



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE CARGUÍO, ACARREO Y TRANSPORTE DE MINERAL MEDIANTE LA EVALUACIÓN DE TIEMPOS Y RENDIMIENTO DE EQUIPOS EN LA UNIDAD MINERA SAN RAFAEL – MINSUR S.A. – PUNO.

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JOB DAVID TURPO CARI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2021



DEDICATORIA

A mis distinguidos padres Hector Emilio Turpo Quispe y Juana Irene Cari Mita, por el apoyo desinteresado en cada etapa de mi vida estudiantil hasta lograr mi título profesional como Ingeniero de Minas.

A mis hermanos y hermanas quienes me apoyaron moralmente en los momentos más críticos de mi vida universitaria.

Job David



AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, a Dios, creador del Universo y la vida por darme salud y bienestar para realizar mis estudios universitarios y lograr mi profesión.

A la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, por permitir sus aulas universitarias para realizar y culminar mis estudios superiores.

A la Facultad de Ingeniería de Minas, al personal docente por haber impartido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para lograr mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

Mis sinceros agradecimientos a la Unidad Minera San Rafael, MINSUR S.A. – Puno, por haber brindado la oportunidad para realizar el presente estudio de investigación.

Job David



ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 10

ABSTRACT..... 11

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 12

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 12

1.2.1 Pregunta general 12

1.2.2 Preguntas específicas 13

1.3 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS 13

1.3.1 Hipótesis general..... 13

1.3.2 Hipótesis específicas 13

1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN 14

1.4.1 Objetivo general..... 14

1.4.2 Objetivos específicos 14

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN 14

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN 16

2.2 BASES TEORICAS 19

2.2.1 Productividad cargador – camión volquete 19

2.2.2 Teoría de la congestión entre camiones 19

2.2.3 Teoría de colas 21

2.2.4 Ciclo de transporte minero..... 21

2.2.5 Indicadores claves de desempeño (KPI)..... 23

2.2.6 Definición de tiempos 24

2.2.7 Bench mark 28



2.2.8	Ciclo de transporte	28
2.2.9	Plan diario	29
2.2.10	Estimación de los costos de operación	34
2.2.11	Clima y vegetación	38
2.2.12	Topografía y fisiografía	39
2.2.13	Geología Regional	39
2.2.14	Geología Local.....	42
2.2.15	Geología estructural.....	43
2.2.16	Geología económica	44
2.2.17	Ciclo de transporte del volquete	46
2.2.18	Ciclo de carguío del scoop.....	47
2.2.19	Tipos de sistema de acarreo	47
2.2.20	Rendimiento horario del Scoop	48
2.2.21	Rendimiento horario del volquete.....	48
2.2.22	Programación, cálculo y control de carguío y transporte	49
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES	49

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	UBICACIÓN	54
3.2	ACCESIBILIDAD	54
3.3	METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	55
3.4	POBLACIÓN	55
3.5	MUESTRA	56
3.6	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES	56
3.6.1	Variable independiente	56
3.6.2	Variable dependiente	56
3.7	TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	57
3.7.1	Instrumentos de recolección de datos	57

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	ANÁLISIS DE RESULTADOS	59
4.2	RESULTADOS POR OBJETIVOS	59
4.3	CARGUÍO Y ACARREO ANTERIOR EN LA GALERÍA SAN RAFAEL	60
4.4	CARGUÍO Y ACARREO OPTIMIZADO EN LA GALERÍA SAN RAFAEL	



.....	61
4.5 RESULTADOS DE CARGUÍO Y ACARREO CON SCOOP.....	64
4.6 TRANSPORTE DE MINERAL ANTERIOR CON VOLQUETE VOLVO	65
4.7 TRANSPORTE DE MINERAL OPTIMIZADO CON VOLQUETE	68
4.8 RESULTADOS DE TRANSPORTE ANTERIOR Y OPTIMIZADO CON VOLQUETE.....	70
4.9 DISCUSIÓN DE RESULTADOS CON OTRAS FUENTES	72
V. CONCLUSIONES.....	74
VI. RECOMENDACIONES	75
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	76
ANEXOS.....	78

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Análisis de costos mineros

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 28 de diciembre de 2021.



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables	57
Tabla 2. Control de tiempos de carguío y acarreo anterior con scoop.....	61
Tabla 3. Control de tiempos de carguío y acarreo optimizado con scoop.	62
Tabla 4. Resumen de tiempos de carguío y acarreo anterior y optimizado con scoop .	63
Tabla 5. Resumen de costos de carguío y acarreo anterior y optimizado con scoop....	64
Tabla 6. Resumen de rendimientos y costos de scoop.....	65
Tabla 7. Control de tiempos de transporte anterior con volquete volvo.....	67
Tabla 8. Control de tiempos de transporte con volquete volvo – optimizado	69
Tabla 9. Resumen de tiempos de transporte anterior y optimizado con volquete	71
Tabla 10. Resumen de costos de transporte anterior y optimizado con volquete	71
Tabla 11. Resumen de rendimientos y costos de volquete	72



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Sistema de carguío.....	22
Figura 2 Integración de KPIs	24
Figura 3 Distribución de tiempos.....	25
Figura 4 Tiempo de carguío anterior y optimizado.	63
Figura 5 Costos de carguío y acarreo anterior y optimizado.	64
Figura 6 Rendimiento de carguío y acarreo anterior y optimizado.	64
Figura 7 Tiempo de transporte anterior y optimizado.	70
Figura 8 Costos de transporte anterior y optimizado	71
Figura 9 Rendimiento de transporte anterior y optimizado	72



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

MTBF	:	Tiempo medio entre fallas
MTTR	:	Tiempo medio de reparación
S.A	:	Sociedad Anónima
m.s.n.m.	:	Metros sobre el nivel del mar
NE	:	Nor Este
NW	:	Nor Oeste
m	:	Metros
mm.	:	Milímetro
m ³	:	Metro cúbico
t	:	Tonelada
g	:	Gramos



RESUMEN

La Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. se encuentra ubicada dentro de la jurisdicción del distrito de Antauta, provincia de Melgar y departamento de Puno, la Unidad Minera está explotando el mineral estaño mediante el método de Sub Level Stopping (tajeo por subniveles) con la aplicación de taladros largos en gradines invertidos. Actualmente la Empresa Minera para la operación unitaria de carguío, acarreo y transporte de mineral lo realiza con Scoop y volquetes Volvo FM-12. Al realizar la evaluación, se encontró el problema de elevados costos en el sistema de carguío, acarreo y transporte de mineral. El objetivo del presente estudio de investigación es optimizar los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral, mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en la Unidad Minera San Rafael. El tipo de investigación es descriptivo, el enfoque de la investigación es cuantitativo y el diseño de investigación es no experimental y transversal. El procedimiento para desarrollar el presente estudio de investigación, consistió en realizar la evaluación de las operaciones del sistema de carguío, acarreo y transporte anterior, en la evaluación se consideraron los equipos utilizados, la distancia recorrida, tiempo de carguío, tiempo de acarreo, tiempo de transporte y rendimiento de los equipos. Posteriormente en el trabajo de investigación se realizó el control de tiempos de carguío, acarreo y transporte de mineral, equipos utilizados, la distancia recorrida y el rendimiento de los equipos. Finalmente se llegó a los siguientes resultados, los costos de carguío y acarreo se minimizaron de 3.69 US\$/m³ a 3.16 US\$/m³ con una diferencia de 0.53 US\$/m³ y los costos de transporte se minimizó de 5.74 US\$/m³ a 5.21 US\$/m³ con una diferencia de 0.53 US\$/m³. Concluyendo que con el control de tiempos y rendimiento de equipos se minimizó los costos de carguío, acarreo y transporte en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

Palabras clave: Evaluación, costos, operaciones, optimizar, tiempo, unitarias.



ABSTRACT

The San Rafael Mining Unit - MINSUR S.A. It is located within the jurisdiction of the Antauta district, Melgar province and Puno department, the Mining Unit is exploiting the tin ore using the Sub Level Stopping method (cutting by sublevels) with the application of long holes in inverted gradients. Currently, the Mining Company for the unitary operation of loading, hauling and transportation of mineral is carried out with Scoop and Volvo FM-12 dump trucks. When carrying out the evaluation, the problem of high costs in the mineral loading, hauling and transportation system was found. The objective of this research study is to optimize the costs of loading, hauling and transportation of mineral, by evaluating times and the performance of equipment at the San Rafael Mining Unit. The type of research is descriptive, the research approach is quantitative, and the research design is non-experimental and cross-sectional. The procedure to develop this research study consisted of evaluating the operations of the previous loading, hauling and transportation system, in the evaluation the equipment used, the distance traveled, loading time, hauling time, time were considered. transportation and equipment performance. Later in the research work, the control of loading, hauling and transporting times of mineral, equipment used, the distance traveled and the performance of the equipment was carried out. Finally, the following results were reached, loading and hauling costs were minimized from 3.69 US \$ / m³ to 3.16 US \$ / m³ with a difference of 0.53 US \$ / m³ and transportation costs were minimized from 5.74 US \$ / m³ at 5.21 US \$ / m³ with a difference of 0.53 US \$ / m³. Concluding that with the control of times and equipment performance, the costs of loading, hauling and transportation in the San Rafael Mine - MINSUR S.A. Unit were minimized. - Fist.

Key words: Evaluation, costs, operations, optimize, time, unit.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la actualidad la Unidad Minera San Rafael, MINSUR S.A. – Puno, viene explotando el yacimiento de estaño mediante el método de explotación de Sub Level Stopping (tajeo por subniveles) con la aplicación de taladros largos en gradines invertidos y en las operaciones de carguío, acarreo y transporte de mineral se está utilizando Scoops de 3,5 Yd³ y Volquetes Volvo de 20 m³ de capacidad de tolva.

Mediante la evaluación realizada en estas operaciones mineras se encontró el problema de elevados costos en el sistema de carguío, acarreo y transporte de mineral desde el frente de la labor hasta la cámara de carguío y de ésta hasta la cancha 1 y 2, debido a las demoras innecesarias en el ciclo de trabajo y falta de mantenimiento de vía en una distancia de 150 metros y 5,21 kilómetros.

En el presente estudio de investigación se plantea como alternativa la optimización de costos en el sistema de carguío, acarreo y transporte mediante el control de tiempos, mantenimiento de vía y rendimiento de equipos en la Unidad Minera San Rafael, MINSUR S.A. - Puno.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo se optimiza los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A.-



Puno?

1.2.2 Preguntas específicas

- a) ¿Cómo se minimiza los costos de carguío y acarreo de mineral con Scoop, mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. - Puno?
- b) ¿Cómo se minimiza los costos de transporte de mineral con volquete, mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno?

1.3 FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS

1.3.1 Hipótesis general

Mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos se optimizó los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

1.3.2 Hipótesis específicas

- a) Mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos se minimizó los costos de carguío y acarreo de mineral con Scoop, en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.
- b) Mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos, se minimizó los costos de transporte de mineral con volquete, en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.



1.4 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1 Objetivo general

Optimizar los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.

1.4.2 Objetivos específicos

- a) Minimizar los costos de carguío y acarreo de mineral con Scoop, mediante la evaluación de tiempos y rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.
- b) Minimizar los costos de transporte de mineral con volquete, mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

1.5 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A., según el estudio de reservas de mineral tiene un potencial de 465 738 Tm de mineral probado y 232 869 Tm de mineral probable, con una ley promedio de 2,77 % de estaño.

Actualmente la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. tiene problemas de elevados costos de carguío, acarreo y transporte de mineral en la galería San Rafael, ocasionado principalmente por falta de mantenimiento de vía y el control de tiempos de carguío, acarreo y transporte de mineral, según la distancia de acarreo de 150 m. y una distancia recorrida de transporte de 5,21 km.



La Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A., para optimizar los costos de producción, requiere minimizar los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral mediante el mantenimiento de vía, control de tiempos y rendimiento de equipos.

El presente estudio de investigación justifica plenamente su ejecución, será de mucha importancia para la Empresa Minera y servirá también para realizar en otras labores subterráneas similares, optimizando los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral y obtener mejores resultados económicos para la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A.-Puno.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Martinez (2016), en su tesis Incremento de producción a partir de la gestión del tiempo en el transporte de mineral en el sector Nicole, Concesión Minera Esperanza II, Empresa Minera Minecsa, Zaruma-Ecuador, concluye que primero: La eliminación de tiempos muertos en base al plan de gestión de tiempos aumentó el ritmo de producción logrando aumentar las toneladas extraídas a superficie. Con la ejecución de un plan de mantenimiento como parte del plan de gestión de tiempos, ya sea mecánico eléctrico o de las condiciones de labores en mina se evitó la generación de demoras operativas o generación de tiempos improductivos no programados, ayudó a mantener un ritmo de trabajo constante sin presencia de problemas o retraso alguno. Segundo: El monitoreo constante de las operaciones de acarreo y transporte ayudará a mejorar progresivamente la eficacia del plan de gestión que tomará como base para ser aplicado en otros sectores a fin de aumentar la producción en la mayor cantidad de áreas hoy en explotación. Tercero: Se logró un aumento de producción en un 20% en base al tonelaje extraído antes del estudio (30tn/día), aumentando en 2 vagones o 3 toneladas más por guardia, 6 toneladas más por día y 180 toneladas más por mes.

Alva (2009), en su tesis Estudio de optimización de costos de operación de una flota de scooptrams en una mina subterránea, concluye que con scoop de 1 yd³ para distancias de 75 m – 200 m. en labores de desarrollo y preparación en secciones de labor de 2.6m x 2.7m., en transporte, con un motor diésel de 68.75 HP y una eficiencia de trabajo, a un costo horario 25.05 US \$/hr. Con scoop 1yd³, el material



es limpiado desde el frente de la labor y acarreado hasta el Ore – Pass principal con una productividad de 30 m³/hr

Alvarez (2014), en su tesis Cálculo de la productividad de equipos de acarreo y transporte – Unidad Minera de Arcata, concluye que Con la determinación de los ciclos totales de acarreo y transporte se pudo calcular la productividad horaria real en las unidades de acarreo y transporte en la Unidad Operativa Arcata. Y que el tiempo, la eficiencia relacionada al equipo y al personal además del material a transportar, influyen directamente en el cálculo de la productividad horaria.

Arango y Bellido (2015), en su tesis Rendimiento de maquinarias en acarreo y transporte de minerales en la Cia. Minera Huancapetí S.A.C. – Ancash, concluye, como primer punto; Se mejoró el rendimiento de Maquinarias y Equipos en el Acarreo y Transporte eliminando las horas muertas y minimizando los costos de producción, segundo; Se controló los Parámetros de Acarreo y Transporte, tomando los tiempos de los Equipos y Maquinarias a diferentes distancias, tercero; Logramos controlar y Optimizar los Costos eliminando los tiempos improductivos, cuarto; Se logró calcular la cantidad de Equipos y Maquinarias necesarios para el Acarreo y Transporte de mineral, de acuerdo al objetivo de producción diaria.

Becerra (2013), en los costos de producción, plantea la teoría de costos y la estimación de los costos de operación e indica que el costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño del yacimiento, su forma, resistencia del mineral, resistencia de las cajas encajonantes, método de acceso, tamaño de la producción, perforación de roca, explosivos utilizados en la voladura, tajeo del mineral, carguío y acarreo, factor de dilución del mineral.



Curo (2012), en su tesis Evaluación del ciclo de acarreo y transporte en minería subterránea. Concluye que la limpieza en los frentes de exploración y desarrollo se realiza con pala neumática de capacidad 0.14 m^3 con una presión de aire de 90 psi y un consumo de aire 180cfm y su tiempo de limpieza en un frente es 2.5 horas de una sección de 7 x 8 pies

Pomayay (1999), en sus tesis Rendimiento de equipos y estándares de producción en la Cia. Minera Raura. Concluye, primero: El mantenimiento de los equipos pesados, se debe hacer en las fechas programadas y con calidad, para reducir los costos por paralización temporal. Y así prolongar la vida útil. Segundo: El buen mantenimiento de las vías de acceso, para obtener mayor velocidad de producción y vida útil del equipo, además que se evitan los cortes de neumáticos, y su deterioro prematuro. Tercero: En cuanto al rendimiento de los scooptram, varían en función de la distancia recorrida. Así tenemos que en las cámaras de explotación con scoop de 3.5yd^3 para 85mt. se obtiene 41Tm/hr, y con scoop de 1 yd^3 , 12.0Tm/hr. Para las labores de desarrollo, el scoop de 5yd^3 para 100 mt. se obtiene 59Tm/hr, y con scoop de 3.5yd^3 se obtiene 26.0Tm/hr

Quispe (2017), en su tesis Optimización de costos de acarreo con equipo mecanizado en la Unidad Minera Tambomayo, Cia. de minas Buenaventura Arequipa, concluye que para la optimización de costos de acarreo y control de tiempo del equipo LHD (Scoop), se recomienda hacer un buen mantenimiento de vía, mantenimiento de cunetas, raspado de la vía, para el recorrido del equipo de esta manera eliminar los tiempos muertos que puede generar sobre tiempo en la limpieza del material.

Zavaleta (2020), en su tesis Reducción de costos de carguío transporte



mediante el control de tiempos en la Unidad Operativa Francisco I de la empresa minera CECOMIP – Ananea, concluye que mediante el control de tiempos de transporte realizado con volquete Volvo, se ha reducido de 283 minutos a 258 minutos con una diferencia de 25 minutos y los costos de transporte se ha reducido de 1,47 US\$/m³ a 1,33 US\$/m³ con una diferencia de 0,14 US\$/m³ en la Unidad Operativa Francisco I de la Empresa Minera CECOMIP – Ananea.

Ccapa (2019), en su tesis Reducción de costos de producción mediante la evaluación de las operaciones unitarias en la minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco. Concluye Mediante el control de tiempos de carguío y acarreo realizado con Scoop, una distancia recorrida de 130 metros, redujo el tiempo de 42 minuto a 38 minutos, con una diferencia de 04 minutos y los costos de carguío y acarreo se ha reducido de 1,38 US\$/m³ a 1,19 US\$/m³ con una diferencia de 0,19 US\$/m³ en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

2.2 BASES TEORICAS

2.2.1 Productividad cargador – camión volquete

La capacidad de predecir con exactitud la productividad de una flota de camiones y cargador es un problema importante para la minería y la construcción, y esta intrínsecamente vinculada a la selección del equipo. En particular nos interesa “la predicción de los tiempos de viaje de ida y vuelta en los segmentos de transporte y la predicción del efecto de la interacción entre el cargador y el camión en el punto de carguío” (Morgan y Peterson 2011).

2.2.2 Teoría de la congestión entre camiones

Los modelos de congestión capturan la tendencia de los objetos cuando se



congestionan en el tráfico al moverse en una línea. Esto suele ser debido a algunos de los objetos que están siendo operados o en movimiento de manera más eficiente que otros. También puede ser debido a los pequeños retrasos impredecibles.

Se sabe que la congestión reduce la capacidad de la flota para cumplir con su capacidad máxima, ha estudiado el problema de la transición de modelos de congestión en el flujo de tráfico general y rutas de autobuses. La transición de la congestión en el ciclo de camiones puede ser modelado de la misma manera. En el modelo de los autobuses. La congestión de los autobuses se ve agravada por un aumento en el número de pasajeros que requieren los autobuses para recogerlos slower. Es decir, si por alguna razón un autobús se retrasa, la diferencia de tiempo entre el mismo y el bus de adelante solo puede aumentar a medida que se deba parar para recoger a más pasajeros que si estuviera en el tiempo (Nagatani, 2001).

La congestión ciertamente ocurre en un sistema de un cargador y su correlación con la flota de camiones. La relación no es tan compleja como la de autobuses y pasajeros; si un camión tiene un tiempo de ciclo mayor debido a cierto retraso este tiempo se absorbe por cualquiera de los camiones de la cola o el tiempo de ciclo de la flota, es decir, el camión más lento hará que los camiones sigan esperando. De esta manera, los tiempos de ciclos de todos los camiones se aproximan al tiempo de ciclo del camión más lento. Esta es una medida conservadora y no se adopta en la práctica: la industria en general, adopta el tiempo de ciclo promedio. El uso de tiempo de ciclo más lento proporciona un interesante estudio para el efecto de las colas en la flota de los camiones (Alvarez, S. 2014).



2.2.3 Teoría de colas

La teoría de las colas es el estudio de los tiempos de espera, longitudes y otras propiedades de las colas. El tiempo de espera para los camiones y cargadores ha sido el foco de una investigación de la productividad cargador-camión.

La teoría de las colas se aplicó por primera vez en la productividad de una pala-camión por O'shea en 1964. A raíz de este estudio, ha esbozado una serie de mejoras que se incorporaron en un programa de selección de equipos. Estos modelos utilizan el tiempo entre las llegadas de un camión en lugar del tiempo entre las llegadas de toda la flota. Sin embargo, el modelo requiere de los tiempos entre las llegadas (Alva, F. 2009).

Ninguna justificación para este cambio en la teoría se da en cualquier literatura, desarrollaron un estudio de caso utilizando el método de la teoría de colas. Su definición de la hora de llegada no está prevista en el artículo. Además, la aplicación de la teoría de colas existente en el desarrollo de un límite superior en el tamaño de la flota de camiones.

2.2.4 Ciclo de transporte minero

$$CT = T_{ESP\ EN\ CARGA} + T_{CARGA} + T_{V.CARGADO} + T_{ESP\ DESCARGA} + T_{DESCARGA} \\ + T_{V.VACIO}$$

Donde:

CT = Ciclo de transporte

Tiempo de espera camión: está referido al tiempo que el camión espera para ser cargado después de que ha llegado al frente de carguío. Este tiempo de espera

termina cuando el camión anterior sale de la tolva de carguío. En caso de no haber camión en carga el tiempo de espera se hace cero (Rojas, T. 2006).

Tiempo de carga: es el tiempo tomado para cargar el camión mediante un equipo de carguío o una tolva. El operador del equipo de carguío o el operador de la tolva; es el directamente responsable de carga rápido y adecuadamente al camión. El tamaño del material fragmentado es otra clave para lograr los óptimos en el tiempo de carguío.

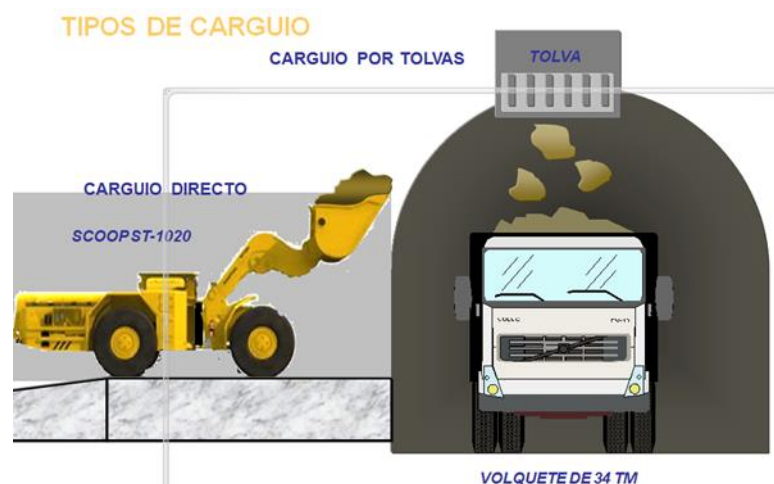


Figura 1 Sistema de carguío

Fuente: Unidad Minera San Rafael, 2 020.

Tiempo de viaje cargado: comienza una vez que el operador del camión da marcha al camión luego de ser cargado. El operador del camión tiene incidencia directa en este evento, con un manejo adecuado, velocidad, etc. Y también relacionado con la destreza que tenga. Es un tiempo que está en función de la distancia y pendiente de la rampa.

Tiempo de espera para descargar: es el exceso de tiempo en el punto de descarga.

Tiempo de descarga es el tiempo que demora el camión en depositar su carga en la



cancha de mineral.

Tiempo de viaje vacío: comienza luego que el operador pone en marcha el camión luego de descargar el mineral. Las oportunidades de mejora son compartidas con el viaje lleno.

2.2.5 Indicadores claves de desempeño (KPI)

El KPI del inglés es Key Performance Indicators (KPI), miden el nivel de desempeño de un proceso, enfocándose en el “como” e indicando que tan buenos son los procesos, de forma que se puede alcanzar el objetivo fijado.

Key Performance Indicators (KPI) son métricas financieras o no financieras utilizadas para cuantificar objetivos para reflejar el rendimiento de una organización. Estos indicadores son utilizados en Business Intelligence para asistir o ayudar al estado actual de un negocio a prescribir una línea de acción futura. El acto de monitorizar los indicadores claves de desempeño en tiempo real se conoce como Monitorización de Actividad de Negocio. Los Indicadores de Rendimiento son frecuentemente utilizados para “valorar” actividades complicadas de medir como los beneficios de desarrollos líderes, compromiso de empleados, servicio o satisfacción (Ayesta, A. 2000).

Integración de KPIs



Figura 2 Integración de KPIs

Fuente: Zenteno, F. 2012

2.2.6 Definición de tiempos

Este modelo se enfoca en el tiempo de funcionamiento (horas efectivas) siendo este el tiempo de producción en que el proceso está generando una cantidad de producto medible, a diferencia del tiempo medible que se presenta como el tiempo de operación. El propósito es maximizar el tiempo de producción, más que el tiempo de operación cuando el equipo puede estar operando, pero no produciendo (Rojas, T. 2006).

Distribución de tiempos

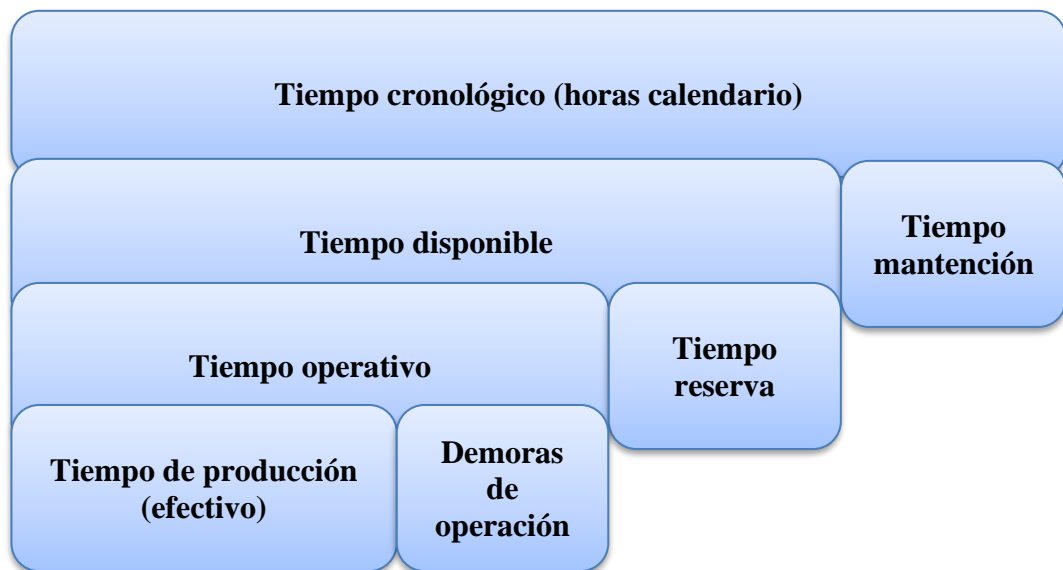


Figura 3 Distribución de tiempos

Fuente: Rojas, T. 2006

Tiempo disponible, es el tiempo durante el cual se requieren equipos o personal para realizar las actividades de operación o mantenimiento.

Tiempo mantenimiento, es cuando el equipo está realizando su mantenimiento programado.

Tiempo de producción, es el tiempo de producción efectiva durante el cual el proceso está generando una cantidad de producto medible, incluyendo aquellas actividades incidentales necesarias para mantener el ciclo de producción del proceso. Las actividades incidentales son aquellas que forman parte del ciclo inmediato, por ejemplo, los metros que debe avanzar una pala para continuar excavando, o el desplazamiento de una perforadora entre una perforación y otra, pero excluyendo el traslado de una pala o perforadora a un nuevo frente de trabajo.

Tiempo de demora (Downtime), es el periodo de tiempo durante el cual un ítem no está realizando su función de producción requerida e incluyendo tanto el



tiempo de retrasos de función (demoras operativas) como el tiempo de mantenimiento (demoras de mantenimiento). El tiempo de demora puede ser programado o no programado, de mantenimiento o de operaciones, incluyendo los retrasos debidos a la indisponibilidad de mano de obra, repuestos, instalaciones, movimientos, etc.

El tiempo de detención comienza cuando un ítem ya no está en condiciones de realizar su función requerida. Esto ocurre cuando:

El equipo ha fallado mantenimiento toma el equipo para realizar el mantenimiento programado.

Operaciones está realizando trabajos para asegurar la integridad de operación.

El tiempo de detención debido a la falla comienza al momento de detectarse la falla.

El tiempo de parada incluirá todo el tiempo adicional necesario para alcanzar igual estado dentro del programa de trabajo que al momento de ocurrir la falla. El operador del equipo señala el comienzo del tiempo de demora. Una vez terminada la actividad, mantenimiento entrega el equipo con una notificación a producción indicando que el equipo está “disponible”. Producción debe verificar que las reparaciones se hayan completado de forma satisfactoria. Si las reparaciones no están terminadas satisfactoriamente, se registra una nueva falla, comenzándose un nuevo registro de tiempo de detención.

Tiempo disponible, es el periodo de tiempo durante el cual un ítem está en condiciones de realizar su función requerida y se requieren realizar dicha función.



Es el tiempo que tiene operaciones mina para realizar su gestión.

Tiempo disponible= Tiempo operación + Demoras operativas

Disponibilidad mecánica, es una medida de la cantidad de tiempo de demoras de los equipos, requerido para mantener al equipo disponible. Mide la gestión de mantenimiento. Es el porcentaje del tiempo controlable que mantenimiento ha dado disponible el equipo para la gestión de operaciones.

$$DM = \frac{(\text{Tiempo operación plan} - \text{Tiempo demoras operativas})}{\text{Tiempo operación plan}}$$

Donde:

DM = Disponibilidad mecánica

% Utilización, es una medida de la utilización del tiempo disponible (Tiempo de operación - Tiempo de demora operativa) durante el cual ocurre el tiempo de funcionamiento. La utilización mide la gestión de operaciones mina, indica que tan eficiente se gestiona el equipo.

$$\% \text{ UTIL} = \frac{(\text{Tiempo operación real})}{(\text{Tiempo operación plan} - \text{Tiempo demoras operativas})}$$

Donde:

% UTIL = Porcentaje de utilización

MTBF es el tiempo medio entre fallas, una medida promedio de confiabilidad para flotas de equipos. El tiempo entre fallas indica la frecuencia de ocurrencia de las fallas. ¿Qué cada tiempo ocurre una falla?



$$MTBF = \frac{\text{Tiempo operación real}}{\text{Numero de fallas}}$$

Donde:

MTBF = Tiempo medio entre fallas

MTTR es el tiempo medio de reparación, una medida promedio del tiempo de demora por falla de un equipo, esto indica que tan rápido puede devolverse el equipo a producción después de una falla. El tiempo promedio para reparación indica cuanto demora mantenimiento en promedio para reparar una falla. ¿Cuánto se demora en reparar?

$$MTTR = \frac{\text{Tiempo de demoras operativas}}{\text{Numero de fallas}}$$

Donde:

MTTR = Tiempo medio de reparación

2.2.7 Bench mark

Son estándares, medidas métricas, indicadores claves de gestión, que identifican la mejor forma de una operación o función dentro de una operación.

Usados para medir el rendimiento relativo externo o para monitorear el progreso hacia metas internas específicas (Ayesta, A. 2000).

2.2.8 Ciclo de transporte

Cuando se habla de demoras, se hace alusión al tiempo que tardan los camiones al destino debido a la congestión y a las colas. Se le llama congestión a las demoras provocadas por la interacción entre los camiones a lo largo de los caminos mineros y debido a la señalética existente dentro de la mina.



El tiempo de ciclo de transporte es un parámetro importante ya que existe una serie de parámetros son absorbidos en él. Dentro de éstos se destacan la topografía, la resistencia a la rodadura, la fuerza de tracción de los equipos, las pendientes de los caminos, el nivel de congestión y las colas.

En la industria, la estimación de tiempos de ciclo se basa normalmente en estimar primero la velocidad de los camiones utilizando guías de desempeño de los equipos entregadas por los fabricantes (Smith et al, 2000). Estas guías son resultados de simulaciones que tienen en consideración la potencia del motor, la eficiencia de la transmisión, el peso del camión, la capacidad, la fuerza de tracción, y distintas pendientes y condiciones de los caminos (Blackwell, 1999). Esto es combinado con la información topográfica que es utilizada para entregar una estimación de las distancias y de las condiciones y pendientes que existen a lo largo de la ruta de transporte. Finalmente, conociendo las velocidades que tendrá el camión a lo largo de la ruta y conociendo las distancias que recorrerá, es posible determinar cuanto demorará en realizar todo el ciclo de transporte.

2.2.9 Plan diario

El Plan Diario es un documento generado por la Superintendencia de Planificación Operacional que contiene los lineamientos generales respecto a la producción mina del día en que se emite. Contiene información relativa tanto al plan minero propiamente tal (agendamiento de materiales, índices operacionales, etc.) como a temas más amplios como riesgo geotécnico, riesgos materiales dentro de la operación, instrucciones respecto al desarrollo mina, estado de los chancadores, programa de



alimentación a plantas y contingencias entre otros. Para este trabajo la información que se extrajo fue la siguiente:

- Ubicación de los equipos de carguío
- Destinos (Chancadores, Stocks y Botaderos)
- Agendamiento de materiales (Tonelaje, Origen y Destino)
- Asignación de camiones

a) **Locaciones**

Las locaciones son los lugares que los camiones de extracción visitan durante los viajes que realizan. Están determinadas por la ubicación de los equipos de carguío y de los destinos de las cargas que los camiones transportan. Para el caso del día que se está modelando, se consideraron las locaciones que se utilizaron según el Plan Diario del día 15 de septiembre de 2014. Las locaciones y sus ubicaciones se muestran a continuación. Las locaciones consideran 21 equipos de carguío operativos, 5 chancadores representados en 4 locaciones, 10 stocks que consideran dentro de sí una pila de lixiviación de sulfuros de baja ley y 7 botaderos. En el Anexo 4 se encuentran detalladas todas las locaciones y sus ubicaciones.

b) **Tiempo de carguío**

Para el caso de este trabajo se llamará *Tiempo Total de Carguío* al tiempo que demora el camión desde que comienza a posicionarse frente al equipo de carguío, lo que se denomina *Aculatamiento*, hasta que sale de la posición frente al equipo de carguío una vez que el proceso de carguío ha terminado. Dada la naturaleza de esta tarea, se esperaba poder ajustar la información de terreno a una distribución normal, pero las mediciones obtenidas no lo permitieron. Por lo tanto, la distribución con que mejor se ajustaron los datos en terreno fue una distribución



logaritmo normal. Una explicación a lo anterior sería que el tiempo de aculatamiento se mide desde que el camión reduce su velocidad para posicionarse bajo la pala hasta que queda detenido frente a ella, por lo que en los casos en que la pala carga por ambos lados el camión espera un tiempo mayor obteniéndose mayores tiempos de aculatamiento, y por ende, mayores tiempos totales de carguío que desplazan la curva hacia la izquierda.

c) **Tiempo de descarga.**

Análogo al caso del *Tiempo de Carguío*, se le llamará *Tiempo de Descarga Total* al tiempo que demora el camión desde que comienza a posicionarse frente a la taza del chancador, lo que también se denomina *Aculatamiento*, hasta que sale de la posición frente al chancador una vez que el proceso de descarga ha terminado. Los resultados obtenidos en terreno se observan en la Tabla 3, y el detalle de su desarrollo se especifica en el Anexo 5 sección 10.5.2. Dada la naturaleza de esta tarea, se esperaba poder ajustar la información de terreno a una distribución normal, lo que fue logrado satisfactoriamente.

d) **Modelo de velocidades de los camiones**

Para modelar las velocidades, *MineDES* utiliza las curvas de potencias Rimpull y Retard de los equipos utilizados en el modelo. Estas curvas permiten determinar la velocidad del camión en función de la pendiente en que se encuentra y de su peso total. Además, la calibración del modelo de velocidades de *MineDES* se realiza mediante la aplicación de velocidades máximas sobre las flotas de camiones utilizadas y sobre las rutas modeladas.

Por otra parte, se tiene que *MineHaul 2* utiliza un vector de velocidades fijas que tiene como parámetros las velocidades en plano y en una inclinación dada



para los casos en que el camión viaja cargado y para los casos en que el camión viaja vacío. Para modelar la velocidad en pendientes distintas a las definidas como conocidas, el software realiza una descomposición vectorial de la pendiente buscada en función de las pendientes conocidas y aproxima la velocidad buscada ponderando las velocidades conocidas por los ponderadores encontrados en la descomposición vectorial.

En resumen, *MineDES* utiliza un modelo de velocidades mucho más realista que la aproximación que realiza *MineHaul 2*. Las curvas utilizadas por *MineDES* son resultados de pruebas realizadas por los fabricantes de los equipos, por lo que están validadas. La metodología utilizada por *MineHaul 2* para modelar las velocidades no tiene respaldo alguno, por lo que no se puede validar la calidad del ajuste que se realiza.

e) Precisión en la estimación de tiempos de ciclo

Para evaluar la precisión en la estimación de los tiempos de ciclo, se dividirá el análisis en la precisión que tiene cada metodología para estimar cada una de las partes del tiempo de ciclo.

f) Tiempo de viaje

Para analizar los resultados de la estimación de los tiempos de viajes de ambas metodologías, se puede apreciar gráficamente en las siguientes Ilustraciones la calidad de los ajustes realizados tanto para el caso del viaje de ida (cargado) como para el caso del viaje de vuelta (vacío). Respecto a la calidad del ajuste de *MineDES*, se obtiene un error relativo medio del 8.86% en los viajes de ida, mientras que para los viajes de vuelta el error relativo medio que se obtiene es del 9.79%. En el caso de *MineHaul 2*, se obtiene un error relativo medio del 11.41%



en los viajes de ida, mientras que para los viajes de vuelta el error relativo medio que se obtiene es del 11.00%. Para realizar una comparación más representativa, se estimó el error ponderado en función de los tonelajes que se movieron durante el mes de septiembre de 2018.

Considerando entonces los tonelajes, para el caso de *MineDES* se obtiene que en los viajes de ida el error relativo ponderado es del 7.72%, mientras que en los viajes de vuelta el error relativo ponderado es del 10.17%. En el caso de *MineHaul*, se obtiene que en los viajes de ida el error relativo ponderado es del 11.78%, mientras que en los viajes de vuelta el error relativo ponderado es del 14.14%. En resumen, *MineDES* estima el tiempo de viaje de ida con un error 4.06% menor que *MineHaul 2* y el tiempo de viaje de vuelta con un error 3.97% menor que *MineHaul*.

Cabe mencionar que la estimación realizada en Planificación Corto Plazo para el mes septiembre de 2014 obtuvo para el tiempo de viaje de ida un error relativo medio de 11.87% y un error relativo ponderado de 12.52%, mientras que para el viaje de vuelta obtuvo un error relativo medio de 15.58% y un error relativo ponderado de 18.95%.

Ambas metodologías obtienen mejores resultados que la estimación realizada previa al estudio.

Otro análisis que se realiza para verificar la calidad del ajuste de la estimación es el de los gráficos de correlación de los tiempos de viaje estimados versus los tiempos de viaje reales. En la Ilustración 16 se observa que para el caso de los tiempos de viaje de ida *MineDES* posee un mejor ajuste lineal que *MineHaul* para la estimación según el coeficiente de determinación. Además, la curva de



regresión de *MineDES* tiene una pendiente más cercana a uno que *MineHaul* y una ordenada en el origen más cercana a cero, lo que refleja que el ajuste de *MineDES* se acerca más a la recta que representa a la función identidad.

Análogo a lo anterior, en la Figura, se observa que para el caso de los tiempos de viaje de vuelta *MineDES* posee un mejor ajuste lineal que *MineHaul* para la estimación según el coeficiente de determinación. Sin embargo, la curva de regresión de *MineHaul* tiene una pendiente más cercana a uno que *MineDES* mientras que *MineDES* tiene una ordenada en el origen más cercana a cero.

2.2.10 Estimación de los costos de operación

El costo de operación depende del sistema de explotación, tamaño de yacimiento, su forma, grado de irregularidad, resistencia del mineral, resistencia de las cajas, carga de los terrenos, método de acceso y de preparación, tamaño de la producción y también el nivel de salarios. El sistema de explotación influye mucho sobre los trabajos de tajeo y de preparación y parcialmente sobre el transporte del mineral. Se debe buscar un compromiso entre los siguientes valores: precio de costo, factor de recuperación, factor de dilución (Muñoz, L. 2012).

Los índices de consumo de mano de obra, materiales y energía dependen de las propiedades de las rocas, de la mecanización de los trabajos y de la escala de producción. El consumo de explosivo en tajeo y preparación aumenta en roca dura. La carga de los terrenos es un factor de inseguridad de mantenimiento elevado y rendimiento mediocre (Becerra, R. 2013).

El valor del costo depende también de la amortización de las inversiones, cuya norma se fija en relación con el tamaño y vida de la mina y de los gastos generales, cuyo valor absoluto se determina sobre todo por el tamaño de la



producción, su estructura y las condiciones naturales (Muñoz, L. 2012).

Esas dificultades se centran en la búsqueda de correlaciones aceptables entre costos y métodos de explotación. Debido a la gran variedad de componentes de los costos totales de operación y las características tan particulares de cada una de las operaciones mineras, los estimadores de costos se encuentran con grandes problemas para la determinación de los mismos. No obstante, se pueden utilizar los siguientes métodos:

- Método del proyecto similar
- Método de la relación costo – capacidad
- Método de los componentes del costo
- Método del costo detallado

a) Método del proyecto similar

Consiste en suponer que el proyecto, procesos o objeto de estudio es semejante a otro ya existente del cual se conocen los costos. Aunque se disponga de una información detallada existen circunstancias y condiciones como son la geología local, el equipo en operación y la estrategia de la empresa hacen que se aparten mucho del proyecto en estudio. Por ello se utiliza otro sistema que consiste en aprovechar parte de los datos disponibles, como son los costos del personal y estimar los costos totales a partir de las relaciones conocidas entre los diversos componentes (Muñoz, L. 2012).

a) Método de la relación costo – capacidad

Este método se basa en el empleo de gráficos o formulas en los que se han correlacionado los costos con las capacidades de producción de diferentes



explotaciones. Esencialmente es el mismo método que se utiliza en la estimación de los costos de capital. La base estadística de la que se parte si no es homogénea amplia y puede dar lugar a la introducción de errores con este procedimiento de estimación. Los datos que han servido para la elaboración de tales relaciones deben estar referidos a un método de explotación específico, con condiciones geográficas y geológicas semejantes. La extrapolación de los costos a partir de los correspondientes a una capacidad de producción conocida se efectúa con fórmulas iguales a las del costo capital. Sin embargo la variación de los costos de operación es más compleja que la de los costos de capital y requiere una descomposición de los mismos (Becerra, R. 2013).

b) Método de los componentes del costo

Cuando el proyecto ha progresado hasta el punto en que se conoce la plantilla de personal, las obras de infraestructura, los consumos de materiales, los equipos necesarios, es posible desarrollar un sistema de estimación de costos basado en los gastos unitarios o elementales tales como:

Dólares/metro

Dólares/tonelada

d) Método del costo detallado

Finalmente, los costos de operación deben deducirse a partir de los costos principales. Para ello es necesario conocer índices tales como consumo de combustible por hora de operación, vida de los útiles de perforación, consumos específicos de explosivo, accesorios de voladura y otros. En primer lugar, se fijan los criterios básicos de organización relativos a días de trabajo año, relevos al día



y horas de trabajo por relevo. Seguidamente para los niveles de producción previstos se establecen los coeficientes de disponibilidad y eficiencia con los cuales se determinan la capacidad de los equipos necesarios y el número de estos.

Por último, para cada grupo de máquinas se elabora una tabla detallada indicando las distintas partidas que engloba el costo horario de funcionamiento: personal, materiales, consumos, desgastes, mantenimiento y servicios. Conociendo el número de horas necesarias para una determinada producción el costo horario de la máquina que intervienen en dicho proceso se obtiene de manera inmediata el costo de operación (Muñoz, L. 2012).

Este procedimiento constituye el único método seguro para estimar los costos de operación de un proyecto. En la estimación de los costos horario de los equipos los conceptos que se deben tener en cuenta son:

1. Costos directos de funcionamiento

a. Consumos

- Energía eléctrica
- Combustibles
- Lubricantes

b. Reparaciones

c. Neumáticos

d. Elementos de desgaste

e. Operador

2. Costos indirectos

a) Amortización



- b) Intereses del capital
 - c) Seguros
 - d) Impuestos
3. Imprevistos

El porcentaje de imprevistos se aplica sobre los costos de operación (directos, indirectos y generales) para tener en cuenta alguna eventualidad durante el periodo de trabajo. Estos problemas son debidos a condiciones climatológicas adversas, colapsos de terrenos, inundaciones. Las cifras que se utilizan varían entre el 10 a 25%, dependiendo del nivel de detalle de estimación de los costos (Becerra, R, 2013).

2.2.11 Clima y vegetación

En la Mina San Rafael, prevalece el clima frígido, durante todo el año, con muchas variaciones de temperatura.

El clima está dividido en 2 estaciones marcadamente diferentes durante el año, una seca y fría entre abril y noviembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (helada), la temperatura oscila por lo general los 0°C y -15°C, los meses de junio, julio y parte de agosto son los meses de las heladas, que las temperaturas llegan a su punto crítico.

La vegetación en la zona es muy escasa debido al clima frígido, también se puede decir que la vegetación es muy escasa, porque la mayor parte del Área de la zona, está constituida por afloramientos de roca.

La vegetación de la zona es típica de la región Puna y Cordillera, consta así en su totalidad de plantas como ichu y pastos propios de la zona.



2.2.12 Topografía y fisiografía

La cordillera oriental en el sur del Perú está limitada por el altiplano y la faja subandina, la cual se caracteriza por la presencia de macizos y picos nevados, con cumbres que sobrepasan los 5,000 msnm de altitud los cuales en su mayoría se encuentran cubiertos de nieve perpetua. Esta cadena también es conocida como la Cordillera de Carabaya, un ramal de ésta, es la que contiene el cuerpo mineralógico de San Rafael. El nevado Quenamari presenta dos picos nevados: San Bartolomé de Quenamari que alcanza a una cota de 5,299 msnm y San Francisco de Quenamari, cuya cota es de 5,297 msnm.

El Nevado Quenamari tiene forma semicircular con una topografía empinada en su parte superior y ondulada en la parte inferior.

En la parte alta hay morrenas en los flancos de estos valles los que a su vez han sido disectados por procesos fluvio-glaciares.

2.2.13 Geología Regional

En la Cordillera Oriental no se conocen afloramientos del cámbrico, los cuales han podido ser erosionados o no han sido identificados.

Las rocas del ordovícico se depositaron en una gran cuenca que empieza desde Salta y Jutay (Argentina), pasando a Bolivia en el lado de la Cordillera oriental, penetrando en territorio peruano (J.A.DOUGLAS 1920), reconoció esta formación por una fase flihoide Lutitas, luego se produjo una emersión del Continente, pasando de Lutitas a una serie dentritica de tipo flioh, alternando con estratos gruesos de pizarras, determinándose así una edad del cavadociano (ordovícico superior), denotando de esta forma un cambio en el contexto



paleográfico de la cuenca paleozoica y posteriormente una total emersión del continente, depositándose así horizontes de tillitas y finalmente una nueva emersión de la cuenca paleozoica en el siluriano, depositándose esquistos, pizarras dando lugar a la formación Ananea.

Luego de esta orogenia, hubo depósitos continentales que están en concordancia angular con los depósitos del Devónico. En este nuevo depósito que es del Misisipiano, se depositaron en la base cuarcitas, dolomitas, en medio de una secuencia marina y en el techo vuelve una secuencia continental compuesta de areniscas y tillitas, lo que indica que se depositó en un ambiente deltaico, posteriormente hubo una sumersión (fundimiento), creando un ambiente marino de poca profundidad, intercalada con cenizas producto de una actividad volcánica tipo explosivo cerca de la zona litoral.

Un nuevo período está marcado por el grupo Copacabana, que es edad Lúmico inferior a medio, se depositaron calizas en un ambiente marino de mediana profundidad por la presencia de areniscas finas, descansa en concordancia al grupo Tarma. A fine de esta formación de sedimentos calcáreos, se produce una segunda orogenia Tardiherciniana que plegó y fracturó fuertemente a los estratos del paleozoico inferior, para dar lugar posteriormente a los depósitos de molasas y depósitos volcano-sedimentos, denominándose a estos depósitos como el grupo Mitu, con su correspondiente levantamiento epirogénico.

No se tiene afloramiento del Mesozoico regionalmente, porque tal vez hayan sido erosionadas, pero se sabe que ha habido oscilaciones del continente.



a) Estratigrafía

La estratigrafía del área de estudio, corresponde a una secuencia de 800 m., de potencia de pizarras y filitas de color gris oscuro, de grano fino con un alineamiento inicial de los componentes.

Esta secuencia está cortada por diques andesíticos y de cuarzo, que poseen un rumbo de $N50^{\circ}W$, similar al rumbo de las estructuras mineralizadas, que tienen un rumbo que varía entre $N^{\circ}30^{\circ}W$, y $N^{\circ}40^{\circ}W$.

Un cuerpo intrusivo granodiorítico, se encuentra cortando toda esta secuencia sedimentaria, sufriendo una metamorfosis a pizarras en las partes más alejada a contacto y a filitas en las partes más cercanas.

Esta roca granodiorítica se caracteriza por presentar fenocristales de ortosa, plagioclasas, feldespatos y cuarzos; presentando un color gris claro y textura porfirítica.

Con la delimitación del intrusivo, debajo de la superficie y determinada por la identificación litológica en las labores mineras a diferentes niveles; se concluye que el cuerpo intrusivo granodiorítico que se presenta en la Mina San Rafael, al acercarse a superficie se adelgaza a manera de dique y se inflexiona al NW y llega a superficie coincidiendo con los afloramientos mapeados en superficie.

Esta unidad estratégica, es de carácter informal, porque el piso de esta columna, no ha sido posible determinarlos, mientras que el tipo si, y está conformado por materiales no consolidados que ocupan área representados por resto glaciares y aluviales. En las partes superiores, al puede los nevados la acción



de la nieve ha ocasionado la formación de estrías en las superficies lisas, debido al rozamiento y por efecto de gravedad al deslizarse la nieve.

b) Rocas ígneas

En la región se ha logrado identificar diques andesíticos y de cuarzo que afloran a superficie, cortando perpendicularmente toda secuencia, llegando inclusive al puede el nevado San Bartolomé de Quenamari, los cuales por ser más resistentes al intemperismo que las rocas adyacentes, han quedado en relieve a manera de crestas, a lo largo de su recorrido.

En la Mina San Rafael, el intrusivo aflora al NW del nevado San Bartolomé de Quenamari, en el nivel 4730 msnm, frente a la antigua planta de cobre, al costado del antiguo hospital y en el trayecto de la carretera que asciende a la antena retransmisora, también en las labores del umbral.

Con excepción de la zona de umbral, los afloramientos no son muy extensos y se manifiestan en una zona única, que el al W del nevado.

2.2.14 Geología Local

En la mina San Rafael, la litología que predomina es una secuencia de pizarras y filitos grises oscuras, que afloran en los flancos del nevado Quenamari; el cual posee dos picos: San Bartolomé y San Francisco de Quenamari. Observando de Sur a Norte, hacia los nevados, se puede seguir una secuencia ascendente de rocas que poseen iguales características, a partir del margen norte de la laguna Choqueñocota hasta la superficie de los nevados, la roca es la misma.



En las partes bajas, en superficie son más notorias las pizarras con su característico clivaje y a la vez más afectados por el intemperismo, la edad asignada de pizarras y filitas en el Misisipiano y corresponden al grupo Ambo.

Las filitas y cuarcitas del paleozoico inferior, con correlaciones con la formación Sandra, en base a un fósil encontrado en los alrededores del nevado Quenamari y determinado como *Michelinoceurus Mnutilus* del ordovícico superior.

2.2.15 Geología estructural

El área de la mina San Rafael, ha sido afectada con tectónica herciniana, principalmente por la fase Tardiherciniana, la que ha afectado a los grupos. Ambo, Tarma y Copacabana que no afloran en la zona.

Además del levantamiento andino y la intrusión con características del stock, se produjeron. Fracturas, diaclasas y fallas. Algunas han sido rellenadas por soluciones hidrotermales, constituyendo las vetas actuales.

Las vetas se presentan en un sistema más o menos paralelas bien formadas en el cuerpo intrusivo, pero al pasar a las pizarras se ramifican, probablemente debido a la incompetencia de estos últimos a la fracturación.

La veta San Rafael es una fractura que tiene una longitud aproximada de 4 Kms., de los cuales la mitad está en roca intrusiva y el resto en pizarras y filitas, presenta ramales y lazos cimoides.

Las fracturas se produjeron probablemente debido a su enfriamiento brusco o a los esfuerzos locales producidos por la intrusión ígnea.



Las diaclasas son apreciables en la zona de alteración, en el caso de las pizarras y son perpendiculares al plano de clivaje.

Las tectónicas tardiherciana andina han delineado los plegamientos, como también los fracturamientos y fallamientos especialmente en el paleozoico, los cuales se caracterizan por fallas inversas, sobre escurrimiento y pliegues. La tectónica del terciario se manifiesta principalmente por un fallamiento de dirección NW-SE, que afectan a las intrusiones Miocénicas y que muchas veces coinciden con reactivaciones de un fallamiento anterior. Este fallamiento dio lugar a las fracturas preliminares.

2.2.16 Geología económica

En la Mina San Rafael, la mineralización se encuentra principalmente como relleno de fracturas y de reemplazamiento en el intrusivo y en grupo ambo, la principal veta en el intrusivo es San Rafael, la cual contiene cobre y estaño.

El estaño y el cobre se extraen de la casiterita y calcopirita respectivamente como minerales principales, los cuales se encuentran en vetas asociadas a otros minerales que por su ocurrencia en poca cantidad y valorización económica actual, no son considerados económicos.

San Rafael, tiene estructuras mineralizadas como: Andes peruanos, San Germán, María Elena, Pedro, Mariano, San Rafael, Vicente, Patricia, Jorge y Guillermo; todas estas estructuras contienen cobre y estaño.

a) Características del yacimiento

La veta San Rafael, lo mismo que otras estructuras de la zona, son depósitos generados por soluciones hidrotermales, son depósitos generados por



soluciones hidrotermales, tanto de relleno de fracturas como de reemplazamiento o sustitución, el modo de formación se debe probablemente a la diferenciación magmática, la cual produce fluidos acuosos, en que la mayoría de los metales se pueden concentrar; estos fluidos al desprenderse del magma, pueden transportarse a través de las diferentes aberturas de las rocas y dejar su contenido mineral en las cavidades emplazadas en el cuerpo intrusivo en las rocas metamórficas, dando lugar a la formación de depósitos hidrotermales (epitermales) de estaño y cobre respectivamente.

b) Mineralogía

Se han considerado cuatro etapas principales de carácter hipogénico en la veta San Rafael, que constituyeron a la secuencia de mineralización.

Los minerales económicos principales son: chalcopirita y casiterita; y en menor proporción. Galena, esfalerita y tetraedrita.

c) Zoneamiento y paragénesis

En la veta San Rafael hay un marcado zoneamiento vertical de cobre en la parte superior y estaño en la parte inferior.

El zoneamiento se presenta por una zona superior de zinc, plomo y plata seguida por otra de cobre y en profundidad de estaño, teniendo como foco al intrusivo.

La mineralización se presenta bandeada, masiva, diseminada y brechada, esta última engloba varios minerales pre-existentes, lo que indica las diferentes etapas de mineralización. Este brechamiento impide reconstruir la verdadera secuencia de mineralización.



En la veta San Rafael el estaño en agujas llega hasta el nivel 4600msnm, en la parte sur y central, baja bruscamente hasta el nivel 4450 msnm, en su parte norte. Debajo de la zona de estaño en agujas se encuentra el estaño madera de color claro y por debajo de la cumbre del nevado San Bartolomé de Quenamari y hacia el norte aparecen tres cuerpos de brecha mineralizada con estaño.

Se pueden apreciar los isovalores de estaño en la misma veta, varían desde 0.54 % en la parte superior, hasta más del 10% en los niveles inferiores.

En lo que se refiere a cocientes metálicos Sn/Cu llegan a 100 y cerca de 200 en la parte norte, zona de mayor riqueza mineral. Los cocientes 50 y 100 tienden a continuar hacia el contacto y en profundidad.

2.2.17 Ciclo de transporte del volquete

Se tomó los tiempos más representativos para determinar los tiempos promedios.

Para poder determinar el ciclo de transporte del Volquete se ha realizado mediante el siguiente modelo de ciclo:

$$TCT = TPF + TC + TVC + TPD + TVV + TM$$

TCT = Tiempo ciclo unidad de transporte

TPF = Tiempo para posicionarse frente a la unidad de carguío.

TC = Tiempo carguío.

TVC = Tiempo viaje cargado.

TPD = Tiempo posicionamiento y descarga.

TVV = Tiempo viaje vacío.

TM = Tiempos muertos.



2.2.18 Ciclo de carguío del scoop

Para la toma de datos de los Scoops se tomó los tiempos promedios de operación.

El modelo de ciclo del Scoop es el siguiente:

$$TCS = TPF + TC + TVC + TPD + TVV + TM$$

TCS = Tiempo ciclo del Scoop

TPF = Tiempo de posicionamiento en el frente

TC = Tiempo carguío.

TVC = Tiempo viaje cargado.

TPD = Tiempo posicionamiento y descarga.

TVV = Tiempo viaje vacío.

TM = Tiempos muertos.

2.2.19 Tipos de sistema de acarreo

a) Carguío directo

El mineral acumulado es sacado de las estocadas o ventanas y el material es cargado en forma directa por el scooptram hacia las unidades de extracción pero este material debe de tener características definidas en cuanto a la fragmentación, porque esta deberá de ser de manera uniforme y muy menuda para un fácil carguío y también para que no tenga dificultades al momento de su transporte.

b) Alimentación de mineral a los Ore-Pass

El mineral que es fragmentado después de la voladura es extraída de las estocadas o de los tajos con un telemando por seguridad y este mineral es echado a las parrillas de los ore-pass y estas van a parar a un nivel más inferior



donde están ubicadas las tolvas electro hidráulicas de donde se carga el mineral a las unidades de extracción, en alguno de los casos el mineral o desmonte no pasa por la parrilla por estar en dimensiones mayores a las parrilla de modo que será necesario la utilización de un equipo rompe banco.

2.2.20 Rendimiento horario del Scoop

$$Rh = N * Cc * K * \delta$$

$$N = \frac{60}{T_{cc}}$$

Donde:

Cc = Capacidad de cuchara (m³)

δ = Densidad del material volado (t/m³)

K = Coeficiente de llenado (%)

N = Numero de ciclos por hora (Ciclos/hr)

2.2.21 Rendimiento horario del volquete

$$Rh = N * Cc * K * \delta$$

$$N = \frac{60}{T_{cc}}$$

Donde:

Cc = Capacidad de tolva (m³)

δ = Densidad del material volado (t/m³)

K = Coeficiente de llenado (%)

N = Numero de ciclos por hora (Ciclos/hr)



2.2.22 Programación, cálculo y control de carguío y transporte

En la confección de los planes mensuales de carguío y transporte, se consideran principalmente los siguientes puntos:

- Tonelaje a transportar
- Capacidad de transporte
- Rendimientos promedios
- Disponibilidad física del equipo
- Dotación de equipos días hábiles del mes
- Pérdidas operacionales

2.3 DEFINICIONES CONCEPTUALES

1. Sistema de transporte

La constituyen las acciones que definen la principal operación en una faena minera. Estos son responsables del movimiento del mineral o estéril que ha sido fragmentado en un proceso de tronadura.

2. La densidad

Es una magnitud escalar referida a la cantidad de masa en un determinado volumen de una sustancia. La densidad media es la razón entre la masa de un cuerpo y el volumen que ocupa.

3. Factor de esponjamiento

Es el incremento fraccional en el volumen de materiales que ocurre cuando este es fragmentado y removido de su estado natural (volumen banco) y depositado en un estado suelto (volumen suelto). Puede ser expresado ya sea



como una fracción decimal o como un porcentaje.

Otra relación interesante es la que se conoce como porcentaje de esponjamiento. Se denomina así al incremento de volumen que experimenta el material respecto al que tenía en el banco.

4. Producción

Volumen o peso total que se debe manejarse en una operación específica. Puede referirse tanto al mineral como valor económico que se extrae, como al estéril. La producción de mineral se define en unidades de peso, mientras que el movimiento de estéril se expresa en volumen.

5. Tasa de producción

Corresponde al volumen o peso de producción teórico por unidad de tiempo de un equipo determinado. Generalmente se expresa en términos de producción por hora, pero puede también utilizarse la tasa por turno o día.

6. Productividad

Es la relación entre la cantidad de productos obtenidos por un sistema productivo y los recursos utilizados para obtener dicha producción. También puede ser definida como la relación entre los resultados y el tiempo utilizado para obtenerlos: cuanto menor sea el tiempo que lleve obtener el resultado deseado, más productivo es el sistema. En realidad, la productividad debe ser definida como el indicador de eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.



7. Eficiencia

El porcentaje de la tasa de producción estimada que es efectivamente utilizado por el equipo. Reducciones en la tasa de producción pueden deberse al equipo mismo, o condiciones del personal o del trabajo.

8. Disponibilidad

Es un factor importante al programar los equipos, es la disponibilidad de las unidades. Por ejemplo, al programar un camión, un factor común de disponibilidad es de 80% por lo tanto de cada 100 guardias 80 serán productivas y 20 serán tiempos muertos en reparaciones. Con este factor de disponibilidad en mente, es apropiado programar, los nuevos equipos con mayor disponibilidad en áreas de prioridad más elevada. La disponibilidad es aquella porción de tiempo operativo programado en que una maquina este mecánicamente lista para trabajar, hay dos métodos generales para calcular la disponibilidad de equipo.

Disponibilidad física

Es el factor que muestra la disponibilidad del equipo a excepción de los tiempos muertos solamente por factores mecánicos.

Disponibilidad mecánica

Es la disponibilidad operacional total la que considera los tiempos muertos por cualquier motivo.

9. Utilización de la disponibilidad

La proporción de tiempo que la maquina es capaz de funcionar en operación, expresada en %.

10. Capacidad camión

Se refiere al volumen de material que una unidad de carguío o transporte puede contener en un momento dado (por ejemplo, el volumen del balde de una pala o de la tolva de un camión).

La capacidad se puede ser clasificada de acuerdo a los siguientes tres tipos:

Capacidad al ras

El volumen de material en una unidad de carguío o transporte cuando es llenado hasta el tope, pero sin material sobre los lados o llevado en algún accesorio externo como los dientes del balde.

Capacidad colmada

Máximo volumen de material que una unidad de carguío o transporte puede manejar cuando el material es acumulado sobre los lados del contenedor. Mientras que la capacidad rasa es una constante para un equipo dado, la capacidad colmada depende del material transportado y de sus propiedades (tamaño de granos, ángulo de reposo, etc).

Capacidad nominal

Capacidad de un determinado equipo, en términos del peso máximo que puede manejar.

La mayoría de los equipos están diseñados para movilizar un determinado peso, en lugar de un volumen máximo. Por lo tanto, el volumen del material manejado dependerá de la densidad del material, y variará con la



densidad para un mismo equipo. Mientras que el peso máximo es constante y es una función de la resistencia de los componentes del equipo.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 UBICACIÓN

La Mina San Rafael propiedad de la Cía. Minera MINSUR S.A., se encuentra ubicada en la Cordillera Oriental de los Andes, dentro de la jurisdicción de:

Distrito : Antauta

Provincia : Melgar

Departamento: Puno

Sus coordenadas geográficas aproximadas son:

14° 13' 45" Latitud Sur

70° 19' 19" Longitud Oeste

Sus coordenadas UTM:

Norte : 8'427,664

Este : 356,270

A una altura promedio de 4 523 m.s.n.m.

3.2 ACCESIBILIDAD

En la actualidad la Mina San Rafael cuenta con los siguientes accesos:

Vía terrestre: Lima – Arequipa – Juliaca – Tirapata – Mina San Rafael

Cuzco – Sicuani – Santa Rosa – Nuñoa – Mina San Rafael.

Vía Aérea: Lima – Juliaca y de Juliaca a la Mina por vía terrestre.



3.3 METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

El desarrollo del estudio de investigación es de tipo descriptivo, el estudio se refiere a la optimización de costos de carguío, acarreo y transporte de mineral acumulado, mediante el control de tiempos y rendimiento de equipos en las labores mineras de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.

La metodología para desarrollar el presente estudio de investigación, consistió en su etapa preliminar en realizar la evaluación de las operaciones del sistema de carguío, acarreo y transporte anterior. En la evaluación se consideró los equipos utilizados, la distancia recorrida, tiempo de carguío, tiempo de acarreo, tiempo de transporte y rendimiento de los equipos, los datos de los controles realizados se registraron en las fichas de control. Posteriormente en el estudio de investigación se realizó el control de tiempos de carguío, acarreo y transporte de mineral, equipos utilizados, la distancia recorrida y el rendimiento de los equipos, los datos se han registrado en las respectivas fichas de control. En el estudio de investigación se optimizó los costos de carguío, acarreo y transporte de mineral mediante el control de tiempos parcial y total utilizado para limpiar todo el volumen acumulado en las labores de explotación y también mediante el mantenimiento de la vía de recorrido. Finalmente, con los resultados obtenidos en las operaciones mineras se realizó la evaluación de los costos de carguío, acarreo y transporte anterior y optimizado en la Galería San Rafael de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.

3.4 POBLACIÓN

La población para el presente trabajo de investigación está constituida por todos los equipos que vienen operando en las labores subterráneas de la Unidad



Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

3.5 MUESTRA

La muestra que se ha considerado para el estudio de investigación son los equipos de carguío, Scoop de 3,5 Yd³ y transporte, volquete Volvo de 20 m³ y la distancia recorrida en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.

3.6 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

3.6.1 Variable independiente

Tiempo de carguío, acarreo, transporte y rendimiento de equipos en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. –Puno.

3.6.2 Variable dependiente

Costos de carguío, acarreo y transporte de mineral en el frente de la Labor TJ 4100 – 02S, de la Galería San Rafael de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.



Tabla 1. Operacionalización de variables

VARIABLES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Variable independiente:		
Tiempo de carguío, acarreo, transporte y rendimiento de equipos en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.	- Tiempo de carguío - Tiempo de acarreo - Tiempo de traslado - Tiempo de descarga - Tiempo de retorno	- Minutos/viaje - Minutos/viaje - Minutos /viaje - Minutos/viaje - Minutos/viaje
Variable dependiente:		
Costos de carguío, acarreo y transporte de mineral en el frente de la Labor TJ 4100 – 02S, de la Galería San Rafael de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A.	- Costo de carguío - Costo de acarreo - Costo de transporte	- US\$/m ³ - US\$/m ³ - US\$/m ³

3.7 TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas de recolección de datos que son considerados en el proyecto son los procedimientos y actividades que permiten la obtención de la información necesaria para realizar el estudio de investigación.

3.7.1 Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos utilizados para el proyecto de investigación son la liquidación mensual que permitirán verificar los costos incurridos, el reporte diario de operación, reporte mensual de operación, control de producción diaria, control de tiempos de carguío y acarreo, control de costos, equipos utilizados, libretas de campo, formatos de control de datos, y otros.

Reporte diario de operación.



- Número de equipos utilizados
- Volumen de mineral producido.
- Tonelada de mineral acumulado en el frente
- Rendimiento de equipos de limpieza y acarreo
- Tiempo de limpieza
- Tiempo de acarreo
- Número de horas trabajadas por los equipos.

Reporte mensual de operación

- Número de equipos utilizados
- Volumen de mineral producido.
- Tonelada de mineral en el frente
- Rendimiento de equipos
- Tiempo de Limpieza
- Tiempo de acarreo
- Número de horas operadas de los equipos



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 ANÁLISIS DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos en la investigación referente al control de tiempo de carguío y acarreo se realizaron en el frente de la Galería San Rafael hasta la cámara de carguío, que es una distancia de 150 metros y el control de tiempo de transporte se desarrolló desde la tolva 4 100 2S hasta la Cancha 1, que es una distancia de 5,12 kilómetros de recorrido en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

Para el sistema de carguío y acarreo se utilizaron los equipos Scoop de 3,5 Yd³, marca Caterpillar. En el frente de la Galería se acumuló un volumen de mineral promedio de 31,50 m³/turno, dicho material se trasladó en cada turno hasta la cámara de carguío.

Para el sistema de transporte se utilizaron los volquetes, marca Volvo de 20 m³ de capacidad de tolva. En la tolva 4100 se acumuló un volumen de mineral promedio de 270 m³, dicho material se trasladó hasta la Cancha 1.

4.2 RESULTADOS POR OBJETIVOS

OBJETIVO 1.

Minimizar los costos de carguío y acarreo de mineral con Scoop, mediante la evaluación de tiempos y rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.



4.3 CARGUÍO Y ACARREO ANTERIOR EN LA GALERÍA SAN RAFAEL

El carguío y acarreo anterior del mineral se realizó con el equipo Scoop de Marca Caterpillar Modelo R1600H, desde el frente de la Galería hasta la tolva, con una capacidad de la cuchara de 3,5 Yd³, recorriendo una distancia de 150 metros lineales.

Las demoras en el tiempo de carguío y acarreo anterior fueron la falta de mantenimiento de la vía de recorrido y también no hubo control en la capacidad óptima de cuchara del Scoop en el carguío. Al respecto se indicó que en el carguío y acarreo anterior se trasladó un promedio de 2,15 m³ de capacidad de cuchara y en el optimizado se trasladó un promedio de 2,42 m³ de capacidad de cuchara. Los tiempos calculados se especifican en las Tablas 2, 3, 4, 6, 7 y 8.

Para el cálculo de costos de carguío y acarreo se consideró el costo de alquiler del Scoop de 86 US\$/ hora.

Datos del Scoop

Marca	: Caterpillar
Modelo	: R1600H
Capacidad de cuchara	: 3,5 yd ³
Motor	: Diesel

Variables fijas:

Volumen de mineral en el frente de Galería = 31,50 m³/turno

Tabla 2. Control de tiempos de carguío y acarreo anterior con Scoop.

N° de viajes	Posición para el carguío (seg)	Tiempo de cargar (seg)	Tiempo de ida con carga (seg)	Posición para la descarga (seg)	Tiempo de descarga (seg)	Tiempo de regreso vacío (seg)	Total ciclo (seg)	Ciclo/Hora	Rendimiento (m3/Hr)
1	27	63	140	9	47	85	371	9,70	62,32
2	28	61	139	10	46	84	368	9,78	62,83
3	29	64	141	10	49	86	379	9,50	61,00
4	28	63	140	9	48	85	373	9,65	61,98
5	29	64	139	9	50	87	378	9,52	61,16
6	27	65	141	10	47	84	374	9,63	61,82
7	28	62	142	9	48	85	374	9,63	61,82
8	30	61	139	10	46	84	370	9,73	62,49
9	29	63	140	9	48	85	374	9,63	61,82
10	30	62	141	9	49	86	377	9,55	61,33
11	29	63	139	10	48	84	373	9,65	61,98
12	30	65	138	9	50	85	377	9,55	61,33
13	29	64	140	10	49	84	376	9,57	61,49
Total (seg)							4864,00		
Tiempo promedio	28,69	63,08	139,92	9,46	48,08	84,92	374,15	9,62	61,80

4864 seg. = 81,06 minutos

Costo de alquiler de equipo de carguío y acarreo/hora = 86 US\$/Hr.

Costo de carguío y acarreo = 81,06 min x 86 US\$/60 min = 116,19 US\$

$$=116,19 \text{ US\$} / 31,50 \text{ m}^3 = 3,69 \text{ US\$} / \text{m}^3$$

En el ítem 4.3, se especifica que en el carguío y acarreo anterior se trasladó un promedio 31,50 m³ de mineral, realizado en 13 viajes.

El rendimiento de la capacidad de cuchara del equipo de carguío y acarreo anterior ha sido un promedio de 80.35 %, equivalente a 2,15 m³ de mineral trasladado en cada viaje.

4.4 CARGUÍO Y ACARREO OPTIMIZADO EN LA GALERÍA SAN RAFAEL

Para optimizar el sistema de carguío y acarreo del mineral con el equipo Scoop de una capacidad de cuchara de 3,5 Yd³, recorriendo una distancia de 150 metros lineales, se realizó el mantenimiento de las vías y se controló la capacidad



óptima de cuchara del scoop en el carguío de mineral así poder incrementar el rendimiento y reducir los costos por m³, dando como resultado lo que se muestra a continuación.

Tabla 3. Control de tiempos de carguío y acarreo optimizado con Scoop.

N° de viajes	Posición para el carguío (seg)	Tiempo de cargar (seg)	Tiempo de ida con carga (seg)	Posición para la descarga (seg)	Tiempo de descarga (seg)	Tiempo de regreso vacío (seg)	Total ciclo (seg)	Ciclo/Hora	Rendimiento (m ³ /Hr)
1	26	58	134	8	43	79	348	10,34	74,74
2	25	57	136	8	42	80	348	10,34	74,74
3	26	56	134	9	41	79	345	10,43	75,39
4	24	58	133	10	42	80	347	10,37	74,96
5	25	57	132	7	43	83	347	10,37	74,96
6	25	58	134	8	41	80	346	10,40	75,17
7	27	56	131	8	45	82	349	10,32	74,53
8	26	59	133	9	42	83	352	10,23	73,89
9	25	57	135	8	43	79	347	10,37	74,96
10	26	56	134	7	41	82	346	10,40	75,17
11	25	58	132	8	42	79	344	10,47	75,61
12	26	57	135	9	43	81	351	10,26	74,10
Total (seg)							4170,00		
Tiempo promedio	25,50	57,25	133,58	8,25	42,33	80,58	347,50	10,36	74,85

4170 seg = 69,50 minutos

Costo de carguío y acarreo/hr = 86 US\$

Costo de carguío y acarreo = 69,50 min x 86 US\$/60 min = 99,62 US\$

=99,62 US\$ / 31,50 m³ = 3,16 US\$/ m³

El rendimiento de la capacidad de cuchara del equipo de carguío y acarreo optimizado ha sido un promedio de 90,44 %, equivalente a 2,42 m³ de mineral trasladado en cada viaje.

Entonces para trasladar el volumen acumulado de mineral de 31,50 m³, se realizó en 12 viajes programados.

Tabla 4. Resumen de tiempos de carguío y acarreo anterior y optimizado con Scoop

N° de controles de Viaje		Tiempo anterior (min)	Tiempo optimizado (min)	Diferencia de tiempo (min)
Anterior 13	Optimizado 12	81,06	69,50	11,56

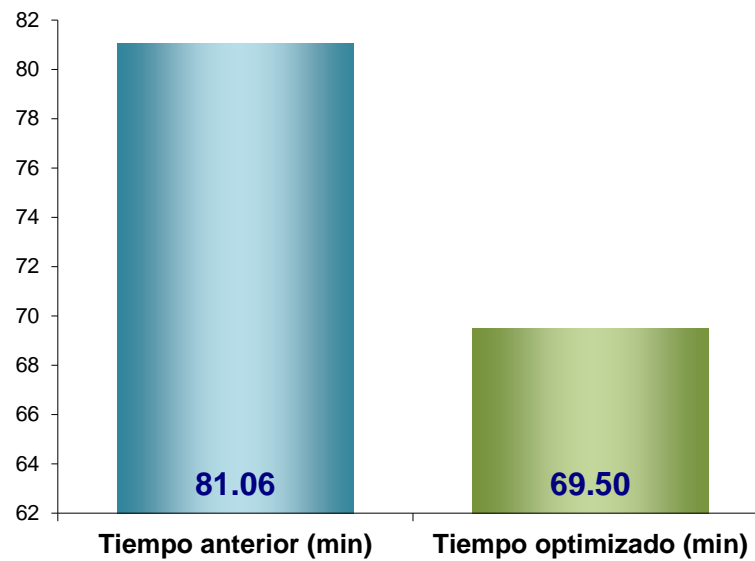


Figura 4 Tiempo de carguío anterior y optimizado.

Una vez realizado el mantenimiento de vías y control de la capacidad óptima de la cuchara del scoop se obtuvo un tiempo de carguío y acarreo de 69,50 minutos y se realizó el seguimiento para ver los resultados.

El mantenimiento de vías permite incrementar la velocidad media, la cual a su vez permite tener un mejor rendimiento.

Tabla 5. Resumen de costos de carguío y acarreo anterior y optimizado con Scoop

Costo anterior US\$/m ³	Costo optimizado US\$/m ³	Diferencia de costos US\$/m ³
3,69	3,16	0,53

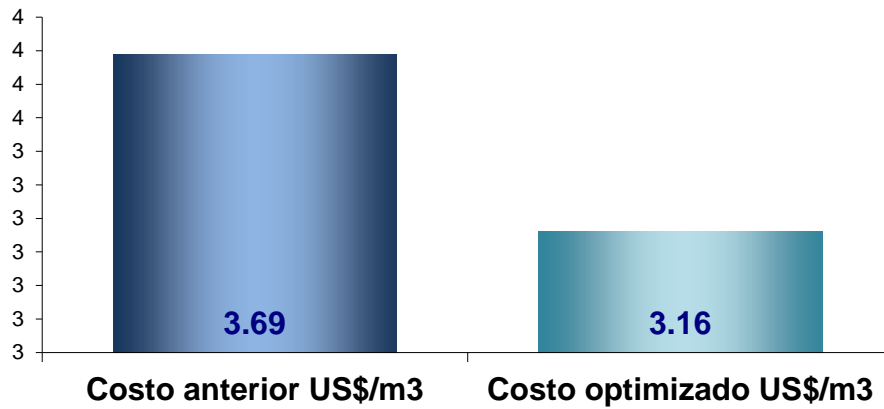


Figura 5 Costos de carguío y acarreo anterior y optimizado.

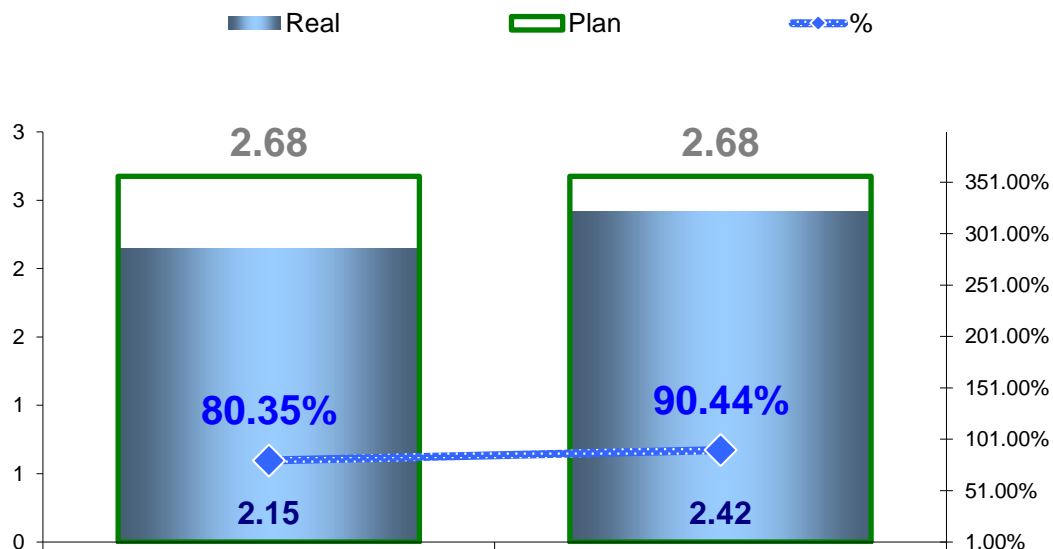


Figura 6 Rendimiento de carguío y acarreo anterior y optimizado.

4.5 RESULTADOS DE CARGUÍO Y ACARREO CON SCOOP

Según el análisis de resultados de carguío y acarreo antes y después de la optimización, se muestra que el tiempo anterior ha sido de 81,06 minutos y el

optimizado de 69,50 minutos con una diferencia 11,56 minutos y el costo anterior ha sido de 3,69 US\$/m³ y el optimizado de 3,16 US\$/m³, cuyo resumen está en las Tablas 5 y 6.

Tabla 6. *Resumen de rendimientos y costos de scoop*

	Rendimiento (m3/Hr)	Volumen (m3)	Minutos	Costo (US\$/Hr)	Costo Total (US\$)	Costo (US\$/m3)
Antes	61,80	31,50	81,06	86,00	116,19	3,69
Optimizado	74,85	31,50	69,50	86,00	99,62	3,16

La eficacia del scoop incremento la producción de 61,80 a 74,85 m3/Hr, por ende el costo de acarreo se logró disminuir en 0,53 US\$/m3.

Lo que nos permitió validar la hipótesis, ya que los datos obtenidos en los factores del scoop nos permitieron reducir los costos de carguío y acarreo.

OBJETIVO 2.

Minimizar los costos de transporte de mineral con volquete, mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos en las labores subterráneas de la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

4.6 TRANSPORTE DE MINERAL ANTERIOR CON VOLQUETE VOLVO

El transporte de mineral se realizó desde la tolva principal hasta la Cancha 1, con volquetes Marca Volvo de 20 m³ de capacidad de la tolva, con una distancia recorrida de 5,12 kilómetros.

Para el transporte de mineral cuenta con 6 volquetes marca Volvo FM-12



de 20 m³ de capacidad.

Datos del volquete

Marca	: Volvo
Potencia de motor	: 300 HP
Vida util	: 15 000 horas
Capacidad	: 20 m ³

Volumen de mineral acumulado en la tolva 4100 = 270 m³

En el transporte anterior se realizó el traslado del mineral acumulado de 270 m³, en 15 viajes con el volquete Volvo de 20 m³ de capacidad de tolva, realizando en cada viaje un traslado promedio de 18 m³ de mineral. Para el cálculo de costos de transporte del mineral anterior, se consideró el costo de alquiler del volquete de 85 US\$/ hora.

Tabla 7. Control de tiempos de transporte anterior con Volquete Volvo

N° de viajes	Tiempo de posición carguío (min)	Tiempo de carguío (min)	Tiempo de verificación tolva (min)	Tiempo de viaje con carga (min)	Tiempo en Balanza (min)	Tiempo de posición descarga (min)	Tiempo de descarga (min)	Tiempo de regreso vacío (min)	Tiempo total del ciclo (min)	Ciclo/Hora	Rendimiento (m ³ /Hr)
1	1,83	3,98	1,35	35,60	1,08	2,10	1,95	24,95	72,84	0,82	39,54
2	1,82	3,97	1,33	35,57	1,08	2,08	1,98	25,10	72,93	0,82	39,49
3	1,78	3,93	1,35	35,55	1,05	2,05	1,92	24,92	72,55	0,83	39,70
4	1,82	3,97	1,37	35,63	1,07	2,05	1,93	24,89	72,73	0,82	39,60
5	1,77	3,95	1,32	35,73	1,08	2,08	1,92	24,95	72,80	0,82	39,56
6	1,82	3,98	1,37	35,68	1,07	2,10	1,95	25,23	73,20	0,82	39,34
7	1,85	3,97	1,35	35,48	1,08	2,08	1,97	25,07	72,85	0,82	39,53
8	1,80	3,97	1,33	35,70	1,08	2,10	1,98	25,18	73,14	0,82	39,38
9	1,78	3,98	1,35	35,83	1,10	2,07	1,97	24,96	73,04	0,82	39,43
10	1,83	3,95	1,33	35,90	1,08	2,08	1,98	24,94	73,09	0,82	39,40
11	1,85	3,97	1,37	35,62	1,07	2,08	1,95	25,23	73,14	0,82	39,38
12	1,82	3,95	1,35	35,57	1,08	2,07	1,95	25,33	73,12	0,82	39,39
13	1,83	3,98	1,35	35,78	1,08	2,10	1,97	24,95	73,04	0,82	39,43
14	1,82	3,97	1,40	35,68	1,07	2,08	1,95	25,20	73,17	0,82	39,36
15	1,85	3,97	1,35	35,62	1,07	2,07	1,95	25,17	73,05	0,82	39,43
Total (min)									1094,69		
Tiempo promedio	1,82	3,97	1,35	35,66	1,08	2,08	1,95	25,07	72,98	0,82	39,46



$$1094,69 = 18,24 \text{ horas}$$

$$\text{Costo de alquiler de transporte/hora} = 85 \text{ US\$/Hr}$$

$$\text{Costo de transporte} = 18,24 \text{ Hr} \times 85 \text{ US\$/Hr} = 1\,550,81 \text{ US\$}$$

$$= 1\,550,81 \text{ US\$} / 270 \text{ m}^3 = 5,74 \text{ US\$/m}^3$$

El rendimiento del equipo de transporte anterior ha sido un promedio de 80,00 %, equivalente a 16 m³ promedio de mineral trasladado por el volquete en cada viaje.

4.7 TRANSPORTE DE MINERAL OPTIMIZADO CON VOLQUETE

Para optimizar el sistema de transporte del mineral con el volquete Volvo de una capacidad de la tolva de 20 m³, recorriendo una distancia de 5,12 Km, se realizó el mantenimiento de vía de recorrido y reducción de tiempos muertos en el reparto de guardia y traslado de personal hacia el frente de la labor y también se controló la capacidad óptima de la tolva en el transporte del mineral.

Tabla 8. Control de tiempos de transporte con Volquete Volvo – Optimizado

N° de viajes	Tiempo de posición carguío (min)	Tiempo de carguío (min)	Tiempo de verificación tolva (min)	Tiempo de viaje con carga (min)	Tiempo en Balanza (min)	Tiempo de posición descarga (min)	Tiempo de descarga (min)	Tiempo de regreso vacío (min)	Tiempo total del ciclo (min)	Ciclo/Hora	Rendimiento (m ³ /Hr)
1	1,70	3,90	1,17	35,27	1,07	2,00	1,70	24,15	70,96	0,85	43,12
2	1,72	3,88	1,15	35,38	1,05	2,03	1,72	24,12	71,05	0,84	43,07
3	1,68	3,92	1,13	35,10	1,08	2,02	1,68	24,08	70,69	0,85	43,29
4	1,70	3,90	1,18	35,27	1,10	2,02	1,70	24,20	71,07	0,84	43,06
5	1,72	3,88	1,17	35,32	1,05	2,03	1,72	24,28	71,17	0,84	43,00
6	1,68	3,92	1,20	35,13	1,12	2,02	1,68	24,08	70,83	0,85	43,20
7	1,70	3,88	1,18	35,25	1,10	2,03	1,68	24,15	70,97	0,85	43,12
8	1,70	3,92	1,13	35,28	1,05	2,02	1,72	24,23	71,05	0,84	43,07
9	1,72	3,92	1,15	35,40	1,07	2,02	1,68	24,13	71,09	0,84	43,04
10	1,68	3,90	1,17	35,22	1,08	2,03	1,72	24,12	70,92	0,85	43,15
11	1,70	3,92	1,18	35,25	1,10	2,00	1,70	24,22	71,07	0,84	43,06
12	1,68	3,88	1,18	35,33	1,07	2,02	1,72	24,33	71,21	0,84	42,97
13	1,70	3,90	1,18	35,08	1,03	2,03	1,68	24,10	70,70	0,85	43,28
14	1,68	3,88	1,15	35,20	1,07	2,05	1,70	24,37	71,10	0,84	43,04
Total (min)									993,88		
Tiempo promedio	1,70	3,90	1,17	35,25	1,07	2,02	1,70	24,18	70,99	0,85	43,10

$$993,88 = 16,56 \text{ horas}$$

$$\text{Costo de alquiler de transporte/hora} = 85 \text{ US\$/Hr}$$

$$\text{Costo de transporte} = 16,56 \text{ Hr} \times 85 \text{ US\$/Hr} = 1\,407,99 \text{ US\$}$$

$$= 1\,407,99 \text{ US\$} / 270 \text{ m}^3 = 5,21 \text{ US\$/m}^3$$

En el transporte optimizado se trasladó el volumen de 270 m^3 de mineral acumulado, en 14 viajes programados en un tiempo de 16,56 horas.

En el transporte optimizado se programó realizar el traslado del mineral acumulado de 270 m^3 en 14 viajes con el volquete Volvo de 20 m^3 de capacidad de tolva, realizando en cada viaje un traslado promedio de $18,29 \text{ m}^3$ de mineral.

El rendimiento del equipo de transporte optimizado ha sido un promedio de 91,45 %, equivalente a $18,29 \text{ m}^3$ de mineral trasladado por el volquete en cada viaje.

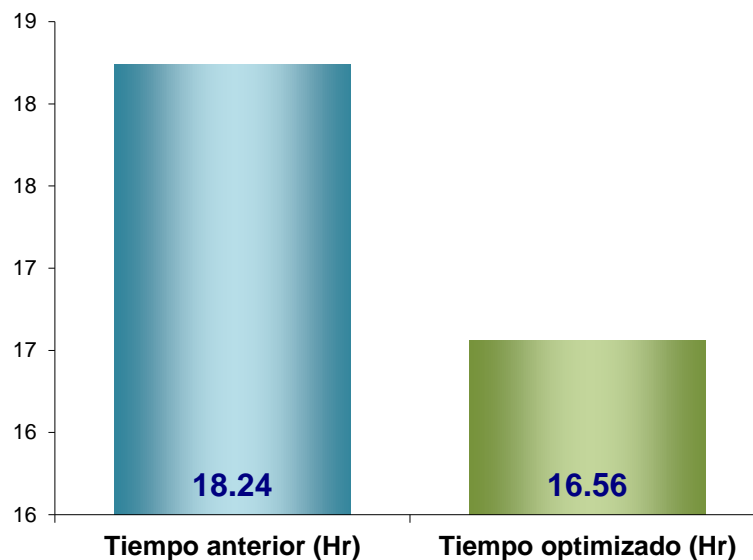


Figura 7 Tiempo de transporte anterior y optimizado.

4.8 RESULTADOS DE TRANSPORTE ANTERIOR Y OPTIMIZADO CON VOLQUETE

Según el análisis de resultados de transporte antes y después de la

optimización, se muestra que el tiempo anterior ha sido de 18,24 horas y el optimizado de 16,56 horas con una diferencia de 1,68 horas y el costo anterior ha sido de 5,74US\$/m³ y el optimizado de 5,21 US\$/m³ con una diferencia de 0,53 US\$/m³ cuyo resumen se muestra en las Tablas 9 y 10.

Tabla 9. *Resumen de tiempos de transporte anterior y optimizado con volquete*

N° de controles de Viaje		Tiempo anterior	Tiempo optimizado	Diferencia de tiempo
Anterior	Optimizado	(Hr)	(Hr)	(Hr)
15	14	18,24	16,56	1,68

Tabla 10. *Resumen de costos de transporte anterior y optimizado con volquete*

Costo anterior	Costo optimizado	Diferencia de costos
US\$/m ³	US\$/m ³	US\$/m ³
5,74	5,21	0,53

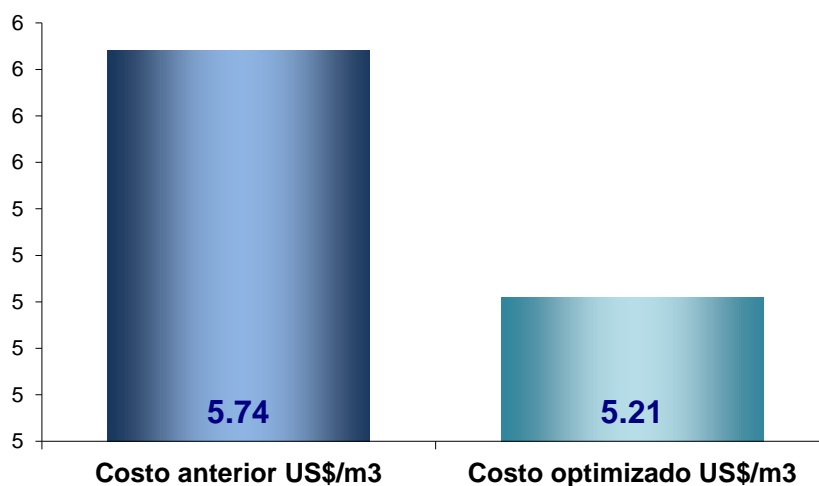


Figura 8 Costos de transporte anterior y optimizado



Figura 9 Rendimiento de transporte anterior y optimizado

La eficacia del volquete incremento la producción de 39,46 a 43,10 m³/Hr, por ende el costo de acarreo se logró disminuir en 0,53 US\$/m³.

Lo que nos permitió validar la hipótesis, ya que los datos obtenidos en los factores del volquete nos permitieron reducir los costos de transporte de mineral.

Tabla 11. Resumen de rendimientos y costos de volquete

	Rendimiento (m ³ /Hr)	Volumen (m ³)	Horas	Costo (US\$/Hr)	Costo Total (US\$)	Costo (US\$/m ³)
Antes	39,46	270	18,24	85,00	1550,81	5,74
Optimizado	43,10	270	16,56	85,00	1407,99	5,21

4.9 DISCUSIÓN DE RESULTADOS CON OTRAS FUENTES

Zavaleta, (2020). Mediante el control de tiempos de transporte realizado con volquete Volvo, redujo el tiempo de transporte de 283 minutos a 258 minutos con una diferencia de 25 minutos y los costos de transporte se ha reducido de 1,47 US\$/m³ a 1,33 US\$/m³ con una diferencia de 0,14 US\$/m³ en la Unidad Operativa



Francisco I de la Empresa Minera CECOMIP – Ananea.

Los resultados del presente trabajo de investigación son similares y se concluyó que mediante el control de tiempos de transporte con volquete Volvo, una distancia recorrida de 5,12 km, se ha reducido el tiempo de transporte de 18,24 horas a 16,56 horas con una diferencia de 1,68 horas y los costos de transporte se ha reducido de 5,74 US\$/m³ a 5,21 US\$/m³ con una diferencia de 0,53 US\$/m³ en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

Ccapa, Q. (2019). Mediante el control de tiempos de carguío y acarreo realizado con Scoop, una distancia recorrida de 130 metros, redujo el tiempo de 42 minuto a 38 minutos, con una diferencia de 04 minutos y los costos de carguío y acarreo se ha reducido de 1,38 US\$/m³ a 1,19 US\$/m³ con una diferencia de 0,19 US\$/m³ en la Minera Islay de la Empresa Chungar S.A.C. – Cerro de Pasco.

Los resultados del presente trabajo de investigación son similares y se concluyó que mediante el control de tiempos de carguío y acarreo realizado con Scoop, una distancia recorrida de 150 metros, se ha reducido de 81,06 minutos a 69,50 minutos con una diferencia de 11,56 minutos y los costos de carguío y acarreo se ha reducido de 3,69 US\$/m³ a 3,16 US\$/m³ con una diferencia de 0,53 US\$/m³ en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.



V. CONCLUSIONES

Mediante la evaluación de tiempos y el rendimiento de equipos, los costos de carguío y acarreo se han optimizado de 3,69 US\$/m³ a 3,16 US\$/m³, con una diferencia de 0,53 US\$/m³ y los costos de transporte se optimizó de 5,74 US\$/m³ a 5,21 US\$/m³ con una diferencia de 0,53 US\$/m³ en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

Mediante el control de tiempos de carguío y acarreo realizado con Scoop, una distancia recorrida de 150 metros, se ha reducido de 81,06 minutos a 69,50 minutos con una diferencia de 11,56 minutos y los costos de carguío y acarreo se redujo de 3,69 US\$/m³ a 3,16 US\$/m³ con una diferencia de 0,53 US\$/m³ en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.

Mediante el control de tiempos de transporte de mineral con volquete Volvo, una distancia recorrida de 5,12 km, se ha reducido de 18,24 horas a 16,56 horas con una diferencia de 1,68 horas y los costos de transporte se redujo de 5,74 US\$/m³ a 5,21 US\$/m³ con una diferencia de 0,53US\$/m³ en la Unidad Minera San Rafael – MINSUR S.A. – Puno.



VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar el mantenimiento preventivo de la vía de acarreo y transporte para evitar las reducciones de velocidad y pérdida de tiempo de los equipos utilizados ya sean con carga o sin carga, en la Unidad Minera San Rafael.

Se recomienda realizar una capacitación a los operadores de scoop y volquete para un correcto llenado de las capacidades de los equipos en la Unidad Minera San Rafael – Puno.

Se recomienda una supervisión permanente a los operadores de los equipos de acarreo y transporte, con la finalidad de evitar los tiempos muertos por operadores que no cumplen eficientemente el ciclo de trabajo.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alva, F. (2009). *Estudio de optimización de costos de operación de una flota de scooptrams en una mina subterránea.*
- Alvarez, S. (2014). *Cálculo de la productividad de equipos de acarreo y transporte – Unidad Minera de Arcata,*
- Arango y Bellido (2015). *Rendimiento de maquinarias en acarreo y transporte de minerales en la Cia. Minera Huancapetí S.A.C. – Ancash.*
- Ayesta, A. (2000). *Indicadores de Rendimiento de equipos en minería subterránea.* Lima
- Becerra, R. (2013). *Costos de producción en minería subterránea.* Lima, Perú
- Bishop, S. Thomas (2010). *Surface Mining. E. Pfeleider ed.: The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers Inc.* New York, pp. 553- 558.
- Brentz, N. James, (1980). *Fundamentals of Product Analysis for Off-Highway Trucks.* Wabco Construction and Mining Equipment, pp 1-36.
- Curo, (2012). *Evaluación del ciclo de acarreo y transporte en minería subterránea.*
- Hardy y Raymond J. (2007). *Loading and Hauling Equipment – Open Pit Mining Application.* D.P. Thesis. Curtin University of Technology.
- Kennedy, B. (1990), *Surface Mining 2 ed., Littleton, Society for Mining, Metallurgy and Exploration,* 1194p.
- Maldonado, A. R. (1996). *Simulación de Sistema de carguío y transporte en operaciones de tajo abierto mediante el lenguaje de programación Siman.* Tesis para optar el título de ingeniero de minas, Universidad Nacional de Ingeniería.
- Martinez, (2016). *Incremento de producción a partir de la gestión del tiempo en el*



transporte de mineral en el sector Nicole, Concesión Minera Esperanza II, Empresa Minera Minecsa, Zaruma-Ecuador.

Muñoz, L. (2012). *Modelo de Costos para la Valorización de planes Mineros.*

Nagatani, (2001). *Congestión entre camiones en el transporte de mineral, Huánuco, Perú.*

Morgan y Peterson, (2011). *Productividad del camión volquete en una mina subterránea*

Pomayay, (1999). *Rendimiento de equipos y estándares de producción en la Cia. Minera Raura. Lima, Perú.*

Quispe, (2017). *Optimización de costos de acarreo con equipo mecanizado en la Unidad Minera Tambomayo, Cia. de minas Buenaventura. Arequipa.*

Rojas, T. (2006). *Tiempo de espera de un camión volquete en el transporte de mineral en una mina subterránea.*

Sturgal, J. (2000). *Optimización y simulación de operaciones mineras, UNI, 2000-II. Ciclo de Charlas de Planeamiento Minero.*

ANEXOS

Anexo N° 1: Plano de ubicación de la Mina San Rafael



Anexo N° 3: Volquete FMX de 20 m³.





Anexo N° 4: Estado de vías antes de mantenimiento.



Anexo N° 5: Estado de vías después de mantenimiento.



Anexo N° 6: Carguío de mineral en tolva.

