que constan de baterías de litio o a diésel, los cuales se diferencian en la velocidad y potencia; en el mercado estos equipos existen de diferentes capacidades y formas; pueden ser de 3 o 4

ruedas y desde 1 a 8 toneladas de capacidad de carga. A continuación, se muestra la Ilustración 3.

Ilustración 3

Mini Dumper Eléctrico



Fuente: Red Peruana de Ferreterías.

2.3.1.3. Transporte y acarreo con remolcador eléctrico

Es un equipo de acarreo que tiene un sistema similar a las locomotoras a batería con la diferencia de que estos son sobre llantas, también es similar al sistema de Mini Dumper, de la misma forma pueden ser eléctricos con baterías o a Diesel, también pueden ser con 3 o 4 llantas. Existen de diferentes capacidades de arrastre los cuales varían de acuerdo con las necesidades del cliente. Estos remolcadores están diseñados para arrastrar coches mineros Z20, los cuales pueden jalar de 2 a 6 toneladas, según el modelo o requerimiento del cliente.

Un remolcador eléctrico utiliza baterías secas para su accionamiento, existen dos tipos:

Ilustración 4

Remolcador Eléctrico con 3 llantas.



Fuente: PERFOMIN.

Ilustración 5

Remolcador eléctrico DSC – 6T cuatro llantas.



Fuente: Bull Maquinarias.

2.3.1.4. Transporte y acarreo a través de coches mineros Z20

Los coches o carros mineros tipo Z20 (Ilustración 9) son de aproximadamente 0.5 a 1 m³ de capacidad de carga, su funcionamiento es mecánico. Para su avance se aplica la fuerza física, estos equipos son accionados entre 2 a 3 personas dependiendo de las condiciones geomecánicas y topográficas de la labor minera. Este equipo también es utilizado en inclinados y rampas menores a 45 grados, los cuales para su accionamiento se necesitan de un winche de arrastre.

Ilustración 6
Carro minero Z20.



Fuente: JSC EQUIPOS MINEROS S.A.

2.3.2. Selección de equipos de transporte y acarreo

Para la selección de un equipo en minería, es importante tomar en cuenta varios aspectos para alcanzar los objetivos requeridos o programados en la actividad minera. Se debe tener en cuenta los siguientes aspectos:

Requerimientos técnicos: Se considera la aplicación que se le va dar a un determinado equipo, la infraestructura requerida para el equipo, condiciones del lugar donde se va operar el equipo, tamaño de equipo, modelo de equipo, disponibilidad de repuestos, energía para su accionamiento, personal capacitado, etc.

Requerimiento del proceso: Se considera el trabajo que va a realizar el equipo acorde a los requerimientos exigidos de producción, principalmente se toma en cuenta la productividad requerida, los rendimientos requeridos, etc. Que el equipo debe cumplir en los plazos estimados.

Requerimientos económicos: Se considera principalmente la inversión que se realiza, la recuperación de la inversión que se va a generar, los costos unitarios, costos horarios del equipo, etc.

Requerimientos ambientales: Es importante considerar los impactos ambientales que genera el equipo, si éste causa daño o no al medio ambiente, a la persona y/población.

2.3.3. Métodos de selección de equipos

Para la toma de decisiones en la selección de un equipo es importante considerar métodos como los siguientes:

- Sentido común; éste se refiere a la selección de un equipo en base a conocimientos básicos.
- Opinión experta; se refiere a la selección de un equipo en base a conocimientos avanzados, técnicos y especializados que tiene el seleccionador. Se basa principalmente en la experiencia.
- Simulaciones, es más fiable que las anteriores porque nos da a conocer los resultados operativos de un determinado equipo a través de la visión virtual o en miniatura.
- Cálculos matemáticos, se refiere principalmente a los cálculos de productividad, rendimiento, cálculo de costos horarios, costos unitarios, etc. Los cuales sirven para seleccionar acorde a resultados obtenidos.

2.3.4. Condiciones geomecánicas y topografía que influyen en la selección de equipos

Para elegir el tamaño óptimo de equipo y las unidades necesarias, es importante considerar la geomecánica y topografía (dimensiones) de las labores mineras donde se va a operar con

este equipo, primeramente, se da a conocer las características geomecánicas de la roca o mineral y topografía que influye en esta toma de decisiones:

- El método de explotación subterránea
- Dimensiones de las labores de desarrollo, preparación y explotación.
- Tipo de sostenimiento utilizado.
- Tasa de producción.
- Dimensiones de tajeos y pilares.
- Control y manejo del equilibrio del macizo rocoso luego de la explotación

Como se puede apreciar, el dimensionamiento de las labores se debe a las condiciones geomecánicas es así como las dimensiones de labor afectan a la elección especialmente del tamaño de equipo. (OSINERGMIN, 2017)

2.3.5. Dimensionamiento de labores subterráneas

Los criterios para dimensionar la sección óptima de las labores (galerías, cruceros, etc.) son:

En toda instalación subterránea, la distancia mínima que se deja entre el punto más sobresaliente de una máquina cualquiera depende de la normatividad, prácticas operativas y guías técnicas de otras unidades mineras.

Según el DS 024 – 2016 – EM, la distancia mínima entre el techo y hastiales al punto más sobresaliente de la maquina es de 1.00 m. Sin embargo, en la guía de operaciones para pequeña minería de Chile, dice que el ancho mínimo de la labor por la que transitan vehículos mecanizados (cargadores, scoops, etc), deberá dejar un espacio mínimo de 50 cm

a cada costado del equipo y desde la parte más elevada de la cabina hasta el techo de la labor. (SERNAGEOMIN Ministerio de Minería, 2013)

El ancho del túnel es la suma de ancho de la máquina más 2 veces la distancia del hastial al punto más sobresaliente de la maquina en metros.

$$A = a + d$$

Donde:

A: Ancho del túnel, m.

a: Ancho de la máquina más grande, m.

d: distancia mínima entre hastiales y techo a la maquina o equipo

La altura del túnel es la sumatoria de la altura de la máquina, el diámetro óptimo del ducto de ventilación más 0.40 metros en gran minería y en minería a pequeña escala es de 0,20.

$$H = h + D + 0.20$$

Donde:

H: Altura del túnel, m.

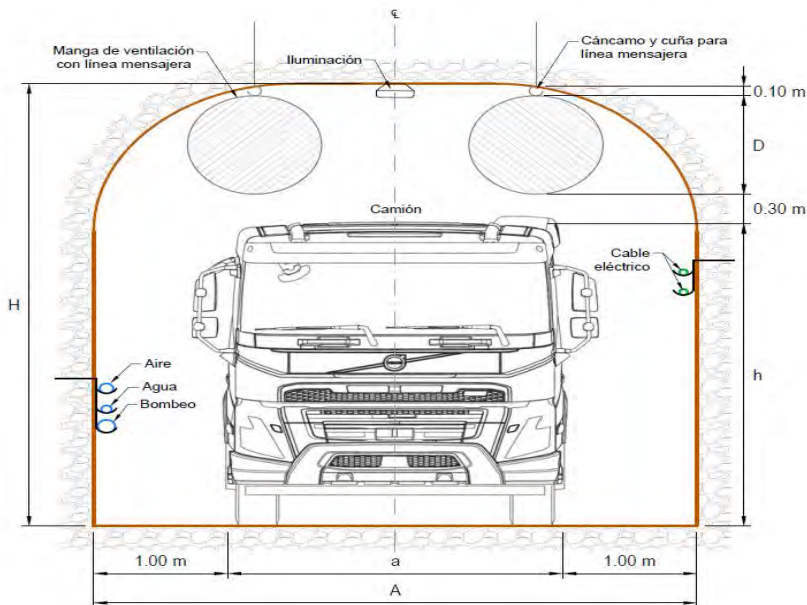
h: Altura de la máquina más alta, m.

D: Diámetro óptimo del ducto de ventilación, m.

Ver ilustraciones 10 y 11.

Ilustración 7

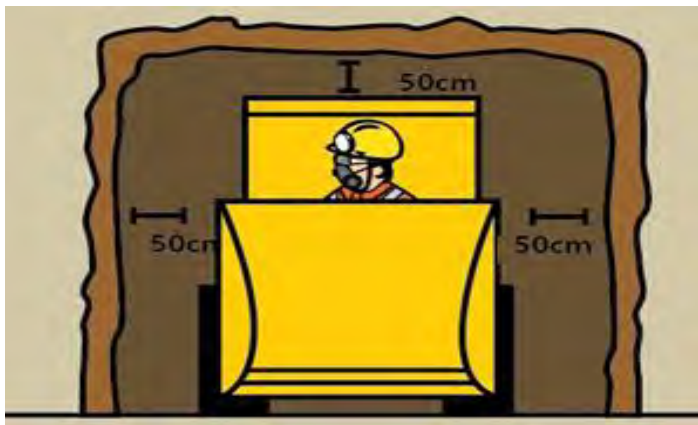
Detalle de la sección típica de una labor horizontal en gran minería.



Fuente: minconsulting S.A.C.

Ilustración 8

Ancho útil de la labor horizontal en pequeña minería.



Fuente: SERNAGEOMIN CHILE.

2.3.6. Dimensionamiento de ductos de ventilación

El diámetro óptimo de ductos de ventilación se deduce a partir de costo total anual del proyecto de construcción de túneles.

$$CT = CE + CV + CD + CO$$

Donde:

CT: Costo total del proyecto

CE: Costo de excavación del túnel

CV: Costo de adquisición de ventilador

CD: Costo de adquisición de ductos de ventilación

CO: Costo de operación de ventilador

2.3.6.1. Costo de excavación del túnel

El costo de excavación está en función del volumen de roca excavada.

$$CE = C_{exc} * \frac{15}{16} A * H * L$$

Donde:

CE: Costo de excavación del túnel, USD

C_{exc}: Costo unitario de excavación, USD/pie³

A: Ancho, pie

H: Altura, pie

L: Longitud, pie

2.3.6.2. Costo de adquisición de ventilador

El costo de adquisición de ventilador se determina en función de la potencia de motor.

$$CV = C_{ven} * P$$

Donde:

CV: Costo de adquisición de ventilador, USD

Cven: Costo unitario de ventilador, USD/HP

P: Potencia de motor, HP

La potencia de motor de ventilador es función de presión total, caudal y eficiencia

$$P = \frac{H_t * Q}{6350 * n}$$

Donde:

Ht: Presión total de ventilador, pulg. H₂O

Q: Caudal, pie³/min

n: Eficiencia de ventilador, %

2.3.6.3.Costo de adquisición de ductos de ventilación

El costo de adquisición de ductos se determina en función del costo unitario por unidad de longitud y por diámetro.

$$CD = C_d * L * D$$

Donde:

CD: Costo de adquisición de ducto, USD

Cd: Costo unitario de ducto, USD/(pie x pie)

L: Longitud, pie

D: Diámetro, pie

2.3.6.4. Costo de operación de ventiladores

El costo de operación de ventiladores se determina en función de energía eléctrica consumida por año.

$$CO = Cene * P$$

Donde:

CO: Costo de operación, USD/año

Cene: Costo unitario de consumo de energía eléctrica, USD/KWH

P: Potencia de motor, HP

Los costos de excavación del túnel, costo de ventiladores y ductos, son costos de inversión, por tanto, se aplica el factor de recuperación anual de la inversión de capital. Las ecuaciones se transforman en

$$CE = F * Cexc * \frac{15}{16} A * H * L$$

$$CV = \frac{F * Cven * K * L * Q^3}{5092 * n * D^5}$$

$$CD = F * Cd * L * D$$

$$F = \frac{i * (1+i)^t}{(1+i)^t - 1}$$

Donde:

F: Factor de recuperación de inversión de capital

i: Costo del proyecto, %

t: Tiempo de ejecución del proyecto, años

Para minas ubicadas sobre el nivel del mar se aplica el factor por altitud para la corrección de presión.

Esta es la fórmula general empírica para hallar el dimensionamiento de ductos de ventilación.

$$D = \sqrt[6]{FA * \frac{K * Q^3}{n} * \frac{F * \frac{C_{ven}}{1018.42} + 6.414 * C_{ene}}{F * \left[\frac{15}{16} * A * C_{exc} + C_d\right]}}$$

El factor por altitud se determina dividiendo la densidad de aire sobre el nivel del mar entre la densidad estándar al nivel del mar.

$$FA = \frac{\rho_{snm}}{\rho_{nm}}$$

Donde:

FA: Factor por altitud

ρ_{snm} : Densidad de aire sobre el nivel del mar, lb/pie³

ρ_{nm} : Densidad de aire al nivel del mar, lb/pie³

$$\rho_{nm} = \rho_{nm} * e^{\left[\frac{-h}{29.2699 * T + 7995.0852}\right]}$$

Donde:

$$\rho_{nm} = 0.075 \text{ lb/pie}^3$$

$$e = 2.718281$$

h: Altitud, m

T: Temperatura seca, °C

El diámetro óptimo de ducto define la sección óptima del túnel, con ello se logra la ventilación óptima. (Córdova, 2024)

2.3.7. Estudio de tiempos

El carguío y transporte tiene como finalidad retirar el material que ha sido producto de una adecuada voladura del frente o de la labor en la que se está trabajando, transportándolo correctamente a su destino; la estructura de los tiempos de ciclo de carguío, transporte y acarreo son ilustrados en la Tabla 2:

Tabla 2
Etapas del ciclo de carguío y transporte

ETAPA	DEFINICIONES
Tiempo de giro y posicionamiento	Es el tiempo que demora el equipo en posicionarse en el punto de carguío. Este tiempo depende del tipo de equipo y de las condiciones de transporte.
Tiempo de carguío	Es el tiempo en que un equipo de transporte es llenado ya sea por un buzón o cargado por otro equipo.
Tiempo de acarreo y transporte	Es el tiempo para que el equipo recorra una distancia existente hasta el lugar de destino. Esto va de la mano con factores como la velocidad y la distancia con respecto al destino.
Tiempo de descarga y maniobras	Este tiempo depende de las condiciones de trabajo y el tipo de descarga del equipo.
Tiempo de retorno	Es el tiempo que demora un equipo en ingresar vacío desde el punto de descarga (cancha de mineral/desmontera) hasta el punto de carguío. Esto está relacionado con factores como la velocidad y distancia.

Fuente: Elaborado en base a (Flores, 2020, págs. 33,34)

2.3.7.1. Tiempo de giro y posicionamiento (Tg)

Es el tiempo que demora el equipo en posicionarse en el punto de carguío. Este tiempo depende del tipo de equipo y de las condiciones de transporte. Un buen posicionamiento de los equipos permite aumentar la productividad.

2.3.7.2. Tiempo de carguío (Tc)

Tiempo de carguío en que se demora un equipo el llenar a través de un acumulador o llenado por otro equipo de carguío, o en su defecto a través de un llenado manual.

2.3.7.3. Tiempo de acarreo y transporte (Ta)

Es el tiempo para que el equipo recorra una distancia existente hasta el lugar de destino.

Esto va de la mano con factores como la velocidad y la distancia con respecto al destino.

$$T_a = D/V_c$$

DONDE:

D: Distancia de acarreo (m)

V_c: Velocidad con carga (m/min)

2.3.7.4. Tiempo de descarga y maniobras (Td)

Este tiempo depende de las condiciones de trabajo y el tipo de descarga del equipo. Siempre se debe visualizar las condiciones en el área de trabajo para la determinación del tiempo de descarga.

2.3.7.5. Tiempo de retorno (T_r)

Es el tiempo que demora un equipo en ingresar vacío desde el punto de descarga (cancha de mineral/desmontera) hasta el punto de carguío. Esto está relacionado con factores como la velocidad y distancia.

$$T_a = D/V_r$$

DONDE:

D: Distancia de acarreo (m)

V_c: Velocidad equipo vacío (m/min)

2.3.7.6. Tiempo fijo (T_f):

Está formada por el tiempo usado por giro y maniobras, más el tiempo, más el tiempo de descarga y el tiempo de demoras.

$$T_f = T_g + T_c + T_d + T_b$$

Donde:

T_f: tiempo fijo (min)

T_g: tiempo de giro y posicionamiento (min)

T_c: tiempo de carguío (min)

T_d: tiempo de descarga (min)

T_b: tiempo de demoras (min)

2.3.7.7. Tiempos variables (T_v)

Se determina dividiendo la distancia entre las velocidades medias de ambos trayectos.

$$T_v = T_a (\text{con carga}) + T_r (\text{sin carga})$$

Donde:

Tv: tiempos variables (min)

Ta: tiempo de acarreo con carga (min)

Tr: tiempo de retorno sin carga (min)

2.3.8. Productividad

La productividad abarca una regla de conducta fundamental para conseguir mayor satisfacción con el menor costo o fatiga. Matemáticamente se puede decir que la productividad es el cociente que se obtiene al dividir la producción por uno de los factores de producción es decir la productividad es la razón entre la cantidad producida y los insumos utilizados. Es así como este término no es una medida de producción, ni de la cantidad que se ha fabricado, sino es una medida de lo bien que se han combinado y utilizado los recursos para cumplir con los resultados requeridos. (Cáceres, 2024).

2.3.9. Productividad teórica (TM/hr)

Es la productividad que está en relación entre el volumen o tonelaje del material transportado y el número de ciclos durante una hora. (Cáceres, 2024)

$P_{teo} = (Q/ciclo)$

Donde:

Pteo: producción teórica del equipo por hora (TM/Hr)

Q: capacidad nominal del equipo (TM)

Ciclo: Tiempo de ciclo de acarreo (Hr)

2.3.10. Productividad promedio

Es la productividad que está en función al peso o volumen producido por el equipo, incluye los retrasos variables y fijos. Se aplica al periodo de tiempo deseado. (Cáceres, 2024)

$$P_{pro} = 60 \frac{(T-R)*e*Q}{T*T_c}$$

Donde:

P_{pro}: es la producción promedio del equipo por hora (TM/Hr)

T: es la duración del periodo de tiempo total (min)

R: Es el retraso fijo (min)

e: es la eficiencia de trabajo %

Q: es la capacidad nominal del equipo (TM)

T_c: es el tiempo de ciclo de transporte (min)

2.3.11. Productividad máxima

Esta en función al peso o volumen que produce el equipo, considera retrasos variables. Esta producción se aplica para el numero de transporte asignadas por el equipo de carguío, para lograr la producción requerida. (Cáceres, 2024)

$$P_{max} = 60 \frac{e*Q}{T_c}$$

Donde:

P_{max}: es la producción máxima del equipo por hora (TM/Hr)

e: es la eficiencia de trabajo %

Q: es la capacidad nominal del equipo (TM)

T_c: es el tiempo de ciclo de transporte (min)

2.3.12. Factores que influyen en la productividad

Se debe considerar que la eficiencia y el costo operativo se verán afectados por dos tipos de factores: positivos y negativos como se muestran en la Tabla 8.

Tabla 3

Factores positivos y negativos que afectan la productividad

FACTORES POSITIVOS	FACTORES NEGATIVOS
• Personal altamente capacitado • Innovación de las técnicas de operación • Adecuado movimiento de los equipos • Diseño adecuado de vías y zonas de trabajo para los equipos • Comunicación fluida entre los conductores y la supervisión • Control detallado de la eficiencia de los equipos	• Estado de vías (resistencia a la rodadura) • Inadecuada fragmentación de los materiales a transportar • Administración y logística ineficiente • Falta de recurso humano • Problemas de tránsito

Fuente: Elaboración propia basado tesis de Flores, (2020). (Flores, 2020, págs. 36,37)

Para el incremento de productividad es necesario considerar los siguientes factores influyentes:

A) Tecnología.

Los cambios positivos en la tecnología (métodos de explotación, equipos, maquinarias, materiales/insumos, etc.) modifican positivamente la naturaleza del trabajo.

B) Capacitación y entrenamiento de personal.

La calidad de la mano de obra se refiere al grado de especialización requerido para ejecutar la tarea con bastante rendimiento. La capacitación del personal tiene que ser periódica y especializado.

C) Uso óptimo de recursos.

El consumo necesario de recursos en el proceso productivo implica la reducción de costos de operación y por ende mayor productividad.

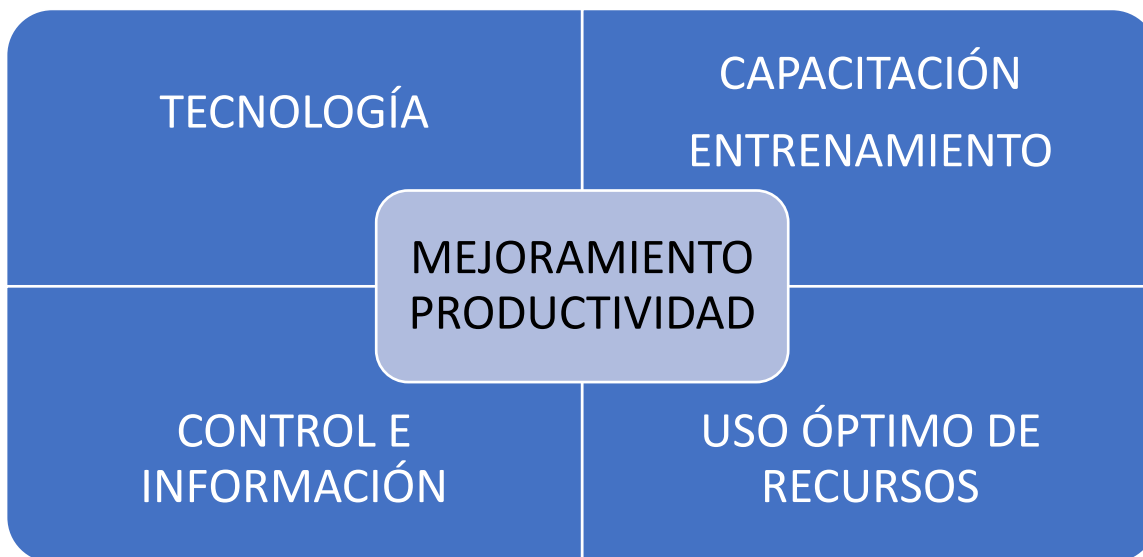
D) Control e información.

La aplicación de un sistema de control apropiado contribuye positivamente en el incremento de la producción, productividad. Igualmente, un sistema de información rápida y oportuna corrobora en la mayor producción y reducción de costos.

Se muestra la Ilustración 12 y 13 de los factores que influyen en el mejoramiento de la productividad y el aumento progresivo de productividad según el desarrollo tecnológico respectivamente.

Ilustración 9

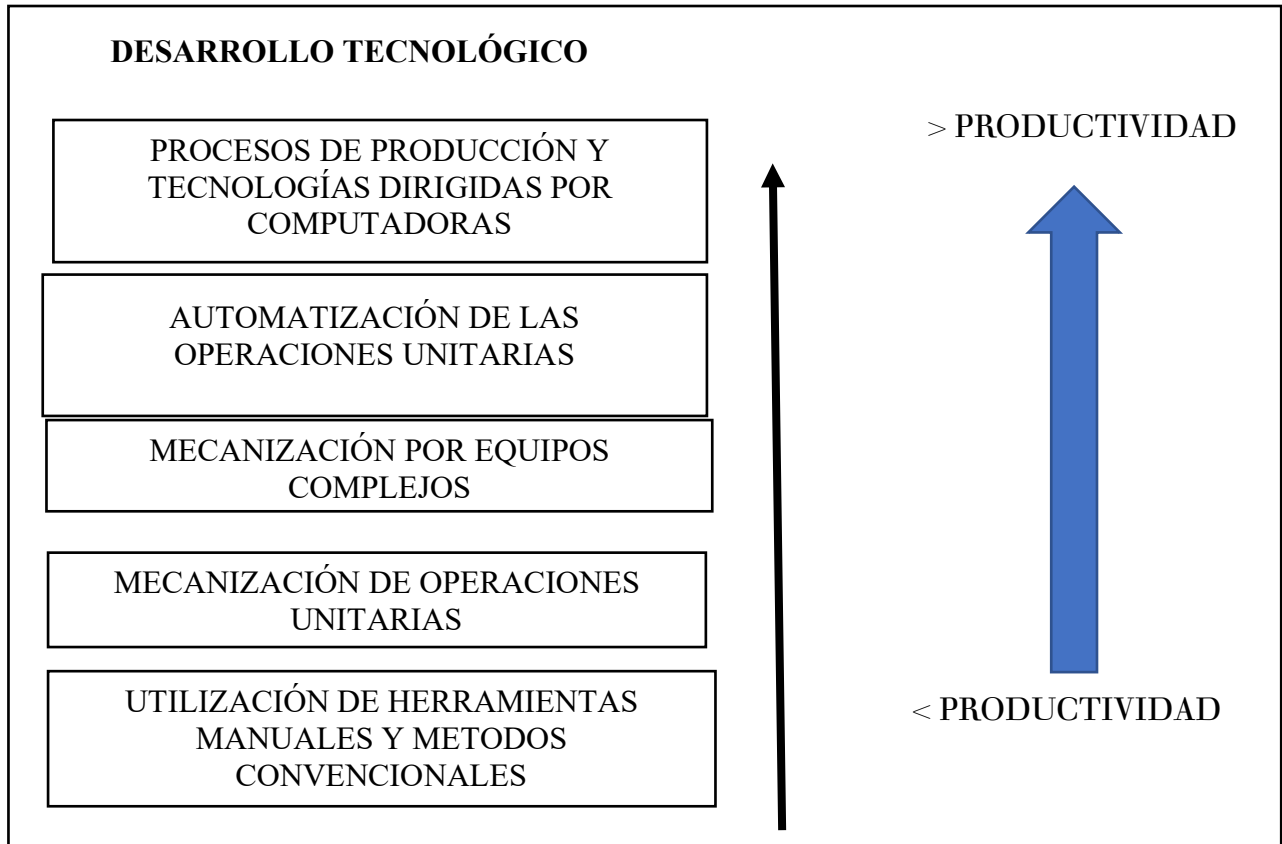
Factores influyentes en la productividad



Fuente: Control de operaciones, UNSAAC.

Ilustración 10

Aumento de productividad acorde a la tecnología.



Fuente: Control de operaciones, UNSAAC.

2.3.13. Generalidades de costo

El costo es una inversión en actividades y recursos que generan ganancias. Es una representación financiera en las operaciones realizadas y los elementos utilizados. Los procesos de producción, distribución y administración se muestran en términos monetarios.

(Alonso, 2003)

2.3.14. Clasificación de costo

2.3.14.1. *Según su función*

- **Costo de producción:** Se genera en la transformación de materia prima.
- **Costo de venta:** Se genera en la transformación de materia prima no incluye costos de mano de obra.
- **Costo de administración:** Derivan de las actividades de control, administración y planificación empresarial
- **Costos financieros:** son destinados a la mejora de productos, procesos o servicios.

2.3.14.2. *Por su identificación*

- **Costos directos:** gastos que se pueden identificar directamente. (materia prima y mano de obra).
- **Costos indirectos:** no se pueden identificar con una actividad determinada (gastos de fabricación).

2.3.14.3. *Por su periodo*

- **Inventariables:** se llevan contra los ingresos cuando han contribuido a generar de manera directa.
- **No inventariables:** son los intervalos de tiempo y no el producto.

2.3.14.4. *Por su comportamiento:*

- **Costos fijos:** se mantienen constantes sin importar el volumen.
- **Costos variables:** cambian o fluctúan en relación con una actividad o volumen.

2.3.14.5. Por el momento de determinación

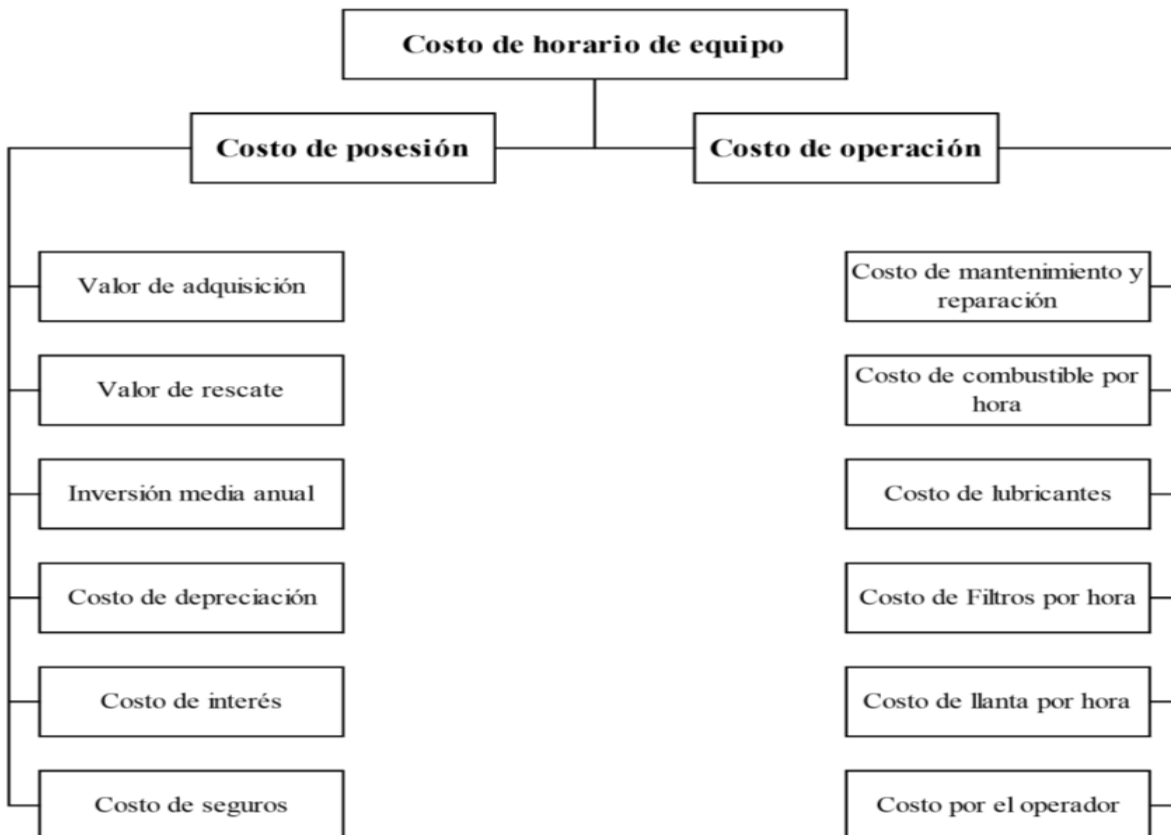
- **Costos históricos:** se determinan posterior a las conclusiones de periodo. Para acumular los costos unitarios se espera la conclusión de cada periodo.
- **Costos predeterminados:** se determinan con anterioridad al periodo de costos o durante su transcurso, nos brinda información más oportuna. (Lazaro, 2024)

2.3.15. Determinación de costos de posesión y operación

Los costos de posesión y operación son los que principalmente se aborda en este estudio, ya que se evalúa costos de equipos que se tienen y equipos que se están implementando en esta actividad minera. Ver Ilustración 14.

Ilustración 11

Distribución de costos de posesión y operación



Fuente: Tesis pregrado, (Cáceres, 2024, pág. 19)

2.3.16. Costos de posesión

Es el costo por la adquisición de un determinado equipo o maquina separado de los costos de operación del equipo o maquinaria. Este costo incluye valor de rescate, valor adquisición, depreciación, interés, inversión media anual y costo de seguros.

Valor de adquisición: precio del equipo en el mercado, incluye precio de la unidad en el puerto de embarque más gastos de embarque, flete y desembarque, pagos por derechos aduaneros, derechos portuarios de almacén y transporte hacia el lugar del propietario.

Valor de rescate: es el valor de reventa que tendrá al final de su vida útil, usualmente son piezas o partes que se pueden reusar en otras máquinas, suele oscilar entre 10 a 20% del valor de adquisición según sea el tipo de máquina. (Cáceres, 2024)

Inversión media anual: es la media del valor en libros que aparecen a principios de cada año, después de obtener la cuota de amortización que corresponde a cada año.

Costo de depreciación: es el costo de retorno de capital, que, a lo largo de la vida económica de la máquina; este se obtiene al reducir el valor original del valor de rescate. Se aprecia en la Tabla 9 la Ley del impuesto a la renta, en el cual se indican el periodo de depreciación de algunas maquinas.

Costo de interés: es el costo compensado de la inversión por haber adquirido un equipo o maquinaria, esto se debe a la comparación frente a los dividendos que se obtiene en otro tipo de negocios. En la Tabla 10 se puede apreciar la tasa de interés activa anual promedio del mercado efectiva para el 2024.

Costos de seguros: como su nombre dice es el costo de seguros, impuestos y almacenaje. Es la tasa anual que se paga anualmente a una empresa de seguros para proteger la maquina a todo riesgo. (Cáceres, 2024)

Tabla 4

El periodo de depreciación con respecto a la base legal de art. 39 del TUO de la Ley del Impuesto a la Renta.

Bienes de depreciación	Porcentaje máxima anual	Máximo periodo anual
Redes de pesca, ganado de trabajo y reproducción.	25%	Anual
Hornos en general y vehículos de transporte terrestre (excepto ferrocarriles).	20%	Anual
Maquinaria y equipos utilizados en actividades petrolera, mineras y de construcción; excepto enseres, muebles y equipos de oficinas.	20%	Anual
Equipos para procesar datos	25%	Anual

Fuente: SUNAT. (Cáceres, 2024, pág. 22)

Tabla 5

Tasa de interés activa promedio de mercado efectiva.

Tasa de moneda	Tasa anual (%)	periodo
Moneda Nacional (TAMN)	14,92	Anual
Moneda Nacional (TAMN + 1)	15,92	Anual
Moneda Nacional (TAMN + 2)	16,92	Anual
Moneda extranjera (TAMEX)	10,81	Anual

Fuente: Superintendencia de Bancos y Seguros y AFP (2024).

2.3.17. Costos de operación

Son los gastos del equipo en operación, estos costos incluyen los costos de mantenimiento y reparación, lubricación, filtros, llantas, mano de obra del operario.

Costos de mantenimiento y reparación: son los costos de repuestos y mano de obra para realizar el mantenimiento normal y periódico con el fin de que el equipo trabaje con su rendimiento normal, si el equipo es sobre neumáticos se incluye el costo de neumáticos.

En la Tabla 11 se aprecia porcentajes de mantenimiento y reparación de algunos equipos.

Tabla 6

Porcentajes de los mantenimientos y reparación de algunos equipos pesados en minería.

Descripción	Condiciones		
	Buenas %	Medias %	Malas %
Perforadora sobre oruga	40	60	80
Martillo neumático	20	30	40
Compresoras neumáticas	60	80	100
Cargadores sobre neumáticos (1,5 – 3,5 yd3)	45	55	70
Cargadores sobre neumáticos (4 – 8,8 yd3)	40	60	80
Tractores sobre orugas (60 - 190 HP)	40	60	80
Tractores sobre orugas (190 - 240 HP)	50	85	115
Volquetes	40	50	60
Camionetas	40	50	60

Fuente: Maccha Valle (2018). (Cáceres, 2024, pág. 24)

Costo de combustible; son los precios locales a nivel de consumo de combustible del motor. Estos costos se hallan multiplicando la potencia bruta del motor por el consumo nominal de combustible, 0,006 Gal/HP hora, y el porcentaje (%) de ciclo de trabajo.

Costo de lubricación; es el costo que se genera a través de los diferentes consumos de aceite como aceite de motor, aceite para controles hidráulicos de transmisión y grasas, está en relación con el mantenimiento periódico y la capacidad o tamaño de máquina.

Costo por llantas; es el costo de llantas neumáticas, esta enlazado con la vida útil de los mismos y a la vez este sujeto a las condiciones operativas, condiciones de terreno y mantenimientos.

Costo del operador; es el costo que se da como pago salarial al operador y ayudantes por el manejo de un determinado equipo, cabe resaltar que está incluido los beneficios de ley,

2.3.18. Métodos de evaluación económica

La evaluación económica en proyectos sirve para promover el elemento cuantitativo para la toma de decisiones de la viabilidad del proyecto, estos comprenden aspectos técnicos, económicos, financieros y de riesgo capital. (Llamoca, 2019)

2.3.18.1. *Análisis de costos unitarios*

Es un proceso que se sigue para determinar el costo particular o individual de cada actividad que se realiza para obtener un determinado bien o producto dentro de un proyecto. En el caso de minería vendría a ser el costo que se genera para producir una tonelada de material, puede ser costos específicos como costo de limpieza, costo de perforación, costo de carguío y acarreo, etc. El objetivo de este análisis es obtener un costo preciso de cada elemento del proyecto.

2.4. Definición de términos

Carguío: es una operación minera que consiste en recoger el mineral desde los frentes de trabajo de post voladura, los cuales son cargados en equipos para luego ser trasladados.

Acarreo: se dice al traslado de mineral desde el punto de carguío hasta de acopio o descarga interna.

Transporte: es el traslado de mineral desde los puntos de acopio o descarga interna hasta el exterior, ya sea plantas de beneficio, botaderos, canchas de almacenamiento, según corresponda.

Producción: es la cantidad total de mineral extraído, cargado o transportado durante un periodo de tiempo.

Productividad: es la cantidad de mineral producido o manipulado entre los recursos empleados como el tiempo, energía, equipos, costos, etc., los cuales se pueden optimizar para alcanzar la productividad máxima.

Costo: El costo es una inversión en actividades y recursos que generan ganancias. Es una representación financiera en las operaciones realizadas y los elementos utilizados. Los procesos de producción, distribución y administración se muestran en términos monetarios.

(Alonso, 2003)

Costo horario: es el costo de operación de un determinado equipo por unidad de tiempo (hora), incluye costos de posesión y de operación.

Costo unitario: Es el costo de operación que está asociada a la producción, expresado en costo por tonelada.

Equipo eléctrico: equipo que es accionado por energía eléctrica a través de baterías de litio, su trabajo es arrastrar coches mineros Z20.

Capacidad de arrastre: es la carga máxima que un equipo puede arrastrar en condiciones normales de trabajo.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

La investigación según el propósito de la investigación es una investigación de tipo aplicativo, ya que se evalúa la mejora del sistema de carguío y acarreo al implementar un remolcador eléctrico en una situación real.

3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es de tipo **comparativo** porque se evalúa en un inicio el sistema actual de acarreo y transporte y finalmente se compara con una propuesta innovadora de implementación de un remolcador eléctrico. Desde el enfoque de diseño (manera de recopilar la información). Es **correlacional**.

3.3. Enfoque de investigación

Es una investigación **de campo, cuantitativo**, ya que se utilizan datos numéricos primarios, como la productividad, costos, tiempos, etc.

3.4. Diseño de investigación

El proyecto de investigación adopta un carácter **no experimental** porque no se manipulan variables, más bien se hace un análisis de las relaciones entre ellas como los costos, productividad, producción, etc.

3.5. Población y muestra

La muestra de la investigación es una **muestra por conveniencia**, ya que se considera datos disponibles de la unidad minera, así mismo se recolectan nuestros propios datos para la investigación.

El muestreo por conveniencia es no probabilístico, estas muestras están formadas por los datos disponibles a los cuales se tiene acceso. (Sampieri, 2014, pág. 390)

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.6.1. Técnicas

La recolección de datos en la presente investigación se realizó de acuerdo con el tipo de estudio, considerando la naturaleza de la data, la población y la muestra, así como los recursos técnicos y operativos disponibles. Se emplearon principalmente **datos primarios**, obtenidos directamente en el área de estudio, complementados con información secundaria proveniente de fuentes documentarias. Asimismo, el estudio se desarrolló bajo un enfoque

de **observación no experimental**, permitiendo analizar los procesos y condiciones operativas tal como ocurren en su contexto real, sin manipulación de variables.

Análisis de datos: Esta técnica consistió en la recopilación sistemática de las variables de interés necesarias para el desarrollo de la investigación, tales como tiempos operativos, parámetros geométricos, condiciones geológicas, características técnicas de los equipos y consumo energético. Los datos primarios obtenidos fueron organizados, procesados y analizados mediante herramientas técnicas y criterios ingenieriles, con el fin de evaluar la viabilidad del sistema de carguío y acarreo propuesto.

Observación no experimental: La observación no experimental permitió registrar y analizar los acontecimientos, procesos y condiciones del entorno minero tal como se presentan en la realidad, sin alterar el sistema productivo. Esta técnica fue fundamental para caracterizar el desempeño operativo, las condiciones geomecánicas, la ventilación y la interacción entre los equipos y la infraestructura existente en la mina.

3.6.1.1. Documentario

La técnica documentaria constituyó una etapa inicial y fundamental de la recolección de datos. Se realizó una revisión bibliográfica exhaustiva de libros, artículos científicos, tesis, normas técnicas y reglamentos vigentes relacionados con la ventilación en minería subterránea, sistemas de carguío y acarreo, eficiencia energética, seguridad y salud ocupacional, así como especificaciones técnicas de equipos eléctricos. Adicionalmente, se revisaron informes técnicos, planos, registros operativos y datos históricos proporcionados por la unidad minera, incluyendo información geológica, geomecánica, topográfica y productiva, los cuales sirvieron como base para el análisis y validación del estudio.

3.6.1.2. Trabajos de campo

Para la recolección de datos en este estudio es importante considerar el trabajo de campo a través de la observación no experimental tal como se dan en el contexto sin alterarlos o a través del trabajo de obtención de datos directos de campo.

- Medición de tiempos del ciclo de carguío y acarreo en las condiciones actuales de operación. Los cuales fueron medidos mediante 28 ciclos.
- Mapeo geológico y geomecánico del área de estudio, identificando estructuras, litologías y condiciones del macizo rocoso. De la misma forma también identificación del método de sostenimiento con cuadros de madera.
- Levantamiento topográfico del área del proyecto, considerando galerías, rampas y accesos.
- Análisis y evaluación del recurso energético disponible para la operación minera, con énfasis en la implementación de equipos eléctricos. Específicamente el recurso de energía eléctrica, el cual es de uso para varios equipos.
- Visitas técnicas a proveedores de equipos de carguío y acarreo, para la recopilación de información técnica, operativa y energética. Así como también para corroborar los precios y probar los equipos disponibles.
- Medición de dimensiones, capacidades y características técnicas de los equipos a utilizar, a fin de verificar su compatibilidad con la infraestructura minera existente.
- Seguimiento de la producción en cada ciclo, para así corroborar la producción diaria y mensual, etc.

Ilustración 12

Formato de recolección de datos de tiempos.

UNIDAD MINERA KORY T'IKA CEP 34 - APURIMAC			
TIEMPOS DE CARGUIO Y ACARREO POR UN CICLO			
NIVEL :		FECHA:	
NOMBRE DEL APLICADOR:			
EQUIPO:		CÓDIGO:	
N°	ETAPA	TIEMPO (MIN)	OBSERVACIONES
1	TIEMPO DE POSICIONAMIENTO DE EQUIPO		
2	TIEMPO DE CARGUIO		
3	TIEMPO DE IDA		
4	TIEMPO MANIOBRA EN ZONA DE DESCARGUE		
5	TIEMPO DE DESCARGA		
6	TIEMPO DE RETORNO		
7	TIEMPO PARADA TÉCNICA		
8	TIEMPO MUERTO		
TOTAL			

Fuente: Elaboración propia.

3.5.2. Instrumentos y equipos

Los instrumentos son los datos de campo (insitu) como los registros topográficos, reportes operativos, KPI's, etc. Así como también fichas de observación no experimental, comparaciones estadísticas y análisis de productividad y costos operativos.

3.6. Técnicas de procesamiento de datos

Para recolectar los datos se siguió con el plan cronogramado para la tesis, estos datos para ser procesados primeramente son organizados, luego se filtran los datos que servirán de los que no nos servirán y finalmente estos datos son analizados y evaluados.

El procesamiento de datos considera:

Primero, se hace un diagnóstico situacional del sistema de acarreo actual.

Segundo se analiza la topografía, geomecánica y dimensiones optimas de la labor minera que influyen en la elección de equipos (según su tamaño, tipo de energía para su accionamiento, acoplamiento a distintas labores, etc.).

Tercero se calcula la productividad (producción, capacidad de carga de equipo, análisis en base a producción estimada), luego se efectúa un estudio de tiempos del sistema de carguío y acarreo.

Cuarto, se calcula el costo horario de equipos, analizando principalmente los costos de posesión y costos de operación.

Finalmente se analiza los costos mediante el análisis de costos unitarios.

3.7. Técnicas de análisis de datos

Las técnicas que se utilizan son las siguientes:

- Diagnostico situacional.
- Análisis de viabilidad.
- Análisis de costos operativos.
- Análisis comparativo estadístico.
- Cálculo de indicadores operativos y económicos.
- Evaluación de factibilidad técnica operativa.

3.8. Identificación de las deficiencias del sistema actual de carguío y acarreo

Para identificar las deficiencias del sistema actual de carguío y acarreo de la unidad minera

Kory T'ika CEP 34 se aplicó la observación no experimental, conociendo que el carguío

se efectúa de manualmente, lo cual es deficiente; seguidamente se observa que para el acarreo de material se usa los carros mineros Z20, los cuales presentan una serie de deficiencias que afectan negativamente la productividad y los costos del proceso productivo.

Las principales deficiencias identificadas son:

- **Baja productividad:** el acarreo con coches mineros Z20 requiere de mucho tiempo, los cuales en muchos casos no permiten cumplir con la producción programada diaria, debido a la distancia de acarreo y el uso de este equipo.
- **Cantidad de mano de obra:** En este caso, como se ha descrito anteriormente cada coche minero Z20 requiere de 2 a 3 personas para la maniobrabilidad de este equipo, lo cual incrementa significativamente los costos, en este caso los costos de mano de obra.
- **Costo operativo elevado:** Para tratar de cumplir la producción programada se ha planteado en el transcurso de la construcción del nivel principal el aumento del número de coches mineros Z20 los cuales trabajarían simultáneamente; este modo operativo ha llevado al aumento considerable de los costos operativos, necesitando mayor número de personal, mayor número de equipos, sumado a ello el desgaste y mantenimiento frecuente de estos equipos, y el principal problema en este caso fue el cruce de coches mineros Z20 los cuales han llevado a demoras operativas considerables dificultando también cumplir con el avance de la producción diaria, esto debido a que la labor es angosta.
- **Rendimiento bajo en distancias largas:** La distancia actual es de 490 m de la labor principal; si se estima que a los 560 metros se alcanzara a la primera veta, lo que representa un tramo considerable para el acarreo de mineral y desmonte, con el sistema de acarreo a

través de coches mineros Z20 genera demoras considerables los cuales se acumulan a lo largo de cada ciclo de acarreo.

3.9. Evaluación de las condiciones de la labor minera que influyen en la elección de un equipo de acarreo

Para la evaluación de las condiciones de la labor principal minera que influyen en la elección de equipos de acarreo se dio importancia a la normatividad vigente actual, a partir de ello se adaptara un equipo que pueda asumir el reto de aumento de productividad.

En esta evaluación de condiciones de la labor minera también se evalúa a los posibles equipos de acarreo y transporte que se puedan introducir para el mejoramiento de la productividad en la unidad minera Kory T'ika CEP 34, de esta manera se discrimina en primera instancia a los equipos que no reúnan con las condiciones presentes en la labor minera.

3.9.1. Dimensiones de la labor minera

Las dimensiones de las labores mineras de la unidad minera Kory T'ika CEP 34 dependen principalmente de las condiciones geomecánicas, a continuación, se efectúa un análisis de justificación de las dimensiones de la labor minera principal que se hizo en la construcción de esta.

3.9.1.1. Evaluación de las condiciones geomecánicas que influyeron en el dimensionamiento de la labor

Para la construcción de la labor principal, las dimensiones de esta no se definieron de manera unilateral si no que estos dependieron principalmente de las condiciones geomecánicas presentes a lo largo de la labor minera; estas se evaluaron previamente a

través de labores mineras adyacente, los cuales se clasificó según el macizo rocoso presentes. A continuación, se describe las condiciones geomecánicas presentes al largo de la labor minera principal.

a) Clasificación del macizo rocoso

Para describir la clasificación del macizo rocoso se hizo necesario presentar el mapeo geomecánico de la labor minera, según RMR (Rock Mass Rating), según datos geomecánicos de la unidad minera, este presenta en su mayoría roca de clase V, IV y III, los cuales representan una baja calidad en el macizo rocoso, estos datos se ven reflejados en la Ilustración 13 y Tabla 7 dando a conocer el RMR del macizo rocoso de tramos de la labor principal minera.

Ilustración 13

Clasificación geomecánica según RMR.

Clase Macizo Rocos	Descripción	RMR
I	Macizo rocoso de excelente calidad	81-100
II	Macizo rocoso de buena calidad	61-80
III	Macizo rocoso de calidad regular	41-60
IV	Macizo rocoso de mala calidad	21-40
V	Macizo rocoso de muy mala calidad	0-20

Fuente: Bieniawski (1989).

La calidad del macizo rocoso influye significativamente en el dimensionamiento de las labores mineras sobre todo cuando no se cuenta con la tecnología y la inversión necesaria para mantener el sostenimiento en labores de baja calidad de roca. La humedad por su parte es un factor importante que considerarse también para que el proyecto tome ciertas características de sostenimiento.

Tabla 7*Mapeo por tramos de clasificación geomecánica a través de RMR*

CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO DE LA CORTADA SEGÚN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR		
TRAMO (m)	CLASE DE MACIZO ROCOSO	RMR
00 - 19	V	18
19 - 36	V	12
36 - 59	IV	29
59 - 102	IV	35
102 - 137	III	42
137 - 162	IV	29
162 - 199	III	47
199 - 207	V	11
207 - 262	IV	31
262 - 327	III	41
327 - 334	V	13
334 - 357	III	59
357 - 379	I	82
379 - 428	III	67
428 - 452	IV	21
452 - 490	III	56

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

b) Influencia de la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento aplicado

La Tabla 8 ilustra el tipo de sostenimiento a partir del índice RMR.

Tabla 8*Sostenimiento a partir del índice RMR.*

CLASE	RMR	EXCAVACIÓN (PASE)	SOSTENIMIENTO		
			BULONES (Long. en m)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS METÁLICAS
MUY BUENA	81-100	Sección completa 3m	Ocasionalmente	No necesario	No necesario
BUENA	61-80	Sección completa 1- 1.5 m, sostenimiento terminado a 20 m del frente	Localmente en clave. L=3m. espaciados a 2.5 m con malla ocasional.	50 mm en clave donde sea necesario	No necesario
MEDIA	41a-60	Avanza y destroza 1.5 – 3 m en avance, sostenimiento empezado en frente y terminado a 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. L=4 m. espaciados 1.5 a 2 m. mallazo en clave.	50 - 100 mm en clave. 30 mm en hastiales.	No necesario
MALA	21-40	Avanza y destroza 1 – 1.5 en avance, sostenimiento empezado simultáneamente con la excavación y hasta 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. L=4 a 5 m. espaciados 1 a 1.5 m. con mallazo.	100 - 150 mm en clave. 100 mm en hastiales.	Ligeras a medias, espaciados a 1.5 m donde sea necesario.
MUY MALA	1-20	Galerías múltiples 0.5-1.5, sostenimiento simultaneo con la excavación. Hormigón proyectado inmediatamente después de la voladura.	Sistemáticamente en clave y hastial. L= 5 a 6 m. espaciados 1 a 1.5 m. con mallazo. Bulonar la contrabóveda	150 - 200 mm en clave. 150 mm en hastiales. 50 mm en el frente.	Medias a pesadas, espaciadas a 0.75 m, con forro y longarinas donde sea necesario. Contrabóveda.

Fuente: Bieniawski,1989.

En base a la Tabla 8 se analizó y se tiene la Tabla 9 donde se presenta el tipo de sostenimiento convencional requerido, así como también se expresa las dimensiones adecuadas según tipo de macizo rocoso.

Tabla 9

Medida de tramos según calidad de macizo rocoso según RMR.

CALIDAD DE MACIZO ROCOSO	ANCHO RECOMENDADO	SOSTENIMIENTO APLICADO	MEDIDA DE TRAMOS CON ESTA CALIDAD (m)	PORCENTAJE (%)
Muy buena	Labores amplias	Sin sostenimiento	22	4,49
Buena	Labores amplias	Ocasionalmente donde sea necesario	49	10
Regular	Dimensiones moderadas	Sostenimiento con cuadros de madera con luz recomendada entre 1 a 1.2 m	198	40,41
Mala	Labores de sección reducida	Cuadros de madera, cimbras con luz entre 0.80 a 1.20 m	170	34,69
Muy mala	Labores angostas	Cuadros de madera, cimbras. Más intensivo. Con luz entre 0.30 a 0.80 m	51	10,41
TOTAL			490	100

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

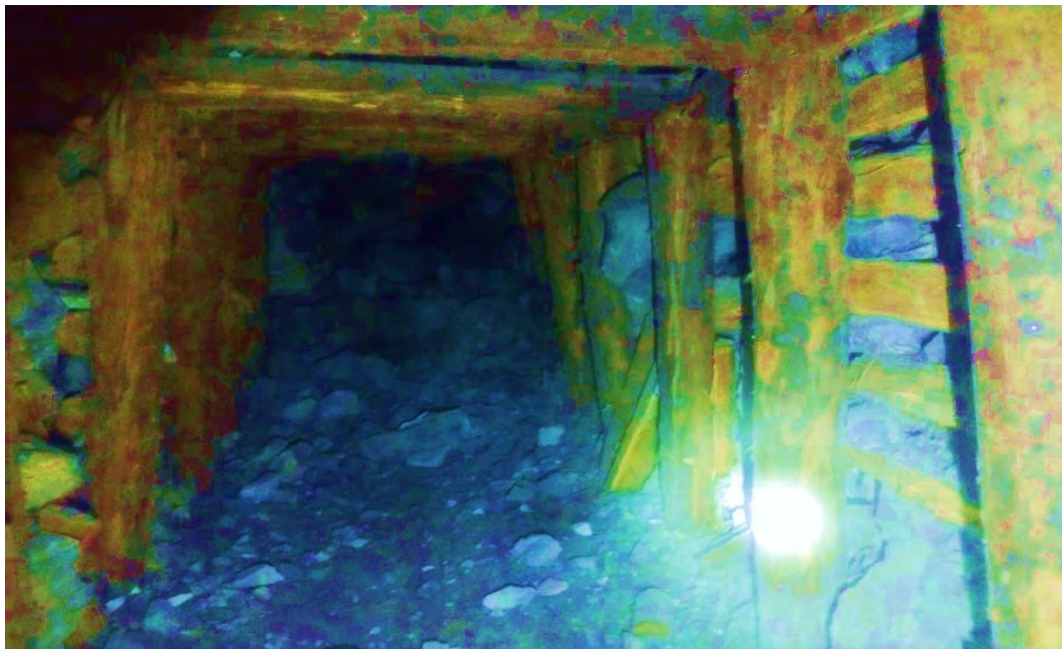
Esta Tabla define que un 85,51% del total de la longitud de la labor principal es roca de regular, mala y muy mala en promedio, lo cual hace que la labor minera en general sea de sección reducida, en este caso se consideró al inicio de operaciones la sección de 1.9 m x

1.9 m, por eso se justifica que la labor principal sea angosta con sostenimiento pasivo de cuadros de madera.

Según el tipo de sostenimiento aplicado es importante considerar que en el estudio se ve reflejado que el sostenimiento es con cuadros de madera con una luz según la calidad del macizo rocoso; esto hace que se respete las dimensiones de equipos que trabajan en esta labor minera especialmente los equipos de acarreo, ya que, si éstos son muy anchos, pueden chocar y generar desestabilidad o en el peor de los casos malograr cuadros que pueden generar accidentes.

Ilustración 14

Estándar de sostenimiento con cuadros de madera en la cortada Esperanza.



Fuente: elaboración propia.

3.9.1.2. Sección de la labor principal

La sección útil de la labor principal es de 1.9 m x 1.9 m, de esta manera se debe determinar que en base a esta sección se debe evaluar si un determinado equipo puede ingresar o no a la labor.

3.9.1.3. Relación de dimensiones de la labor con las dimensiones de equipos

Dado el sustento de las dimensiones de la labor principal de la unidad minera Kory T'ika CEP 34, estas deben ser compatibles con los equipos que trabaja en interior mina. Según los parámetros y estándares de regulación del Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, aprobado por el D.S. N° 024-2016-EM y sus modificatorias, la distancia mínima que se deja desde el punto más sobresaliente de cualquier maquina o equipo y el techo o hastiales es de 1.00 m.

En el caso del estudio dado que estos estándares no se pueden aplicar para minería a pequeña escala, ya que la labor es angosta. La usencia de normatividad sobre parámetros y estándares para pequeña minería en el Perú se evidencia en este caso, entonces es inevitable aplicar una normatividad y estándares de otros países, como por ejemplo la normatividad chilena, que dispone que la distancia mínima que se debe dejar entre los hastiales o el techo al punto más sobresaliente de la maquina o equipo es de 0.50 m, dado esto se tendrá un ancho máximo del equipo y una altura máxima del equipo.

A continuación, se calcula las dimensiones máximas del equipo de acarreo que puede ingresar a interior mina.

ANCHO MÁXIMO(A)

$$A = Alab. - 2*0,5$$

Donde:

Alab. Es el acho de la labor

Entonces:

$$A = 1,9 - 2*0,5$$

$$A = 0,9 \text{ m}$$

Por lo tanto, el ancho máximo del equipo de acarreo debe ser 0,90 metros.

ALTURA MÁXIMA (H)

$$A = H_{\text{lab.}} - 0,5$$

Donde:

Hlab. Es el alto de la labor

Entonces:

$$H = 1,9 - 0,5$$

$$H = 1,4 \text{ m}$$

Por lo tanto, la altura máxima del equipo de acarreo debe ser 1,40 metros.

3.9.2. Tipo de energía disponible

En general en todas las operaciones aledañas a la unidad minera Kory T'ika CEP 34 se tiene como energía disponible la energía eléctrica a través de generadores portátiles, ya que por políticas de las comunidades campesinas aledañas está prohibido el uso de otros tipos de energía como las de aire comprimido, y no se cuenta con instalaciones de energía eléctrica dentro de la unidad minera, en este caso la unidad minera cuenta con energía generado por un grupo electrógeno con una potencia de 38 KW, este generador de energía eléctrica funciona con diésel, la ficha técnica de este equipo se muestra en el Anexo 9. Este grupo electrógeno sirve principalmente para accionar equipos como: Ventilador axial, winche eléctrico, perforadora eléctrica, rotomartillo eléctrico, cargar baterías de equipos, y para otros pequeños equipos eléctricos.

3.9.3. Dimensionamiento de ductos de ventilación

Los ductos de ventilación deben dimensionarse adecuadamente en relación con la cantidad de aire requerido, para luego hacer una relación con las dimensiones de la labor minera y las dimensiones del equipo de acarreo. En operaciones convencionales de labores mineras angostas, en dimensionamiento de ductos de ventilación van relacionado estrictamente para que los equipos que se introduzcan a mina no contacten con las mangas de ventilación; de esta manera tener una adecuada ventilación en mina. A continuación, se tiene el cálculo del diámetro del ducto de ventilación que se dio a través de una formula empírica según MINCONSULTING S.A.C. (2024).

3.9.2.1. fórmula empírica general

$$D = 6 \sqrt{FA * \frac{K * Q^3}{N} * \frac{F * \frac{C_{ven}}{1018.42} + 6.414 * C_{ene}}{F * \left[\frac{15}{16} * A * C_{exc} + C_d \right]}}$$

3.9.2.2. Cálculo de parámetros requeridos

a) Factor de altitud.

$$FA = \frac{\rho_{snm}}{\rho_{nm}}$$

$$\rho_{snm} = \rho_{nm} \times e^{\left(\frac{-h}{29,2699T+7995,0852}\right)}$$

Donde:

ρ_{nm} : 0,075 lb/pie³

altitud (h): 3690 msnm (m)

temperatura (T): 21°C

e: 2,718281

$$\rho_{snm} = 0.075 \times e^{\left(\frac{-3690}{29,2699 (21)+7995,0852}\right)}$$

$$\rho_{snm} = 0,00489 \frac{lb}{pie^3}$$

Entonces:

$$FA = \frac{0,00489 \frac{lb}{pie^3}}{0,075 \frac{lb}{pie^3}}$$

$$FA = 0,651$$

b) Factor de fricción

$$k = 20 \times 10^{-10} \text{ lb} - \frac{\text{min}^2}{\text{pie}^4}$$

c) Factor de recuperación de inversión capital

$$F = \frac{i * (1 + i)^t}{(1 + i)^t - 1}$$

Donde:

i: costo del proyecto (%)

t: tiempo de ejecución del proyecto (años)

i = 10%

t = 560 metros de avance/450 metros por año

t = 1,24 años

Por lo tanto;

$$F = \frac{10\% * (1 + 10\%)^{1,24 \text{ años}}}{(1 + 10\%)^{1,24 \text{ años}} - 1}$$

$$F = 0,894$$

d) Caudal requerido: En el estudio se considera el cálculo de requerimiento de aire operando

sin equipos con motor petrolero.

$$QTo = QT1 + QFu$$

$$QT1 = QTr + Qma + QTe$$

Donde:

QTr = Número de trabajadores

QMa = Consumo de madera

Qte = Temperatura en labores de trabajo

$$QFu = 15\% \text{ del } QT1$$

QTo = Requerimiento de aire Total

QMa = Caudal requerido por fugas

1) Caudal requerido por número de trabajadores

$$QTr = F \times N \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

QTr = caudal total para “n” trabajadores (m³/min);

F = caudal mínimo por persona de acuerdo con escala (Art. 247 de RSSO), se muestra en la Tabla 10.

Tabla 10

Caudal mínimo por persona de acuerdo con escala (Art. 247 de RSSO).

Altitud msnm	Qpersona(m3/min)
0-1500	3
1500-3000	4
3000-4000	5
4000-más	6

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

N = Número de trabajadores de la guardia más numerosa.

$$QTr = 5 \times 12 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

$$QTr = 60 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Entonces se tiene la Tabla 11 que resume el cálculo de caudal requerido por número de trabajadores.

Tabla 11*Personal y su requerimiento de caudal.*

REQUERIMIENTO POR PERSONAL Qtr				
			Altitud	3690 msnm
Personal	Total/guardia	F (Q persona)	m3/min	pie3/min
operario de remolcador	1	5	5	176,575
ayudante de remolcador	1	5	5	176,575
limpieza	6	5	30	1059,45
perforista	1	5	5	176,575
ayudante de perforista	1	5	5	176,575
supervisor	1	5	5	176,575
flotantes (3%)	1	5	5	176,575
Qtr	12		60	2118,9

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

2) Caudal requerido por consumo de madera

$$QMa = T \times u \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Donde:

Ma = Caudal requerido por toneladas de producción

u = factor de producción (RSSO: Art.252, segundo párrafo del literal d), se tiene en la Tabla

12.

Tabla 12*Facto de producción para caudal por consumo de madera.*

FACTOR DE PRODUCCIÓN DE ACUERDO CON EL CONSUMO DE MADERA	
CONSUMO DE MADERA (%)	FACTOR DE PRODUCCIÓN (m3/min)
0-20%	0
20-40%	0,6
40-70%	1
70% A MÁS	1,25

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

T = Producción en toneladas métricas por guardia

$$QMa = 30,1 \times 0,6 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

$$QMa = 18,06 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Entonces se tiene la Tabla 13 que resume el cálculo de caudal requerido por consumo de madera.

Tabla 13*Requerimiento de caudal de aire por consumo de madera.*

REQUERIMIENTO POR MADERA Qma				
	UND	PROGRAMADO (m3/dia)	CONSUMO (m3/dia)	%
PRODUCCIÓN	m3	3,670515	1,1	29,97%
AVANCES	m3	5,55579	1,32	23,76%
PROMEDIO			1,21	26,86%
PRODUCCION POR DIA			30,1	TMH/dia
Qma			18,06	m3/min
Qma			637,7889	pie3/min

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

- 3) Caudal requerido por temperatura: En este caso en interior mina se tiene una temperatura promedio en labores de 16°C por lo cual ya no se calcula de acuerdo con la escala establecida en el tercer párrafo del literal d) del artículo 252 del reglamento (Tabla 14).

Tabla 14

Escala para requerimiento de caudal por temperatura.

VELOCIDAD MINIMA	
Temperatura seca (°C)	Velocidad mínima (m/min)
0-24	0
24-29	30

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

Por lo tanto, sin necesidad de hacer cálculos el caudal requerido por temperatura es cero.

- 4) Caudal requerido por fugas (QFu)

$$QFu = 15\% \times QT1 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

$$QT1 = QTr + QMa + QTe$$

$$QT1 = 60 + 18.06 + 0 = 78.06 \text{ (m}^3\text{/min)}$$

Entonces;

$$QFu = 15\% \times 78,06 \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

$$QFu = 11,709 \left(\frac{m^3}{min} \right) = 413,5 \left(\frac{pies^3}{min} \right)$$

Por lo tanto:

$$QTo = QT1 + QFu$$

$$QTo = 78,06 \text{ m}^3/\text{min} + 11,709 \text{ m}^3/\text{min} = 89,769 \text{ m}^3/\text{min} = 3170,192 \text{ pie}^3/\text{min}$$

5) Caudal requerido por explosivos

$$QEx = A \times V \times N \left(\frac{m^3}{min} \right)$$

Donde:

A = área promedio de las labores (m²)

V = velocidad mínima requerida según norma (m/min) (Tabla 15).

Tabla 15

Velocidad mínima requerida según norma.

EXPLOSIVO	VELOC. MIN m/min
ANFO	25
DINAMITA	20

Fuente: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería.

N = Numero de niveles en voladura.

Se resume en la Tabla 16.

Tabla 16*Resumen datos para cálculo de caudal por consumo de explosivos.*

EXPLOSIVO	DINAMITA	UNIDAD
NIVELES	1	
VELOCIDAD MIN	20	m/min
ÁREA PROM.	3,36333333	m ²

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

Por lo tanto:

$$QEx = 3,36333 \times 20 \times 1 \left(\frac{m^3}{min} \right) = 67,26667 \left(\frac{m^3}{min} \right) = 2375,52 \left(\frac{pie^3}{min} \right)$$

Comparando QTo y QEx

SOLUCION: 89,769 m³/min = 3170,192 pie³/min

La demanda de aire es la siguiente:

$$Qo = 1,15 \times QTo = 1,15 \times 3170,192 = 3645,72 \text{ pie}^3/\text{min}$$

e) Costo unitario de ventilador

$$Cven = \frac{Cv}{P}$$

Donde:

Cv = costo de adquisición del ventilador (USD) = 4500 soles = 1267,60 USD

P = potencia del ventilador (HP) = 7,5 HP

$$Cven = \frac{1267,6}{7,5} = 169,01 \text{ USD/HP}$$

f) Ancho de túnel (A)

El ancho de túnel es de 1,9 m que es igual a 6,2339 pies.

g) Costo unitario de excavación

$$C_{exc} = \frac{CE \times 16}{A \times H \times L \times 15}$$

Donde:

CE = costo de excavación del túnel (USD) = 1500 x 560 = 840 000 USD

A = ancho (pie) = 1,9 m = 6,2339 pies

H = Altura (pie) = 1,9 m = 6,2339 pies

L = longitud (pie) = 560 m = 1837,36 pies

Entonces;

$$C_{exc} = \frac{840000 \times 16}{6,2339 \times 6,2339 \times 1837,36 \times 15} = 12,5485 \text{ USD/pie}^3$$

h) Costo unitario de ducto de ventilación: el costo de mangas de ventilación es varia de entra 700 a 900 soles los 100 metros de largo, en los cálculos se considera 800 soles los 100 metros de manga de ventilación.

100 metros 800 soles

1 m 8 soles

3, 281 pies 8 soles

3,281 2,2535 USD

Entonces;

$$Cd = \frac{2,2535}{3,281} = 0,6868 \text{ USD/pie}$$

i) Costo unitario de consumo de energía (Cene)

El costo unitario de consumo de energía es el costo horario del grupo electrógeno ya que la energía se obtiene de dicho grupo electrógeno.

De los cálculos se tiene que el grupo electrógeno tiene un costo horario de 15,126 USD/hr trabajando al 75% de su capacidad de motor.

Se tiene que la potencia es de 7,5 HP convirtiendo a Kw es de 7,5 HP x 0,7457 Kw/HP = 5,593 Kw.

Por lo tanto.

$$Cene = \frac{15,126 \text{ USD/hr}}{5,593 \text{ Kw}} = 2,70 \frac{\text{USD}}{\text{Kw.hr}}$$

A continuación, se presenta la Tabla 17 de los parámetros requeridos para el cálculo del diámetro del ducto de ventilación mediante una fórmula empírica; la resolución de estos parámetros se encuentra en las siguientes páginas, mostraremos a continuación el resumen de todos los parámetros requeridos.

Tabla 17

Parámetros de cálculos de dimensionamiento de ductos de ventilación.

PARÁMETROS DEL CÁLCULO DE DIMENSIONAMIENTO DE DUCTOS DE VENTILACIÓN					
PARAMETROS	FACTOR DE ALTITUD	FACTOR DE FRICCIÓN	CAUDAL REQUERIDO	FACTOR DE RECUPERACIÓN DE INVERSIÓN CAPITAL	COSTO UNITARIO DE VENTILACIÓN
SIMBOLOGÍA	FA	K	Q	F	Cven
VALOR	0,651431136	0,000000002	3645,721070250	0,894100029	169,014084507

PARÁMETROS DEL CÁLCULO DE DIMENSIONAMIENTO DE DUCTOS DE VENTILACIÓN					
PARAMETROS	EFICIENCIA	ANCHO DE TUNEL	COSTO UNITARIO DE EXCAVACIÓN	COSTO UNITARIO DE DUCTO DE VENTILACIÓN	COSTO UNITARIO DE CONSUMO DE ENERGÍA
SIMBOLOGÍA	n	A	Cex	Cd	Cene
VALOR	0,850000000	6,233900000	12,548565722	0,686800000	2,700000000

Fuente: Elaboración propia en base a cálculos.

Dado estos parámetros se tiene que:

$D = 1,642$ pies

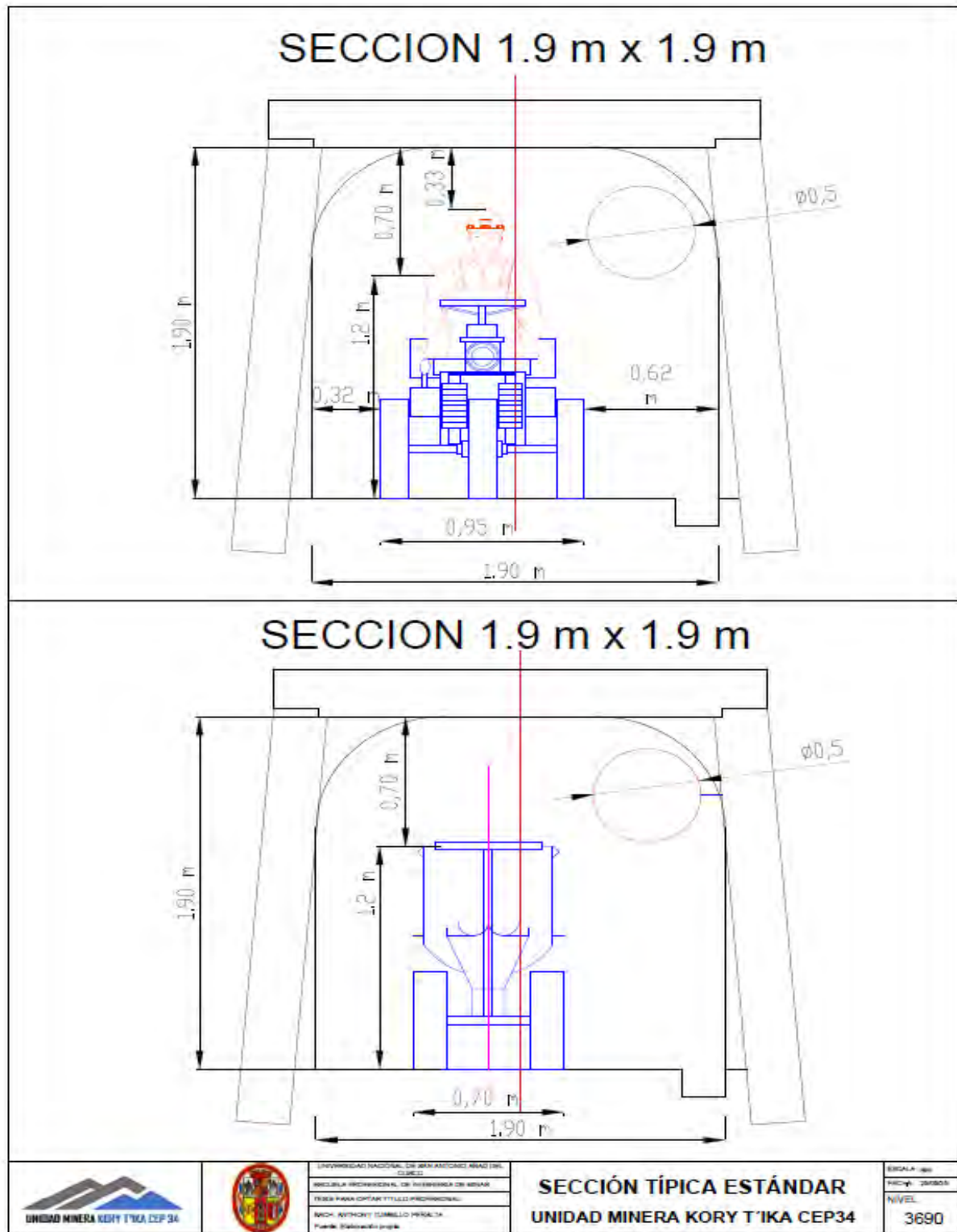
$D = 0,50$ m

Por lo tanto, el diámetro del ducto de ventilación equivalente vendría a ser 0,50 m.

La Ilustración 15 muestra el dimensionamiento de las labores e instalaciones y equipamiento.

Ilustración 15

Plano de dimensionamiento óptimo de equipos y ductos de ventilación en la labor minera Kory T'ika CEP34.



Fuente: Elaboración Propia.

Estos parámetros son calculados a través de fórmulas empíricas que demuestran al final el dimensionamiento de ductos de ventilación que son necesarios e intervienen en el dimensionamiento de equipos que accionaran dentro del túnel principal.

3.9.3. Discriminación de equipos de acarreo

Para discriminar en primera instancia equipos de acarreo se consideran los siguientes equipos posibles que también trabajan en minería convencional, los cuales son:

- Locomotora eléctrica
- Locomotora trolley
- Minidumper eléctrico
- Carros mineros Z20
- Remolcador eléctrico

la Tabla 18 ilustra la selección de equipos para la adecuación a las condiciones de la labor minera de equipos de acarreo.

Luego de la Tabla N° 18, en las primeras conclusiones se ha decidido discriminar a los siguientes equipos:

Las locomotoras con rieles ya que no se cuenta con una capacidad de inversión alta por parte de los inversionistas, también este sistema no se considera ya que la vida útil de la mina es de tan solo 7 años y el valor de inversión no reembolsaría toda la inversión; este sistema de acarreo requerirá de un tiempo prolongado para toda la instalación desde los rieles, línea trolley o construcción de infraestructura para cargar baterías, etc., por lo cual se decide discriminarlo.

Tabla 18*Selección de equipos para la adecuación a las condiciones de la labor minera.*

EQUIPO	VENTAJAS	LIMITACIONES	ADECUACIÓN A CONDICIONES DE LABOR
LOCOMOTORA A BATERÍA		Requiere de instalación de rieles. Alto costo inicial. Poca flexibilidad para labores angostas. Necesidad de construcción de tolvas y chutes. Requiere construcción de infraestructura de carga de baterías.	Por las dimensiones de las locomotoras será necesario rebajar el piso unos 40 cm en toda la longitud de la labor para la instalación de rieles lo cual aumentará los costos iniciales de instalación.
LOCOMOTORA TROLLEY	Capacidad de arrastre alto, adecuado para largas distancias	Requiere de instalación de rieles. Alto costo inicial. Poca flexibilidad para labores angostas. Necesidad de construcción de tolvas y chutes. Requiere de la construcción e instalación de una línea trolley.	
MINIDUMPER	Autonomía y versatilidad Requiere de un solo operador Su capacidad depende de las dimensiones de labor	Genera emisiones si es a diésel. Requiere mayor ventilación si es a diésel. Se requiere varias unidades para el cumplimiento de la producción. Por ende, también mayor costo inicial en la adquisición de varias unidades.	Se adecuan a cualquier dimensión de labores mineras. Al requerir varias unidades para el cumplimiento de metas, habrá una congestión en el interior mina.
COCHE MINERO Z20	Bajo costo de adquisición. Se adecua a cualquier labor minera. Se adecua a rampas con pendientes hasta 45°, y son arrastrados por winchas a través de un canal de madera.	Demanda alta de mano de obra. Baja productividad. Mayor tiempo en el cumplimiento de ciclos. Según su capacidad y estado del terreno se requiere de entre 2 a 3 trabajadores.	Se adecuan a cualquier dimensión de labores, tiene diferentes capacidades.
REMOLCADOR ELÉCTRICO	Cero emisiones de gases. Adaptable a labores angostas. Fácil adaptabilidad a labores con sistema de acarreo mediante coches mineros. Costo inicial menor.	Menor capacidad de arrastre en comparación a las locomotoras.	Se adecua a cualquier dimensión de labores, también existen de diferentes capacidades de arrastre y tamaños. Usa energía eléctrica para cargar baterías.

Fuente: Elaboración propia en base a datos y ficha técnica de equipos.

En segundo lugar se ha decidido también discriminar al minidumper, a pesar que se adecua a cualquier dimensión de labor minera, se requiere mayor cantidad de unidades para cumplir con la producción programada, los cuales generarían congestión en interior mina a través de la labor principal, por ende en muchos casos choques, debilitamiento de estructuras de sostenimiento y mayor costo inicial al requerir mayor número de unidades; por otro lado cuando los frentes de producción se distancien de la labor principal se requerirá en los niveles inferiores y superiores de más equipos para el acarreo hacia las tolvas.

Discriminando estas dos opciones que también pueden adecuarse se decide hacer un estudio más profundo de la factibilidad del remolcador eléctrico, comparando inicialmente con el sistema actual tradicional de acarreo.

3.10. Análisis y evaluación técnico económico para la implementación de remolcador eléctrico

3.10.1. Análisis de parámetros técnicos de equipos de acarreo

En primer lugar, se analiza los parámetros técnicos de equipos de acarreo que se cotizaron en el mercado nacional, así como también los parámetros técnicos de los equipos del actual sistema de carguío y acarreo; en la Tabla 19 presentamos un resumen de los parámetros técnicos.

Tabla 19*Parámetros técnicos y costo de equipos de acarreo.*

EQUIPO	MODELO	CAPACIDAD (TON)	DIMENCIONES (m)	PRECIO (USD)	OBSERVA CIONES
COCHE MINERO	Z20	1,125 TON	TOLVA 1.25 x 0.70 x 0.80 TOTAL 1.32 x 0.75 x 1.20	1100 .00	
	Z20	1,5 TON	TOLVA 1.54 x 0.80 x 0.90 TOTAL 1.65 x 0.85 x 1.42	1250.00	
REMOLCADOR ELÉCTRICO	DSC-6T 4 LLANTAS	ARRASTRE 6TON	2.65 x 1.15 x 1.70	8450.00	
	DPER30000	5TON	2.20 x 0.95 x 1.20	4500.00	Síncrono
	DPERMEK 130	5TON	2.20 x 0.95 x 1.20	4600.00	Regenerativo

Fuente: Fichas técnicas de equipos adaptado de empresas que venden estos equipos.

Al ver los parámetros técnicos de los equipos se observa que todos se adecuan a las dimensiones optimas de equipos de acarreo relacionados con las dimensiones de la labor principal a excepción del remolcador eléctrico DSC-6T, el cual no está dentro de los límites máximos de dimensiones, de ancho de 0.9 m y de alto 1.4 m, en el caso del remolcador eléctrico este excede en 0.15 m de ancho y 0.30 m en altura. Dado este escenario se decide entre dos tipos o modelos de remolcadores que cumplen con las dimensiones máximas para

su implementación; se tiene en este caso al remolcador eléctrico modelo DPER30000 y al remolcador eléctrico DEPERMEK130 los cuales difieren solo en el método de cargado de baterías; éste último lleva baterías secas selladas las cuales tienen un sistema regenerativo, por ende conviene hacer uso de esta tecnología innovadora, en adelante se efectúa el estudio de la viabilidad del remolcador eléctrico DEPERMEK130.

3.10.2. Requerimiento operativo de personal

Se considerará el número de personas capacitadas que se necesita para operar un determinado equipo; en este caso el número de personal que se necesita para operar el coche minero Z20 y el Remolcador eléctrico con coches mineros Z20. La Tabla 20 describe los requerimientos de personal, carga física y descripción de la operación. En la Tabla 20 se refleja que las condiciones de carga física de los operadores del coche minero Z20 es muy pesada debido a la intensidad de trabajo, caminar más de 1 km por ciclo, y para cumplir todo el ciclo de limpieza y acarreo con 2 coches mineros que trabajen simultáneamente seria 7 a 9 km de caminata al día y con el inicio de explotación seria aún más riguroso este trabajo alcanzando a una caminata de unos 15 a 20 km por día lo cual es muy adverso e inhumano las condiciones que se describen, por ello es mejor implementar un sistema de acarreo que soluciones este problema.

Tabla 20*Requerimiento de personal y condiciones de trabajo para operar equipo.*

REQUERIMIENTO DE PERSONAL PARA OPERAR EQUIPOS			
EQUIPO	PERSONAL REQUERIDO	CARGA FÍSICA	DESCRIPCIÓN DE OPERACIÓN
COCHE MINERO Z20	2 a 3	Pesada	Su operación depende de la fuerza física del hombre, es maniobrado manualmente por 2 a 3 operadores dependiendo de la capacidad de carga del coche minero Z20 y de las condiciones de la vía.
REMOLCADOR ELÉCTRICO	2	Ligera	Su operación es arrastrar de 1 a 5 coches mineros Z20 también según la capacidad de arrastre y las capacidades del coche minero Z20. Requiere 2 personas para maniobrarlo, uno que maneja el remolcador y otro ayudante para anclar y desanclar coches mineros Z20 y para el apoyo en la descarga de material.

Fuente: Elaboración propia.

3.10.3. Estudio de tiempos en el ciclo de carguío y acarreo

Para el estudio de tiempos de carguío y acarreo que en realidad son un ciclo, se tiene en la Ilustración 12 como formato de recolección de datos y el resumen general de todos los datos cronometrados obtenidos en campo. En primera instancia se hizo el acopio de tiempos del sistema actual utilizando coches mineros Z20, incluyendo el sistema tradicional de carguío manual. Seguidamente se analizó los tiempos con la propuesta de implementación del remolcador eléctrico, este último se hallarán los tiempos promedios mediante cálculos matemáticos estimados, ya que aún no se cuenta con el equipo en campo. A continuación, se hallará algunos tiempos promedios que servirán más adelante para hallar algunos parámetros que se requiere en el estudio.

3.10.3.1. Desempeño de velocidades de sistemas de acarreo

Para determinar el ciclo de acarreo es necesario poner en consideración las velocidades de los dos sistemas de acarreo, los cuales son el sistema de acarreo con remolcador eléctrico y el sistema de acarreo con coches Z20 maniobrado manualmente. Estos equipos recorrerán una distancia de 611 metros del frente de producción al echadero y/o cancha de mineral en promedio, con un recorrido que es a través de una cortada con gradiente positiva de 1%.

El estudio de tiempos se contempló a los 541 metros del frente de la labor minera al echadero y/o cancha de minera en promedio. la Tabla 21 muestra los estándares de velocidad de equipos en la unidad minera.

Tabla 21

Estándar de velocidades de equipos mineros en minera Kory Ti'ika CEP 34.

ESTÁNDAR DE VELOCIDAD		
SISTEMA DE ACARREO	LÍMITE DE VELOCIDAD (km/h)	
	CARGADO	VACÍO
COCHE MINERO Z20	4 a 6	4 a 6
REMOLCADOR ELÉCTRICO	8	10

Fuente: Datos técnicos de los equipos.

3.10.3.1. Estudio de tiempos de carguío y acarreo con coche minero Z20

Para el estudio de tiempos de carguío y acarreo con coches mineros Z20 se hizo con dos coches mineros que trabajaron simultáneamente; en este caso se hizo el estudio de 28 ciclos de carguío y acarreo, cada 2 días, trabajando 2 disparos por día y una guardia por día. La Tabla 22 ilustra el resumen de estudio de tiempos con coche minero Z20.

Tabla 22

Estudio de tiempos de carguío y acarreo con coche minero Z20.

N° VIAJES	TIEMPO DE POSICIONAMIENTO DE EQUIPO (min)	TIEMPO DE CARGUIO (min)	TIEMPO DE IDA (min)	TIEMPO MANIOBRA EN ZONA DE DESCARGUE (min)	TIEMPO DE DESCARGA (min)	TIEMPO DE RETORNO (min)	TIEMPO PARADA TÉCNICA (min)	TIEMPO MUERTO (min)	TOTAL TIEMPO OPERATIVO (min)	TOTAL TIEMPO NO OPERATIVO (min)	TOTAL (min)
1	1,617	7,350	7,133	1,017	0,367	8,950	0,000	0,000	26,433	0,000	26,433
2	1,017	8,517	7,817	0,850	0,817	7,517	0,000	0,000	26,533	0,000	26,533
3	0,933	10,033	8,117	0,800	0,250	7,517	0,000	0,000	27,650	0,000	27,650
4	1,033	9,283	7,300	0,483	0,350	7,650	7,000	0,000	26,100	7,000	33,100
5	1,483	11,050	7,800	0,650	0,500	7,883	0,000	0,000	29,367	0,000	29,367
6	1,183	8,983	8,000	1,017	0,367	8,017	0,000	0,000	27,567	0,000	27,567
7	1,150	11,150	9,217	2,017	0,183	8,033	0,000	0,000	31,750	0,000	31,750
8	1,150	10,050	7,617	0,783	0,350	9,017	0,000	0,000	28,967	0,000	28,967
9	1,817	8,800	7,633	1,000	0,333	8,350	0,000	0,000	27,933	0,000	27,933
10	1,200	10,183	7,983	0,183	0,667	7,783	0,000	0,000	28,000	0,000	28,000
11	1,000	8,517	8,183	0,650	0,217	8,183	0,000	0,000	26,750	0,000	26,750
12	1,017	9,900	8,117	0,350	0,617	8,850	0,000	0,000	28,850	0,000	28,850
13	1,850	11,817	7,050	1,017	0,250	7,983	8,517	0,000	29,967	8,517	38,483
14	1,467	10,183	9,183	1,167	0,183	8,167	0,000	1,200	30,350	1,200	31,550
15	1,017	9,000	8,350	0,817	0,667	8,650	0,000	20,183	28,500	20,183	48,683
16	1,467	9,183	8,167	1,017	0,583	10,050	0,000	0,000	30,467	0,000	30,467
17	0,967	12,150	10,950	0,200	0,483	9,200	0,000	0,000	33,950	0,000	33,950
18	0,817	10,000	10,183	0,950	0,483	8,533	0,000	0,000	30,967	0,000	30,967
19	1,550	10,217	9,667	0,500	0,367	7,967	0,000	0,000	30,267	0,000	30,267
20	2,017	13,167	7,250	0,417	0,200	7,733	0,000	0,000	30,783	0,000	30,783
21	1,617	10,167	9,150	0,150	0,617	8,350	0,000	0,000	30,050	0,000	30,050
22	2,017	9,700	9,267	0,583	0,517	8,300	0,000	0,000	30,383	0,000	30,383
23	1,050	9,017	7,367	0,333	0,667	9,200	0,000	2,183	27,633	2,183	29,817
24	1,783	8,633	7,350	0,450	0,183	8,183	0,000	0,000	26,583	0,000	26,583
25	2,017	9,283	10,183	0,350	0,317	7,817	0,000	0,000	29,967	0,000	29,967
26	2,033	9,000	8,183	0,483	0,883	7,833	0,000	0,000	28,417	0,000	28,417
27	1,950	7,917	8,217	0,483	0,183	7,600	0,000	0,000	26,350	0,000	26,350
28	1,800	8,683	7,667	0,333	0,217	8,367	0,000	0,000	27,067	0,000	27,067
TOTAL (min)	40,017	271,933	233,100	19,050	11,817	231,683	15,517	23,567	807,600	39,083	846,683
TIEMPO PROMEDIO	1,429	9,712	8,325	0,680	0,422	8,274	0,554	0,842	28,843	1,396	30,239

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos en campo.

En la Tabla 22 se ve reflejado el resumen del promedio de tiempos en los cuales el tiempo total del ciclo es de 30,239 minutos, el tiempo no operativo es de 1,396 minutos y lo más importante en el estudio es el tiempo operativo por ciclo cargando 1,125 TM es de 28,843 minutos.

3.10.3.2. Estudio de tiempos de carguío y acarreo con remolcador eléctrico

El estudio de tiempos para el remolcador eléctrico se considera tiempos estimados a partir de fórmulas y criterios ya que el remolcador eléctrico aún no ha sido implementado. Para el estudio de tiempos del remolcador eléctrico se considera solo los tiempos productivos los cuales si se pueden estimar a partir de los tiempos del coche minero Z20. En seguida se detallan los cálculos de tiempos.

- **TIEMPO DE POSICIONAMIENTO DEL REMOLCADOR.** El tiempo de posicionamiento del remolcador será igual al tiempo de posicionamiento del coche minero Z20 más 1,5 minutos por cada coche minero Z20, ya que el remolcador se estacionará en un lugar construido para que de vuelta y los coches mineros serán jalados y posicionados uno a uno en el frente de carguío. Todo ello se tiene que multiplicar por 4 coches mineros Z20 que es la capacidad de arrastre del remolcador considerado en este estudio. A continuación, se muestran las siguientes formulas pertinentes.

$$T. \text{ POSICIONAM. REMOLCADOR} = (T. \text{ POSICIONAM. COCHE Z20} + 1,5 \text{ min}) \times 4$$

$$T. \text{ POSICIONAM. REMOLCADOR} = (1,429 + 1,5 \text{ min}) \times 4 = 11,717 \text{ min}$$

$$T. \text{ POSICIONAM. REMOLCADOR} = 0,195 \text{ hrs}$$

- TIEMPO DE CARGUÍO. El tiempo de carguío para el caso del remolcador eléctrico será el mismo que del coche minero Z20 multiplicado por 4 coches mineros Z20:

$$T. \text{ CARGUÍO REMOLCADOR} = (T. \text{ CARGUÍO COCHE Z20}) \times 4$$

$$T. \text{ CARGUÍO REMOLCADOR} = (9,712) \times 4 = 38,848 \text{ min}$$

$$T. \text{ CARGUÍO REMOLCADOR} = 0,647 \text{ hrs}$$

- TIEMPO DE IDA. El tiempo de ida será el tiempo en que el remolcador eléctrico salga de del frente de la labor minera hacia la superficie, ya sea a los echaderos de desmonte o a las canchas de mineral, la distancia promedio del frente de la labor al echadero es de 541 metros, mientras que la velocidad promedio del remolcador con carga es de 8 km/hr, entonces se deduce la siguiente formula:

$$T. \text{ IDA REMOLCADOR} = (\text{DISTANCIA FRENTE-HECH.}) / \text{VELOCIDAD PROMED.}$$

$$T. \text{ IDA REMOLCADOR} = (541 \text{ m}) / 8\,000 \text{ m/hr}$$

$$T. \text{ IDA REMOLCADOR} = 0,068 \text{ hrs}$$

$$T. \text{ IDA REMOLCADOR} = 4,057 \text{ min}$$

- TIEMPO MANIOBRA EN ZONA DE DESCARGUE. Este tiempo será el mismo que del coche minero Z20 aumentando en 20 segundos debido a lo largo del remolcador y los coches mineros.

$$T. \text{ MANIOBRA REMOLCADOR} = (T. \text{ MANIOBRA COCHE Z20} + 0,333 \text{ min})$$

$$T. \text{ MANIOBRA REMOLCADOR} = (0,680 + 0,333) = 1,014 \text{ min}$$

$$T. \text{ MANIOBRA REMOLCADOR} = 0,017 \text{ hrs}$$

- TIEMPO DE DESCARGA. Este tiempo será el mismo que del coche minero Z20 multiplicado por cuatro coches mineros Z20.

$$T. \text{ DESCARGA REMOLCADOR} = (T. \text{ DESCARGA COCHE Z20}) \times 4$$

$$T. \text{ DESCARGA REMOLCADOR} = (0,422) \times 4 = 1,688 \text{ min}$$

$$T. \text{ DESCARGA REMOLCADOR} = 0,028 \text{ hrs}$$

- **TIEMPO DE RETORNO.** El tiempo de retorno será el tiempo en que el remolcador eléctrico entre de la superficie al frente de carguío, la distancia promedio del frente de producción al echadero es de 612 metros, mientras que la velocidad promedio del remolcador con vacío es de 10 km/hr; entonces se deduce la siguiente relación.

$$T. \text{ RETORNO REMOLC.} = (\text{DISTANCIA FRENTE-HECH.}) / \text{VELOCIDAD PROMED.}$$

$$T. \text{ RETORNO REMOLCADOR} = (541 \text{ m}) / 10\,000 \text{ m/hr}$$

$$T. \text{ RETORNO REMOLCADOR} = 0,054 \text{ hrs}$$

$$T. \text{ RETORNO REMOLCADOR} = 3,246 \text{ min}$$

Los tiempos de parada técnica y tiempo muerto serán los mismos que del coche minero Z20; la Tabla 23 muestra un resumen de promedio de tiempos del ciclo de carguío y acarreo con remolcador eléctrico.

Tabla 23

Resumen de cálculo de tiempos para el ciclo del remolcador eléctrico.

ETAPA	TIEMPO DE POSICIONAMIENT O DE EQUIPO	TIEMPO DE CARGUIO	TIEMPO DE IDA	TIEMPO MANIOBRA EN ZONA DE DESCARGUE	TIEMPO DE DESCARGA	TIEMPO DE RETORNO	TOTAL, TIEMPO OPERATIVO
PROMEDIO (min)	11,717	38,848	4,057	1,014	1,688	3,246	60,569
PROMEDIO (h)	0,195	0,647	0,068	0,017	0,028	0,054	1,009

Fuente: elaboración propia a partir de datos obtenidos.

3.10.3.3. Cuadro comparativo de distribución de tiempos

Para facilidades de estudio se hace la distribución de tiempos para carguío y acarreo de materia de un total de 4,5 toneladas el cual es la capacidad de arrastre del remolcador eléctrico (4 coches mineros Z20) para este estudio, para el caso de distribución de tiempos del actual sistema de carguío y acarreo con coches mineros Z20 también se considera tiempos para 4 coches mineros para el cual se considerará todos los tiempos multiplicados por cuatro (4). La Tabla 24 muestra la distribución de tiempos.

Tabla 24

Cuadro comparativo de distribución promedio de tiempos operativos de equipos.

CUADRO COMPARATIVO DE DISTRIBUCION PROMEDIO DE TIEMPOS OPERATIVOS							
EQUIPO	TIEMPO DE POSICIONAMIENTO DE EQUIPO (h)	TIEMPO DE CARGUIO (h)	TIEMPO DE IDA (h)	TIEMPO DE MANIOBRA EN ZONA DE DESCARGUE (h)	TIEMPO DE DESCARGA (h)	TIEMPO DE RETORNO (h)	TOTAL, TIEMPO OPERATIVO (h)
COCHE MINERO Z20	0,095	0,647	0,555	0,045	0,028	0,552	1,923
REMOLCADOR OR ELÉCTRICO	0,195	0,647	0,068	0,017	0,028	0,054	1,009

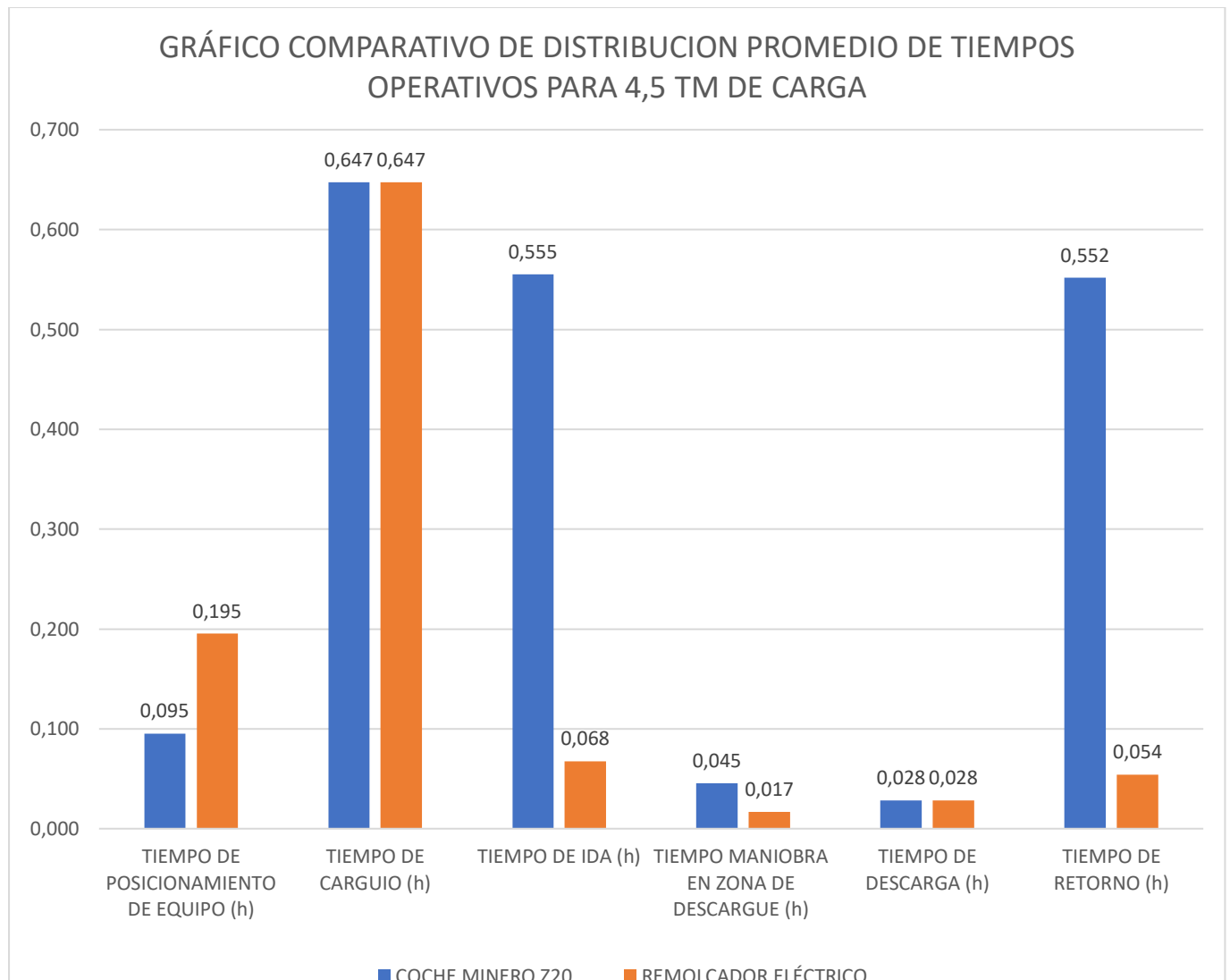
Fuente: Elaboración propia a partir de datos obtenidos en cálculos.

Se observa que hay una gran diferencia sobre todo en los tiempos de ida y vuelta ello debido a que se traslada 4,5 TM de material, para lo cual en el caso del coche minero Z20 se requiere de 4 vueltas o ciclos para cumplir este requerimiento, en cambio para el

remolcador eléctrico solo es necesario una vuelta o ciclo. Los demás tiempos son similares o iguales debido a que se hace casi el mismo maniobraje. La ilustración 16 muestra un diagrama de barras comparativo para mayor entendimiento de la situación de tiempos presentado.

Ilustración 16

Gráfico comparativo de distribución promedio de tiempos operativos para mover 4,5 TM.



Fuente: Elaboración propia.

En este diagrama se observa todos los tiempos especialmente tiempos operativos de los dos sistemas de acarreo en estudio. La Tabla 25 muestra los datos comparativos de distribución promedio total de tiempos de ambos sistemas de acarreo.

Tabla 25

Comparativo de distribución promedio total de tiempos de ambos sistemas de acarreo.

DISTRIBUCIÓN PROMEDIO DE TIEMPOS				
DETALLES	COCHE MINERO Z20		REMOLCADOR ELÉCTRICO	
	MINUTOS	HORAS	MINUTOS	HORAS
	PROMEDIO	PROMEDIO	PROMEDIO	PROMEDIO
TIEMPO PROMEDIO OPERATIVO TOTAL	115,371	1,923	60,569	1,009

Fuente: Elaboración propia.

Se observa que el tiempo operativo total para trasladar 4 coches mineros Z20 es de 1,923 horas con accionamiento manual de los operarios, mientras que con accionamiento del remolcador eléctrico es de 1,009 horas.

A continuación, la Ilustración 17 muestra el esquema de distribución promedio de tiempos.

Ilustración 17

Tiempo promedio total comparativo en base a la capacidad del remolcador eléctrico (4,5TM).



Fuente: Elaboración propia.

En este esquema se observa que hay una diferencia de tiempo total operativo por ciclo de 0,914 horas entre el coche minero Z20 y el remolcador eléctrico, dando ventaja de tiempos al remolcador eléctrico. O sea, para trasladar 4,5 toneladas de materia con remolcador eléctrico será 0,914 horas menos que con solo coches mineros Z20 maniobrados manualmente.

3.10.4. Producción horaria de equipos de acarreo

Para estimar la producción horaria de los equipos de acarreo se multiplica la cantidad de material movido por cada ciclo por el número de ciclos por hora.

Producción = carga/ciclo x ciclo/hora

- **Cantidad de material movido por ciclo:** Este dato se obtiene a partir de las capacidades nominales de cada equipo de acarreo, en este caso daremos a conocer las capacidades nominales del coche minero Z20 y la capacidad nominal de arrastre del remolcador eléctrico.

Capacidad nominal del Coche minero Z20 : 1,125 TM

Capacidad nominal de arrastre del remolcador: 4,5 TM (4 coches mineros Z20)

- **Número de ciclos por hora:** Este dato se obtiene dividiendo 60 entre el número de minutos por ciclo de cada equipo.

$N^{\circ} \text{ Ciclos/h} = (60/\text{Tiempo ciclo})$

$N^{\circ} \text{ Ciclos Coche Minero Z20} = (60 \text{ min/hora}) / (28,843 \text{ min/ciclo}) = 2,080 \text{ ciclos/hora}$

$N^{\circ} \text{ Ciclos Remolcador Electrico} = (60 \text{ min/hora}) / (60,569 \text{ min/ciclo}) = 0,99 \text{ ciclos/hora}$

Entonces:

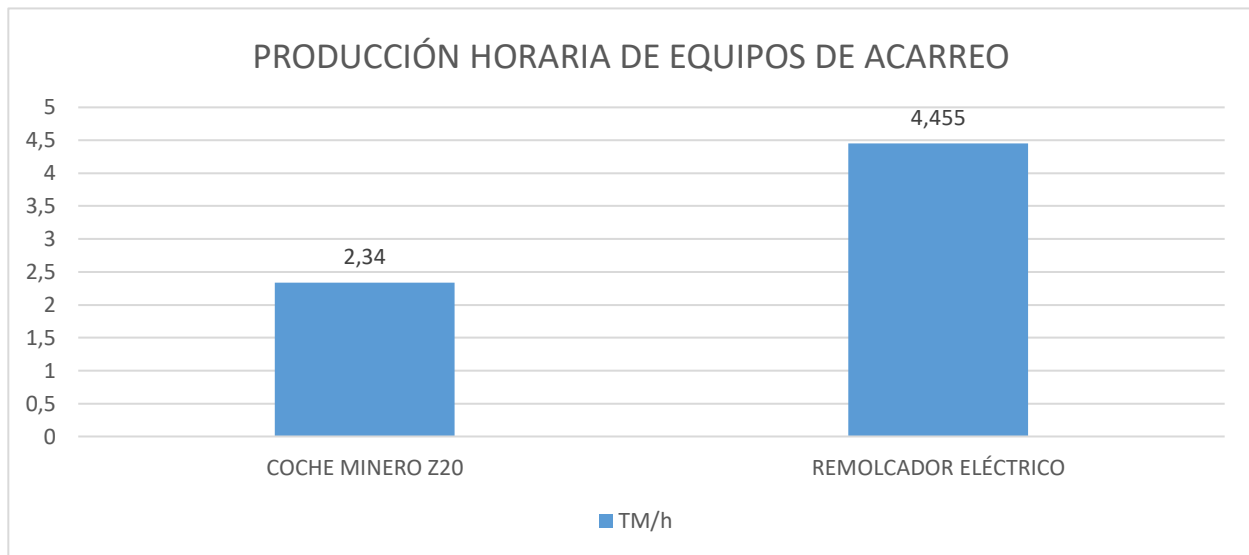
Producción Coche Z20 = $1,125 \text{ TM/Ciclo} \times 2,080 \text{ Ciclos/hora} = 2,34 \text{ TM/h}$

Producción Remolcador Eléctrico = $4,5 \text{ TM/Ciclo} \times 0,99 \text{ Ciclos/hora} = 4,455 \text{ TM/h}$

La Ilustración 18 muestra la producción horaria de equipos.

Ilustración 18

Producción horaria de equipos de acarreo, Coche minero Z20 y Remolcador eléctrico.



Fuente: Elaboración propia en base a cálculos con datos obtenidos.

Se observa que al usar el remolcador eléctrico; este tendrá una producción horaria mayor a los equipos tradicionales, que aumentará la producción horaria en 2,115 TM/h, lo que significa una diferencia conveniente para la implementación del remolcador eléctrico.

3.10.5. Cumplimiento de metas de producción de equipos de acarreo

La unidad minera Kory T'ika CEP 34 estima una producción anual de 7524,56 TM/año, del cual se deduce que el ciclo de acarreo por cada guardia es de 5 horas de trabajo, 10 horas por día de trabajo estrictamente de movimiento de material (mineral y/o desmonte), trabajando 10 meses al año y 25 días por mes. Entonces, a partir de estos datos se calcula lo siguiente:

N° horas trabajadas/año = 10 horas/días*25 días/mes*10 meses/año

N° horas trabajadas/año = 2500 horas/año

También se considera en general 10% de demoras operativas por lo cual se tiene lo siguiente:

N° horas operativas trabajadas/año = (10 horas/días*25 días/mes*10 meses/año) *(1-0,10)

N° horas operativas trabajadas/año = 2125 horas/año

A partir de estos cálculos se considera ya los datos hallados, como el N° de ciclos por hora que es de 2,080 ciclos/h y 0,99 ciclos/h para el coche minero Z20 y el remolcador eléctrico respectivamente, para hallar el N° de horas/año como se continúa.

N° de ciclos/año coche Z20 = 2125 horas/año * 2,080 ciclos/hora = 4420 ciclos/año

N° de ciclos/año R. eléctrico = 2125 horas/año * 0,99 ciclos/hora = 2103,75 ciclos/año

N° de ciclos/año R. eléctrico = 2104 ciclos/año

Seguidamente se calcula la producción de movimiento de material por año a cargo del coche minero Z20 y el remolcador eléctrico, se considerarán la producción por ciclo de cada equipo, que es de 1,125 TM y 4,5 TM para el coche minero Z20 y el remolcador eléctrico, respectivamente:

Producción/año Coche Z20 = 1,125 TM/Ciclo x 4420 Ciclos/año = 4972,5 TM/año

Producción/año Remolcador Eléctrico = 4,5 TM/Ciclo x 2104 Ciclos/año = 9468 TM/año

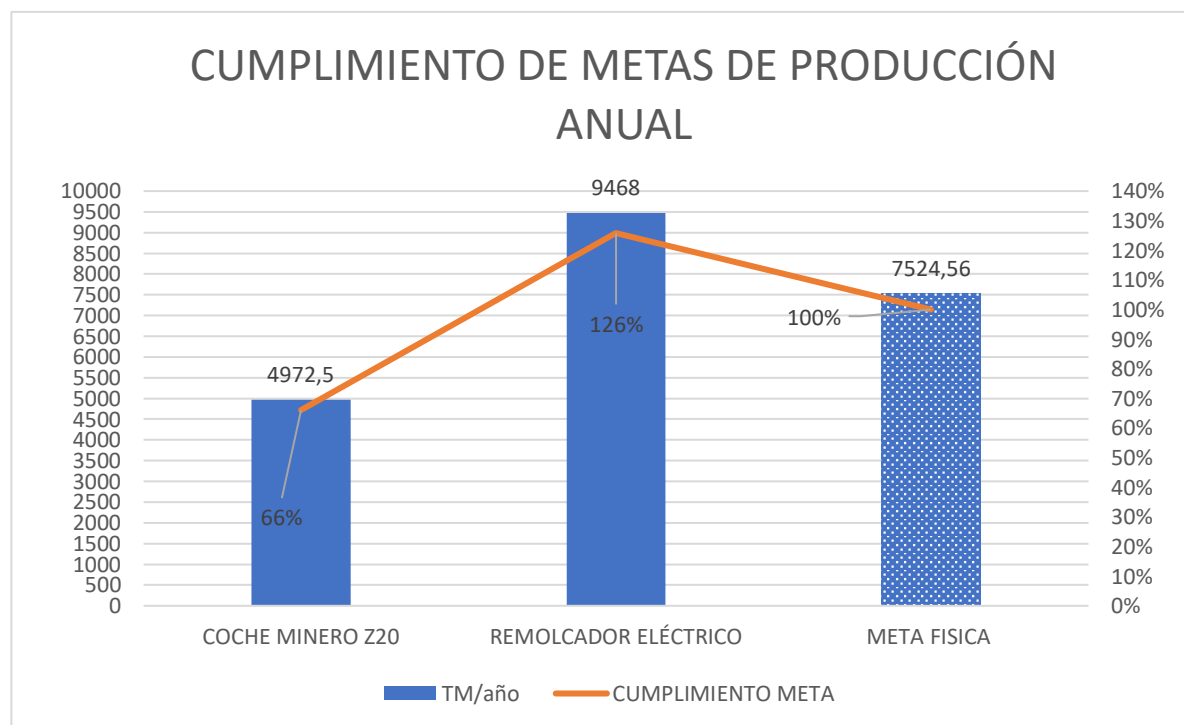
En la Tabla 26 se muestra la producción anual de equipos y la Ilustración 19, el cumplimiento de metas de producción.

Tabla 26*Producción anual en TM de equipos de acarreo.*

PRODUCCIÓN ANUAL DE EQUIPOS DE ACARREO			
	COCHE MINERO Z20	REMOLCADOR ELÉCTRICO	META FISICA
TM/año	4972,5	9468	7524,56
CUMPLIMIENTO META	66%	126%	100%

Fuente: Elaboración propia con datos obtenidos y calculados.

En la Ilustración 19 se observa que el coche minero Z20 maniobrado manualmente no cumplirá con la producción anual programada faltando un 34% para cumplir la producción anual como meta, mientras que trabajando con remolcador eléctrico si se cumplirá incluso habrá necesidad de aumentar la producción y/o trabajar moviendo desmonte restante del método de explotación o de otros frentes.

Ilustración 19*Cumplimiento de metas de producción anual según el equipo utilizado.***Fuente:** Elaboración propia en base a cálculos propios.

3.10.6. Determinación de costos horario de equipos

3.10.6.1. Costos de posesión de equipos

Para la determinación de costos de posesión se debe tener en cuenta los costos de adquisición de los equipos, depreciación, interés, seguros y almacenaje.

PARA EL REMOLCADOR ELÉCTRICO

Valor de adquisición (V_a): 4600 USD

Valor de rescate (V_r)

Porcentaje: 10%

$$V_r = \% * V_a$$

$$V_r = 10\% * 4600$$

$$V_r = 460 \text{ USD}$$

Vida económica Útil (VEU)

Años: 3 años

Horas: 2000 h/año = 6000 horas

CÁLCULO DE COSTO HORARIO DE POSESIÓN DEL REMOLCADOR ELÉCTRICO

Cálculo de inversión media anual (IMA)

$$IMA = (V_a(n+1) + V_r(n-1)) / 2n$$

$$IMA = (4600(3+1) + 460(3-1)) / 2*3$$

$$IMA = 3220 \text{ USD/año}$$

Cálculo de costo horario de depreciación (USD/h)

$$C_d = (V_a - V_r) / VEU$$

$$C_d = (4600 - 460) / 3$$

$$C_d = 1380 \text{ USD/año}$$

$$Cd = (4600 - 460) / 6000$$

$$Cd = 0,69 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de intereses de equipo (I)

$$I = IMA * i / n$$

Donde:

i = tasa de interés anual (%)

i = 14,92 % promedio actual de Tasa Activa de Moneda Nacional (TAMN) del año 2024

n = número de horas anuales

n = 2000 horas

Entonces:

$$I = (1380 \text{ USD/año} * 14,92\%) / 2000 \text{ horas}$$

$$I = 0,103 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo de seguros (S)

$$S = IMA * s / n$$

s = 3% se considera el promedio de tasas anuales anteriores

$$S = 1380 \text{ USD/año} * 5\% / 2000$$

$$S = 0,035 \text{ USD/h}$$

La Tabla 27 muestra el resumen total de costos.

Tabla 27

Resumen del total de costos de posesión para el remolcador eléctrico (USD/h).

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE POSESIÓN PARA EL REMOLCADOR ELÉCTRICO (USD/h)	
COSTOS DEPRECIACIÓN	0,69
COSTO INTERESES	0,103
COSTO SEGUROS	0,035
TOTAL	0,828

Fuente: Elaboración propia.

PARA EL COCHE MINERO Z20

Valor de adquisición (Va): 1100 USD

Valor de rescate (Vr)

Porcentaje: 10%

$V_r = \% * V_a$

$V_r = 10\% * 1100$

$V_r = 110 \text{ USD}$

Vida económica Útil (VEU)

Años: 5 años

Horas: 2000 h/año = 10 000 horas

CÁLCULO DE COSTO HORARIO DE POSESIÓN DEL COCHE MINERO Z20

Cálculo de inversión media anual (IMA)

$IMA = (V_a(n+1) + V_r(n-1)) / 2n$

$$\text{IMA} = (1100(5+1) + 110(5-1)) / 2 * 5$$

$$\text{IMA} = 704 \text{ USD/año}$$

Cálculo de costo horario de depreciación (USD/h)

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

$$\text{Cd} = (1100 - 110) / 5$$

$$\text{Cd} = 198 \text{ USD/año}$$

$$\text{Cd} = (1100 - 110) / 10\,000$$

$$\text{Cd} = 0,099 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de intereses de equipo (I)

$$\text{I} = \text{IMA} * i / n$$

Donde:

i = tasa de interés anual (%)

$i = 14,92 \%$ promedio actual de Tasa Activa de Moneda Nacional (TAMN) del año 2024

n = número de horas anuales

$n = 2000$ horas

Entonces:

$$\text{I} = (704 \text{ USD/año} * 14,92\%) / 2000 \text{ horas}$$

$$\text{I} = 0,052 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo de seguros, impuestos y almacenaje (SIA)

$$\text{SIA} = \text{IMA} * s / n$$

$s = 5\%$ se considera el promedio de tasas anuales

$$\text{S} = 704 \text{ USD/año} * 5\% / 2000$$

$$\text{S} = 0,018 \text{ USD/h}$$

La Tabla 28 muestra el resumen total de costos de posesión.

Tabla 28

Resumen del total de costos de posesión para el coche minero Z20(USD/h).

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE POSESIÓN PARA EL COCHE MINERO Z20 (USD/h)	
COSTOS DEPRECIACIÓN	0,099
COSTO INTERESES	0,052
COSTO SEGUROS	0,018
TOTAL	0,169

Fuente: Elaboración propia.

5.3.6.2. Costos de operación de equipos

PARA REMOLCADOR ELÉCTRICO

Cálculo de costo horario de mantenimiento y reparación (MR)

$$MR = (Pt * Va) / N$$

Donde:

Pt = porcentaje según el trabajo que realiza el equipo (trabajo normal) (60%)

Trabajo duro: 80 a 100%

Trabajo normal: 60 a 90%

Trabajo suave: 50 a 80%

N: vida económica del equipo en horas

$$MR = (60\% * 4600) / 6000 = 0,46 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de neumáticos (N)

$$N = V_n/V_u$$

Donde:

V_n = valor de neumáticos (USD), (aro n° 10, 3 unidades)

V_n = 80 USD, en 3 neumáticos es 240 USD

V_u = vida útil de neumáticos (h) (40000 Km)

$$V_u = 4000 \text{ h}$$

$$N = 80 \text{ USD} / 4000 \text{ h} = 0,02 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de energía eléctrica (Cen)

Cen = costo de consumo de energía por hora

Cen: costo de energía por hora producida por el grupo electrógeno (será considerado solo el 25% del total de costo horario del grupo electrógeno, ya que este se cargará en simultaneo a actividades como la perforación y/o ventilación)

$$C_{en} = 0,25 * 15,126 \text{ USD/h}$$

$$C_{en} = 3,78 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de personal operario (Cper)

Número de operarios: 2 personas

$$C_{per} = 30,99 \text{ USD incluido las leyes sociales}$$

$$C_{per} = 30,99 \text{ USD/10h} * 2 = 6,197 \text{ USD/h}$$

La Tabla 29 muestra el resumen de costos de operación del remolcador eléctrico.

Tabla 29*Resumen del total de costos de operación para el remolcador eléctrico (USD/h).*

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN PARA EL REMOLCADOR ELÉCTRICO (USD/h)	
COSTO MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN	0,46
COSTO DE NEUMATICOS	0,02
COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA	3,78
COSTO DE PERSONAL	6,197
TOTAL	10,457

Fuente: Elaboración propia.**PARA COCHE MINERO Z20**

Cálculo de costo horario de mantenimiento y reparación (MR)

$$MR = (Pt * Va) / N$$

Donde:

Pt = porcentaje según el trabajo que realiza el equipo (trabajo Suave) (50%)

Trabajo duro: 80 a 100%

Trabajo normal: 60 a 90%

Trabajo suave: 50 a 80%

N: vida económica del equipo en horas

$$MR = (50\% * 1100) / 10\,000 = 0,055 \text{ USD/h}$$

Cálculo de costo horario de neumáticos (N)

$$N = Vn/Vu$$

Donde:

V_n = valor de neumáticos (USD), (aro n° 12, 4 unidades)

V_n = 90 USD, en 4 neumáticos es 360 USD

V_u = vida útil de neumáticos (h) (40000 Km)

V_u = 4000 h

$N = 90 \text{ USD} / 4000 \text{ h} = 0,0225 \text{ USD/h}$

Cálculo de costo horario de personal operario (C_{per})

Número de operarios: 2 personas

$C_{per} = 33,80 \text{ USD}$ incluido las leyes sociales

$C_{per} = 33,80 \text{ USD} / 10\text{h} * 2 = 6,76 \text{ USD/h}$

La Tabla 30 muestra el resumen de costos de operación del coche minero Z20.

Tabla 30

Resumen del total de costos de operación para el coche minero Z20 (USD/h).

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN PARA EL COCHE MINERO Z20 (USD/h)	
COSTO MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN	0,055
COSTO DE NEUMATICOS	0,0225
COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA	0
COSTO DE PERSONAL	6,76
TOTAL	6,8375

Fuente: Elaboración propia.

RESUMEN DE TOTAL DE COSTO HORARIO DE POSESIÓN Y DE OPERACIÓN PARA EL SISTEMA DE ACARREO REMOLCADOR ELÉCTRICO MÁS COCHE MINERO Z20

En este resumen se da a conocer los costos horarios para el total del sistema de acarreo del remolcador eléctrico incluido los 4 coches mineros Z20 que va a arrastrar. Estos costos han sido modificados según el costo horario del remolcador eléctricos sumados 4 veces los costos horarios del coche minero Z20 en los ítems que sea necesario considerar.

En las Tablas 31 y 32 se muestra el resumen de costo horario de posesión y operación para el coche minero Z20 y el remolcador eléctrico. Se muestra a en las siguientes tablas.

Tabla 31

Resumen total de costo horario de posesión para el remolcador eléctrico + 4 coches mineros Z20.

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE POSESIÓN PARA EL REMOLCADOR ELÉCTRICO + 4 COCHES MINEROS Z20 (USD/h)	
COSTOS DEPRECIACIÓN	1,086
COSTO INTERESES	0,311
COSTO SEGUROS	0,107
TOTAL	1,504

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32

Resumen total de costo horario de operación para el remolcador eléctrico + 4 coches mineros Z20.

RESUMEN TOTAL COSTO HORARIO DE OPERACIÓN PARA EL REMOLCADOR ELÉCTRICO + 4 COCHES Z20 (USD/h)	
COSTO MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN	0,68
COSTO DE NEUMATICOS	0,11
COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA	3,78
COSTO DE PERSONAL	6,197
TOTAL	10,767

Fuente: Elaboración propia.

El total de costo horario del sistema de acarreo con remolcador eléctrico más 4 coches mineros Z20 es de 12,271 dólares por hora.

COSTO HORARIO DE SISTEMAS DE ACARREO COCHE MINERO Z20 VS REMOLCADOR ELÉCTRICO MÁS 4 COCHES MINEROS Z20

En el siguiente cuadro se resumen los costos horarios de posesión y de operación de los sistemas de acarreo coche minero Z20 maniobrados manualmente y 4 coches mineros Z20 maniobrados por el remolcador eléctrico.

La Tabla 33 y la Ilustración 20 muestran los resúmenes de costos horarios de los sistemas de acarreo.

Tabla 33

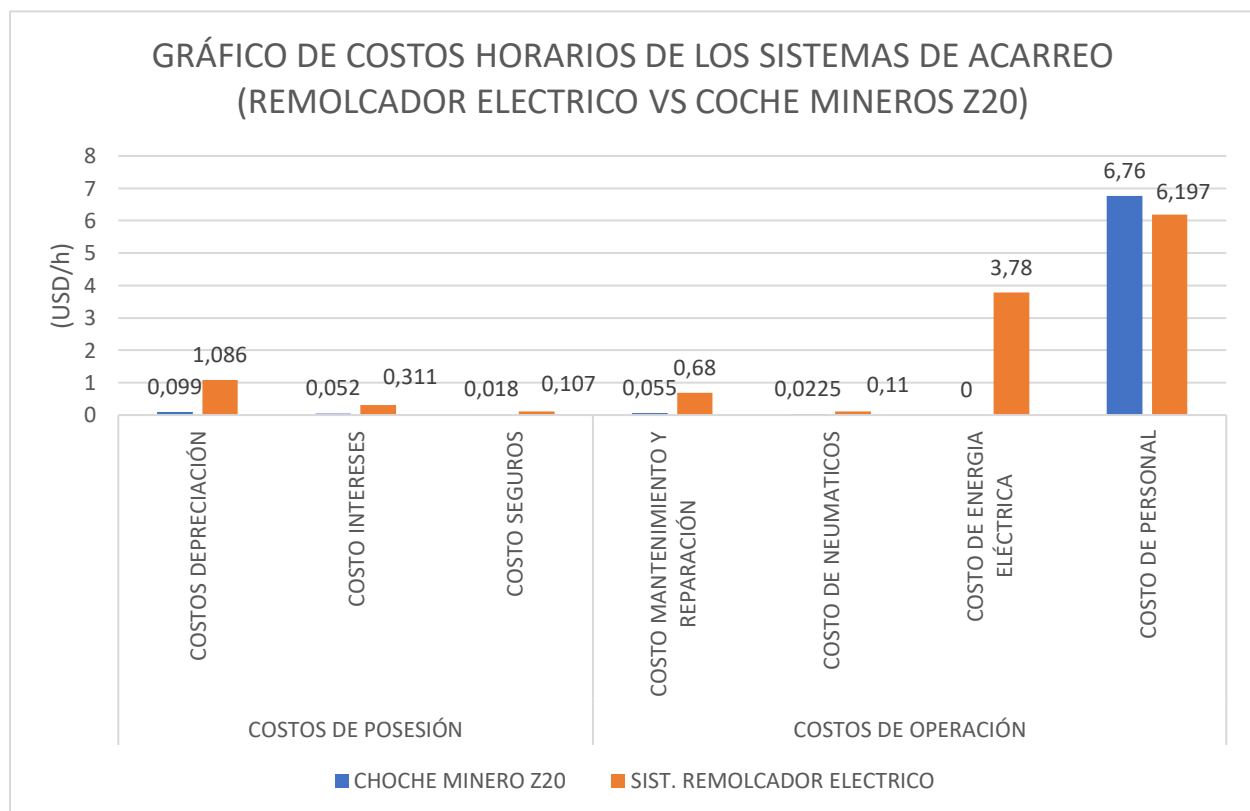
Resumen de costos horarios de los sistemas de acarreo.

COSTO HORARIO DE EQUIPOS							
EQUIPO	COSTOS DE POSESIÓN			COSTOS DE OPERACIÓN			
	Costos Depreciación	Costo Intereses	Costo Seguros	Costo Mantenimiento Y Reparación	Costo De Neumáticos	Costo De Energía Eléctrica	Costo De Personal
CHOCHE MINERO Z20	0,099	0,052	0,018	0,055	0,0225	0	6,76
SIST. REMOLCADOR OR ELECTRICO	1,086	0,311	0,107	0,68	0,11	3,78	6,197

Fuente: Elaboración propia.

Ilustración 20

Costos horarios de los sistemas de acarreo.



Fuente: Elaboración propia en base a cálculos de datos obtenidos y calculados.

En la Tabla 33 muestra que los costos horarios totales son los siguientes:

Costo horario total coche minero Z20 maniobrado manualmente: 7,007 USD/h

Costo horario total de 4 coches mineros maniobrados por remolcador eléctrico: 12,271 USD/h

COSTO DE PRODUCCIÓN COCHE MINERO Z20 VS REMOLCADOR ELÉCTRICO CON 4 COCHES MINEROS Z20 EN BASE A LA CAPACIDAD DEL REMOLCADOR ELECTRICO (4,5TON)

Previamente se consideran los tiempos de cada sistema de acarreo, que es ciclo total de cada equipo de acarreo.

Las Tablas 34 y 35 muestran los tiempos de sistemas de acarreo cuyo grafico se aprecia en la Ilustración 21.

Tabla 34

Tiempos de cada sistema de acarreo (coche minero Z20 y remolcador eléctrico).

DISTRIBUCIÓN PROMEDIO DE TIEMPOS				
DETALLES	COCHE MINERO Z20		REMOLCADOR ELÉCTRICO	
	MINUTOS PROMEDIO	HORAS PROMEDIO	MINUTOS PROMEDIO	HORAS PROMEDIO
TIEMPO PROMEDIO OPERATIVO TOTAL	28,842	0,48	60,569	1,009

Fuente: Elaboración propia.

Seguidamente se mostrará la siguiente tabla donde se multiplicará por 4 los tiempos del coche minero Z20 para igualar la capacidad de 4,5 TM.

Tabla 35

Tiempos de cada sistema de acarreo para mover 4,5 TM de material.

DISTRIBUCIÓN PROMEDIO DE TIEMPOS PARA 4,5 TM				
DETALLES	COCHE MINERO Z20		REMOLCADOR ELÉCTRICO	
	MINUTOS PROMEDIO	HORAS PROMEDIO	MINUTOS PROMEDIO	HORAS PROMEDIO
TIEMPO PROMEDIO OPERATIVO TOTAL	115,371	1,923	60,569	1,009

Fuente: Elaboración propia.

En este sentido para calcular los costos que se generan para mover 4,5 TM se tiene que multiplicar los tiempos promedios de cada equipo en horas por el costo horario de cada sistema de acarreo. En la Tabla 36 se muestra los resultados y la Ilustración 21 el grafico de barras para mayor entendimiento.

Tabla 36

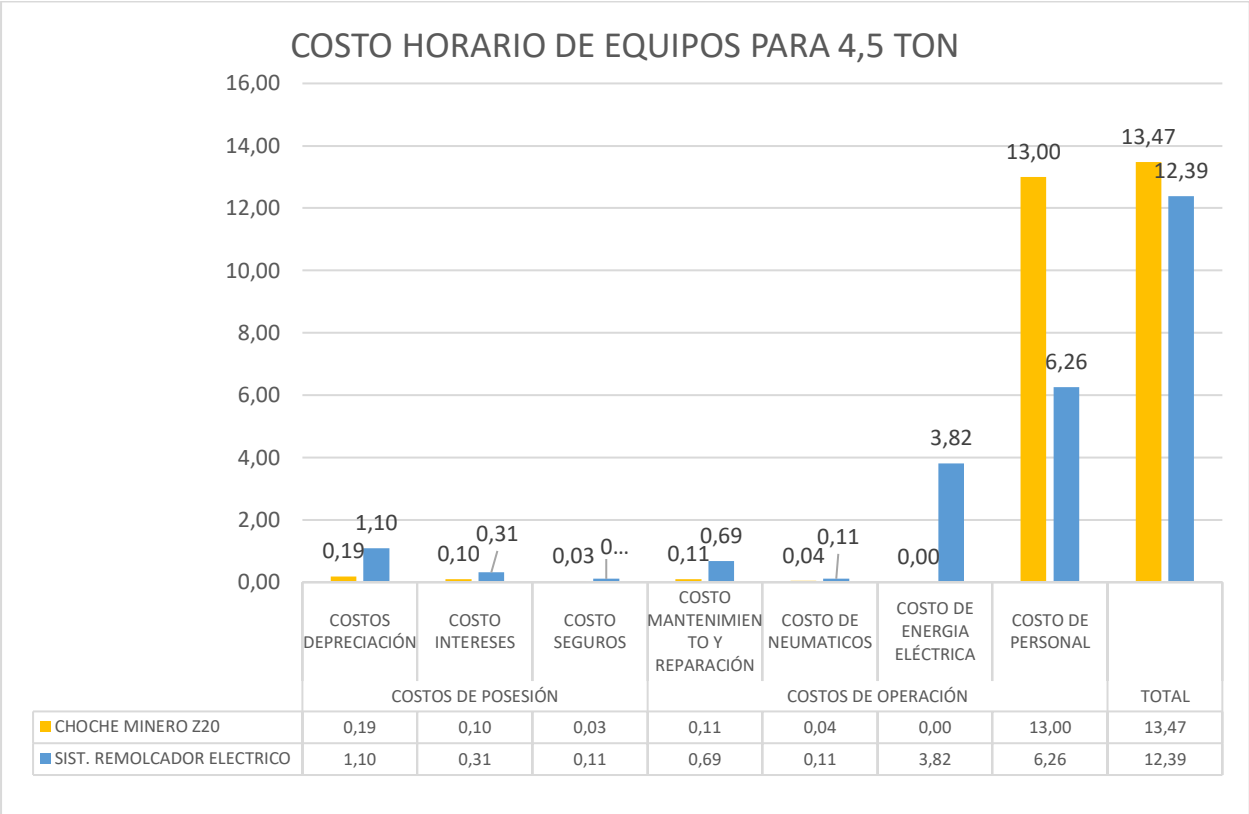
Costos de operación y posesión para mover 4,5 TM de materia por equipo.

COSTO DE EQUIPOS PARA 4,5 TON								
EQUIPO	COSTOS DE POSESIÓN				COSTOS DE OPERACIÓN			
	COSTOS DEPRECIACIÓN	COSTO INTERESES	COSTO SEGUROS	COSTO MANTENIMIENTO Y REPARACIÓN	COSTO DE NEUMATICOS	COSTO DE ENERGIA ELÉCTRICA	COSTO DE PERSONAL	TOTAL
CHOQUE MINERO Z20	0,19	0,10	0,03	0,11	0,04	0,00	13,00	13,47
SIST. REMOLCADOR ELECTRICO	1,10	0,31	0,11	0,69	0,11	3,82	6,26	12,39

Fuente: Elaboración propia.

Ilustración 21

Gráfico de barras comparativo de costos de sistemas de acarreo para mover 4,5 TM de material.



Fuente: Elaboración propia.

En el grafico es notorio que los costos para mover 4,5 TM de materia son diferentes; en el caso del sistema de 4 coches mineros arrastrados por el remolcador eléctrico el total de costos es de 12,39 USD, y en el caso del sistema de acarreo con coches mineros Z20 maniobrados manualmente es de 13,47 USD esto da ventaja económica al sistema de coches mineros Z20 arrastrados por el remolcador eléctrico, en la implementación del remolcador eléctrico los mayores costos que aumenta el costo horario son los costos para cargar la batería del remolcador eléctrico (costos de energía), los cuales aún se pueden optimizar de acuerdo a las condiciones del uso de máquinas y equipos eléctricos en la labor, los cuales funcionarían simultáneamente al cargado del remolcador eléctrico.

Siguiendo esta misma línea los costos de personal es mayor en el coche minero Z20.

Siguiendo con el modelo de cálculos se determinan los costos para un año para así poder evaluar o hacer el análisis costo beneficio.

3.10.7. Costo unitario de producción

El costo unitario de producción se refiere al costo que se requiere para mover una tonelada de materia, éste se calcula mediante la división de la producción horaria entre el costo horario, como se muestra a continuación.

$$COSTO\ UNITARIO\ DE\ PRODUCCIÓN\ \left(\frac{USD}{TM}\right) = \frac{COSTO\ HORARIO\ \left(\frac{USD}{h}\right)}{PRODUCCIÓN\ HORARIA\ \left(\frac{TM}{h}\right)}$$

$$C.UNITARIO\ DE\ PRODUCCIÓN\ COCHE\ MINERO\ Z20\ \left(\frac{USD}{TM}\right) = \frac{7,007\ \left(\frac{USD}{h}\right)}{2,340\ \left(\frac{TM}{h}\right)}$$

$$= 2,994\ \frac{USD}{TM}$$

$$C.UNITARIO\ DE\ PROD.REMOLCADOR\ ELÉCTRICO\ \left(\frac{USD}{TM}\right) = \frac{12,271\ \left(\frac{USD}{h}\right)}{4,460\ \left(\frac{TM}{h}\right)}$$

$$= 2,754\ \frac{USD}{TM}$$

Se observa que el costo unitario utilizando el remolcador eléctrico es menos que el del coche minero Z20, dado esta situación se da una diferencia de 0,240 USD/TM de beneficio a favor de la implementación del remolcador eléctrico.

3.10.8. costo anual de producción (USD/año)

El costo anual de producción se da multiplicando el costo unitario de producción por la producción anual estimada.

$$C.ANUAL PRODUCCIÓN \left(\frac{USD}{AÑO} \right)$$

$$= C.UNITARIO \left(\frac{USD}{TM} \right) * PRODUC.ANUAL \left(\frac{TM}{AÑO} \right)$$

$$C.ANUAL PRODUCCIÓN COCHE Z20 \left(\frac{USD}{AÑO} \right) = 2,944 \left(\frac{USD}{TM} \right) * 4972,5 \left(\frac{TM}{AÑO} \right)$$

$$C.ANUAL PRODUCCIÓN.COCHE Z20 \left(\frac{USD}{AÑO} \right) = 14\ 880,81 \left(\frac{USD}{AÑO} \right)$$

$$C.ANUAL PRODUC.REMOLC.ELÉCTRICO \left(\frac{USD}{AÑO} \right) = 2,754 \left(\frac{USD}{TM} \right) * 9468 \left(\frac{TM}{AÑO} \right)$$

$$C.ANUAL PRODUCCIÓN REMOLCADOR ELÉCTRICO \left(\frac{USD}{AÑO} \right) = 26\ 078,97 \left(\frac{USD}{AÑO} \right)$$

La Tabla 37 y la Ilustración 22 resumen los costos calculados y gráfica de barras pertinentes.

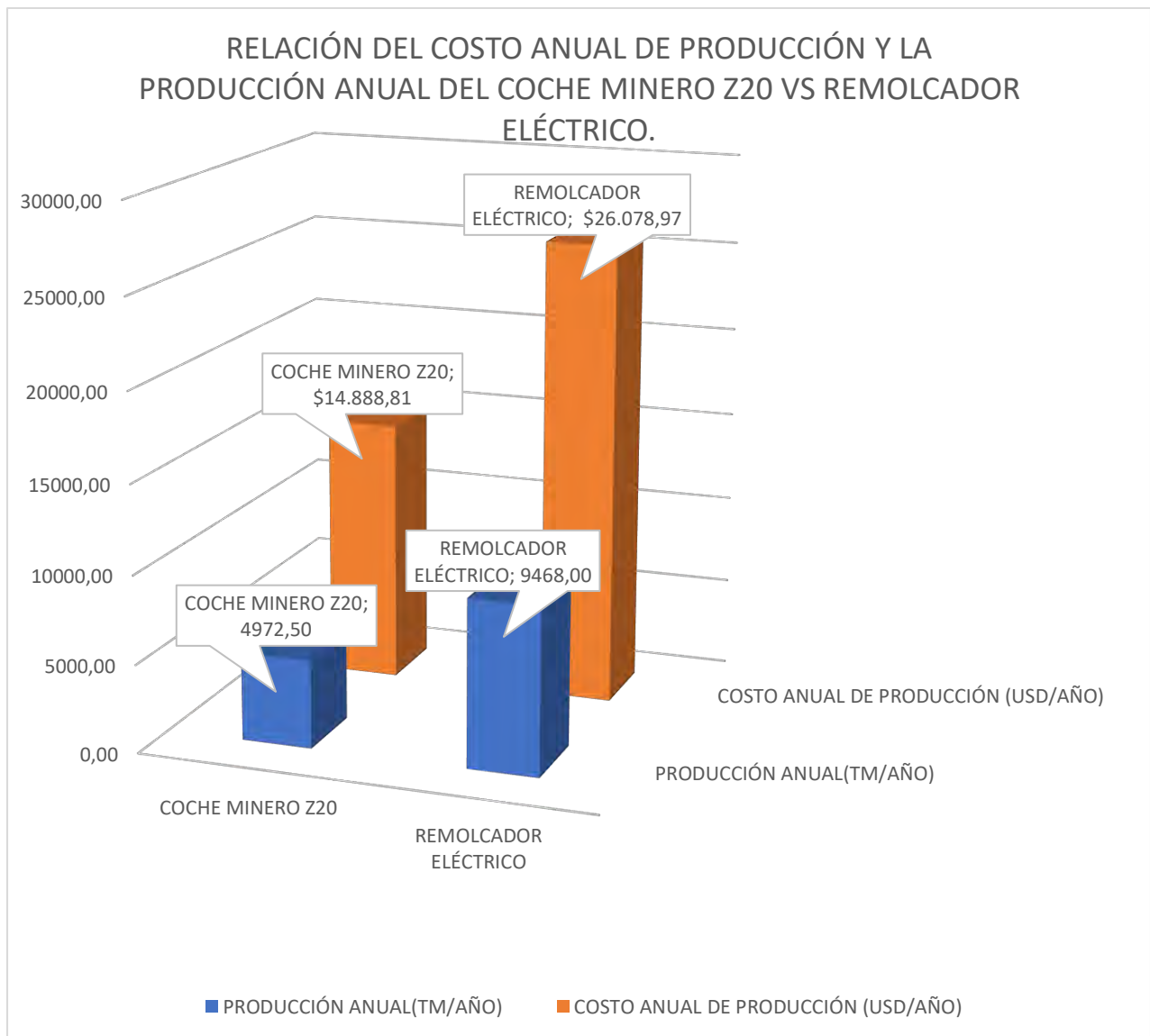
Tabla 37
Costos y producción anual.

	COCHE MINERO Z20	REMOLCADOR ELÉCTRICO
COSTO HORARIO (USD/h)	7,007	12,271
PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	2,340	4,46
PRODUCCIÓN ANUAL(TM/AÑO)	4972,50	9468,00
COSTO UNITARIO (USD/TM)	\$2,994	\$2,754
COSTO ANUAL DE PRODUCCIÓN (USD/AÑO)	\$ 14.888,81	\$ 26.078,97

Fuente: Elaboración propia.

Ilustración 22

Relación de costo anual de producción y la producción anual de los equipos en estudio.



Fuente: Elaboración propia.

Del grafico se evalúa que para mover 4972,5 TM al año de material con el coche minero Z20 se gastará 14888,81 dólares, mientras que para mover 9468,00 TM de material el costo será de 26078,97 dólares, esto significa que incluso el costo para mover una tonelada de material es mayor con solo el coche minero Z20 maniobrado manualmente a comparación del remolcador eléctrico.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN DE LA INVESTIGACION

4.1. Análisis de resultados

4.1.1. Deficiencias del sistema actual de carguío y acarreo.

El uso de coches mineros Z20 y su operación manual genera baja productividad y alta demanda de mano de obra, presenta deficiencias criticas como se detalla a continuación:

- La producción es muy baja, ya que al usar el coche minero Z20 maniobrado manualmente no se cumplen con la producción diaria programada, debido a que las distancias de acarreo son altos y el equipo es de baja capacidad.

- El uso de equipo coche minero Z20 necesita de la fuerza humana para su accionamiento, esto lleva a la necesidad de 2 a 3 personales, lo cual implica un costo económico alto, y si se necesita cumplir con la producción programada, se aumentaría el número de coches mineros por ende aumentaría el costo de necesidad de personal los cuales se multiplicarían según la cantidad de coches implementados. Con el sistema actual de carguío y acarreo tradicional los trabajadores recorren entre 15 a 20 km por día, aumentando de esta manera la fatiga y el riesgo laboral.

4.1.2. Condiciones de la labor minera que influyen en el tipo de equipo

Predomina la roca de baja calidad (V, IV y III) en un 81,51% de la longitud total de la cortada lo cual sustenta la construcción de la labor manera con secciones angostas y el sostenimiento es pasivo con madera, el cual limita el tamaño de los equipos.

El caudal de ventilación se dimensionó en ductos de 0,50 m de diámetro, los cuales influyen directamente en la elección del tamaño óptimo del equipo.

- Las condiciones geomecánicas de la labor minera influyeron en la decisión de construcción de la labor, que este caso es de sección reducida (1.90 m x 1.90), el cual a su vez hace uso de sostenimiento pasivo con cuadros de madera, el cual condiciona a meter equipos de mayores dimensiones.
- Siendo la sección de la labor principal 1.90m x 1.90 m, la relación con las dimensiones de equipos es de 0,50 m a cada lado y hacia arriba, esto dio como resultado que el ancho máximo del equipo debe ser 0.90m y la altura máxima sería 1.40 m. el equipo tiene un ancho de 0.95m y un alto de 1.20 m, en este sentido este equipo se adecua teniendo un margen negativo muy mínimo de 5 cm en el ancho que se puede obviar ya que no es crítico. También debe cumplir con no obstaculizar la dimensión óptima de los ductos de ventilación, en este caso el único

equipo que cumple con estas dimensiones es el remolcador eléctrico modelo DPERMEK130, adecuándose a esta necesidad.

4.1.3. Evaluación de equipos de acarreo

El remolcador eléctrico se identificó como el más adecuado por cero emisiones, adaptabilidad a labores angostas y menor demanda de personal.

Modelos como locomotoras trolley y minidumper eléctrico fueron descartados por el alto costo de inversión y requerimiento de infraestructuras alternas.

4.1.4. Evaluación económica en base a costos unitarios y costo horario de equipos

4.1.4.1. Producción horaria de equipos (TM/h)

Al implementar el remolcador eléctrico como una alternativa innovadora, este aumentará el rendimiento y productividad, teniendo como producción horaria del Coche minero Z20 igual a 2,34 TM/h y la producción horaria del Remolcador Eléctrico igual a 4,455 TM/h en cual da como diferencia 2,12 TM/h que representa un 90,6% de producción horaria del remolcador eléctrico más que la del coche minero Z20.

En este caso es la cantidad de materia movido (TM) por un determinado equipo en una unidad de tiempo (h). la Tabla 38 ilustra la producción horaria de equipos.

Tabla 38*Producción horaria de Equipos (TM/h).*

	COCHE MINERO Z20	REMOLCADOR ELÉCTRICO	DIFERENCIA	DIFERENCIA PORCENTUAL
PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	2,34	4,46	2,12	90,60%

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 38 se visualiza que el remolcador eléctrico tiene una mayor producción horaria que el coche minero Z20 con una diferencia porcentual de un 90,6%.

4.1.1.2. Costo horario de equipos (USD/h)

Son los costos de posesión y operación de cada equipo. Esta implementación disminuirá los costos de unitarios de producción, teniendo como el costo de 2,994 USD/TM para mover una TM de material haciendo el uso del coche minero, mientras que con el remolcador eléctrico es de 2,754 USD/TM el cual hace una diferencia de 0,24 USD/TM, este representa un 8,74% a favor del remolcador eléctrico.

La Tabla 39 presenta la comparación correspondiente.

Tabla 39*Costo horario de Equipos (USD/h)*

	COCHE MINERO Z20	REMOLCADOR ELÉCTRICO	DIFERENCIA	DIFERENCIA PORCENTUAL
COSTO HORARIO (USD/H)	7,01	12,271	5,26	75,12%

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 39 se aprecia que el costo horario del coche minero Z20 accionado manualmente es mucho menor que el costo horario del remolcador eléctrico, con una variación porcentual de 75,12%.

4.1.1.3. Costo unitario para mover 1 TM de material (USD/TM)

Si bien se tiene calculados estos costos se efectúa un análisis económico de los resultados de costos para mover una tonelada de material usando coche minero Z20 maniobrados manualmente versus sistema de coches mineros Z20 accionados por el remolcador eléctrico. Se analiza estos costos uniendo los dos anteriores. (Tabla 40).

Tabla 40

Análisis de costo unitario para mover 1 TM de material (USD/TM).

	COCHE MINERO Z20	REMOLCADOR ELÉCTRICO	DIFERENCIA	DIFERENCIA PORCENTUAL
PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	2,34	4,46	2,12	90,60%
COSTO HORARIO (USD/H)	7,01	12,271	5,26	75,12%
COSTO UNITARIO (USD/TM)	2,994	2,754	0,24	8,71%

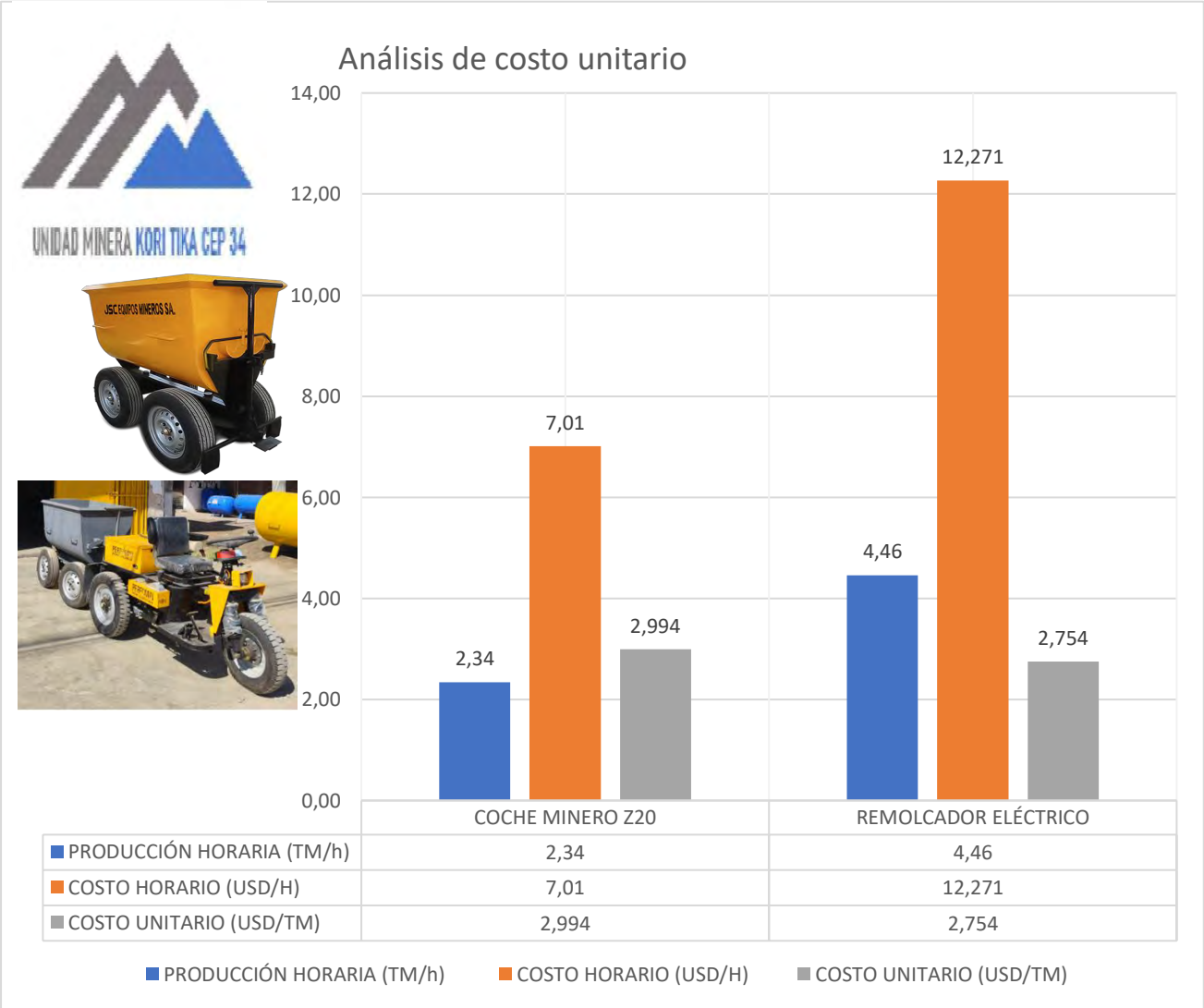
Fuente: Elaboración propia, en base a datos obtenidos y calculados.

En la Tabla 40 se observa la relación que se tiene entre la producción horaria y los costos horarios, si bien es cierto que el costo horario del remolcador es mucho mayor que del coche minero Z20, sin embargo, el remolcador eléctrico moverá mayor cantidad de

material en un determinado tiempo, esto hace que el costo por una tonelada de material movido sea menor la del remolcador eléctrico que es de 2,754 USD/TM mientras que la del coche minero Z20 es de 2,994 USD/TM, haciendo una diferencia porcentual de 8,71% favoreciendo económicamente la implementación del remolcador eléctrico.

La Ilustración 23 muestra el análisis de costo unitario en referencia a los dos sistemas de acarreo.

Ilustración 23
Análisis de costo unitario.



Fuente: Elaboración propia.

4.2. Discusión de resultados

- Al comparar los resultados de esta investigación con los resultados de la tesis de Dashavskaya (2021), donde se demuestra en su investigación que la mecanización y la automatización de las actividades unitarias mineras incrementan la productividad y reducen los costos operativos. Si bien este antecedente es de minería a cielo abierto y con propuesta de sistemas autónomos, la presente investigación confirma que la mecanización que la mecanización mediante equipos eléctricos, a pesar de no plantear aún la automatización y tampoco una mecanización completa, genera mejoras en términos de productividad y costos, validando de esta forma la aplicación de tecnologías en minería convencional.
- A partir de los resultados obtenidos, según Flores (2020), quien demuestra que la optimización de los procesos de carguío y acarreo mediante el control de tiempos y el análisis del rendimiento de equipos, permite reducir de manera significativa los costos operativos, en sus resultados se refleja que los costos de carguío se reducen en 0,4 USD/m³ y acarreo se reducen en 1,7 USD/m³, haciendo evidente que al mejorar la eficiencia operativa conlleva a mejorar los costos unitarios de operación. De igual forma en la Unidad Minera Kory T'ika CEP 34, con la implementación del remolcador eléctrico se incrementó la productividad horaria en 2,115 TM/h, lo que conllevó a una reducción de costo unitario en 0,24 USD/TM. Si bien Flores (2020) logra reducir los costos a través de la optimización de las operaciones sin cambiar equipos, se demuestra que la mecanización también contribuye en la productividad y costos.
- Cáceres (2024) por su lado, en la Unidad Productiva Santa Rosa, donde se propuso la incorporación del mini dumper eléctrico para el sistema de acarreo, incrementando la

productividad de 4 TM/h a 10,33 TM/h, así como la producción en el nivel 3590 de 33,23 TM a 60,65 TM; asimismo reduciendo los tiempos operativos de 8,30 h a 5,87 h y disminuyendo los costos operativos de 8,94 USD/TM a 6,70 USD/TM, lo que confirma que la implementación de tecnologías, en este caso eléctrica, hace que mejore el rendimiento en el sistema de acarreo cambiando al equipo tradicional que es el carro minero Z20.

- Por último, los resultados del estudio de Bautista (2020), quien por su parte demuestra selección económica y técnica adecuada de equipos permite optimizar la producción y mejorar los índices de acarreo que el reemplazo de los carros mineros Z20 por equipos mecanizados como el Ant Truck genera mejoras significativas en la productividad, eficiencia operativa y uso del equipo. De esta manera la investigación que se desarrolló en la Unidad Minera Kory T'ika CEP 34, evidencia que el reemplazo de los coches mineros Z20 por equipos de mayor capacidad y mejor desempeño como el Ant Truck y en el caso de esta investigación el reemplazo por el Remolcado Eléctrico.

4.3. Aporte de la investigación

El aporte de la investigación es de carácter aplicativo para la minera Kory T'ika CEP 34, ya que su principal aporte radica en la implementación práctica del remolcador eléctrico en minería subterránea. Los resultados muestran que este equipo permite optimizar los procesos de acarreo, incrementando la eficiencia y productividad en comparación con sistemas tradicionales. Además, se evidencia la contribución a operaciones más sostenibles y seguras, al reducir las emisiones y el consumo energético.

Este estudio también funciona como un modelo replicable que puede ser adoptado por otras mineras de similares características, proporcionando una base práctica de modernización de los sistemas de carguío y acarreo en minería a pequeña escala.

CONCLUSIONES

1. El sistema de carguío y acarreo mejora al implementar el remolcador eléctrico, cumpliendo con las metas de producción programadas, así como también cumpliendo con los parámetros exigidos para la toma de decisiones de implementación de equipos en la unidad minera Kory T'ika CEP 34.
2. El actual sistema de acarreo tradicional con coche minero Z20 presenta baja producción y altos costos por su limitada capacidad y dependencia de fuerza humana, requiriendo más personal y equipos para el cumplimiento de metas exigidas, estas deficiencias se mitigan con la implementación de un remolcador eléctrico.
3. El remolcador eléctrico modelo DPERMEK130 es la mejor alternativa, ya que cumple con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas de la labor minera, se adapta a la sección reducida existente, no interfiere con la ventilación y permite una operación eficiente dentro de las limitaciones dimensionales.
4. La implementación del remolcador eléctrico como una alternativa innovadora incrementa el rendimiento y la productividad, aumentando la producción horaria de 2,34 TM/h (coche minero Z20) a 4,455 TM/h, lo que representa una diferencia de 2,12 TM/h y un incremento del 90,6%. Así mismo, reduce el costo unitario de 2,994 USD/TM a 2,754 USD/TM, generando un ahorro de 0,24 USD/TM equivalente al 8,74%. Adicionalmente, elimina el requerimiento de caudal de ventilación asociado a equipos petroleros (0 cfm), consolidándose como una alternativa eficiente, económica y ecológica.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda implementar el remolcador eléctrico en la labor principal, como un sistema de acarreo primordial, ya que es una alternativa ecológica e innovadora. En el proyecto también se contempla la construcción de rampas negativas, en el cual se recomienda que el sistema de acarreo sea a través de coches mineros Z20 los cuales serán arrastrados por winches eléctricos hasta el nivel principal para luego anclarlos al remolcador eléctrico y seguir con el mismo ciclo de acarreo planteado. La implementación debe estar a cargo del área de operaciones.
2. En relación con las deficiencias del ciclo de carguío y acarreo se recomienda implementar un equipo o sistema innovador para la etapa de carguío, a cargo del área de operaciones mina, para así reducir los tiempos de carguío y optimizar este proceso, el cual aumentaría aún más la productividad en la unidad minera.
3. Al implementar el remolcador eléctrico, se recomienda hacer capacitaciones al personal para la maniobra del equipo y hacer su mantenimiento preventivo, así como también se recomienda asegurar que siempre esté disponible el sistema de carga para las baterías del remolcador eléctrico, siempre tener disponibilidad del grupo electrógeno para su carga. Esta recomendación debe estar a cargo del área de mantenimiento junto al área de operaciones.
4. Se recomienda evaluar periódicamente los tiempos de cada ciclo, para así siempre estar al tanto de cada detalle, para que en esa misma línea poder optimizar el proceso para así disminuir los costos y aumentar la producción, a cargo del área de planeamiento.

BIBLIOGRAFÍA

- Alonso, A. D. (2003). *Tutorial para la asignación de costos y presupuestos*. Mexico: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Bautista, A. R. (2020). *Selección económica del equipo de limpieza y transporte mediante parámetros óptimos de productividad en CIA. Minera Betesta II*. Huancayo: Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Cáceres, F. d. (2024). *Análisis de productividad para la selección de equipos de acarreo, "carro minero Z20" versus "mini dumper", en minera convencional de la U.P. Santa Rosa, 2022*. Tacna: Tesis de pregrado, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Chile, D. (s.f.). *Google*. Obtenido de https://develon-ce.cl/novedades/191_Claves-para-seleccionar-maquinaria-para-peque.html#:~:text=En%20s%C3%ADntesis%2C%20la%20selecci%C3%B3n%20de%20maquinaria%20para,industria%20minera%20a%20nivel%20local%20y%20global.
- Córdova, J. A. (2024). Ventilación óptima de túneles.
- Dashavskaya, O. (2021). *Impacto económico de la implementación de equipos robóticos y teleoperados en la minería a cielo abierto*. Santiago de Chile: Tesis de maestría, Universidad de Chile.
- Flores, B. C. (2020). *Optimización de costos de carguío y acarreo mediante el control de tiempos y el rendimiento de equipos en la empresa minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa*. Puno: Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano.

González, J. P. (2005). Manual de costos y rendimientos. En J. P. González. Oaxaca.

Instituto Geológico, M. y. (2012).

Lazaro, D. (13 de Abril de 2024). *Google*. Obtenido de

<https://view.genially.com/661ab45c3d1a9a00140c2320/horizontal-infographic-diagrams-clasificacion-de-costos>

Llamoca, P. V. (2019). *Perfil técnico económico del diseño y construcción del pique inclinado 310 niveles 1820 al 1700, para la explotación de reservas veta cambio - mina las Bravas*. Arequipa: Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín.

Ministerio de Energía y Minas. (2016). *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en minería D.S. N° 024-2016-EM y sus Modificatorias*. Perú.

OSINERGMIN. (Mayo de 2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de las labores subterráneas. Lima: OSINERMIN.

Quintanilla, R. C. (2021). *El Sistema de Carguío y Acarreo Mecanizado en la Producción de la Unidad Minera Santa Maria, Compañía Minera Poderosa S.A.* Huancayo: Tesis de maestría, Universidad Nacional del Centro del Perú.

Sampieri, R. H. (2014). *Metodología de la investigación*. México: Interamericana Editores S.A.

SERNAGEOMIN Ministerio de Minería. (2013). *Guía de operaciones para la pequeña minería*. Chile.

ANEXOS

ANEXO 1. Contexto de la unidad minera Kory T'ika CEP 34.

1.1.1. Generalidades de la unidad minera Kory T'ika CEP 34

1.1.1.1.localización

La unidad minera Kory T'ika CEP 34, se ubica políticamente en la comunidad campesina de Unchiña, del distrito de Chalhuanca, provincia de Aymaraes de la región de Apurímac, a una altitud promedio de 3690 msnm. Esta unidad minera se encuentra en un lugar denominado Apacsa, ubicada en el flanco Este de la cordillera occidental del Perú dentro del cuadrángulo de Chalhuanca (Hoja 29-p), cuyos datos se precisan en la Tabla 41.

Tabla 41

Límites del área de intervención minera

NORESTE	SUR	ESTE	OESTE
QUEBRADA APACSA	QUEBRADA NINAHUACHO Y ICHUNCO	CERRO SEÑALPAMANA	RIO UNCHIÑA

Fuente: elaboración propia en base a datos de la empresa.

El área considerada para el desarrollo de las operaciones abarca una extensión de 200 hectáreas con un perímetro de 6000 metros, cuyas coordenadas se presentan y se ilustran en la Tabla 42 e Ilustración 24.

Tabla 42

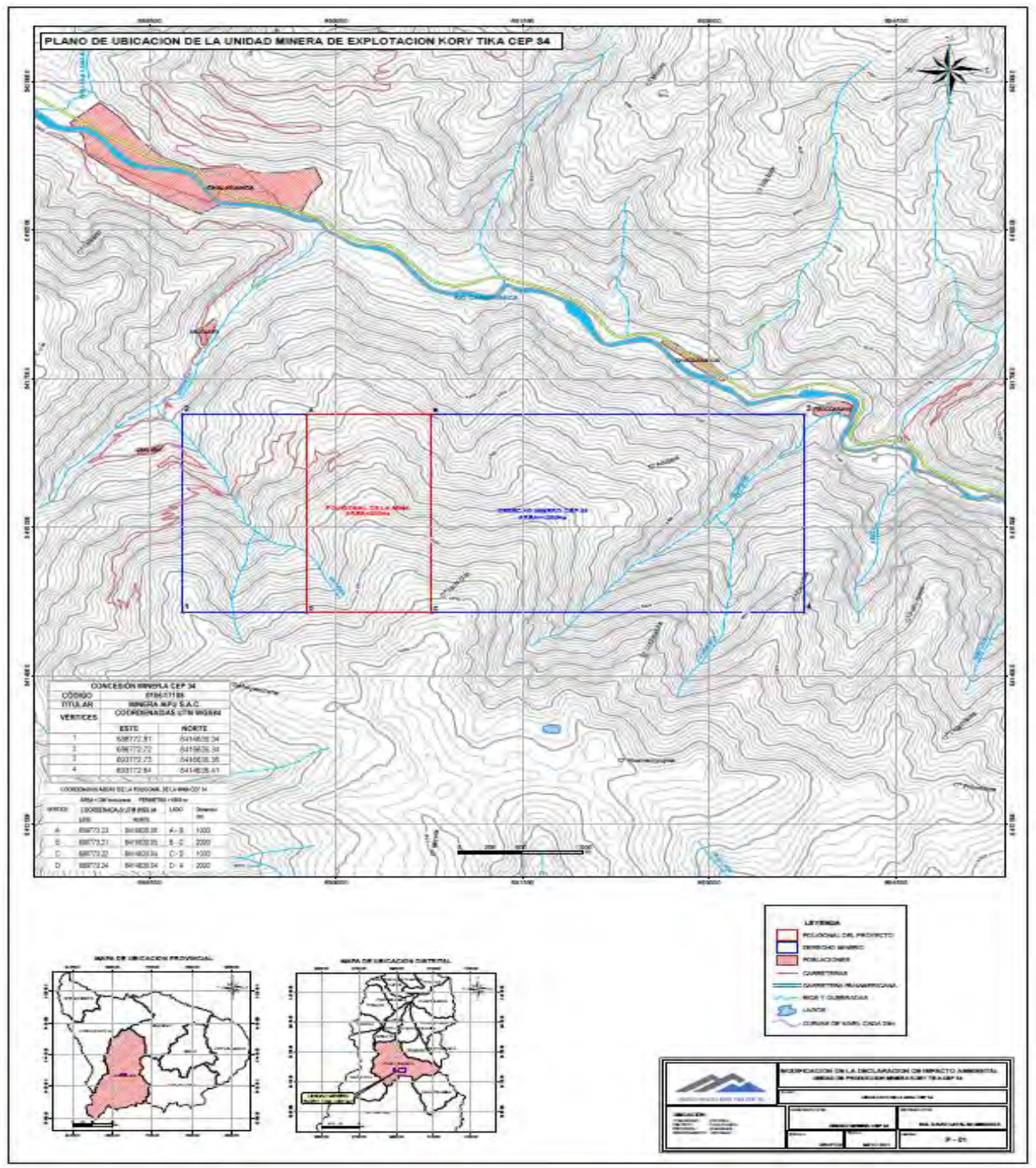
Coordenadas UTM de la concesión

VÉRTICE	COORDENADAS ÁREA DE LA POLIGONAL			
	NORTE	ESTE	LADO	DISTANCIA (m)
A	8416630.06	689773.23	A-B	1000
B	8416630.05	690773.21	B-C	2000
C	8414630.04	690773.22	C-D	1000
D	8414630.04	689773.24	D-E	2000

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la empresa.

Ilustración 24

Mapa de ubicación de la unidad minera Kory T'ika CEP 34.



Fuente: Datos de la unidad minera.

1.1.2. Datos generales de la unidad minera Kory T'ika CEP 34.

RAZÓN SOCIAL : Asociación de mineros artesanales KORY T'IKA
de la Comunidad Campesina de Unchiña

PARTIDA REGISTRAL : 11037045

N° RUC : 20563809737

REPRESENTANTE LEGAL : Guzmán Jiménez David Feliciano

1.1.2.1. Generalidades de la concesión.

CLIFFS EXPLORACIONES PERÚ S.A.C. quien inicialmente era el titular de la Concesión Minera CEP 34 de código 010617108 con 1000 ha de extensión, ubicada en la carta 29-P cuadrángulo de Chalhuanca de la zona 18; transfiere la totalidad (100%) de los derechos y acciones de la concesión en mención a favor de MINERA APU S.A.C.

Por escritura pública de fecha 31/10/2013 y escritura pública de Modificación y Aclaración de fecha 23/01/2014, MINERA APU S.A.C. y ASOCIACIÓN DE MINEROS ARTESANALES KORY T'IKA DE LA COMUNIDAD CAMPESINA DE UNCHIÑA celebra un contrato de Explotación Minera sobre parte de la concesión minera CEP 34. Es por ello que Asociación de Mineros Artesanales KORY T'IKA de la Comunidad Campesina de Unchiña explotará los recursos minerales del área designada en el contrato de explotación minera (200 ha), ubicado en el sector de Apacsa, comunidad de Unchiña, distrito de Chalhuanca, dentro del cuadrángulo de Chalhuanca (29-p) en la zona 18 de la carta nacional.

1.1.2.2. Accesibilidad

El acceso para la unidad minera es a través de la carretera Cusco-Abancay-Chalhuanka con una distancia de 365 km hasta la ciudad de Chalhuanka, a partir de ese punto, se sigue a través de una trocha carrozable de 9 km hasta llegar al área de la mina, antes pasando por la comunidad campesina de Unchiña, de esta manera se muestra un resumen en la Tabla 43.

Tabla 43

Accesibilidad a la unidad minera

RUTA	DISTANCIA (KM.)	TIEMPO (h)	TIPO DE VIA
CUSCO CHALHUANCA	365	7	ASFALTADO
CHALHUANCA UNCHIÑA	5	0,75	TROCHA
UNCHIÑA – MINA	4	0,75	TROCHA
T O T A L	326	8.5	----

Fuente: Elaboración propia.

1.1.2. Geología

1.1.2.3. Geología regional

El paisaje peculiar y característico del área del proyecto es el resultado de la acción de diversos agentes erosivos asociados al levantamiento general de los Andes, iniciado durante el Mesozoico, posteriormente rellenado y cubierto por productos ígneos del Terciario Inferior y depósitos del Cuaternario. Como consecuencia de estos procesos geodinámicos, se han diferenciado tres unidades geomorfológicas principales: **Relieves Montañosos Estructurales, Altiplanicies Fluvioglaciares y Valles**. La columna estratigráfica regional está constituida por unidades litológicas de naturaleza sedimentaria

y volcánica, cuyas edades abarcan desde el Jurásico Medio hasta el Cuaternario reciente. La geología regional del área donde se emplaza la unidad minera “**KORY T’IKA**” CEP **34** está conformada por rocas sedimentarias mesozoicas como lutitas, cuarcitas, areniscas y calizas; volcanitas terciarias representadas por riodacitas; y depósitos cuaternarios de bloques, cantos, gravas y arenas, **de acuerdo con la información geológica del INGEMMET**. La secuencia estratigráfica presente en el entorno del proyecto comprende unidades litoestratigráficas desde el Mesozoico hasta el Cuaternario reciente, descritas a continuación. (Instituto Geológico, 2012)

A. MESOZOICO

Representado por las formaciones sedimentarias del **Grupo Yura**, las cuales se disponen concordantemente y constituyen el basamento sedimentario del área.

Formación Socosani (Jm-so)

Es la unidad más antigua del área del proyecto, de edad Jurásico Medio, con un espesor aproximado de 200 m. Está compuesta por calizas negras con intercalaciones de limo, arcillitas y areniscas grises, depositadas en ambientes marinos someros carbonatados, y constituye la base de la secuencia estratigráfica. (Instituto Geológico, 2012)

Formación Puente (Jm-yu/pu)

Sobreyace a la Formación Socosani y corresponde al Jurásico Medio. Presenta un espesor aproximado de 600 m y está conformada por areniscas cuarzosas grises parduzcos, interestratificadas con lutitas oscuras en menor proporción. (Instituto Geológico, 2012)

Formación Cachíos (Jm-yu/ca)

Unidad del Jurásico Medio con un espesor aproximado de 603 m, constituida

predominantemente por lutitas grises oscuras a negruzcas, que reflejan condiciones de sedimentación más tranquilas. (Instituto Geológico, 2012)

Formación Labra (Js-yu/la)

Pertenece al Jurásico Superior y alcanza un espesor aproximado de 1 070 m. Está compuesta por areniscas cuarzosas de grano medio a fino, de color gris blanquecino, indicando ambientes de mayor energía. (Instituto Geológico, 2012)

Formación Gramadal (Js-yu/gr)

Unidad del Jurásico Superior con un espesor aproximado de 95 m, conformada por calizas grises azulinas, micritas con vetillas de calcita. (Instituto Geológico, 2012)

Formación Huayhuani (Ki-yu/hu)

Corresponde al Cretácico Inferior y presenta un espesor aproximado de 65 m. Está constituida por areniscas cuarzosas finas blancas y grises, con laminaciones e intercalaciones de pelitas negras carbonosas. (Instituto Geológico, 2012)

B. TERCIARIO

Posteriormente a la sedimentación del Grupo Yura, la actividad volcánica del Terciario fracturó los estratos sedimentarios, generando estructuras favorables para la circulación de fluidos hidrotermales. Estas condiciones propiciaron la formación de mineralizaciones de tipo cordillerano en vetas y mantos superficiales, así como mineralización tipo skarn a mediana profundidad y tipo pórfido a mayor profundidad. (Instituto Geológico, 2012)

Volcánico Sañayca (PN-sañ/rda)

Unidad volcánica de edad Paleógeno–Neógeno que corta los estratos del Grupo Yura,

compuesta principalmente por riodacitas, estrechamente vinculadas a los eventos mineralizantes del área. (Instituto Geológico, 2012)

C. CUATERNARIO

Los depósitos cuaternarios corresponden a formaciones recientes que continúan en constante evolución geomorfológica.

Depósitos Fluvio-Glaciares (Qpl-fg)

Depósitos pleistocenos desarrollados principalmente por encima de los 4 000 msnm, asociados a morrenas y huellas glaciares. Están compuestos por arenas, gravas y limos mal seleccionados y se distribuyen principalmente en las partes altas del área del proyecto. (Instituto Geológico, 2012)

Depósitos Fluvio-Aluviales (Qh-al)

Depósitos holocenos que rellenan los principales valles, formando terrazas y conos aluviales bien definidos. Están constituidos por gravas, cantos y bloques subangulares a subredondeados en matriz areno-limosa, con espesores variables. (Instituto Geológico, 2012)

Depósitos Coluviales (Qh-co)

Depósitos holocenos de escaso transporte, formados por gravas y cantos angulosos en matriz areno-arcillosa, asociados a conos de derrubios y procesos de remoción en masa. (Instituto Geológico, 2012)

1.1.2.4. Geología local

La caracterización de la geología local se basa en observaciones de campo realizadas en el área del proyecto, aprovechando labores mineras abandonadas y afloramientos mineralizados, lo que permitió describir la mineralogía económica existente. Asimismo, se realizaron muestreos y registros fotográficos para la descripción petrológica.

A. Mineralogía

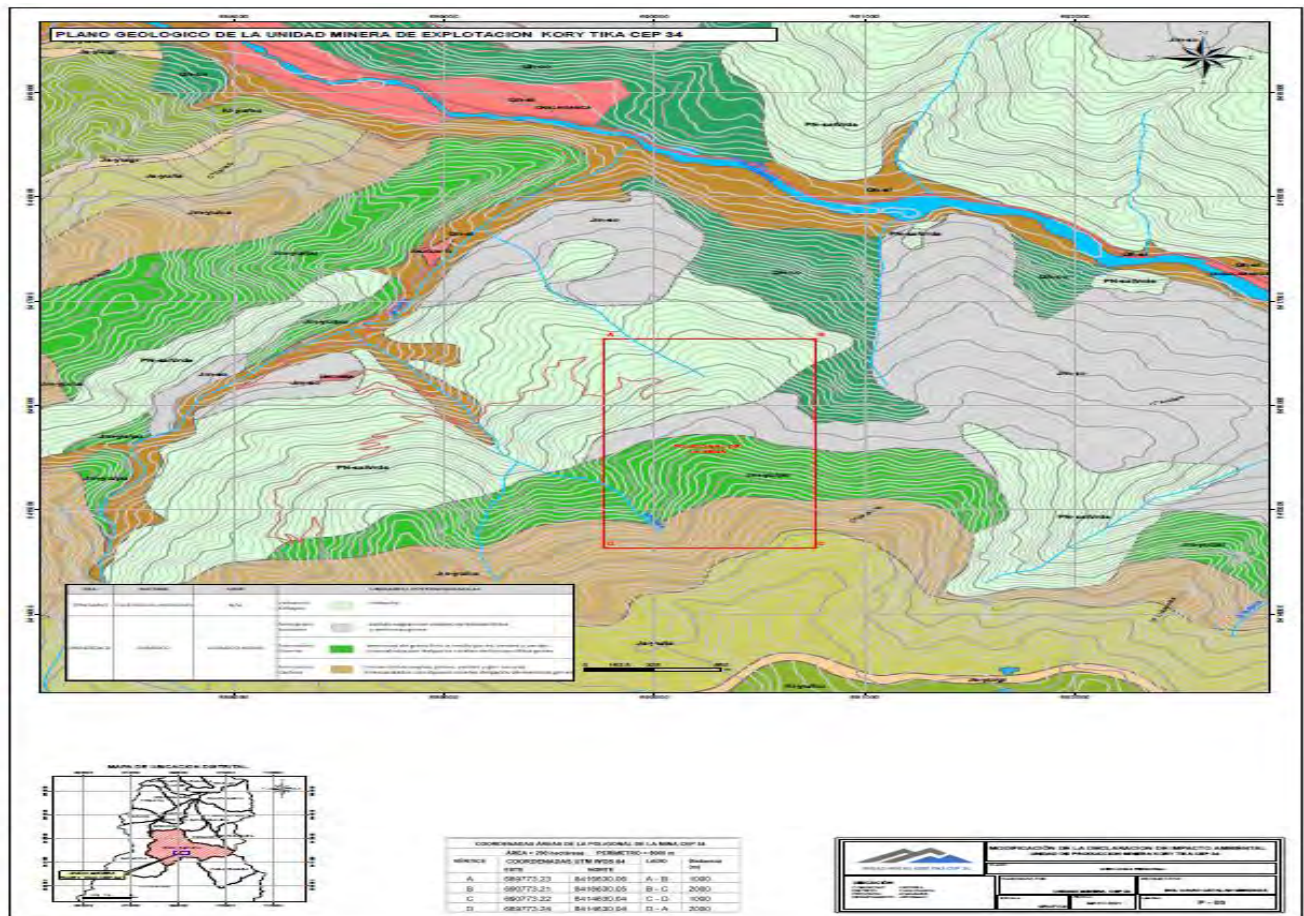
La mineralización se presenta en el interior de las labores en forma de una veta de tipo rosario, con una potencia variable entre 5 cm y más de 1,5 m. Las leyes de oro varían entre 0,4 oz/TM y 1,5 oz/TM, según resultados de laboratorio. La mineralización está compuesta principalmente por pirita, cuarzo y limonitas con contenidos auríferos asociados.

B. Petrología

El área del proyecto está constituida principalmente por rocas sedimentarias del **Grupo Yura**, como lutitas grises y oscuras y calizas grises, además de rocas volcánicas del Terciario. Las lutitas grises afloran hacia el sector este de la poligonal del proyecto, cubriendo las demás unidades; mientras que hacia el oeste predominan las lutitas oscuras, que recubren las calizas y las rocas volcánicas extendidas hacia la quebrada del río Unchiña.

Ilustración 25

Mapa geológico de la Unidad Minera KORI T'IKA CEP 34.



Fuente: Datos de la unidad minera.

1.1.2.5. Geología Estructural

Los principales rasgos estructurales, son el resultado de los efectos de las dos últimas fases más intensas de la Orogenia Andina, que en más de un 80% del área deformada siguen los lineamientos generales del modelo estructural de la Cordillera de los Andes, es decir una dirección noroeste- sureste. El resto de las estructuras no siguen este patrón, más bien direcciones de tendencia E-O y NNE-SSO y son considerablemente de menor magnitud que las anteriores.

1.1.2.6. Recursos Mineros y reservas

A. Recursos mineros

Los recursos minerales identificados en el área del polígono de la unidad minera KORY T'IKKA CEP 34 son de origen hidrotermal y presentan una estructura mineralizada irregular con contenido predominante de oro y cantidades menores de plata. La veta principal se extiende por los sectores Minaspata Bramaderayoc y Apacsa, con dirección NW–SE, buzamiento promedio de 30° SW y una potencia media de 1 m.

La mineralización expuesta en las labores está compuesta principalmente por óxidos e hidróxidos de hierro, principalmente limonitas, con contenido aurífero asociado. El oro constituye el metal valioso del proyecto y se encuentra concentrado por procesos de lixiviación. Los análisis de laboratorio indican una ley promedio de 0,5 oz/TM de oro. Asimismo, se ha identificado la presencia de numerosas fallas, las cuales generan ramificaciones de la estructura mineralizada y cuerpos irregulares de potencia variable.

B. Método y cálculo de reservas minerales

De acuerdo con los estudios geológicos realizados, el yacimiento hidrotermal presenta una **longitud minable aproximada de 85 m**. El ancho de la estructura mineralizada es variable, desarrollándose en una franja promedio de **130 m**, dentro de la cual se reconocen sectores con leyes económicamente explotables. Para la estimación de reservas se considera una **potencia promedio de 1 m** de la estructura mineralizada.

Tabla 44*Reserva en el bloque esperanza 1.*

N° DE BLOCK PROYECTADO	DIMENSIONES DEL BLOCK		POTENCIA VETA	DENSIDAD	RESERVA
	H(m)	L(m)	(m)	(TM/m3)	TM
1	130	85	1	4.1	45305.00

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la unidad minera.
$$RM = N^{\circ} \text{ blocks} * \text{Potencia de veta} * \text{Dimensión de blocks} * \text{Peso específico de mineral}$$

$$RM = 1 * 130 * 85 * 1 * 4.1 = 45,305.00 \text{ TM}$$
Tabla 45*Reserva en el bloque esperanza 2.*

N° DE BLOCK PROYECTADO	DIMENSIONES DEL BLOCK		POTENCIA VETA	DENSIDAD	RESERVA
	H(m)	L(m)	(m)	(TM/m3)	TM
2	130	85	1	4.1	45305.00

Fuente: Elaboración propia en base a datos de la unidad minera.
$$RM = N^{\circ} \text{ blocks} * \text{Potencia de veta} * \text{Dimensión de blocks} * \text{Peso específico de mineral}$$

$$RM = 1 * 130 * 85 * 1 * 4.1 = 45,305.00 \text{ TM}$$
Vida útil de la mina

Se requiere parámetros la reserva total entre la producción anual.

Vida útil de la Mina= Reserva mineral sumados bloque esperan 1 y 2 / (Producción

Mineral por año de la esperanza 1 y 2.

Datos que se requieren:

- Reserva labor = 90,610.00 TM
- Producción anual de labor esperanza 1 y 2 = 15,049.11 TM de mineral / Año

Vida útil = 90,610.00 TM / 15,049.11 TM/año

Vida útil = 6.02 AÑOS

SE CONSIDERA = 7 AÑOS APROXIMADAMENTE

1.1.3. Labores mineras

Cortada

Labores horizontales de desarrollo y preparación que se desarrollan sobre roca o material estéril forma ángulo con la dirección del depósito de mineral. La dimensión actual de la cortada esperanza es de 490 metros desde la bocamina y se estima alcanzar la veta a los 560 metros. La CORTADA ESPERANZA es una cortada proyectada a la veta principal de óxidos, el cual la bocamina se encuentra a una altura de 3690 msnm y una longitud estimada de 560 m desde la bocamina hasta la veta principal.

Pique

Labores verticales de desarrollo que se realizará sobre veta o estéril de forma descendente, servirá como echadero de mineral y acceso de personal, tendrá doble compartimiento y sus dimensiones será de 2.20*1.20 metros.

Chimenea

Labores verticales de preparación que se realizarán sobre veta en forma ascendente, será de un solo compartimiento para la ventilación de las labores y tendrá dimensiones de 1.50*1.20 metros.

Rampa

Son inclinados, los cuales también se ejecutarán en la labor para la extracción de mineral.

1.1.4. Ciclo de minado

El ciclo de minado de la cortada esperanza es el siguiente: Perforación, voladura, ventilación, Desate-Limpieza, carguío y acarreo y Sostenimiento, como se muestra en la Ilustración 26.

Ilustración 26

Ciclo de minado de la unidad minera Kory T'ika CEP34.



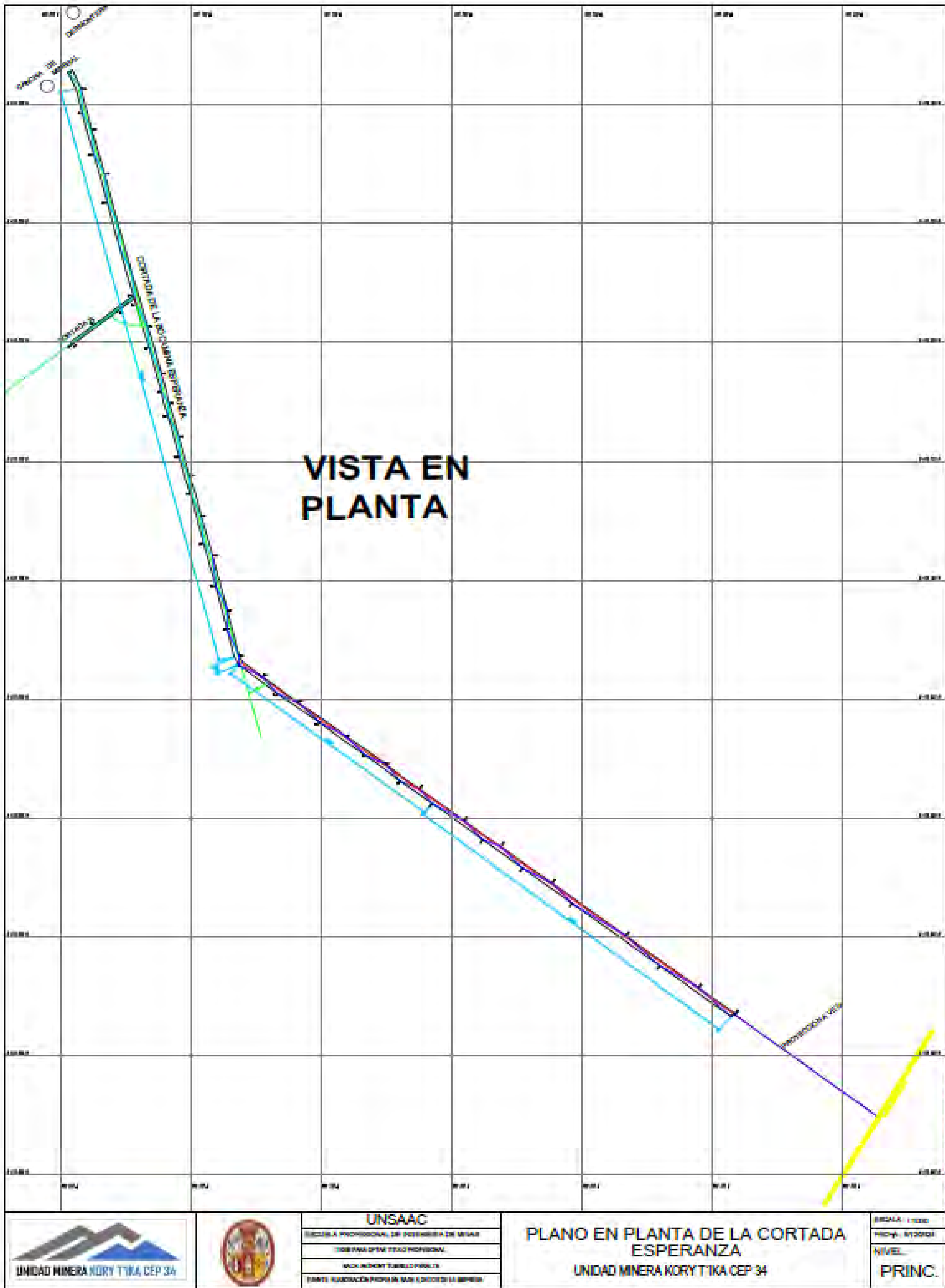
Fuente: Elaboración propia en base a datos de la unidad minera.

En todo trabajo de perforación y voladura en minería subterránea, antes de iniciar con la perforación se debe ventilar, regar, desatar, limpiar y sostener la labor (Art. 234-A).

ANEXO 2: Matriz de consistencia

“IMPLEMENTACIÓN DE “REMOLCADOR ELÉCTRICO” PARA EL MEJORAMIENTO DE CARGUÍO Y ACARREO DE MINERAL EN MINERA KORY T’IKA CEP 34, APURIMAC.”				
Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables	Metodología
Problema General: ¿Cómo influye la implantación de un remolcador eléctrico en el desempeño del sistema de carguío y acarreo en la Unidad Minera Kory T’ika CEP 34?	Evaluar el efecto de la implantación de un remolcador eléctrico en el desempeño del sistema de carguío y acarreo de la Unidad Minera Kory T’ika CEP 34.	La implantación de un remolcador eléctrico mejora significativamente el desempeño del sistema de carguío y acarreo en la Unidad Minera Kory T’ika CEP 34.	Implantación del remolcador eléctrico	<u>Tipo de estudio la investigación</u> Será de carácter correlativo, investigación de campo cuantitativo de tipo correlacional, y finalmente será una investigación aplicativa. <u>Población y muestra</u> La investigación tiene una muestra por conveniencia, es una muestra no probabilística.
Problema Específico 1: ¿Qué deficiencias presenta el sistema actual de carguío y acarreo tradicional?	Identificar las deficiencias que presenta el sistema actual de carguío y acarreo tradicional.	El sistema actual de carguío y acarreo presenta deficiencias críticas, los cuales serán mitigados y mejorados al reemplazarlos por el remolcador eléctrico para el acarreo de mineral.	Desempeño del sistema de carguío y acarreo.	
Problema Específico 2: ¿Cuál es la mejor alternativa de equipos de acarreo que cumplan con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas propias de la labor minera principal?	Elegir la mejor alternativa de equipos de acarreo que cumpla con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas propias de la labor minera a pequeña escala.	La mejor alternativa de equipos que cumplen con las condiciones geomecánicas, operativas y topográficas de la labor minera principal es el remolcador eléctrico, equipamiento complementario y destreza del operador.		
Problema Específico 3: ¿De qué manera contribuye técnica y económicamente la implementación de un remolcador eléctrico?	Efectuar una evaluación técnica y económica de la implementación de un remolcador eléctrico en la unidad minera Kory T’ika CEP 34.	Al implementar el remolcador eléctrico como una alternativa innovadora, este disminuye los costos operativos y aumenta la productividad en el ciclo de carguío y acarreo de la unidad minera Kory T’ika CEP 34.		

ANEXO 3: Plano topográfico de la labor principal (cortada esperanza)



Fuente: Elaboración propia en base a levantamiento topográfico.

ANEXO 4: Ficha de cotización del remolcador eléctrico regenerativo (PERFOMIN) modelo DPERMEK130.




EVERDIGM

PERFOMIN MINERA S.A.C.

Oficina Principal: Jr. Ayacucho Mza. C Lote, 5
Urb. Parque Industrial - Lima - Villa El
Salvador

Sucursal Nazca: Av. Panamericana Sur Mza.
0 Lote, 13 C.P. Panamericana Sur Ica -
Nasca

Sucursal Arequipa: Mza. D Lote, 10-A Urb.
Industrial Cayro Arequipa

Web: <https://perfominperu.com/>

R.U.C. 20609813157

COTIZACIÓN

No. COT-08906

Cliente: TUMBILLO PERALTA ANTHONY RUC: 10720936386 Dirección: Ciudad:	Moneda: USD Plazo de pago: Pago inmediato Forma de pago: Contada Orden de Compra
---	--

Fecha de Pedido: 2025-05-14	Comercial: SIERRA LLACCTAHUAMAN ANAIS YULISA asierra@perfominperu.com
--	---

ÍTEM	CÓDIGO	CANT.	UNID.	DESCRIPCIÓN	V. UNIT.	DSCTO.	V. VENTA
1	DPERMEK130	1.000	Unidad(es)	REMOLCADOR EK1 3000W REGENERATIVO [PERFOMIN]	3898.31	0.00 %	\$ 3,898.31

OBSERVACIONES	<table style="width: 100%;"> <tr> <td style="background-color: #f0f0f0; padding: 5px;">SUB TOTAL</td> <td style="border: 1px solid #ccc; padding: 5px; text-align: right;">\$ 3,898.31</td> </tr> <tr> <td style="background-color: #f0f0f0; padding: 5px;">DESCUENTO</td> <td style="border: 1px solid #ccc; padding: 5px; text-align: right;">\$ 0.00</td> </tr> <tr> <td style="background-color: #f0f0f0; padding: 5px;">IGV</td> <td style="border: 1px solid #ccc; padding: 5px; text-align: right;">\$ 701.70</td> </tr> <tr> <td style="background-color: #f0f0f0; padding: 5px;">TOTAL</td> <td style="border: 1px solid #ccc; padding: 5px; text-align: right;">\$ 4,600.01</td> </tr> </table>	SUB TOTAL	\$ 3,898.31	DESCUENTO	\$ 0.00	IGV	\$ 701.70	TOTAL	\$ 4,600.01
SUB TOTAL	\$ 3,898.31								
DESCUENTO	\$ 0.00								
IGV	\$ 701.70								
TOTAL	\$ 4,600.01								

SON: CUATRO MIL SEISCIENTOS CON 01/100 US DÓLARES AMERICANOS

Fuente: PERFOMIN MINERA S.A.C.

ANEXO 5: Ficha de cotización del remolcador eléctrico sincrónico (PERFOMIN) modelo DPERM30000.



EVERDIGM

PERFOMIN MINERA S.A.C.

Oficina Principal: Jr. Ayacucho Mza. C Lote. 5
Urb. Parque Industrial - Lima - Villa El
Salvador

Sucursal Nazca: Av. Panamericana Sur Mza.
0 Lote. 13 C.P. Panamericana Sur Ica -
Nasca

Sucursal Arequipa: Mza. D Lote. 10-A Urb.
Industrial Cayro Arequipa

Web: <https://perfominperu.com/>

R.U.C. 20609813157

COTIZACIÓN

No. COT-08775

Cliente:

TUMBILLO PERALTA ANTHONY

RUC:

10720936386

Dirección:

Ciudad:

Moneda:

USD

Plazo de pago:

Pago inmediato

Forma de pago:

Contado

Orden de Compra

Fecha de Pedido:

2025-05-10

Comercial:

SIERRA LLACCTAHUAMAN ANAIS YULISA
asierra@perfominperu.com

ÍTEM	CÓDIGO	CANT.	UNID.	DESCRIPCIÓN	V. UNIT.	DSCTO.	V. VENTA
1	DPERM30000	1.000	Unidad(es)	REMOLCADOR ELECTRICO 3000W(SINCRONO) 90CM 72V 110AH [PERFOMIN]	4500.00	0.00 %	\$ 3,813.56

OBSERVACIONES

SUB TOTAL

\$ 3,813.56

DESCUENTO

\$ 0.00

IGV

\$ 686.44

TOTAL

\$ 4,500.00

SON: CUATRO MIL QUINIENTOS CON 00/100 US DÓLARES AMERICANOS

Fuente: PERFOMIN MINERA S.A.C.

154

ANEXO 6: Ficha de cotización del carro minero de 1.5 toneladas, modelo Z20.



MAQUINARIAS NARVAEZ S.A.C

TE OFRECE: VENTA DE EQUIPOS DE AGRICULTURA –
MINERIA Y CONSTRUCCIÓN – MOTOSIERRAS –
FUMIGADORAS- VENTILADORES INDUSTRIALES –
COMPRESORAS ROTOMARTILLO – MESAS
VIBRADORAS – TROMPO MEZCLADOR – EQUIPOS
COMPLETOS PARA CAR WASH.

RUC 20609249171



PREFORMA N° 587

Domicilio Fiscal: Av. américa sur 1162 – Trujillo

Teléfonos: 977-907-439

CLIENTE: TUMBILLO PERALTA ANTHONY

RUC O DNI: 10720936386

FECHA: 02/07/2025

TELEFONO: 943 513 720

NT	DESCRIPCION	PRECIO UNITARIO	TOTAL
01	CARRO MINERO MODELO: Z20 VOLUMEN DE CARGA: 1.500 KG - 1.5 TONELADA COLOR: AMARILLO PINTURA: ANTICORROSIVA CON FRENOS (DELANTERO Y POSTERIOR) DESCARGA DE TOLVA: (AMBOS LADOS) GIRO DE SU EJE: (DELANTERO Y POSTERIOR) TOLVA Y CHASIS: DESMONTABLE TIMÓN: FORMA T LLANTAS TICO: ACOPLADAS A LOS EJES. SISTEMA DE FRENO: PEDAL OBSERVACIÓN: PUEDE TRABAJAR CON PRESENCIA BARRO, POLVO Y HUMEDAD.	S/ 5.400	S/5.400
	GRANTIA 12 MESES – PRECIO INCLUYE IGV	TOTAL	S/5.400

Fuente: Maquinarias Narvaez S.A.C.

ANEXO 7: Ficha de cotización del carro minero de 1.125 toneladas, modelo Z20.



EVERDIGM

PERFOMIN MINERA S.A.C.

Oficina Principal: Jr. Ayacucho Mza. C Lote. 5
Urb. Parque Industrial - Lima - Villa El
Salvador

Sucursal Nazca: Av. Panamericana Sur Mza.
0 Lote. 13 C.P. Panamericana Sur Ica -
Nasca

Sucursal Arequipa: Mza. D Lote. 10-A Urb.
Industrial Cayro Arequipa

Web: <https://perfominperu.com/>

R.U.C. 20609813157

COTIZACIÓN

No. COT-10371

Cliente: TUMBILLO PERALTA ANTHONY

RUC: 10720936386

Dirección:

Ciudad:

Moneda: USD

Plazo de pago: Pago inmediato

Forma de pago: Contado

Orden de Compra

Fecha de Pedido:

2025-07-02

Comercial:

SIERRA LLACCTAHUAMAN ANAIS YULISA

asierra@perfominperu.com

ÍTEM	CÓDIGO	CANT.	UNID.	DESCRIPCIÓN	V. UNIT.	DSCTO.	V. VENTA
1	DPERM30000	1.000	Unidad(es)	REMOLCADOR ELECTRICO 3000W(SINCRONO) 90CM 72V 110AH [PERFOMIN]	4450.00	0.00 %	\$ 3,771.19
2	DPRG000231	4.000	Unidad(es)	COCHE MINERO 1TN	1100.00	0.00 %	\$ 3,728.81

OBSERVACIONES

SUB TOTAL

\$ 7,500.00

DESCUENTO

\$ 0.00

IGV

\$ 1,350.00

TOTAL

\$ 8,850.00

SON: OCHO MIL OCHOCIENTOS CINCUENTA CON 00/100 US DÓLARES AMERICANOS

Fuente: PERFOMIN MINERA S.A.C.

ANEXO 8: Ficha de cotización del carro miero de 1.5 toneladas, modelo Z20.



EVERDIGM

PERFOMIN MINERA S.A.C.

Oficina Principal: Jr. Ayacucho Mza. C Lote. 5
Urb. Parque Industrial - Lima - Villa El
Salvador

Sucursal Nazca: Av. Panamericana Sur Mza.
0 Lote. 13 C.P. Panamericana Sur Ica -
Nasca

Sucursal Arequipa: Mza. D Lote. 10-A Urb.
Industrial Cayro Arequipa

Web: <https://perfominperu.com/>

R.U.C. 20609813157

COTIZACIÓN

No. COT-10373

Cliente: TUMBILLO PERALTA ANTHONY

RUC: 10720936386

Dirección:

Ciudad:

Moneda: USD

Plazo de pago: Pago inmediato

Forma de pago: Contado

Orden de Compra

Fecha de Pedido:

2025-07-02

Comercial:

SIERRA LLACCTAHUAMAN ANAIS YULISA

asierra@perfominperu.com

ÍTEM	CÓDIGO	CANT.	UNID.	DESCRIPCIÓN	V. UNIT.	DSCTO.	V. VENTA
1	DPERM30000	1.000	Unidad(es)	REMOLCADOR ELECTRICO 3000W(SINCRONO) 90CM 72V 110AH [PERFOMIN]	4450.00	0.00 %	\$ 3,771.19
2	DPRG000231	3.000	Unidad(es)	COCHE MINERO de 1.5TN	1250.00	0.00 %	\$ 3,177.97

OBSERVACIONES

SUB TOTAL

\$ 6,949.16

DESCUENTO

\$ 0.00

IGV

\$ 1,250.84

TOTAL

\$ 8,200.00

SON: OCHO MIL DOSCIENTOS CON 00/100 US DÓLARES AMERICANOS

Fuente: PERFOMIN MINERA S.A.C.

ANEXO 9: Características generales del remolcador eléctrico.



REMOLCADOR

CARACTERÍSTICAS GENERALES	
CARGA ÚTIL	REMOLCA HASTA 5 COCHES MINEROS DE 1 TN C/U
MOTOR	3000 W SÍNCRONO LIBRE DE CARBONES Y ESCOBILLAS
BATERÍAS 6 UNIDADES DE 72V - 110 AH CADA UNA (LIBRE DE MANTENIMIENTO)	
HORA DE CARGA	5 HORAS
AUTONOMÍA DE RECORRIDO	80 KM
SISTEMA DE TRANSMISIÓN DIRECTA (CORONA) SIN CADENAS	
CORONA	ENGRANAJES UNIVERSALES (PARA MAYOR FUERZA)
AMORTIGUACIÓN	DOBLE AMORTIGUACIÓN DELANSÍNCRONTERO
CONTADOR DE HORAS	HORÓMETRO
FRENO	HIDRÁULICO
DIMENSIONES DEL EQUIPO	2200*850*1200

Fuente: PERFOMIN MINERA S.A.C.

ANEXO 10: Ficha técnica de grupo electrogeno.

Grupo Electrónico MK-45



MODELO	POTENCIA		VOLTAGE	FRECUENCIA	FACTOR DE POTENCIA	AMPERAJE
	PRIME	STAND BY				
MK-45	38 Kw/48 KVA	42 Kw/53 KVA	230V	60Hz	0.8	198 A



GRUPO ELECTRÓGENO INSONORO



GRUPO ELECTRÓGENO ABIERTO

* Nota: Imágenes referenciales, pueden variar dependiendo de los accesorios.

Datos Técnicos

Grupo Electrónico

Modelo	MK-45
Motor	KIRLOSKAR 4R104D
Alternador	DINGOL DG 224C
Módulo de control	Electrónico
Fases	Trifásico
Tanque combust. abierto/insonoro	46 Galones / 44 Galones
Sistema Eléctrico	12V.
Frecuencia	60Hz
Radiador flujo aire	93 m ³ /min
Combustión flujo aire	3.1 m ³ /min
Gases de escape flujo	9.5 m ³ /min
Temperatura gases escape	551°C

Nivel de ruido (L)	Máxima	ambiente
Insonorizado 7m	72 +/- 2 dBA	54 dBA

Motor

Número de cilindros	4 en línea
Sistema de Gobernación	Mecánica
Ciclo	4 Tiempos
Aspiración	Natural
Combustible	Diesel
Sist. Combustión	Inyección directa
Sist. Enfriamiento	Refrigerante
Diámetro pistón	105.0 mm
Desplazamiento pistón	120.0 mm
Capacidad	4160 cc
Relación compresión	18:1
Cap. Sist. Lubricación	11.0 litros
Cap. Sist. Refrigeración	18.0 litros

Consumo de Combustible	
Velocidad del motor	1800 RPM l/hr
Potencia Stand by (2)	
Potencia Prime (1)	12.9
75% Potencia Prime (1)	9.7
50% Potencia Prime (1)	

Alternador

Aislamiento	Clase "H"
Sistema de excitación	Propia
Tarjeta reguladora voltaje	5X460 ± 1.0%
Grado de Protección	IP 23

Normas Técnicas

Motor :	ISO 3046, DIN 6271
Alternador :	BS EN 60034, BS 6000, IEC 34
	VDE 0530, NEMA MG1-32
	CSA C22.2-100, AS1 1359
Grupo Electrónico :	ISO 8528, ISO 9001:2015

(1) Potencia Prime: Potencia disponible con carga variable durante un número limitado de horas al año (ISO 8528-1). Acepta sobrecargas de 10% más de la potencia por una hora cada 12 horas.

(2) Potencia Stand By: Potencia disponible con carga variable para el caso en que la red comercial falle. No acepta sobrecargas (ISO 8528-3); tiene un límite de uso de 500 horas anuales o 300 horas continuas.



Fuente: Empresa MODASA.

ANEXO 11: Panel fotográfico.

Inicio de construcción de bocamina esperanza U.M. Kory T'ika CEP 34.



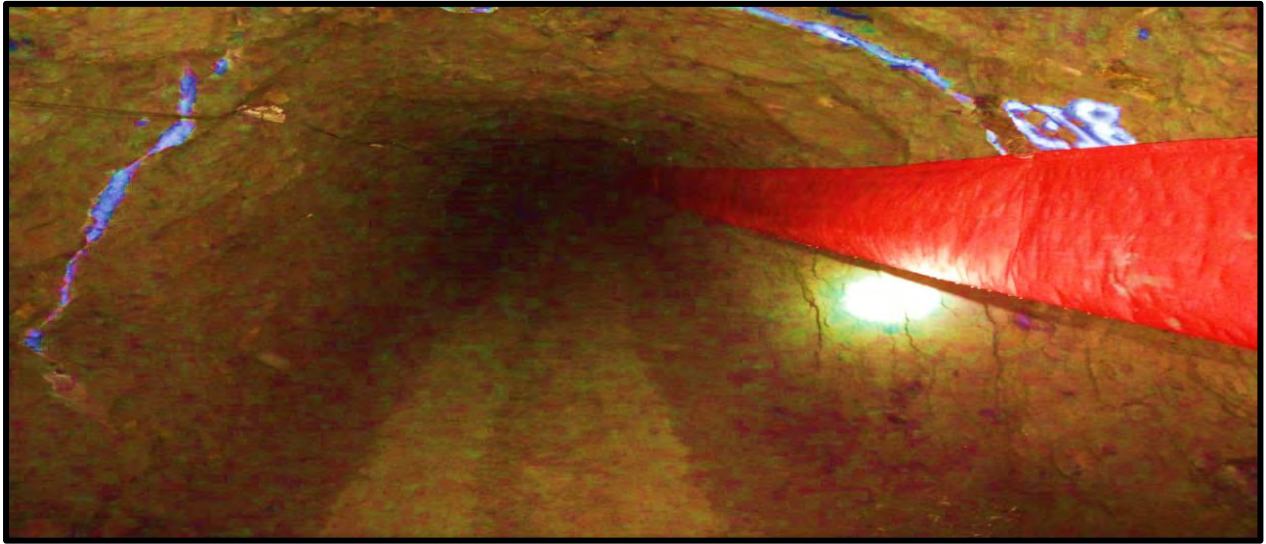
Fuente: Elaboración propia.

Topografía del nivel principal, cortada Esperanza.



Fuente: Elaboración propia.

Áreas de roca dura, sin sostenimiento.



Fuente: Elaboración propia.

Áreas de roca suave a media, con sostenimiento de cuadros de madera.



Fuente: Elaboración propia.

Frente de la cortada esperanza a los 490,5 m de avance del proyecto.



Fuente: Elaboración propia.

Cancha de desmontes.



Fuente: Elaboración propia.