

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“CÁLCULO DE LA PRODUCTIVIDAD MÁXIMA POR
HORA DE LOS VOLQUETES EN EL TRANSPORTE
MINERO SUBTERRÁNEO EN LA UNIDAD MINERA
ARCATA 2016”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JOSE HUMBERTO RIVEROS MENDOZA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN 2015 - I

PUNO - PERÚ
2016

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**CÁLCULO DE LA PRODUCTIVIDAD MÁXIMA POR HORA DE LOS
VOLQUETES EN EL TRANSPORTE MINERO SUBTERRÁNEO EN LA
UNIDAD MINERA ARCATA 2016**

JOSE HUMBERTO RIVEROS MENDOZA

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO
DE MINAS**

APROBADA POR EL SIGUIENTE JURADO:

PRESIDENTE

:

.....

Ing. Arturo Rafael Chayña Rodriguez

PRIMER MIEMBRO

:

.....

Ing. Amilcar Giovanny Teran Dianderas

SEGUNDO MIEMBRO

:

.....

Ing. Lucio Raúl Mamani Barraza

DIRECTOR

:

.....

M.Sc. Jorge Gabriel Durant Broden

ÁREA: Ingeniería de Minas

TEMA: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

DEDICATORIA

La gracia de Dios, la confianza y apoyo incondicional depositado por mis queridos padres, Efraín Sócrates y Gladys Rosario, mis hermanos Gabriela Mistral y Eduardo, mi tía Luz Delia, mi amada esposa Ruth Ruiz y mi recordado abuelo Antonio Riveros, a quienes se los dedico con gran cariño.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional del Altiplano, en especial a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas por haberme brindado sus valiosas enseñanzas de renombre ya conocido.

Agradezco también a mis jurados y director de tesis, por sus consejos y por haberme guiado de una manera eficiente durante el desarrollo de la tesis.

Para finalizar, mi agradecimiento especial va dirigido a mis padrinos Abel Zenit Benito Mamani y Roxana Quispe Pacori, quienes me dieron la oportunidad de trabajar en la Unidad Minera Arcata.

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN 13

ABSTRACT 14

INTRODUCCIÓN 15

CAPÍTULO I**PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN**

1.1.	Planteamiento del problema	16
1.1.1.	Descripción del problema	16
1.1.2.	Problema general	17
1.1.3.	Problemas específicos.....	17
1.2.	Objetivos de la investigación.....	17
1.2.1.	Objetivo general.....	17
1.2.2.	Objetivos específicos.....	17

CAPÍTULO II**REVISIÓN DE LITERATURA**

2.1.	Antecedentes de la investigación.....	18
2.2.	Sustento teórico	20
2.2.1.	Productividad	20
2.2.1.1.	Factores que afectan a la productividad en el transporte y acarreo	21
2.2.1.2.	Productividad teórica	21
2.2.1.3.	Productividad promedio.....	22
2.2.1.4.	Productividad máxima por hora	22
2.2.2.	Tiempo total de operación	23
2.2.2.1.	Tiempo de giro y posicionamiento en el punto de carguío (Tg)	23
2.2.2.2.	Tiempo de carguío (Tc)	24
2.2.2.3.	Tiempo de acarreo y transporte (Ta)	25
2.2.2.4.	Tiempo de descarga y maniobras (Td).....	26
2.2.2.5.	Tiempo de retorno (Tr)	26
2.2.3.	Eficiencia de operación (% Eff.).....	29
2.3.	Hipótesis de la investigación.....	33
2.3.1.	Hipótesis general	33
2.3.2.	Hipótesis específicas	33

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	Diseño metodológico.....	35
3.1.1.	Tipo de investigación	35
3.1.2.	Diseño de la investigación	35
3.2.	Población y muestra.....	39
3.2.1.	Población	39
3.2.2.	Muestra.....	39
3.3.	Material de estudio.....	40
3.3.1.	Ubicación y accesibilidad.....	40
3.3.1.1.	Ubicación política	40
3.3.1.2.	Accesibilidad	40
3.3.2.	Clima y vegetación	43
3.3.2.1.	Clima	43
3.3.2.2.	Vegetación	43
3.3.3.	Geomorfología	43
3.3.4.	Recursos de la zona	44
3.3.4.1.	Recursos hídricos.....	44
3.3.4.2.	Recursos eléctricos	44
3.3.5.	Antecedentes de la mina	45
3.3.5.1.	Etapas históricas del yacimiento minero	46
3.3.6.	Geología	47
3.3.6.1.	Litología.....	47
3.3.6.2.	Geología regional	48
3.3.7.	Geología local.....	51
3.3.7.1.	Geología estructural	55
3.3.8.	Geología económica.....	61
3.3.8.1.	Recursos minerales.....	63
3.3.8.2.	Cut off y reservas de explotación	64
3.3.9.	Mineralogía	66
3.3.10.	Geomecánica.....	67
3.3.10.1.	Discontinuidades	68
3.3.10.2.	Inspección geomecánica	69

3.3.11.	Métodos de minado	70
3.3.11.1.	Factores que influyen en el método de minado	70
3.3.11.2.	Método de corte y relleno ascendente (C&RA)	71
3.3.11.3.	Características del método de explotación	73
3.3.12.	Operaciones del minado	73
3.3.12.1.	Métodos de minado aplicados en la Unidad Operativa de Arcata	73
3.3.13.	Equipos de transporte en la Unidad Operativa de Arcata	87
3.3.13.1.	Volquetes	87
3.3.13.2.	Compatibilidad entre los volquetes y el equipo de carguío	95
3.3.14.	Descripción de la zona de trabajo	96
3.3.14.1.	Condiciones operativas reales para el carguío	96
3.3.15.	Condiciones operativas reales para el transporte	98
3.3.16.	Ciclo total de acarreo y transporte	99

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Análisis e interpretación de resultados	100
4.1.1.	Análisis de tiempos de carguío	100
4.1.1.1.	Tiempo de carguío mediante ore pass - volquete	100
4.1.1.2.	Tiempo de carguío mediante scoop - volquete	106
4.1.2.	Análisis de tiempos de acarreo desde interior mina – superficie.	111
4.1.2.1.	Condiciones de la rampa	112
4.1.2.2.	Desempeño de la velocidad de los volquetes	112
4.1.2.3.	Cálculo del tiempo de acarreo	117
4.1.3.	Cálculo del tiempo de giro, posicionamiento y descarga	126
4.1.4.	Cálculo de la eficiencia de operación.	128
4.1.5.	Determinación del ciclo total de acarreo y transporte	128
4.1.6.	Determinación de la productividad teórica de acarreo	132
4.1.7.	Determinación de la productividad máxima de acarreo	134
4.1.8.	Determinación de la productividad promedio de acarreo	136
4.1.9.	Determinación de la productividad horaria de acarreo	139
4.1.10.	Cálculo del costo por tonelada en el transporte minero subterráneo con volquete	143
4.1.11.	Tarifas unitarias para el transporte de mineral	146

4.1.12.	Dimensionamiento de la flota óptima de unidades	151
4.1.13.	Análisis de la facturación mensual con las tarifas propuestas	153
4.1.13.1.	Facturación lograda con las tarifas presentes	154
4.1.13.2.	Facturación lograda con las tarifas calculadas	154
4.2.	Resultados económicos	157
4.3.	Discusión	158
CONCLUSIONES	160
SUGERENCIAS	162
BIBLIOGRAFÍA	163

ANEXOS 165

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 3.1. Ubicación y accesibilidad de la Unidad Operativa de Arcata	42
Figura 3.2. Columna estratigráfica de la Unidad Operativa de Arcata	51
Figura 3.3. Plano geológico de Arcata – imagen satelital	53
Figura 3.4. Plano geológico de la Unidad Operativa de Arcata.....	54
Figura 3.5. Corte transversal del yacimiento.....	57
Figura 3.6. Modelo estructural de la mina Arcata	59
Figura 3.7. Observación de las discontinuidades	70
Figura 3.8. Ciclo de minado de la Unidad Operativa de Arcata	74
Figura 3.9. Método de minado de corte relleno ascendente convencional.....	78
Figura 3.10. Estándar del diseño de minado corte y relleno ascendente convencional.....	79
Figura 3.11. Método de minado corte y relleno ascendente mecanizado	85
Figura 3.12. Estándar del diseño de minado corte y relleno mecanizado	86
Figura 3.13. Motor de combustión interna volvo FMX 440.....	89
Figura 3.14. Componentes de los ejes traseros del volquete volvo FMX 440.....	91
Figura 3.15. Suspensión reforzada de 18000 kg por eje del volquete volvo FMX 440.....	91
Figura 3.16. Cabina del volquete volvo FMX 440	92
Figura 3.17. Tolva del volquete volvo FMX 440.....	94
Figura 3.18. Carguío de scoop HSC 063.....	96

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro 2.1. Tiempos de posicionamiento en punto de carguío según condiciones de operación.....	24
Cuadro 2.2. Tiempo promedio según el tipo de descarga.....	26
Cuadro 2.3. Eficiencia operacional según condición y organización de la obra	29
Cuadro 3.1. Reservas geológicas y reservas minables	66
Cuadro 3.2. Dimensión de la tolva del volquete volvo FMX 440	95
Cuadro 3.3. Distancia de los ore pass operativos respecto a la bocamina	97
Cuadro 3.4. Distancia de las estaciones respecto a la bocamina	98
Cuadro 4.1. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 950 VE-5022	101
Cuadro 4.2. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 4030 VE-4364	102
Cuadro 4.3. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 5031 VE-3251	103
Cuadro 4.4. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 2260 VE-2260	104
Cuadro 4.5. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 2362 VE - 2362.....	105
Cuadro 4.6. Resumen de los tiempos de carguío (Tc) mediante ore pass.....	106
Cuadro 4.7. Tiempo de carguío en la estación N° 1 (TJ 0971)	108
Cuadro 4.8. Tiempo de carguío en la estación N° 3 (TJ 4804)	109
Cuadro 4.9. Tiempo de carguío en la estación N° 6 (TJ 3111)	110
Cuadro 4.10. Tiempo de carguío en la estación N° 7 (TJ 2461)	111
Cuadro 4.11. Resumen de los tiempos de carguío mediante estaciones de carguío .	111
Cuadro 4.12. Estándar de velocidades de volquetes.....	113
Cuadro 4.13. Velocidad con volquete cargado en interior mina (+12%)	114
Cuadro 4.14. Velocidad con volquete cargado en superficie	115
Cuadro 4.15. Velocidad con volquete vacío en superficie	116
Cuadro 4.16. Velocidad con volquete vacío en interior mina (-12%).....	117
Cuadro 4.17. Tiempo de acarreo con volquete cargado desde cada OP.....	118
Cuadro 4.18. Tiempo de acarreo con volquete cargado desde cada estación de carguío-bocamina.....	119
Cuadro 4.19. Tiempo de acarreo con volquete cargado en superficie (0%).....	119
Cuadro 4.20. Tiempo total de acarreo con volquete cargado desde el punto de carguío hasta el punto de descarga (Ta)	120
Cuadro 4.21. Tiempo de retorno con volquete vacío desde el punto de descarga hasta la bocamina	121
Cuadro 4.22. Tiempo de retorno con volquete vacío desde la bocamina hasta los ore pass (-12%).....	122

Cuadro 4.23. Tiempo de retorno con volquete vacío desde la bocamina hasta las estaciones de carguío (-12%)	123
Cuadro 4.24. Tiempo total de retorno con volquete vacío desde el punto de descarga hasta el punto de carguío (Tr)	124
Cuadro 4.25. Tiempo total de acarreo del volquete (ida + retorno)	126
Cuadro 4.26. Tiempo de giro y posicionamiento del volquete en el ore pass (Tg)	127
Cuadro 4.27. Tiempos de demora (Tb)	129
Cuadro 4.28. Ciclo total de transporte	131
Cuadro 4.29. Productividad teórica (TM/h) del volquete	134
Cuadro 4.30. Productividad máxima (TM/h) del volquete	136
Cuadro 4.31. Productividad promedio (TM/h) del volquete	139
Cuadro 4.32. Productividad horaria (TM/h) del volquete	142
Cuadro 4.33. Porcentaje de productividad	143
Cuadro 4.34. Costo horario para el transporte de mineral	145
Cuadro 4.35. Tarifa actual para el transporte de mineral	146
Cuadro 4.36. Tarifa unitaria zona I – A (US\$/TM)	148
Cuadro 4.37. Tarifa unitaria zona I – B (US\$/TM)	149
Cuadro 4.38. Tarifa unitaria zona II (US\$/TM)	150
Cuadro 4.39. Incremento promedio de la tarifa unitaria	151
Cuadro 4.40. Tonelaje programado por día	152
Cuadro 4.41. Disponibilidad de los volquetes en los últimos 3 meses	153
Cuadro 4.42. Valorización mensual de transporte	154
Cuadro 4.43. Tonelaje programado vs tonelaje ejecutado	155
Cuadro 4.44. Costo programado vs costo real	155
Cuadro 4.45. Porcentaje de aporte por zonas	156
Cuadro 4.46. Tonelaje proyectado a transportar	156
Cuadro 4.47. Valorización mensual para el transporte de los próximos 2 meses con tarifa actual	157
Cuadro 4.48. Valorización mensual para el transporte de los próximos 2 meses con tarifa calculada	157
Cuadro 4.49. Porcentaje de incremento de la valorización para los meses noviembre y diciembre	158

ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO 01. Infracciones de tránsito – Unidad Operativa de Arcata.....	166
ANEXO 02. Mapa de ubicación by pass 6488.....	168
ANEXO 03. Pesado de mineral y destare en balanza	170
ANEXO 04. Condiciones operativas de la rampa para el transporte minero subterráneo.	172
ANEXO 05. Condiciones operativas del ore pass para el carguío de mineral.....	174
ANEXO 06. Matriz de consistencia de la investigación.....	176

RESUMEN

En la Unidad Operativa Arcata, es de importancia conocer los procesos que intervienen y afectan el transporte de mineral de interior mina hacia la planta de beneficio. Este ciclo se ejecuta de dos formas: la primera con los scoops mecánicos y eléctricos, los cuales cargan, transportan y descargan el material directamente hacia los volquetes volvo FMX de 25 toneladas métricas de capacidad nominal y la segunda mediante ore pass directamente hacia los volquetes.

La investigación consistió en el estudio de tiempos que permitió calcular la productividad horaria de los volquetes, la cual resultó 10.156 TM/h de promedio, equivalente al 77 % de la productividad máxima, (siendo esta 13.038 TM/h). Se tomó como muestra un volquete en forma aleatoria, y se identificaron los parámetros que influyen directamente en esta etapa del ciclo de minado. Para lo cual, se emplearon metodologías de análisis de tiempos, los que involucraron trabajos en gabinete, uso de normas legales de seguridad y trabajos en campo de toma de datos.

Con un análisis de costos se pudo determinar nuevas tarifas unitarias, por cada zona de la mina para el transporte minero subterráneo, que en promedio representan 34.63 % de incremento con respecto a las tarifas unitarias actuales.

PALABRAS CLAVE: Producción, productividad, transporte, volquetes y mina subterránea.

ABSTRACT

At Arcata Mine it is important to know the processes that affect transportation of ore from the mine to the plant. This cycle is performed in two ways: the first with mechanical and electric scoops, which load, transport and unload the material directly to the 25 TM capacity volvo FMX dump trucks. The second through several ore passes directly to the dump trucks.

This research studied truck cycle times, allowing us to calculate hourly truck productivity in 10.156 TM/h average equivalent to 77 % of maximum productivity (which is 13.038 TM/h). Randomly a truck was taken as a sample, then the parameters that influence directly this stage of the mining cycle where identified. To do this time analysis methodologies where utilized, involving safety rules and field studies in order to collect data.

With a cost analysis new unit rates where determined for every underground transportation area, which in average represents an increase of 34.63 % with respect of current rates.

KEYWORDS: Production, productivity, dumps trucks and underground mine.

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Arcata de la CIA. Minera Ares perteneciente al grupo Hochschild Mining dedicada a la explotación de plata y oro, cuyo tipo de minería es subterránea, utilizando como método de explotación al corte y relleno ascendente.

La presente investigación describe los trabajos realizados en la operación unitaria de transporte minero subterráneo en la Unidad Minera Arcata. Se realiza mediciones de tiempos y se aplican fórmulas para la determinación de la productividad horaria de los volquetes volvo FMX de 25 TM de capacidad nominal.

Para tal propósito en el primer capítulo, se presenta el planteamiento del problema, describiendo la realidad problemática además de la medida propuesta para su solución, también se describen los objetivos de la investigación.

En el segundo capítulo se muestra y se describe los antecedentes y sustento teórico de la investigación, los cuales servirán como base para la obtención de los resultados deseados de la investigación, además se presenta las hipótesis de la investigación.

En el tercer capítulo se aprecia el diseño metodológico de la investigación, se describe la población y muestra de la investigación, también se describe el material objeto de estudio.

En el cuarto capítulo se ponen en evidencia los resultados de la investigación así como la discusión, los cuales permiten obtener conclusiones y sugerencias finales.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

1.1.1. Descripción del problema

La productividad del transporte minero subterráneo influye directamente en las tarifas unitarias, ya que de ello depende el grado de rentabilidad de la empresa encargada de realizar dicho trabajo. En la actualidad estas tarifas no están de acuerdo a la distancia de acarreo de mineral desde interior mina hacia superficie (tolva de finos), de continuar el problema la empresa vería afectada su economía, siendo sus utilidades menores a las que debieran ser en realidad. La medida de propuesta que plantea la investigación es el establecimiento de nuevas tarifas unitarias de transporte minero, de acuerdo a las distancias actuales de acarreo; razones por las cuales fue necesario realizar un estudio que permita conocer la máxima productividad horaria de los volquetes en el transporte minero subterráneo.

1.1.2. Problema general

¿Cómo influye la máxima productividad horaria de los volquetes FMX al transporte minero subterráneo en la Unidad Minera Arcata, 2016?

1.1.3. Problemas específicos

- ¿Cuáles son los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX, según las condiciones de operación?
- ¿Cómo afecta la productividad de los volquetes FMX en la operación, a los beneficios económicos de la empresa?

1.2. Objetivos de la investigación

1.2.1. Objetivo general

Determinar la productividad máxima horaria de los volquetes en el transporte minero subterráneo en la Unidad Minera Arcata 2016.

1.2.2. Objetivos específicos

- Determinar los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX según las condiciones de operación.
- Realizar un análisis de costos para optimizar la productividad de los volquetes FMX en la operación.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación

Según Baldeón (2011) resume la tesis a la implementación de métodos de control, alternativas de solución para la mejora de la productividad, en base al análisis de las operaciones en función del tiempo, ya que el acarreo y transporte son variables que influyen en forma prioritaria en la reducción de costos; concluye que conociendo el ciclo de las operaciones (acarreo y transporte), se puede calcular la flota o equipos requeridos a mínimo costo unitario y/o máxima producción en la unidad de tiempo.

Miranda (2010) en su tesis titulada “Sobrecarga en el transporte de mineral y la influencia en el inadecuado uso de los equipos sobre neumáticos en la mina San Rafael” sintetiza el problema a que el afán de las contratistas encargadas del transporte minero es cumplir con la cuota de transporte, realizando el uso forzado de los equipos como la sobrecarga de material, maniobras violentas e inseguras de los operadores y las

condiciones dificultosas en el terreno, producto de la rodadura; concluyendo, que las condiciones de operación en mina subterránea son por específico de acuerdo a las condiciones de terreno, altura de operación dificultosa para camiones, que por lo general están diseñados en su uso para trabajos en superficie, aún más, cuando estas son sobrecargadas e incrementadas las condiciones de operación.

Mattmet (2006), en su trabajo asignado por la modalidad de suficiencia profesional “Performance y análisis de costos de acarreo y transporte mediante camiones”, menciona como objetivo evaluar y optimizar los costos de acarreo de material volado (mineral y/o desmonte) dependiendo del plan de producción e identificar los requerimientos de flota de acarreo, los cuales pueden ser propios o alquilados. En sus conclusión principal menciona que el cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación US\$/TM para el costo de operaciones mina, además que el exceso o la falta de camiones incurre directamente en los costos unitarios.

Según Cham (2009) en el contexto del problema de su investigación menciona: Dentro de las operaciones mineras la actividad de manejo y gestión de minerales es uno de los más incidentes en el costo de operación en general, principalmente por la gran cantidad y variabilidad de recursos involucrados en ella. En la operación unitaria de transporte mediante palas LHD es necesario mejorar los parámetros de rendimiento, por tal motivo el objetivo es establecer una metodología y

diseño y evaluar la productividad de un sistema de manejo de minerales compuestas por palas LHD, pique de traspaso y panzer. Concluye que es posible diseñar geométricamente el sistema en estudio, permitiendo poder evaluar el rendimiento de las palas LHD, la productividad del área hundida y el costo de operación del módulo.

2.2. Sustento teórico

2.2.1. Productividad

Según Jiménez (2005) la productividad involucra una regla de conducta fundamental para conseguir la mayor satisfacción con el menor costo o fatiga. Matemáticamente se puede definir a la productividad como el cociente que se obtiene al dividir la producción por uno de los factores de la producción es decir la productividad es la razón entre la cantidad producida y los insumos utilizados. Es así que este término no es una medida de producción, ni de la cantidad que se ha fabricado, sino es una medida de lo bien que se han combinado y utilizado los recursos para cumplir con los resultados específicos.

Así que el aumento en la productividad ocupa un lugar importante en los objetivos de la organización, la empresa parece estar enfocada en ser cada día más productiva o desaparecer, no existe la alternativa de mantener el estatus quo; o avanza para no retroceder o sucumbe.

2.2.1.1. Factores que afectan a la productividad en el transporte y acarreo

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

2.2.1.1.1. Factores positivos

Algunos factores que ayudan a mejorar la productividad son:

- Personal altamente capacitado.
- Innovación de las técnicas de operación.
- Adecuado mantenimiento de los equipos.
- Diseño adecuado de vías y zonas de trabajo para los equipos.
- Comunicación fluida entre conductores y la supervisión.
- Control detallado de la eficiencia de los equipos.

2.2.1.1.2. Factores negativos

Algunos factores que provocan pérdidas:

- Estado de las vías (resistencia a la rodadura).
- Inadecuada fragmentación del material a transportar.
- Administración y logística ineficiente.
- Falta de recurso humano.
- Problemas de tránsito.

2.2.1.2. Productividad teórica

La producción teórica estará definida como el volumen o peso producido por unidad de operación, rigiéndose con los siguientes aspectos:

$$Productividad\ teorica\ (TM / h) = \left(\frac{Q}{CICLO}\right) * \left(\frac{CICLO}{HORA}\right)$$

Dónde:

Q : Capacidad nominal del equipo (TM).

Ciclo : Tiempo de ciclo de acarreo (min).

2.2.1.3. Productividad promedio

La productividad promedio involucra al peso o volumen por hora producido por unidad en operación, considerando retrasos fijos y variables. Esta tasa de producción debe aplicarse al periodo de tiempo deseado (turno, día) para estimar la producción total.

$$productividad\ promedio\ (TM / h) = 60 * \frac{((T - R) * e * Q)}{(T * Tc)}$$

Dónde:

T: Duración del periodo de tiempo total (min).

R: Retrasos fijos (min).

e: Eficiencia de trabajo (Retrasos variables, en %).

Q: Capacidad nominal del equipo (TM).

Tc: Tiempo de ciclo de transporte (min).

2.2.1.4. Productividad máxima por hora

La productividad máxima corresponde al peso o volumen por hora producida por una unidad en operación, considerando los retrasos variables. Esta tasa de producción debe aplicarse para determinar el número de unidades de transporte asignadas a un scoop, para

lograr cierta producción requerida. Esta se determina de la siguiente manera:

$$\text{productividad máxima (TM / h)} = 60 * \frac{(e * Q)}{T_c}$$

Dónde:

e: Eficiencia de trabajo (retrasos variables en %).

Q: Capacidad nominal del equipo (TM).

T_c: Tiempo de ciclo de transporte (min).

2.2.2. Tiempo total de operación

Es el tiempo real en el que el volquete realiza un trabajo directamente relacionado con la producción. Se define como la suma de los diferentes tiempos del ciclo de transporte (tiempo de giro y posicionamiento, tiempo de carguío, tiempo de transporte, tiempo de descarga y tiempo de regreso).

2.2.2.1. Tiempo de giro y posicionamiento en el punto de carguío (T_g)

Es el tiempo que demora el volquete en posicionarse en el punto de carguío. Este tiempo depende del tipo de equipo de transporte y de las condiciones de trabajo. El posicionamiento descuidado en el punto de carguío es una práctica que puede causar grandes pérdidas en tiempo de operación. Un buen posicionamiento de los volquetes permite reducir el tiempo de giro del scoop y aumentar su productividad. Se entrega el Cuadro 2.1 con valores referenciales.

Cuadro 2.1. Tiempos de posicionamiento en punto de carguío según condiciones de operación

TIEMPO DE POSICIONAMIENTO (min)			
Condiciones de operación	INFERIOR	TRASERA	LATERAL
Favorable	0.15	0.15	0.15
Promedio	0.5	0.3	0.5
Desfavorable	1	0.5	1

FUENTE: Manual de cálculos de rendimientos de maquinaria pesada, Jiménez (2005).

2.2.2.2. Tiempo de carguío (Tc)

Es el tiempo de carguío que demora el volquete en ser llenado en el buzón o cargado por el scoop. El tiempo de carga depende del número de lampones necesarios para llenar la capacidad del volquete (o unidad de transporte). Se puede calcular según la siguiente fórmula:

$$\text{Tiempo de carguío (min)} = T_e * N$$

Dónde:

T_e: Tiempo de ciclo del scoop (min).

N : Número de pases.

El número de lampones (N) necesarios para colmar la capacidad del volquete se determina de la siguiente manera:

$$N^{\circ} = \frac{Q}{(C * f * e * P. e.)}$$

Dónde:

Q: Capacidad nominal del equipo (TM).

C: Capacidad nominal de la cuchara (m^3).

f : Factor de llenado de la cuchara (en %).

e: Esponjamiento del material (en %).

P.e.: Peso específico del material in situ (TM/m^3).

Según Jiménez (2005) el porcentaje del factor de llenado dependerá del tipo de material a ser cargado, así se tiene:

- Roca bien fragmentada: 90 – 95 %
- Roca fragmentada mediana: 75 – 90 %
- Roca mal fragmentada: 60 – 75%

Así también Jiménez (2005) indica que el porcentaje de esponjamiento de material a ser cargado, será:

- Roca blanda bien fragmentada: 67 – 68 %
- Roca dura bien fragmentada: 65 %
- Roca dura mal fragmentada: 50 %

2.2.2.3. Tiempo de acarreo y transporte (T_a)

Es el tiempo para que el volquete cargado recorra la distancia existente hasta el lugar de destino. Depende de la distancia de acarreo “D” y de la velocidad que utiliza el volquete con carga.

$$T_a = D / V_c$$

Dónde:

D: Distancia de acarreo (m).

V_c : Velocidad con carga (m/min)

2.2.2.4. Tiempo de descarga y maniobras (Td)

Este tiempo depende de las condiciones de trabajo y del tipo de descarga del equipo. Se debe considerar que en el área de descarga no debe estar ningún equipo en movimiento, para que el volquete pueda ingresar y avanzar en retroceso una determinada distancia y descargar el material realizando las maniobras de aceleración y frenado correspondiente para luego retornar hacia el destare.

Siempre se debe visualizar las condiciones en el área de trabajo para la determinación del tiempo de descarga. Como referencia se presenta el Cuadro 2.2 considerando el tipo de descarga.

Cuadro 2.2. Tiempo promedio según el tipo de descarga

TIEMPO SEGÚN EL TIPO DE DESCARGA (min)			
Condiciones de operación	INFERIOR	TRASERA	LATERAL
Favorable	0.3	0.15	0.7
Promedio	0.6	0.3	1.0
Desfavorable	1.5	1.5 – 2.5	1.5

FUENTE: Manual de cálculos de rendimientos de maquinaria pesada, Jiménez (2005).

2.2.2.5. Tiempo de retorno (Tr)

Es el tiempo que demora el volquete en ingresar vacío desde el punto de descarga (tolva de finos / desmontera) hasta el punto de carguío. Depende de la distancia de acarreo "D" y de la velocidad que utiliza el volquete vacío en retornar.

$$Tr = D / Vr$$

Dónde:

D: Distancia de acarreo (m)

Vr: Velocidad del volquete vacío (m/min)

Entonces, para considerar un ciclo completo de trabajo de acarreo de material este será la sumatoria del tiempo de giro y posicionamiento, tiempo de carguío, tiempo de transporte, tiempo de descarga y tiempo de regreso.

Considerando que el ciclo de transporte comprende 2 tipos de tiempos:

- **Tiempo fijo (Tf):** Está formada por el tiempo usado para el giro y las maniobras del volquete, más el tiempo en el que el scoop empieza la operación de carga, más el tiempo de descarga y el tiempo de demora.

$$Tf = Tg + Tc + Td + Tb$$

Dónde:

Tf: Tiempo fijo (min)

Tg: Tiempo de giro y posicionamiento (min)

Tc: Tiempo de carguío (min)

Td: Tiempo de descarga (min)

Tb: Tiempo de demora (min)

- **Tiempo Variable (Tv):** Los tiempos variables para el acarreo y retorno se determinaran dividiendo la distancia entre las velocidades medias de

ambos trayectos.

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

Dónde:

T_v : Tiempo variable (min)

T_a : Tiempo de acarreo con carga (min)

T_r : Tiempo de retorno sin carga (min)

Para poder acercarnos al ciclo real de acarreo será necesario considerar los límites de velocidad permitidos por el estándar de seguridad en vías de tránsito en superficie e interior mina, así como realizar un estudio de campo; lo cual deberá ser procesado mediante un análisis estadístico para poder determinar las velocidades medias de transporte y regreso considerando la pendiente de la rampa y las condiciones de la vía.

Las condiciones de la vía serán determinantes para el ciclo total del transporte; ya que de ello dependerá el grado de resistencia a la rodadura de la rampa. A menor resistencia a la rodadura dará como resultado una mejor productividad y mayor seguridad. Mantener el óptimo estado de las vías se conseguirá con la aplicación de un buen material a compactar, buen drenaje, adecuado control de la polución, estandarización de cunetas y sangrías y un estricto cumplimiento de su mantenimiento.

2.2.3. Eficiencia de operación (% Eff.)

La eficiencia de trabajo es el más complejo elemento de estimación que es determinado por una serie de variables como el factor humano, condiciones climáticas, métodos de explotación, tránsito, reparación de los volquetes, operación nocturna, logística, etc.

El porcentaje de eficiencia puede calcularse mediante la siguiente ecuación:

$$\%Eff = \frac{\text{Tiempo de operación efectiva}}{\text{Tiempo total de operación}} * 100$$

Esta eficiencia operacional o factor operacional (operating factor) dependerá por todos estos factores anteriormente descritos, más el rendimiento administrativo y de la supervisión como lo demuestra el Cuadro 2.3:

Cuadro 2.3. Eficiencia operacional según condición y organización de la obra

Condiciones de trabajo	Organización de la obra		
	Buena	Promedio	Mala
Buena	0.90	0.750	0.60
Promedio	0.80	0.650	0.50
Mala	0.70	0.600	0.45

FUENTE: Manual de cálculos de rendimientos de maquinaria pesada, Jiménez (2005).

2.2.4. Ciclo total de acarreo y transporte

El ciclo total de acarreo y transporte es el periodo de tiempo que demore el volquete en realizar todo un ciclo completo de trabajo considerando además los tiempos mencionados anteriormente, así

como los tiempos de demora que se generan en el proceso.

Entonces se puede indicar que el ciclo total de acarreo y transporte será la sumatoria de los tiempos variables generados en el trabajo de transporte y los tiempos fijos que estos producen multiplicado con el factor de eficiencia de trabajo del volquete

Ciclo Total de transporte = (tiempos variables + tiempos fijos)*%Eff

Los tiempos variables estarán constituidos por el tiempo de acarreo con carga, tiempo de retorno, las cuales variarán de acuerdo a la distancia y condiciones de la rampa.

Los tiempos fijos estarán constituidos por el tiempo de giro y posicionamiento para el carguío, carga y descarga determinados, así como los tiempos de demora que se generan en el proceso; los cuales son constantes independientemente de la distancia.

2.2.4.1. Tiempo de demora

Existen demoras que están directamente relacionadas con el ciclo de acarreo que debemos de considerar:

- Pesado en balanza: Consiste en pesar la carga transportada proveniente de mina. El estándar de balanza indica que esta actividad se realiza entre 1 a 3 minutos.
- Destare en balanza: Consiste en pesar al volquete vacío para conocer el tonelaje extraído.

2.2.5. Transporte en minería

2.2.5.1. Definición y funciones del transporte

Etimológicamente la palabra transporte proviene de dos vocablos latinos: “trans” y “portare” que respectivamente, significan “al otro lado” y “llevar”, entendiéndose entonces por transporte, la acción de llevar de un lado a otro, materiales y personas.

La industria minera no es ajena a esta actividad, ya que la actividad minera por el método subterráneo requiere de una serie de instalaciones, mecanismos, normas, personal y equipos debidamente adaptados los que permitirán transportar el material fragmentado de un lugar a otro desde las diferentes labores subterráneas hacia superficie, para beneficio de la organización.

El transporte de material en el sector minero subterráneo es una actividad del sector terciario, el cual requiere de un vehículo (medio o sistema de transporte) que utiliza una determinada infraestructura (red de transporte). Este transporte puede ser horizontal, inclinado, vertical o combinado.

2.2.6. Tipos de transporte

La clasificación del transporte minero puede resumirse de acuerdo a los siguientes parámetros:

2.2.6.1. Según su método de minado:

a) Transporte minero subterráneo

Es el proceso de traslado del material desde las labores

subterráneas hasta superficie. Este se realiza a través de los siguientes sistemas:

- Sistemas de transporte convencional: mediante carros mineros, locomotoras etc.
- Sistemas trackless: mediante scoops y volquetes

b) Transporte minero superficial

Es el proceso de traslado del material con equipos de gran envergadura, capaces de mover grandes cantidades de material al día producto de la voladura.

El transporte se realiza a través de los siguientes medios:

- En volquetes desde los bancos hasta los botaderos.
- En vagones de ferrocarril o carros sobre rieles de los bancos hacia la chancadora o depósito de desmonte.
- Transporte combinado con volquetes hacia los trenes mediante embarcaderos (docks o hoppers).

2.2.6.2. Según su tipo de proceso:

a) Transporte de flujo continuo: se consideran a las fajas transportadoras, tuberías, cable carril etc.

b) Transporte de flujo discontinuo: se considera al transporte sobre rieles, trackless e izaje.

2.2.6.3. Según su dirección:

a) Transporte horizontal: Es el transporte que se realiza en labores horizontales o con poca inclinación, siendo más barato que otros sistemas.

- b) Transporte inclinado:** Realizado en labores que poseen pendientes como rampas, chiflones o inclinados.
- c) Transporte vertical:** Este se realiza en labores cuya pendiente excede a los 45° y puede usarse para el transporte de personal y mineral.
- d) Transporte combinado:** Es el sistema de transporte más empleado y combina los diferentes sistemas de transporte anteriormente descritos.

2.2.6.4. Según su sentido:

- a) Transporte ascendente:** Transporte que se realiza con desplazamiento positivo (+).
- b) Transporte descendente:** Es el transporte que se realiza en desplazamiento negativo (-). Jiménez (2005).

2.3. Hipótesis de la investigación

2.3.1. Hipótesis general

Que, con la determinación de los ciclos totales de acarreo y transporte minero subterráneo, se podrá calcular la productividad horaria real de los volquetes en la Unidad Operativa de Arcata.

2.3.2. Hipótesis específicas

- Que, los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX, según las condiciones de operación podrían ser la eficiencia del equipo, el tiempo de transporte, material a transportar y factores personales del operador.

- Que realizando un análisis de costos se podrán establecer tarifas unitarias, las cuales podrían ayudar a mejorar la economía de la empresa.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. Diseño metodológico

3.1.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación del presente proyecto es **descriptiva**, la cual busca especificar propiedades, características y rasgos importantes que influyen en el cálculo de la productividad máxima por hora de los volquetes en el transporte minero subterráneo, teniendo como variables las siguientes:

- Variable independiente: La productividad máxima por hora de los volquetes.
- Variable dependiente: Transporte minero subterráneo, dentro del marco espacial que viene a ser la Unidad Operativa de Arcata, en el año 2016.

3.1.2. Diseño de la investigación

La estrategia que se emplea en la investigación, para responder al problema planteado ¿cómo influye el transporte minero subterráneo a la

máxima productividad por hora de los volquetes FMX en la Unidad Minera Arcata, 2016? estuvo regido por las técnicas de recolección de datos, con quienes se podrá obtener valores numéricos de la máxima productividad y la productividad horaria real de los volquetes, así también la descripción de los instrumentos, procedimientos de comprobación de validez y confiabilidad de los instrumentos, los cuales se detallan a continuación:

3.1.2.1. Trabajo de gabinete

Consiste en la descripción del material utilizado que sirvió de guía para los posteriores resultados, además de conocer las características técnicas de todos los volquetes en estudio, métodos de carguío y transporte del material, factores que afectan el trabajo realizado por los volquetes volvo FMX 440, con el único fin de poder conocer todos los parámetros que intervienen en la determinación y cálculo de la productividad de estos equipos en las diferentes zonas de extracción (tolvas y cámaras de carguío).

3.1.2.2. Trabajo de campo

En el trabajo de campo se realizó la toma de datos de los siguientes ítems:

- Condiciones operativas reales para el transporte (características técnicas de las labores como rampas, cortadas, secciones, radio de curvatura y distancias en interior mina y en superficie)

- Ciclo total de acarreo y transporte (componentes del ciclo total de acarreo, análisis de tiempos de carguío, análisis de tiempos de acarreo desde interior mina – superficie)
- Desempeño de la velocidad de los volquetes.
- Calculo del tiempo de acarreo.
- Cálculo del tiempo de giro, posicionamiento y descarga.
- Eficiencia de operación.
- Determinación del ciclo total de acarreo y transporte.
- Determinación de producción horaria de transporte (dependerá exclusivamente del tiempo, eficiencia de operación y material a transportar).
- Cálculo del costo por tonelada de transporte y acarreo con volquete volvo FMX.

La información de gabinete, los instrumentos utilizados así como los datos tomados en campo, permitirá obtener los objetivos propuestos en la investigación y a su vez demostrar la hipótesis.

3.1.2.3. Instrumentos utilizados

La investigación utilizó los siguientes instrumentos para su elaboración:

- Reglamento de Seguridad e Higiene Minera -D.S. 055-2010

Se menciona los artículos relacionados al carguío y transporte de mineral y desmonte en minería subterránea.

- Guía corporativa estándar de tránsito vehicular

Hochschild Mining establece la Guía Estándar Corporativa de Tránsito Vehicular con la finalidad de evitar la ocurrencia de incidentes/accidentes que ocasionen lesiones, pérdidas humanas o daños a la propiedad, así como minimizar los riesgos por el uso de vehículos pesados en el ciclo de extracción de mineral y desmonte desde interior mina hacia superficie.

- Características mínimas de los vehículos pesados

Las unidades de transporte de mineral y desmonte deberán contar con las características mínimas indicadas a continuación:

- Contar con un programa de mantenimiento que garantice la correcta operatividad mecánica del vehículo.
- Contar con tarjeta de propiedad, placa, SOAT vigente y prueba de frenos.
- Contar con póliza de seguro vigente, para sus pasajeros y contra terceros.
- Disponer de cinturones de seguridad para todos los ocupantes.
- Disponer de dos triángulos de seguridad y 02 conos anaranjados para casos de emergencia, asimismo es indispensable que cuente con gata, botiquín de primeros auxilios, cable de remolque, cable de extensión de batería, linterna, lampa, pico franela y caja de herramientas operativas y abastecidas.
- Disponer de extintor portátil de CO₂ o polvo químico seco instalado y asegurado en un lugar visible.
- Contar con faros neblineros, alarma sonora de retroceso, faro de retroceso y 02 cuñas de seguridad.

- Llantas en buen estado y tacos de seguridad.
- Tablas en el programa Excel de toma de datos, para la obtención de productividad máxima horaria de los volquetes, tarifas unitarias de transporte minero subterráneo.

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

La población involucrada que se tomará en cuenta en la presente investigación es toda la flota de transporte de la Empresa Unitaria Minera TRANSPORTES ARCATA S.A., que consta de 3 unidades vehiculares de volquetes volvo FMX.

3.2.2. Muestra

La muestra que se tomará en cuenta en la presente investigación, será la unidad de transporte IESA 20, la cual pertenece a la flota de transporte de la Empresa Unitaria Minera TRANSPORTES ARCATA S.A. La muestra fue elegida aleatoriamente. El lugar en el que se desarrolló la toma de datos para la presente investigación fueron en las labores asignadas para el carguío y transporte de mineral para dicha unidad de transporte IESA 20, como son cámaras de acumulación de carguío, ore pass y el trayecto de interior mina hacia la superficie, ubicado en la Unidad Minera Arcata.

3.3. Material de estudio

3.3.1. Ubicación y accesibilidad

3.3.1.1. Ubicación política

La Unidad Minera Arcata se encuentra ubicada en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa, tiene una altitud promedio de 4630 msnm. El centroide de la Unidad Operativa de Arcata en coordenadas UTM (Universal Transversal de Mercator) en el elipsoide de WGS 84 (World Geodetic System 1984) son las siguientes:

Coordenada norte	:	8'341,624
Coordenada este	:	789,345
Zona	:	18

3.3.1.2. Accesibilidad

La Unidad Minera Arcata es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera asfaltada en un 30% y totalmente afirmada en 70%, cubriéndose desde Arequipa 307 km. en los tramos siguientes:

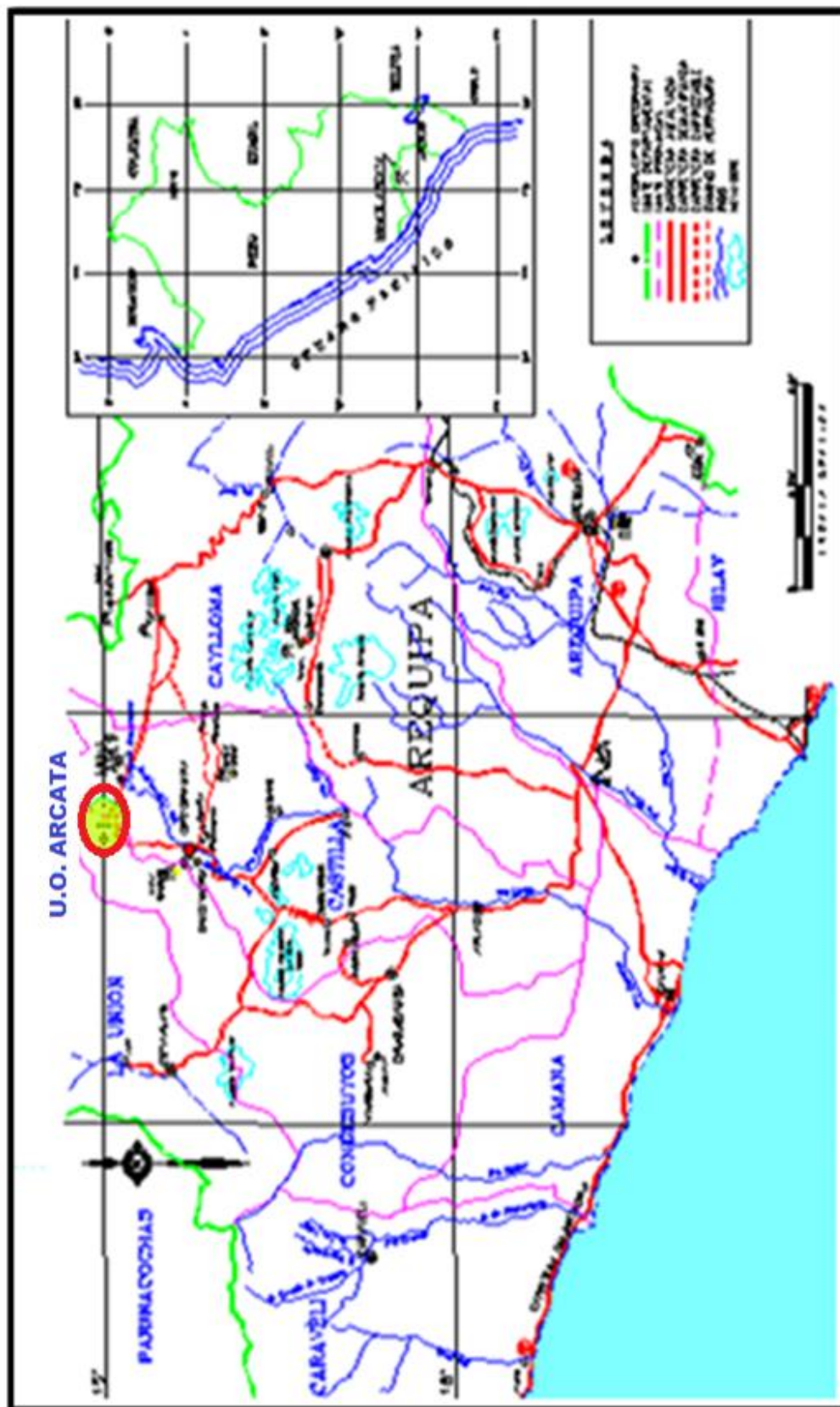
- Arequipa – Sumbay, 78 km. carretera asfaltada.
- Sumbay – Sibayo, 70 km. carretera afirmada.
- Sibayo – Caylloma, 69 km. carretera afirmada.
- Caylloma – Arcata, 90 km. carretera afirmada.

Vía aérea, se accede en avioneta hasta la mina Orcopampa (2 horas de vuelo) para luego trasladarse por 55 km. de trocha

carrozable hasta la Unidad Operativa de Arcata.

La ubicación de la Unidad Operativa de Arcata se puede apreciar en la Fig. 3.1.

Fig. 3.1. Ubicación y accesibilidad Arcata



FUENTE: Elaboración propia.

3.3.2. Clima y vegetación

3.3.2.1. Clima

El clima de la zona es frígido y con lluvias periódicas, acentuándose el frío entre los meses de abril y agosto (llegando hasta los -15°C), las precipitaciones son mayormente en forma líquida y sólida (nieve y granizo), es decir, precipitaciones cuyo promedio anual esta alrededor de 750 mm conforme se asciende del nivel más bajo al nivel más alto de la formación ecológica, en los meses de diciembre a marzo.

3.3.2.2. Vegetación

La vegetación es limitada que va acorde a las condiciones adversas del suelo y clima, solamente se presentan especies vegetales propias del piso ecológico como el ichu y plantas criptógamas (plantas sin flores)

Cabe mencionar que la fauna está representada por auquénidos domésticos (llamas y alpacas), ganado ovino, vizcachas, venados, patos, etc.

3.3.3. Geomorfología

El yacimiento de Arcata se encuentra localizado en el segmento sur de la cordillera de los Andes, donde afloran extensamente rocas volcánicas Cenozoicas genéticamente relacionadas con varios yacimientos epitermales de plata y oro existentes en el área, tales como Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa, Ares, y otros

3.3.4. Recursos de la zona

3.3.4.1. Recursos hídricos

El sistema hidrológico de esta mina se enmarca particularmente en la micro cuenca de Machococha, subcuenca del río Colca. Se ha identificado importantes elementos componentes en el sistema, debido a las necesidades de extracción y requerimiento hídrico de la zona, se observa que la laguna de Machococha es la de mayor aporte y capacidad de almacenamiento. Es importante observar que esta laguna representa el mayor aporte de caudal aguas abajo, hacia el río Machococha; se debe garantizar un caudal tal que los requerimientos dados por el sistema Machococha – Asoca – Yaiculle, en conjunto satisfagan y no modifiquen el habitat en zonas bajas de las cuencas.

En la parte alta del sistema hídrico se localizan los glaciales, en donde el nevado Huajrahuire localizado a una altura aproximada de 5 438 m.s.n.m. tiene uno de los más importantes aportes de descarga por deshielo, otro nevado que sigue en importancia es el cerro Cajchalla y el cerro Yaiculle, cuyo caudal de deshielo descarga la laguna Llaiculle. El origen de los riachuelos se debe principalmente a la presencia de glaciares, de aguas subterráneas ‘ojos de agua’ y a la lluvia, que finalmente alimenta la laguna.

3.3.4.2. Recursos eléctricos

La empresa minera Hochschild Mining S.A. cuenta con una central hidroeléctrica, y una central térmica, además la segunda

quincena de abril de 1999 se llevó a cabo la interconexión con el sistema eléctrico del sur, para dicho proyecto la empresa invirtió US\$ 7 000 000.

La central hidroeléctrica de Misapuquio proporciona como promedio el 72 % de lo que requiere la mina para cumplir sus objetivos, tiene 2 turbinas las mismas que generan a plena carga 3 800KW en forma continua. Esta hidroeléctrica dispone 25 000 000 m³ de agua almacenada como reserva, dicho volumen es administrativo y dosificado mensualmente, de manera que la energía está garantizada los 12 meses del año.

La central térmica de Arcata es la casa de fuerza que proporciona el 1% de generación eléctrica y solamente es utilizada cuando hay cortes prolongados de energía de parte de SEAL o central hidroeléctrica de Misapuquio, utilizando petróleo diésel Nro. 2, disponiendo de 6 grupos electrógenos, con una capacidad real de generación de 2400 KW.

SEAL es la empresa que suministra energía eléctrica contratada cubriendo el 27% de la demanda a través del sistema Interconectado Sur (SIS). La transmisión se inicia en la sub-estación de Callalli, con una potencia contratada de 3 000KW.

3.3.5. Antecedentes de la mina

Se tiene conocimiento de la ocurrencia de los minerales de oro y plata desde el siglo XVIII, época en que los españoles a juzgar por la magnitud de laboreo antiguo que se observa habrían extraído alrededor

de 100 000 TM de mineral que fueron procesados en los ingenios cuyos restos aún se observan cerca del pueblo viejo de Arcata. Aparentemente las operaciones mineras permanecieron paralizadas durante todo el siglo XIX reiniciándose durante el presente siglo en 1952 con la presentación del denuncia de 700 hectáreas. denominada “ZWICH” de la propiedad del señor Werner Swicky.

El grupo Hoschschild realizó los primeros reconocimientos geológicos de las estructuras de Arcata en 1954 a través de la Compañía denominada Compañía de Minas del Perú. Los muestreos revelaron altos valores de plata, sin considerar estimación alguna de mineral potencial que permitiera justificar la inversión en un programa de explotación detallado

Es precisamente esta compañía que solicitó los denuncios más extensos: Calvario I, Calvario II, Calvario III y Calvario IV, superpuestos a los denuncios Fundación Macarena y otros.

3.3.5.1. Etapas históricas del yacimiento minero

1952: La presentación del denuncia de 700 hectáreas denominada “ZWICH” de la propiedad del señor Werner Swicky.

1954: El grupo Hoschschild realizó los primeros reconocimientos geológicos de las estructuras de Arcata

1965: Se consolidó la propiedad minera iniciándose en este año la construcción de una trocha carrozable de 129 Km. que permitió el

acceso a la zona de Arcata desde la mina Sucuytambo.

1964: Inicio de las operaciones de explotación.

1965: Inicio de operaciones de tratamiento metalúrgico en la planta de beneficio.

3.3.6. Geología

3.3.6.1. Litología

En Arcata afloran rocas sedimentarias de diferente composición que forman el basamento en la región, y rocas volcánicas que adquieren mayor importancia, porque en ellas se alojan la mayoría de las estructuras mineralizadas.

Las características físico-químicas del yacimiento de Arcata, permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos de baja sulfuración, del tipo adularia-sericita. El yacimiento de Arcata se encuentra localizada en el segmento sur de la cordillera de los andes, donde afloran extensamente rocas volcánicas cenozoicas genéticamente asociadas con varios yacimientos epitermales de plata y oro como Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa y otros. La cronología de los eventos geológicos ha dado lugar a la columna estratigráfica local a partir del Terciario durante el Mioceno tardío hasta el Plioceno medio conformando una potente secuencia de rocas volcánicas de aproximadamente 1 200 m. Con edades radio métricas variables entre 6.3 M.A. y 6.1 M.A. (según Noble – 1989). Las rocas volcánicas más antiguas de la zona constituye el volcánico Tacaza del Mioceno tardío

constituido principalmente por lavas andesíticas intercaladas con aglomerados pórfidos y tufos estratificados conformando la roca caja de las estructuras mineralizadas del yacimiento. Rocas volcánicas post – minerales más recientes no alteradas y de composición andesítico – basálticas constituyen el volcánico Sillapaca del plioceno medio suprayaciendo al volcánico Tacaza. Finalmente cubriendo a los volcánicos terciarios se encuentran depósitos cuaternarios de edad reciente constituidos por materiales morrénicos eluviales y aluviales.

3.3.6.2. Geología regional

Las rocas sedimentarias son las más antiguas de la región, de la edad cretácica y está representada por las siguientes formaciones:

a) Formación Huarhuani

Pertenece al grupo Yura y está conformada por cuarcitas con intercalación de areniscas y lutitas carbonosas con un espesor aproximado de 100 m.

b) Formación Murco

Aflora parcialmente con una potencia de 100 m. y está compuesta por areniscas y lutitas que se vuelven rojizas por intemperismo. El tope de esta secuencia corresponde a la formación Arcurquina, que está constituida por calizas grises y azulinas se estima una potencia de 20 m.

c) Formación Maure

Corresponde a los depósitos lacústricos expuestos en forma localizada en ciertas áreas y sobreyacen en discordancia angular a los volcánicos Orcopampa y Shila, está compuesta de una interrelación de

areniscas con tufos retrabajados de coloración verdosa; se estima que tiene un espesor de aproximadamente 150 a 400 m.

d) Volcánicos Terciarios

Los volcánicos terciarios sobreyacen en discordancia erosional a las cuarcitas Huarhuani e infrayacen a los basaltos Andagua

e) Volcánico Orcopampa

Regionalmente es conocido como volcánicos Tacaza ampliamente distribuido en la sierra sur del Perú. En la región cubre gran parte del área y se encuentra sobre yaciendo en discordancia angular a formaciones cretáceas. Está compuesta de una alternancia de brechas andesíticas gris verdosas con lavas andesíticas gris oscuras, presentando ocasionalmente depósitos lacústricos en la base y en predominio de piroclástos hacia el techo. La secuencia tiene un espesor de 500 a 600 m.

f) Volcánico Shila

Se expone al sur de Arcata, la secuencia está constituido por lavas brechosas y brechas volcánicas de composición riodacíticas, estimándose un espesor de 60 m.

g) Volcánico Sencca

Se presenta en dos fases, una constituidas por tufos ignímbricos brechoides de composición riodacíticas y la otra compuesta por domos riolíticos.

h) Volcánico Barroso

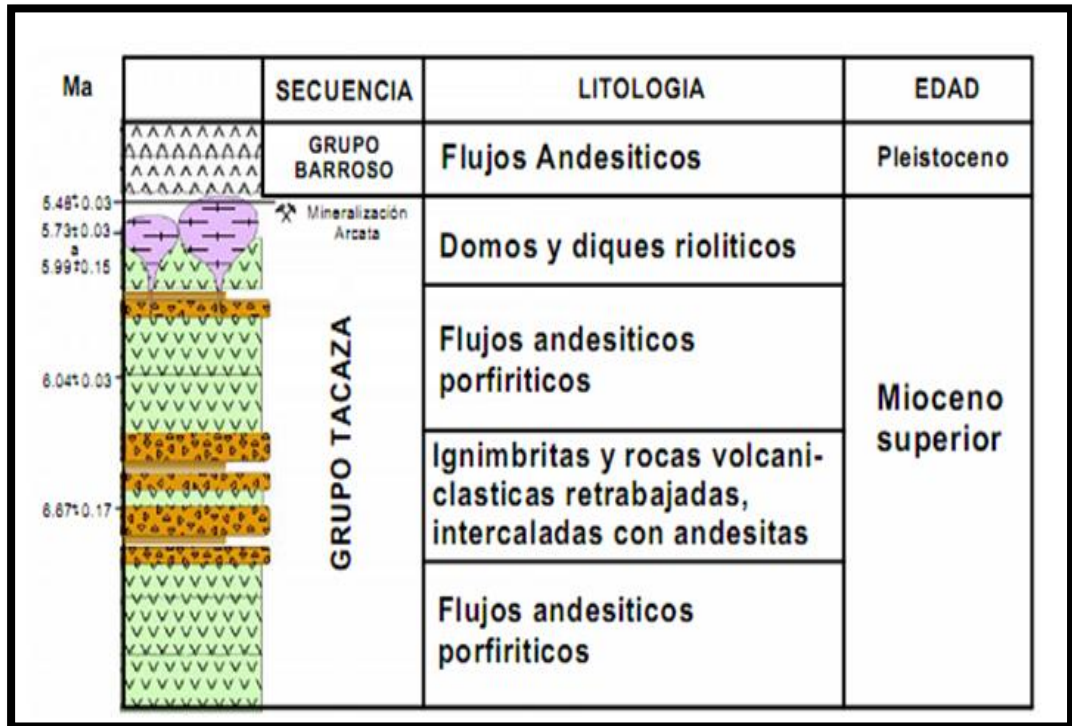
Se expone en el área sobre yaciendo en su mayor parte a los volcánicos Orcopampa y en menor área al domo riolítico y formación Maure. Está compuesto por conglomerados y aglomerados volcánicos seguidos por una potente columna de lavas andesíticas y andesitas basálticas porfirítica, se estima un espesor de 400 a 500 m.

i) Volcánico Andagua

Afloran en el sur del área de Arcata, cubriendo mayormente a los volcánicos Orcopampa y a los volcánicos Shila. Constituye la actividad volcánica más reciente y se caracteriza por el desarrollo conos volcánicos bien formados se considera un espesor de 100 a 500 m.

En la Fig. 3.2 se distingue la columna estratigráfica de la Unidad Operativa de Arcata.

Fig. 3.2. Columna estratigráfica de la Unidad Operativa de Arcata



FUENTE: Área de geología - Arcata

3.3.7. Geología local

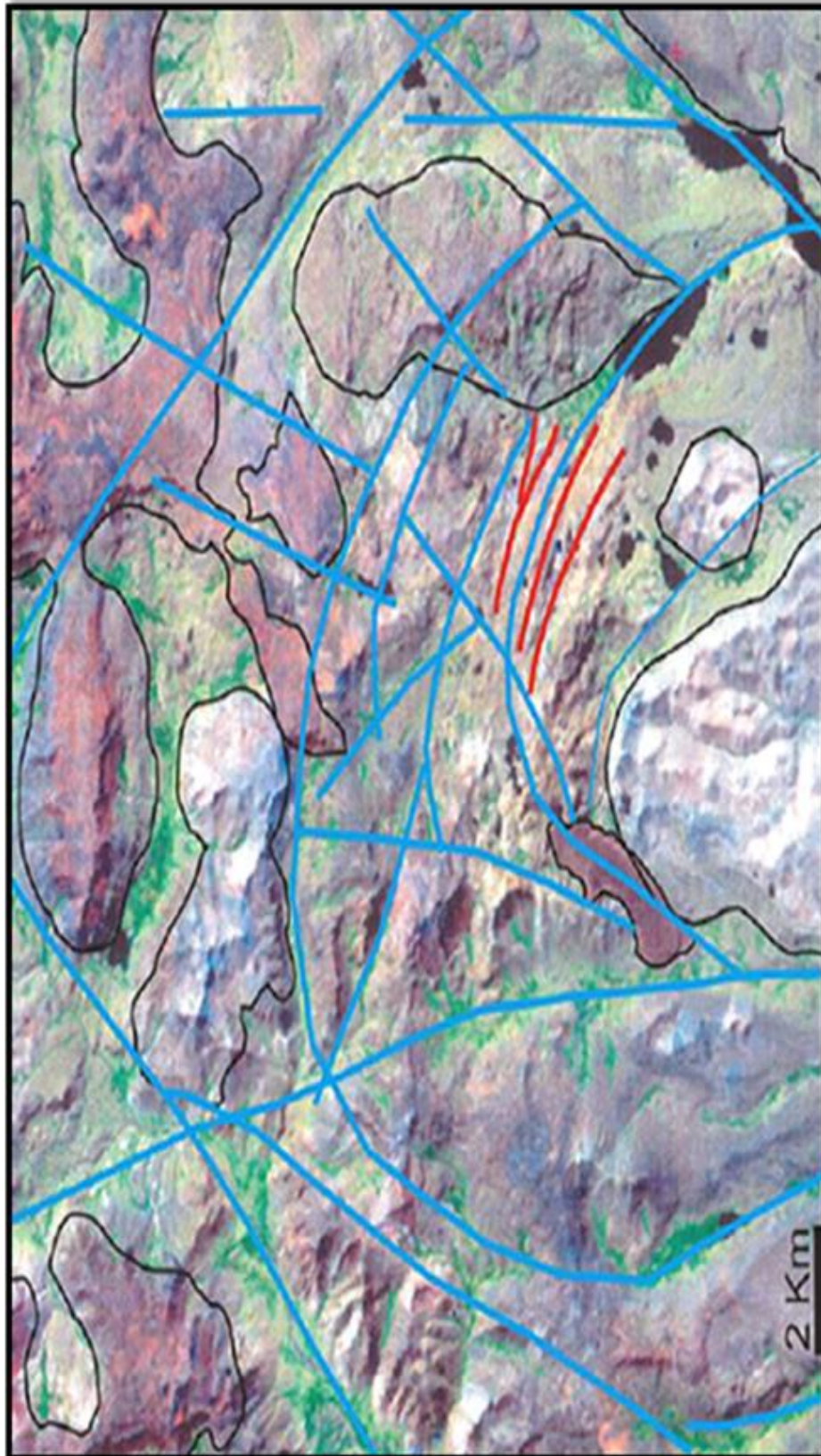
Las estructuras de vetas de Arcata, ocurren dentro de una potente secuencia de rocas volcánicas, de edad Mioceno tardío a Plioceno, constituido mayormente por derrames andesíticos intercalados con brechas de la misma composición y lentes pseudo estratificados de tobas y tufos compactados, ver Fig. 3.3 y Fig. 3.4.

La base de esta secuencia volcánica, está constituida por flujos de ignimbrita riolítica de una edad radiométrica de 6.3 millones de años.

Domos volcánicos riolíticos afloran, al suroeste, y noreste del distrito de Arcata, cortando a las rocas volcánicas arriba señaladas.

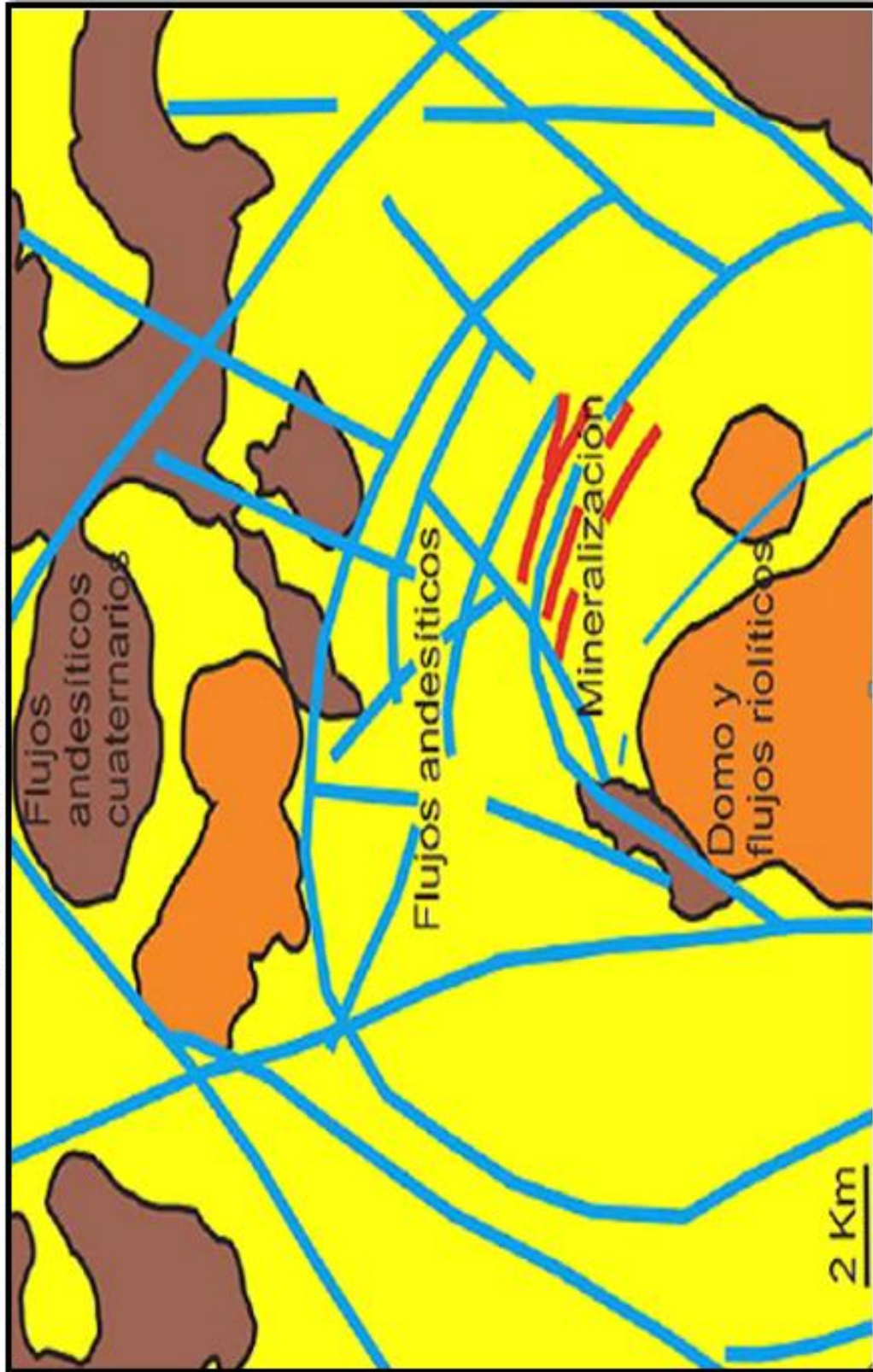
Las edades radiométricas de estos domos, indican una edad de 5,4 millones de años, rocas volcánicas post-minerales más recientes, no alteradas y de composición andesítica-basáltica, también ocurren suprayaciendo a las rocas de caja alteradas, que al parecer fueron eyectadas de varios conos volcánicos que se presentan en el yacimiento y alrededores.

Fig. 3.3. Plano geológico de Arcata – imagen satelital



FUENTE: Área de geología - Arcata

Fig. 3.4. Plano geológico de la Unidad Operativa de Arcata



FUENTE: Área de geología-Arcata

3.3.7.1. Geología estructural

En el área de la mina se observa estructuras que manifiestan un fuerte tectonismo ocurrido en la región, posiblemente debido al levantamiento andino (pleistoceno), estas fuerzas tectónicas han dejado vestigios impresos en las diversas estructuras existentes como fallas u fisuras, a las que se han dividido de acuerdo al tiempo que se formaron en:

- Fallas y fisuras pre minerales.
- Fallas y fracturas post mineralizadas.

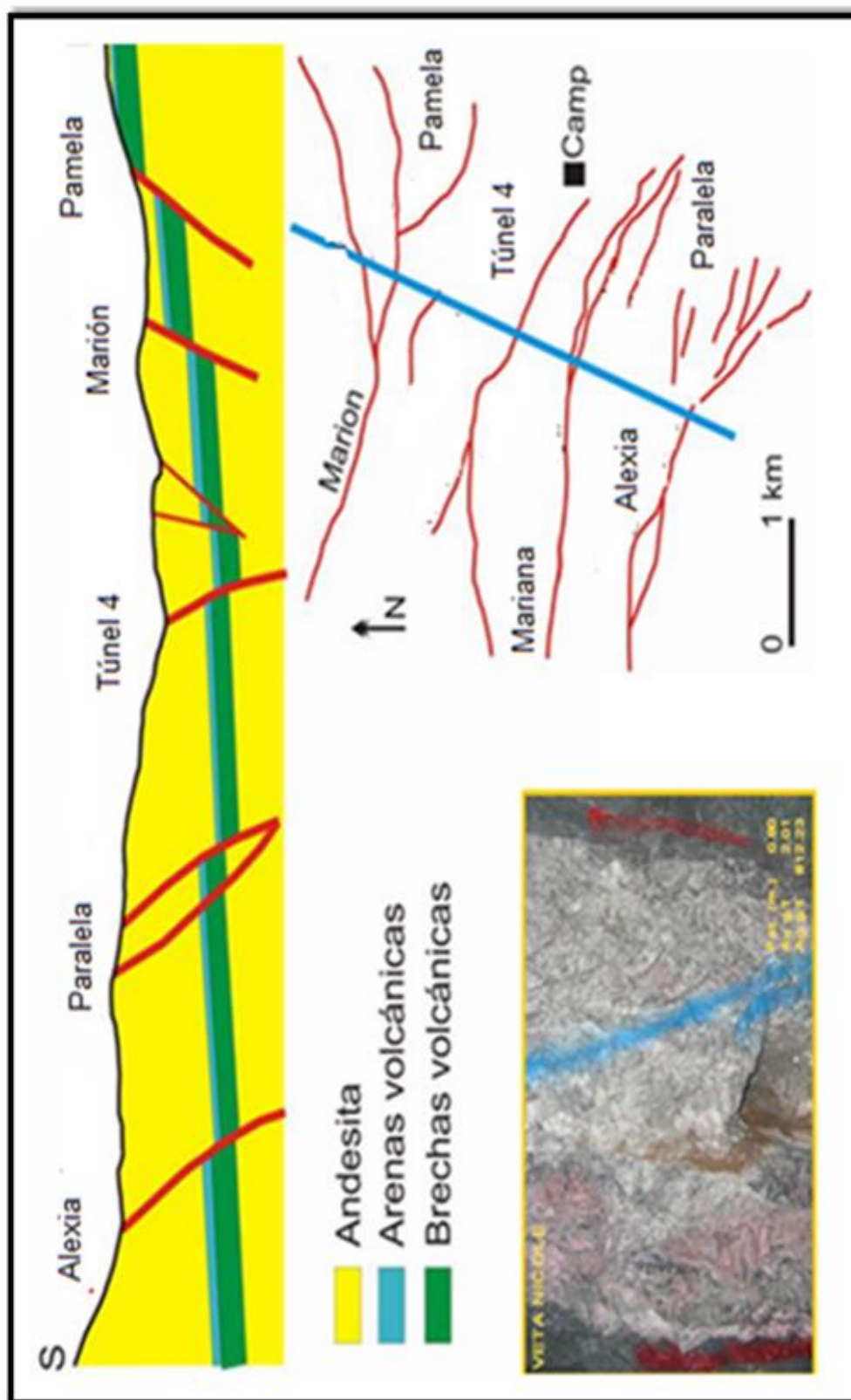
Dentro de las más importantes fallas y fisuras pre – minerales, están las fallas gravitacionales en las cuales se hallan emplazadas las vetas: túnel 4 y veta Baja. Dichas fallas tienen un rumbo general Nw, Sw y buzamiento promedio de 60° Sw.

Las fallas y fracturas Post – Minerales se han producido por movimientos orogénicos y epirogenéticos que han dado lugar al callamiento y fracturamiento en forma diagonal o transversal a los sistemas mineralizados, pero no han afectado mayormente a las vetas anteriormente detallados.

La mayoría de las principales vetas están localizadas en fallas normales subparalelas que poseen un rumbo de este – oeste a noroeste e inclinan entre 40° y 65°.

Las vetas del sector norte integradas por el sistema Marion, que incluyen a la veta Marion, Mariana, inclinan hacia el sur, mientras que el resto de las principales vetas del distrito inclinan hacia el norte. El movimiento de dichas fallas origina una fosa (graven) con un desnivel total de más de 100 m. El corte transversal del yacimiento se puede apreciar en la Fig. 3.5.

Fig. 3.5. Corte transversal del yacimiento



FUENTE: Área de geología - Arcata

a) Características de las vetas

La mineralización de Arcata a la fecha está reconocida en dos sistemas de vetas: una de rumbo NE, con buzamientos al SE y otra de rumbo NW, siendo la primera de mayor importancia en mineralización.

Las rocas encajonantes de los sistemas de vetas de Arcata están constituidas por tobas riódacitas en la parte superior, lava y aglomerados riódacíticos en la zona intermedia y andesitas en los niveles inferiores.

Las estructuras reconocidas a la fecha son las siguientes:

- Sistema Mariana (zona I): Veta sorpresa, veta alexia, veta paralela, veta tatiana, veta lesli, veta tula, veta pamela, veta blanca, veta lucero, veta irma.
- Sistema Marion (zona II): Veta Soledad, veta túnel 4, veta baja, veta stephany, veta tensional marion, veta nicol.

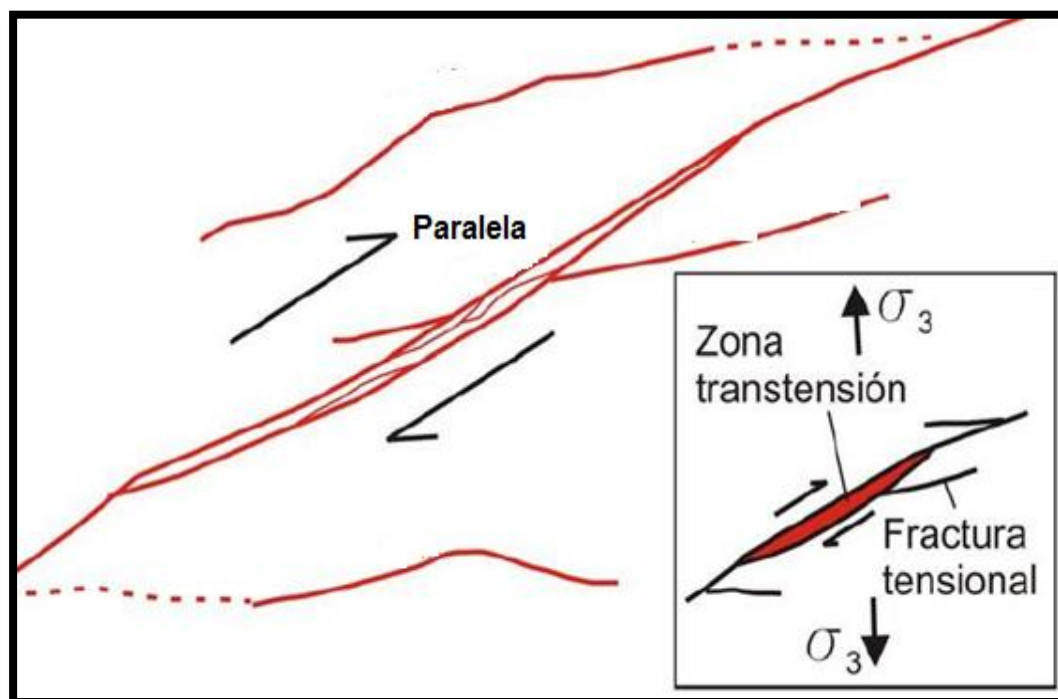
b) Lazos cimoides

En la formación de los lazos cimoides de Arcata, han intervenido los factores estructurales y litológicos, siendo el principal factor estructural formado por el par de fuerzas del tipo dextrales que han formado varios lazos cimoides dentro de la estructura principal de la Veta Paralela, en cada lazo existe varios ramales que cruzan de la caja piso a la caja techo. Dependiendo de la roca encajonante la parte central puede estar crackelado y mineralizado, la roca no es muy favorable como lo es el tufo; solo las estructuras (vetas secundarias) serían más persistentes, pero la roca de la parte central tendría

varios valores bajos. En uno de los lazos cimoides se nota claramente que las cajas del piso y paralelo a las principales y también transversales que unen ambas cajas se observa valores bajos, un ejemplo de ello se puede verificar en la Fig. 3.6.

La importancia de los lazos cimoides es el volumen de mineral que puede dar cada uno de ellos así como el ritmo de explotación si el método de minado es el adecuado, por consiguiente, el valor y la importancia de un lazo cimoides depende del valor económico integral del mismo de acuerdo al cut-off que se señale.

Fig. 3.6. Modelo estructural de la mina Arcata



FUENTE: Área de geomecánica – Arcata

c) Meteorización

Los agentes de meteorización que afectaron al yacimiento, son de tipo físico y químico, estos atacaron a la roca de modo intenso, los

agentes físicos que actúan en el ámbito externo por los cambios bruscos de temperatura y aspectos climáticos son los que provocan la desintegración de la capa superficial del macizo rocoso, y los agentes químicos juntamente con los físicos afectaron hasta una profundidad por debajo de las labores actuales; además la circulación de aguas ligeramente aciduladas infiltrados por las discontinuidades del macizo rocoso (riodacitas principalmente) y la estructura de la veta que presenta una buena permeabilidad, permitieron la circulación de las aguas para generar la alteración; por las fisuras de los tufo es mínima la filtración de aguas.

En estas condiciones aumenta el grado de alteración en Macizo rocoso, para todas las labore subterráneas y principalmente en las galerías sobre las vetas, con la siguiente disminución del grado de estabilidad de la abertura excavada.

Las aguas que se infiltran limonitizan parte de los minerales ferrosos de la roca encajonante y de la veta de manera moderada a intensa, en las zonas argilizadas por el carácter hidrofilito de las arcillas comprometen al reforzamiento y/o pandean y colapsan principalmente por presiones verticales y laterales, y en los reforzamientos por las partes adyacentes a las plantillas se desmoronan dejando colgados pernos).

Las alteraciones hidrotermales son las más importantes y que han afectado en mayor grado a la roca encajonante, estas ocurrieron durante la precipitación de las soluciones mineralizantes, fácilmente reconocidas en las proximidades de las vetas. La alteración argílica es

intensa en las riolacitas principalmente y moderadas en las tobas volcánicas; la alteración propilítica es moderada (en rocas andesíticas tobas con coloración verde oscura y tufo brecha), la alteración sericitica y cloritización es de moderada a intensa. De acuerdo a los estudios realizados de las anchuras de las alteraciones hidrotermales y de la meteorización aumenta según la profundización, debido también a la proximidad del nivel freático.

d) Génesis del yacimiento

Arcata es un depósito epitermal de baja sulfuración.

3.3.8. Geología económica

Los minerales de mena más comunes del horizonte de metales preciosos, lo constituyen las sulfosales de plata (pirargirita, proustita, polibasita y estefanita) y cantidades menores de tetraedrita argentífera (freibergita), argentita, plata nativa, electrum y oro nativo. Ocurren también, estibinita en los niveles más superficiales y los sulfuros comunes esfalerita, galena y calcopirita en los niveles más profundos.

Los minerales de ganga más abundantes que acompañan a la mineralización de mena son: cuarzo, adularía, calcita laminar, clorita, rodocrosita, rodonita, pirita, arsenopirita y marcasita. Una variedad de calcita de cristalización gruesa y estéril no relacionada aparentemente con la mineralización de mena, ocurre como bandas hacia las cajas de las vetas y como matriz de brechas.

Según los datos presentados en Anuamin (1996/97), Villachica & Pascó-Font (1997) y Minas y Petróleo (1998) se han clasificado los diferentes tipos de depósitos por su rentabilidad económica (utilidad neta operativa); estos se mencionan a continuación:

Son altamente rentables, los depósitos epitermales de tipo ácido-sulfato y depósitos de Au en sedimentos (poco conocidos).

Son rentables, los sulfuros masivos de Pb-Zn en carbonatos, skarn de Cu; Vetas epitermales de tipo adularia-sericita. En depósitos poco conocidos tenemos los del tipo skarn de Au y depósitos exhalativos de Pb-Zn en sedimentos.

Son menos rentables, los depósitos tipo skarn y reemplazamiento de Pb-Zn; vetas y reemplazamiento de Cu-Pb-Zn; y pórfido de Cu.

Se puede apreciar, que cuando se consideran los factores económicos junto a la geología, los yacimientos epitermales, como es el caso de Arcata u otros, son rentables para la explotación del oro y la plata.

Por lo que, si analizamos económicamente el depósito mineralizado de Arcata, los diferentes minerales ocurren en vetas, exhibiendo texturas típicas de relleno de espacios abiertos, evidenciadas por el bandeamiento y crustificación de los minerales de mena y ganga.

3.3.8.1. Recursos minerales.

En el cálculo de reservas del mineral de Arcata al 30 de noviembre del 2016, se ha tenido en cuenta los siguientes aspectos.

a) Por su valor económico

- **Mineral económico:** son bloques de mineral cuyos valores se encuentran por encima de la ley mínima de minado (Cut off).
- **Mineral marginal:** son bloques de mineral cuyos valores se encuentran por debajo del cut off.
- **Mineral sub marginal:** son bloques de mineral cuyos valores se encuentran muy por debajo del valor cut off.

b) Por su certeza

- **Probado:** son aquellos bloques de mineral cuyos tonelajes y leyes se encuentran debidamente comprobados mediante labores mineras y que reúnen las siguientes condiciones:
 - Bloques de mineral reconocidos y definidos por sus cuatro lados, por dos galerías y dos chimeneas adyacentes.
 - Bloques de mineral limitados por tres labores, dos galerías en niveles contiguos y una o dos chimeneas adyacentes.
 - Bloques de mineral de forma triangular, cuyos lados están contiguos por una galería y una chimenea.
- **Probable:** son aquellos bloques de mineral cuyas leyes y tonelajes son asignados en parte por labores mineras y en parte por criterios geológicos los mismos que deben reunir las siguientes condiciones:

- Bloques de mineral que se extienden a partir de los bloques probados. El bloque probable, generalmente será de igual dimensión que el bloque probado.
 - Bloques de mineral cuyos dos lados están constituidos por dos galerías en niveles adyacentes.
 - Bloques de mineral complemento de los bloques probados.
 - Bloques de mineral limitados por su figura rectangular, cuya mayor dimensión es igual al tramo de mineralización desarrollado mediante una galería o una chimenea, cuya altura se medirá arriba o debajo de la galería o en ambos costados de la chimenea.
- **Posible:** es el mineral prospectivo que se extiende por encima y por debajo de los bloques de mineral probable. Sus dimensiones se determinan bajo criterios estructurales y geológicos u horizontes de mineral con cotas definidas. El objetivo de las reservas posibles es, la de proporcionar una idea sobre el potencial de las reservas remanentes alrededor de las calculadas mediante mediciones y ensayos en labores mineras.
 - **Potenciales:** son reservas que se pronostican solamente en base a un conocimiento de las características geológicas mineralógicas y estructurales del yacimiento, representando un alto grado de inferencia.

3.3.8.2. Cut off y reservas de explotación

Valor de los metales contenidos en una tonelada de mineral que cubre exactamente los costos incurridos desde su extracción hasta su

colocación en el mercado, tomando en cuenta las recuperaciones durante su tratamiento, expresado.

$$(CUT - OFF) = K_1 \left(C \times \frac{1}{T} \times \frac{1}{R} \times \frac{1}{CS} \right)$$

Dónde:

K_1 = Constante = 40

T = Tonelaje

C = Costo Total, US\$.

R = Recuperación Metalúrgica (en %)

CS = Cotización del Mineral

Las primeras variables son endógenas a la empresa y eventualmente controlables; la última es exógena a ella, por tanto esta fuera de control.

El precio de la plata en el mercado internacional actualmente es de 18.37 US\$/Oz (octubre de 2016) Tonelaje por día es de 2000 TM. Costo total US\$ 1672857.00 y la recuperación de la plata es de 90.05 %.

$$(CUT - OFF) = 40 \left(1672857.00 \times \frac{1}{2000} \times \frac{1}{90.05} \times \frac{1}{18.36} \right)$$

CUT OFF = 20 oz. / TM.

CUT OFF = 622 g / TM.

- Reservas de explotación

Para la determinación del inventario mineral de la mina Arcata, se utilizaron los siguientes parámetros:

Aspectos económicos: Cotizaciones

- Cotización Au: 1235.70 US\$/Oz.
- Cotización Ag: 18.36 US\$/Oz.

Para el cálculo de la dilución se utilizó el siguiente criterio:

- Para vetas menores a 0.8 m, el ancho de minado es: 0.8 m.
- Para Vetas mayores o iguales a 0.8 m, el ancho de minado es la potencia de Veta.

Las reservas geológicas y reservas minables de la Unidad Operativa de Arcata se aprecia en el Cuadro 3.1:

Cuadro 3.1. Reservas geológicas y reservas minables

RESERVAS GEOLOGICAS Y RESERVAS MINABLES DE LA UNIDAD MINERA ARCATA					
Reservas geológicas	TM	US\$/TM	Au (g/TM)	Ag (g/TM)	Potencia
Reservas probadas	705233	157	1.44	493.29	0.96
Reservas probables	251839	213	1.73	677.57	0.93
Sub total	957072	185	1.585	585.43	0.95
Reservas minables	TM	US\$/TM	Au (g/TM)	Ag (g/TM)	Potencia
Marginales medidos	118645	41	0.53	121.82	0.98
Marginales indicados	14945	41	0.47	121.95	1.21
Sub total	133590	41	0.5	121.89	1.10
Recursos minerales	1088492	189	1.93	579.53	0.95

FUENTE: Área de geología - Arcata

3.3.9. Mineralogía

La mineralogía del yacimiento es principalmente de:

- Cuarzo, mineral de ganga que nos indica la forma de mineralización del

fluido mineralizante.

- Sulfuros (pirita, esfalerita, galena, tetraedrita) se encuentran en cantidades muy pequeñas siendo la más visible la pirita.
- Calcita, mineral de ganga en el yacimiento se tiene presencia de calcitas espáticas de grano grueso, el cual se encuentra pseudomorfizado por cuarzo.
- Alunita, mineral común de los procesos de alteración de aguas superficiales calentadas por vapor y procesos supergénicos.
- Oro nativo y electrum, estas se presentan en forma nativa ya sea en forma de microvenillas, láminas y charpas alrededor de algunas decenas de micras, la plata proviene del electrum y se encuentra en una relación Au:Ag de 1:10.

La textura de los minerales que forman la mina y la ganga son variados entre ellas se presentan bandeamiento de mineral, relleno de cavidades por cuarzo y drusas, así como varias generaciones de brechas.

La acción hidrotermal está restringida casi directamente a la estructura, se reconoce un delgado halo de silificación en algunos casos el cual pasa rápidamente a argílico - propilítico y seguidamente a roca fresca en unos cuantos metros.

3.3.10. Geomecánica

El tipo de roca que se presenta en la Unidad Operativa Arcata es de regular a muy mala razón por la cual la geomecánica toma un papel

importante en cuanto al sostenimiento que se debe aplicar en el terreno así como en los diversos controles geomecánicos. Es prioridad del departamento de geomecánica evaluar, difundir, capacitar y preparar a todo el personal sobre el comportamiento geomecánico de las labores mineras con el fin de normalizar el sostenimiento de rocas mediante un refuerzo adecuado.

3.3.10.1. Discontinuidades

En la ventana geológica de la mina Arcata, se observan tres alineamientos principales. Uno relacionado con el alineamiento NE-SW, que son las estructuras muy favorables para la mineralización con las cuales está relacionado las vetas Mariana y Marion que forman un gran cimoide; otra el sistema NW-SE conformado por las vetas fallas Guadalupe – Tania y una tercera de rumbo E – W conformado por las vetas Leslie y Ramal Marion; además se tiene otras adicionales con los del sistema N – S, que conforman principalmente falla normales y de rumbo dextral.

Las familias principales de discontinuidades que se observan en el análisis de las rocas, presentan un rumbo de $N60^{\circ}E$ que coinciden con el rumbo de la veta. Estas familias de discontinuidades tienen su influencia hasta más de 10 m. en la roca caja. Los buzamientos son paralelos o sub-paralelos a la estructura de la veta. Estas discontinuidades paralelas a la veta representan principalmente a fallas y diaclasas que tiene una superficie lisa.

3.3.10.2. Inspección geomecánica

La inspección geomecánica se realiza diariamente en las diferentes labores de mina, (Zona IA, Zona IB y Zona II), evaluándose in-situ a cada labor observando y verificando su estabilidad, así como el cumplimiento de los estándares operacionales, para finalmente dejar las sugerencias respectivas en el check list de cada labor, tales como spam máximo, tipo de sostenimiento, según las características geomecánicas que presenta el macizo rocoso en cada labor inspeccionada.

La unidad Minera de Arcata tiene distintos patrones de sostenimiento con alternativas para cada labor, dado que las características que presenta el macizo rocoso son distintas en cada labor debido a los diferentes factores que influyen tales como fallas, voladura, filtración de agua, etc.

La observación de las discontinuidades se aprecia en la Fig. 3.7.

Fig. 3.7. Observación de las discontinuidades

FUENTE: Área de geomecánica - Arcata

3.3.11. Métodos de minado

Para desarrollar una mina, se debe planificar y dirigir el descubrimiento y diseño de las distintas labores a ejecutarse, así como la selección del equipo minero y los sistemas de transporte adecuados, que sean compatibles con los requerimientos de los procesos de tratamiento del mineral. Planificar, diseñar, controlar, evaluar y tratar de optimizar el ciclo total de minado, será la función del Ingeniero de Minas participando en el diseño como en el planeamiento de minado a corto, mediano y largo plazo.

3.3.11.1. Factores que influyen en el método de minado

Los factores que influyen directamente sobre la selección del

método de minado son:

a) Tipo de roca

Ayuda a elegir el lugar más seguro para desarrollar las labores, recibiendo la información necesaria de parte de geomecánica quienes se encargan de evaluar el terreno mediante los mapeos geomecánicos, también ayuda a elegir el tipo de minado que se debe realizar, que tipo de explosivos se deben utilizar, etc.

b) Estructura del yacimiento

Mediante el análisis del tipo de yacimiento se podrá decidir que método de explotación se debe utilizar, si se puede llevar en forma mecanizada o convencional, a que sección se debe llevar nuestros tajos y que equipos debemos utilizar.

3.3.11.2. Método de corte y relleno ascendente (C&RA)

El método de corte y relleno ascendente “over cut and fill” mecanizado y convencional, dependiendo esto de la potencia de la estructura a explotar y de las leyes que está presente, y en algunos casos con perforación horizontal ascendente en los tajeos que cuenten con un macizo rocoso menos competente.

Las principales características físicas del yacimiento son las siguientes:

- Peso específico del material in-situ : 2.48 TM/m³
- Peso específico del mineral roto : 2.41 TM/m³
- Peso específico del relleno : 1 81 kg/m³

- Factor de esponjamiento : 65%
- Humedad : 8 – 10%

Para iniciar la explotación de una estructura, esta es dividida en blocks del 80 m. de longitud y 60 m. de altura, siendo esta delimitada por labores de desarrollo y preparación tales como Galería Inferior, Galería Superior, Chimeneas Laterales, además de una Chimenea Central y un Ore Pass que van desarrollándose con el tajeo.

A partir de la galería Inferior se desarrolla la chimenea central desde la cual se ejecuta un subnivel a lo largo del Block mineralizado dejando un puente de mineral entre la galería y el subnivel de 3 m. de altura, concluido el subnivel se procede a levantar el Ore Pass necesario para la evacuación del mineral y luego a rellenar una de las alas del tajeo conjuntamente con la parte central donde va ubicado el Ore Pass con Relleno Hidráulico hasta una altura de 2.40 m. dejando piso y/o altura de perforación para el minado en vertical, para el caso de perforación en horizontal, deberá dejarse un espacio vacío entre el Relleno Hidráulico y la corona de 0.50 m. hacia la corona, que posteriormente servirá como cara libre necesaria para desarrollar el minado en Breasting medida que se va efectuando el cambio de piso hacia el ala rellena se va liberando el Ore Pass por el cual se efectúa la limpieza del mineral acumulado en el ala vacía y producto del minado del ala en explotación, a una distancia prudente aproximadamente a 20 m del eje del ore pass se procede a rellenar la otra ala del tajeo, la que se procederá a explotar una vez terminado el minado del ala contraria

nivelando con esto el corte del tajeo, volviendo a ejecutarse el mismo ciclo durante la vida del tajeo.

3.3.11.3. Características del método de explotación

Luego de definido el tamaño del block de mineral y de tener listo la preparación se da inicio al primer corte, empezando en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas cada uno de 60 m. Para el siguiente corte se tiene un ciclo de minado ya establecido de acuerdo a la experiencia durante la explotación del tajeo. Se realiza el avance de forma horizontal, se rellena el ala SW hasta el nivel del ore pass dejando libre la cámara de volteo. Se realiza la zona del camino, ore pass y cámara de volteo, parte central, el acceso se realiza por el camino extremo del tajeo ejecutando la explotación hacia el SW desde el OP hasta lograr cola de trabajo para el scoop y dejar libre el camino central, es entonces que se rellena el ala NE para nivelar las dos alas del tajeo e iniciar la explotación del NE.

3.3.12. Operaciones del minado

3.3.12.1. Métodos de minado aplicados en la Unidad Operativa de Arcata

El método de minado utilizado en la Unidad Operativa de Arcata es corte y relleno ascendente (Over Cut and Fill)

1) Ciclo de minado

El material es arrancado en forma de tajadas de manera que se asemeja a bancos o gradas invertidas, en secciones grandes del techo pueden dispararse sin interrupciones.

El ciclo de minado consiste en: perforación, voladura, ventilación y desate, acarreo – limpieza, sostenimiento y relleno (ver Fig. 3.8):

Fig. 3.8. Ciclo de minado de la Unidad Operativa de Arcata



FUENTE: Área de operaciones - Arcata

2) Método de minado corte y relleno ascendente convencional

Los tajeos minados con taladros verticales tiene las mismas labores de preparación y desarrollo que los tajeos en breasting, salvo que no se desarrollan los ore pass sino los buzones camino a través de los cuales se efectúa la limpieza del tajeo, en estos se acumulan

taladros verticales a partir del subnivel desarrollado a lo largo tajeo para su posterior disparo, a continuación se procede con el minado de la ala contraria, concluida la explotación de estas se procede a rellenar ambas alas con relleno hidráulico, las cuales son alimentadas desde superficie y llegan al tajeo por las instalaciones de tuberías, y se rellena hasta la altura de perforación (2.40 m.) concluida la acumulación de taladros verticales en ambas alas se procede con la segunda etapa de relleno hasta la altura de carguío de taladros (2.40 m.) para comenzar el minado de una de las alas, concluida esta se procede con el minado de la otra ala, para luego proseguir con la misma secuencia de minado.

Condiciones de diseño, se puede aplicar en yacimientos:

1. Con buzamiento pronunciados.
2. En cualquier depósito y terreno.
3. Con cajas medianamente competente.
4. Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
5. El mineral debe tener buena ley.
6. Disponibilidad del material de relleno.

a) Perforación

Son usados dos sistemas diferentes de perforación, siendo el minado más común la perforación vertical o inclinada (depende de las condiciones de estabilidad de la corona) hacia el techo y otra es la perforación horizontal (cuando el terreno es muy inestable). El

inconveniente en la perforación vertical es que la altura del tajeo se va incrementando en promedio a 4.5 m. cuando el mineral es extraído.

La voladura crea un techo y es escabroso y dificulta el control del techo y es potencialmente peligroso para el operador minero.

La perforación se realiza con Jack Leg, en labores horizontales y con stoper en labores inclinadas o verticales.

b) Voladura

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral, así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros, que son deducidos en base a experiencias de los supervisores a algunos temas existentes de nuestro medio.

Como explosivo se viene usando dinamitas, emulsiones, pentacord, etc. Como accesorios de voladura son utilizados: exel, fanel, mininel, mecha Lenta, cordón detonante, etc.

c) Rastrillaje

En el rastrillaje los winches usados son hasta 15 HP dependiendo del volumen de mineral. Los equipos de 3 tamboras son usados en tajeos de gran dimensión. Para potencias de 2 a 6 m. se utilizan winches de 2 tamboras.

La geometría de los tajeos limita el uso para rastrillaje, pero, éste sobre relleno no satisface su uso ya que hay que tener bastante cuidado de no diluir el mineral.

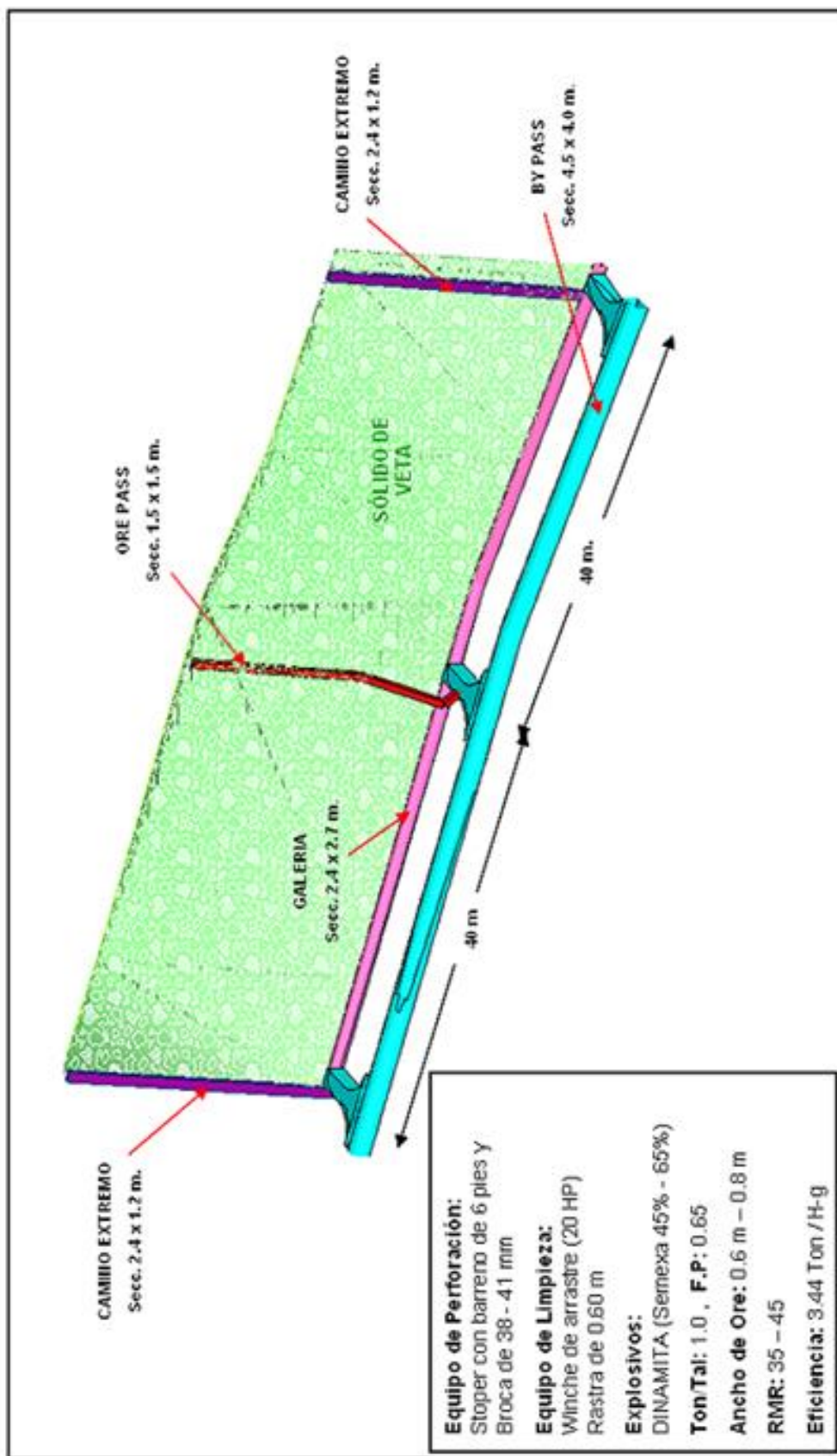
Los minerales aprovechan la gravedad y resbalan. Por consecuencia de la pendiente dada al tajeo hasta el echadero, este método es muy simple y bastante empleada en minas pequeñas.

El relleno que se comporta como un soporte, es una necesidad en los tajeos explotados o vacíos, el uso se ha generalizado en todo el mundo.

El objetivo es que no afecte a otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos y más aún para buscar seguridad en la explotación, a medida que va profundizándose las labores, las presiones son mayores.

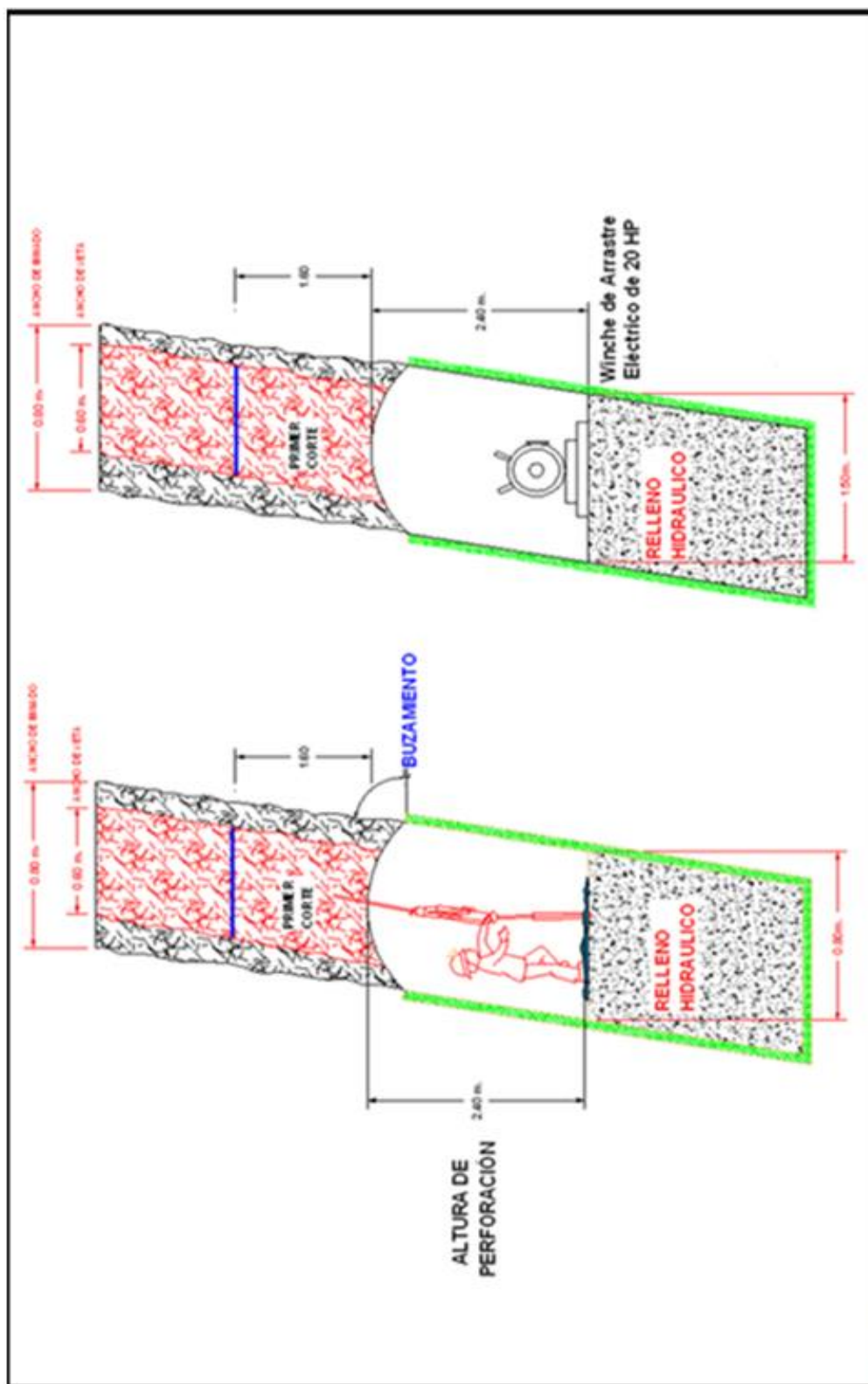
Las características del método de minado de corte y relleno ascendente convencional se pueden apreciar en la Fig. 3.9; así también el estándar del diseño de minado de corte y relleno ascendente convencional se puede apreciar en la Fig. 3.10.

Fig. 3.9. Método de minado de corte relleno ascendente convencional



FUENTE: Area de operaciones -Arcata

Fig. 3.10. Estándar del diseño de minado corte y relleno ascendente convencional



FUENTE: Area de operaciones –Arcata

3) Método de minado corte y relleno ascendente mecanizado

Difiere en el convencional en que se prepara un echadero, Ore Pass en la parte central en el lado de la caja piso, dejando un puente de por lo menos 3.0 m., esto es importante ya que debido al continuo golpe de la carga echada en los costados puede debilitar el puente dejado y este colapsar dejando escapar todo el relleno, retrasando la operación.

Estos echaderos han sido diseñados de tal manera que llegan hasta la rampa Mariana (a su paso por los diferentes niveles sirven también de echaderos de mineral de las labores convencionales que no cuentan con echadero principal dentro del tajo), lugar en que se han instalado tolvas hidráulicas para descargar el mineral acumulado hacia volquetes de 25 TM, los cuales evacuan el mineral hacia las canchas de acumulación respectiva.

Otra diferencia es que en esta variante se tiene que realizar una cámara de volteo para el equipo de limpieza, que debe considerar el radio de giro del equipo y las dimensiones de este para evitar golpear los hastiales además debe estar ubicado cerca al echadero de mineral.

La principal diferencia radica en la forma de limpiar el mineral luego del corte, mientras en el convencional hacen uso de winches de arrastre, en esta variante se utilizan Scoop eléctricos de capacidad variable de acuerdo a la dimensión del tajeo que van desde 0.75 – 3.5 yd³ de capacidad del lampón.

El transporte en el tajeo del método de corte y relleno es una de las operaciones unitarias más importantes. La forma del tajeo condiciona la limpieza que de hecho conforma dos operaciones, acarreo y transporte. En general las distancias son de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo de acarreo y transporte.

Ventajas:

- La ventilación es considerablemente más efectiva. Pero debe tenerse cuidado de no tapar las chimeneas de relleno con carga.
- Se necesitan menos buzones de descarga.
- Se extrae todo el mineral roto.
- Ofrece mayor rapidez de minado, cumpliendo mayor tonelaje de producción.

Desventajas:

- No es posible realizar una clasificación del mineral en las explotaciones.
- Es difícil la realización de trabajos de investigación en las explotaciones.
- El mineral se diluye a veces considerablemente.
- Debe alternarse el arranque del mineral con el relleno del hueco abierto por la explotación.
- El trabajo en el tajeo es riesgoso, pero esto se controla realizando el relleno correspondiente apenas se haya concluido con la limpieza de mineral hasta 2.4 m. si se va a perforar con barreno de 6'.
- Se pierden los materiales finos por el descaje y la voladura del mineral, para contrarrestar se debe rellenar con material hidráulico el piso y evitar pérdidas de mineral fino.

Las condiciones que imponen para la aplicación de este método es básicamente las condiciones geomecánicas el que determina la resistencia de las rocas encajonante y de la estructura misma además se debe tener en cuenta el yacimiento, Potencia de la veta y geometría del mismo. Este método es flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares la explotación es lenta por el mismo hecho que este método se aplica en zonas donde las rocas encajonates son malos.

La perforación en Tajos Mecanizados se realiza con Barrenos Integrales de 4 y 6 pies de longitud, en forma vertical. Se acumulan taladros de 100 a 120 en toda la ala del Tajeo para luego cargar y disparar.

Como se mencionó anteriormente se utilizan perforadoras Jack Leg (Toyo - Seco) con un consumo de 65 PSI de presión de aire, con barrenos integrales de 2, 4, y 6 pies, utilizan a su vez aceite Rock Drill 100 efectuándose una perforación efectiva promedio de 1.65 m de longitud.

El número de taladros requeridos en voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, de la fragmentación que se quiere obtener, del diámetro de los taladros y del explosivo a utilizar. El número de taladros requerido para voladura en este tipo de labores se puede calcular mediante la siguiente fórmula empírica que da resultados muy aproximados:

$$\text{Número de taladros} = \frac{P}{E} + K \times S$$

$$P = 4 \times \sqrt{S}$$

Dónde:

- P = Perímetro de la sección (m.)
E = Espaciamiento (m.)
K = Coeficiente de roca.
S = Sección de la labor (m²).

El coeficiente K y el espaciamiento para los diferentes tipos de roca se muestra está dado de la siguiente manera:

Roca dura: k = 0.5 – 0.55

Roca Media: k = 0.6 – 0.65

Roca blanda: k = 0.7 -0.75

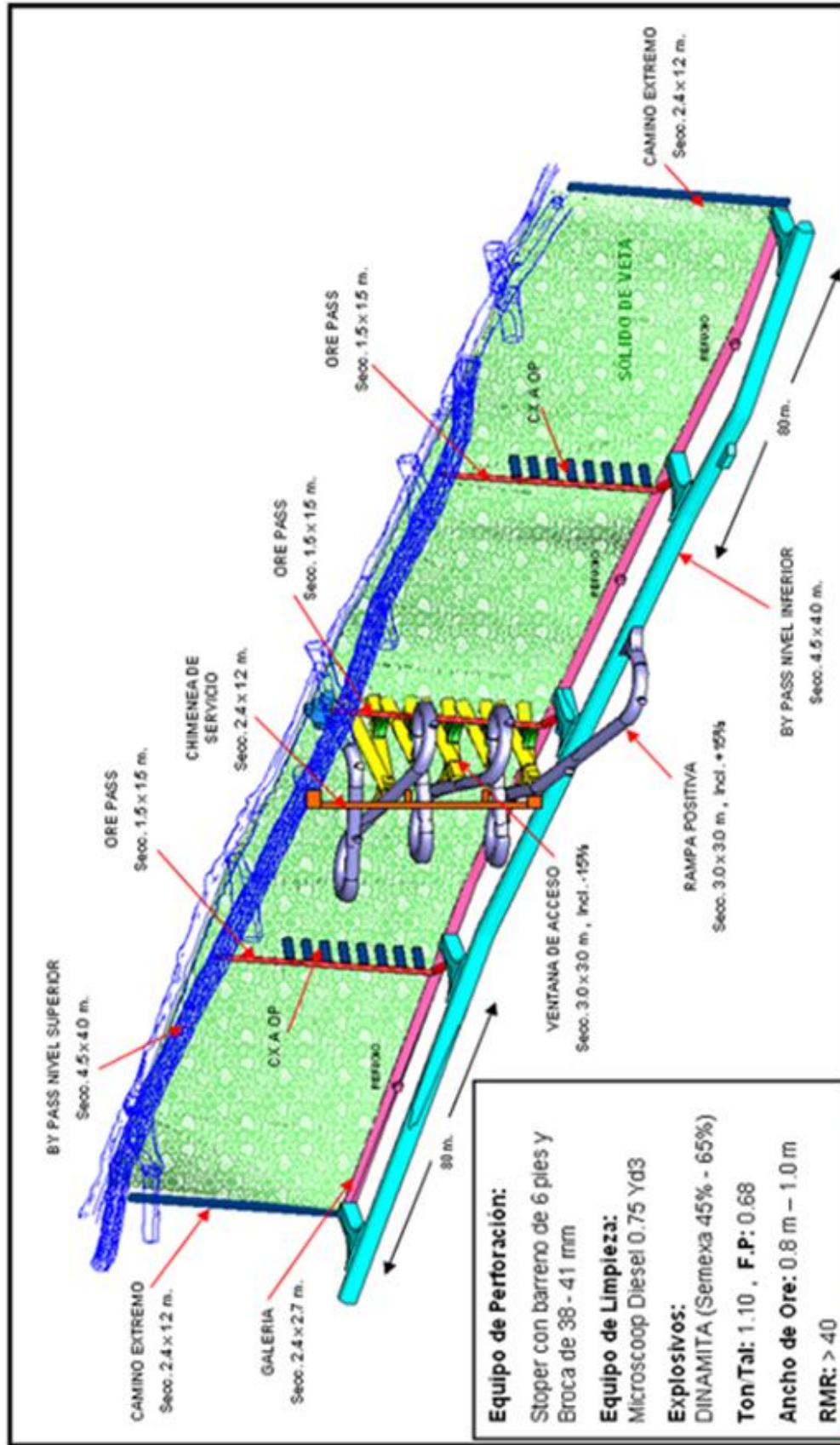
El propósito de una voladura es convertir una gran masa de roca en varios tamaños más pequeños. Para llevar a cabo este proceso, un factor importante a considerar es la fragmentación de la roca. En la fragmentación de una roca se debe de considerar las siguientes variables:

- Del explosivo, (densidad, velocidad de detonación., presión de detonación, volumen de gas y energía disponible).

- De la roca, (densidad, dureza, tenacidad, frecuencia sísmica, resistencia a la compresión y a la tensión, etc.).
- De la carga y geometría de disparo, (diámetro y distribución de los taladros, longitud de carga, colocación de tacos, acoplamiento, tipo de iniciación y punto de iniciación).

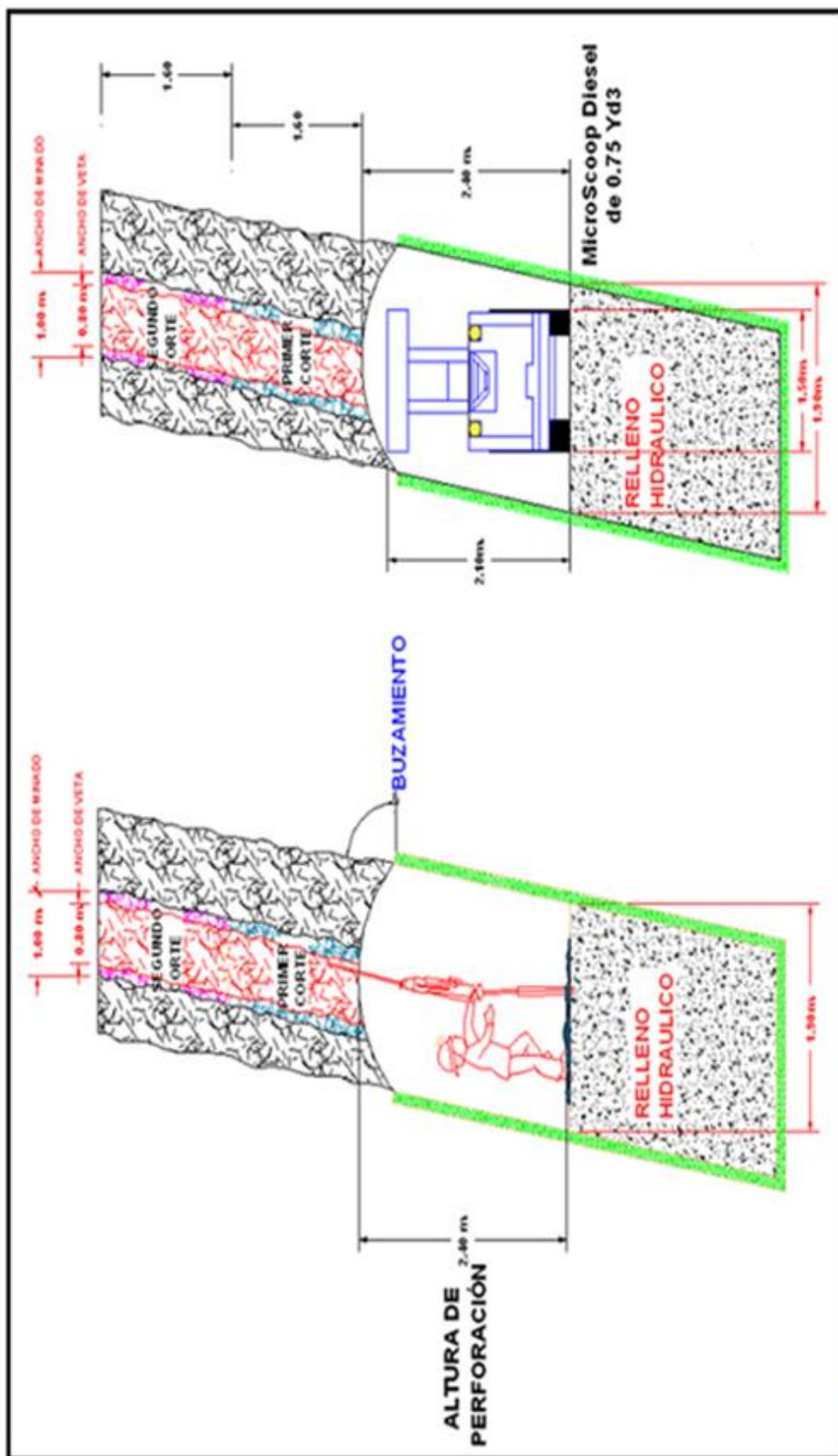
Las características del método de minado de corte y relleno ascendente mecanizado se pueden apreciar en la Fig. 3.11; así también el estándar del diseño de minado de corte y relleno ascendente mecanizado se puede apreciar en la Fig. 3.12.

Fig. 3.11. Método de minado corte y relleno ascendente mecanizado



FUENTE: Area de operaciones – Arcata

Fig. 3.12. Estándar del diseño de minado corte y relleno ascendente mecanizado



FUENTE: Área de operaciones – Arcata

3.3.13. Equipos de transporte en la Unidad Operativa de Arcata

Para poder elegir los equipos requeridos que permitan realizar el transporte del material es necesario considerar los siguientes aspectos:

- Producción diaria del material a mover (TM): El cual deberá estar íntegramente relacionado con la capacidad de las unidades que realicen el carguío y transporte de mineral y desmonte.
- Diseño de explotación: Permitirá elegir los equipos óptimos para poder cumplir con los objetivos de la empresa.

Considerando todos estos factores se puede indicar que los equipos diseñados para realizar el carguío, transporte y descarga de material por el sistema trackless son: los scooptrams, volquetes etc.

3.3.13.1. Volquetes

Son equipos para transportar materiales. Se encuentran equipados por una cama abierta de operación hidráulica, cuya parte frontal puede ser elevada para efectuar el proceso de descarga. Para la evaluación y el análisis se ha tomado como muestra a un volquete que dentro de la flota presenta condiciones promedio en cuanto al tiempo de uso, índices claves de rendimiento, etc.

1) Características de diseño

Las principales características técnicas de los volquetes Volvo FMX 440 son las siguientes:

a) Motor

Constituido por un motor de combustión interna el cual obtiene la energía mecánica directamente de la energía química producida por un combustible que arde en la cámara de combustión.

El motor diesel de los volquetes volvo FMX 440 estará regido por cuatro tiempos:

- Admisión
- Compresión
- Carrera de fuerza
- Escape

A continuación se describen las especificaciones técnicas del motor:

- Modelo : D13K460
- Tipo : 6 Cilindros en línea con turbo e intercooler
- Potencia :(460Cv @ 1800 r.p.m.)
- Par Motor : 2100 Nm @ 1800 r.p.m.
- Cilindrada total: 12.8 cc.

El modelo del motor se distingue en la Fig. 3.13, a continuación:

Fig. 3.13. Motor de combustión interna volvo FMX 440

FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

b) Transmisión

Constituido por un sistema Telligent EPS II en donde el conductor puede acoplar las marchas de una manera cómoda, sin esfuerzo, lo que repercute en su estado físico.

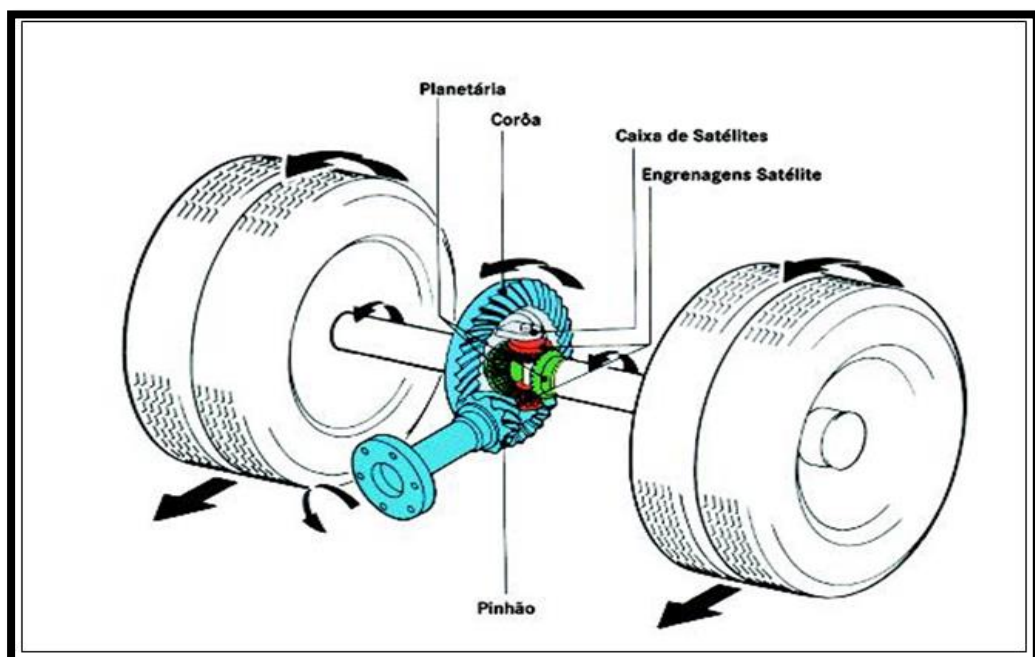
A continuación se describen los componentes del sistema de transmisión:

- **Embrague:** cuyas funciones son:
 - Permite realizar arranques suaves.
 - Transmite el par motor durante la marcha.
 - Interrumpe el flujo de fuerza entre el motor y la caja.
- **Caja de cambios:** que permite realizar:

- Desmultiplicaciones variables según las condiciones de marcha.
- Invertir el sentido de giro (marcha atrás).
- Hacer posible el punto muerto.
- Hacer posible la instalación de toma de fuerza.
- **Ejes Traseros:** cuyas funciones son:
 - Soporta el peso del vehículo
 - Aumenta en torque (fuerza) hacia las ruedas
 - Transfiere el movimiento en ángulo
 - Consigue las velocidades diferentes entre las ruedas.

Los componentes de los ejes traseros del volquete volvo FMX 440, se aprecian en la Fig. 3.14:

Fig. 3.14. Componentes de los ejes traseros del volquete volvo FMX 440



FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

c) Suspensión

- Delantera: Con Muelles parabólicos con 4 hojas de 9000 Kg. de

capacidad.

- Trasera: Con muelles parabólicos de 18000 Kg. Por eje (36000 Kg.

En total). La suspensión se distingue en la Fig. 3.15:

Fig. 3.15. Suspensión reforzada de 18000 kg por eje del volquete volvo FMX 440



FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

d) Cabina

Están adaptadas exclusivamente para trabajos en interior mina adquiriendo la facilidad de poder circular en las rampas de sección 4.50 x 4.00 m (ver Fig. 3.16), permitiendo un grado máximo de seguridad pasiva en todas las variantes de la vía.

Fig. 3.16. Cabina del volquete volvo FMX 440

FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

e) Frenos

Permite la detención del equipo. El freno de servicio es el sistema de freno accionado por el pedal localizado en el flanco del acelerador. El accionamiento puede ser hidroneumático o neumático, pero siempre dividido en dos circuitos independientes, siendo uno para el eje delantero y otro para el(los) eje(s) trasero(s). Otras maneras de frenar el vehículo son por medio de reducciones de marchas, frenomotor, top brake y retardador.

f) Neumáticos

La seguridad y el desempeño del vehículo dependen considerablemente del estado de los neumáticos, razón por la cual los

mismos se deben inspeccionar diariamente. Los volquetes volvo FMX 440 cuentan con 10 neumáticos (3 ejes) los cuales están constituidos por un sistema de 6 puntos de apoyo y cuatro de tracción (6 x 4).

Presión de los neumáticos: Es la presión de inflado ejercida por el aire al interior del neumático, estos deberán estar calibrados adecuadamente siendo comprobados una vez a la semana cuando estos estén fríos. La presión de inflado de los neumáticos delanteros y posteriores serán los siguientes:

- Presión de inflado de neumáticos delanteros: 75 psi
- Presión de inflado de neumáticos posteriores: 85 psi

Si la presión de inflado de los neumáticos se encuentran por debajo de la presión recomendada para la carga a ser transportada genera: aumento del consumo de combustible, desgaste rápido e irregular, además del calentamiento excesivo que provocará el deterioro del cuerpo del neumático.

Por el contrario la operación con los neumáticos por encima de la presión recomendada provoca desgaste rápido e irregular y enflaquece el encordado del neumático, reduciendo su capacidad de absorción de choques de la carretera. También aumenta el peligro de cortes, protuberancias y agujeros, y puede sobreforzar los anillos, provocando su falla.

g) Tolva

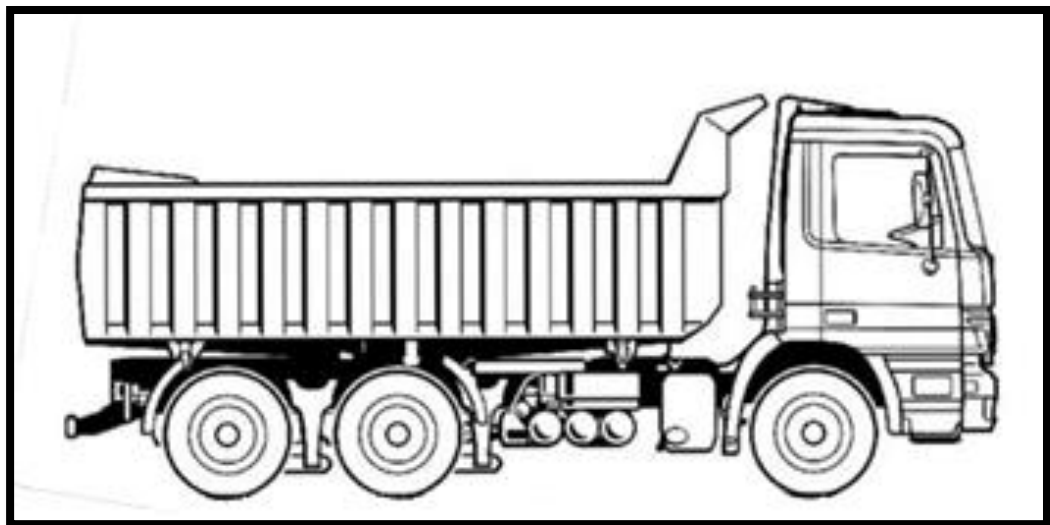
Fabricado con un acero de alto límite elástico y constituido por vigas reforzadas en las zonas laterales que permiten soportar altas

presiones.

Según el fabricante se menciona la identificación que posee los volquetes con respecto a la capacidad máxima de carga y potencia del motor.

El diseño de las tolvas al igual que las cabinas de los volquetes ha sido modificado exclusivamente para el transporte de material en minería subterránea. Por ende la capacidad de la tolva ha sido adaptada para que la unidad pueda ingresar adecuadamente por las rampas y las ventanas de extracción. La capacidad nominal de la tolva es de 25 TM (12 m^3). El diseño de la tolva se aprecia en la Fig. 3.17, y sus dimensiones en el Cuadro 3.2.

Fig. 3.17. Tolva del volquete volvo FMX 440



FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

Cuadro 3.2. Dimensión de la tolva del volquete volvo FMX 440

DIMENSIÓN DE LA TOLVA DEL VOLQUETE VOLVO FMX 440			
Dimensión de la tolva			Capacidad (TM)
Ancho (m)	Largo (m)	Altura (m)	
2.20	5.00	1.10	25.0

FUENTE: Catálogo de volquetes FMX 440

3.3.13.2. Compatibilidad entre los volquetes y el equipo de carguío

Con el objetivo de desarrollar eficazmente el ciclo de carguío, deberá existir un equilibrio entre los equipos que realicen el carguío (scoops) y los que realicen el transporte (volquetes). Por lo que esto dependerá exclusivamente del número de pases para llenar un volquete.

Teóricamente se considera que el número de pases del material a cargar sobre la tolva de las unidades deberá oscilar entre 3 a 6 pases. Esta relación de acoplamiento queda justificada por:

- El tamaño de la tolva no sea demasiado reducido con respecto al del scoop, resultando así menores derrames e intensidad de los impactos sobre la unidad de transporte.
- El tiempo de carga no sea demasiado pequeño, para no generar así saturación de volquetes en la rampa provocando dificultades en la transitabilidad de las unidades hacia la superficie.

Considerando todos estos detalles, se determinó el uso de un scoop diesel para el carguío modelo HSC 063 marca SANDVICK de 4,5 yd³ de capacidad nominal, el cual realiza el carguío de mineral

y desmote en todas las estaciones de carguío de interior mina (ver Fig. 3.18)

Fig. 3.18. Carguío de scoop HSC 063



FUENTE: Área de operaciones -Arcata

3.3.14. Descripción de la zona de trabajo

El área de trabajo del presente estudio involucra toda la ruta de transporte de material desde interior mina hacia superficie, estaciones de carguío de mineral, desmote u otros ubicadas en cada rampa, así como todas las ventanas de extracción donde se ubican las tolvas neumáticas por donde se extrae el material a transportar hacia las estaciones de descargue del material en superficie.

3.3.14.1. Condiciones operativas reales para el carguío

En Arcata el carguío y acarreo de mineral de los tajeos hacia los volquetes se realiza de 2 formas:

1) Extracción mediante ore pass

Son chimeneas revestidas con segmentos metálicos circulares y una tolva neumática ubicadas en las ventanas de extracción. El proceso se inicia cuando el mineral es acarreado desde el tajo por medio de scoops eléctricos cautivos de 0.5 a 1.5 yd³ de capacidad hacia las ventanas donde se ubican los volquetes. El problema por este método radica en lo dilatado que se realiza el carguío incrementando así las demoras operativas a un volquete, existe también el problema del campaneo de las tolvas debido a lo gredoso y arcilloso del material llegando a tener tiempos muertos considerables.

A continuación, en el Cuadro 3.3 se detalla la distancia y ubicación de los ore pass operativos:

Cuadro 3.3. Distancia de los ore pass operativos respecto a la bocamina

DISTANCIAS DE LOS ORE PASS OPERATIVOS - BOCAMINA					
ZONA	RUTA	VENTANA DE EXTRACCIÓN	ORE PASS	DISTANCIA (KM)	TARIFA (U\$/TM)
ZONA I – A	RAMPA MARIANA + BP 6149 + BP 6488	VE-5022	OP-950	3.40	3.92
		VE-6122	OP-970	3.60	3.92
		VE-6322	OP-980	3.90	4.06
		VE-5231	OP-5304	3.20	3.84
		VE-5103	OP-4904	3.50	3.84
		VE-5027	OP-0707	4.30	3.83
ZONA I – B	RAMPA MARIANA + BP 6149 + CX 6488	VE-4263	OP-0210	4.20	3.68
		VE-4364	OP-4030	5.40	4.05
		VE-4461	OP-5030	5.70	4.05
		VE-5171	OP-6030	5.90	4.05
		VE-5231	OP-4164	5.80	4.12
		VE-4644	OP-4364	5.50	4.05
ZONA II	RAMPA MARION + BP 4465	VE- 3481	OP-4726	4.70	3.79
		VE-3233	OP-4826	4.90	3.85
		VE-3181	OP-4926	5.10	3.79
		VE-3061	OP-4458	5.40	3.89
		VE-1025	OP-4031	6.50	4.17
		VE-3251	OP-5031	6.30	4.05

FUENTE: Área de operaciones –Arcata

2) Extracción mediante transferencia scoop – volquete

Mediante puntos de carguío donde se realiza la transferencia entre el scooptram de 4.5 yd³ y los volquetes de 25 TM de capacidad.

A continuación en el Cuadro 3.4 se detalla todas las estaciones de carguío ubicados en interior mina:

Cuadro 3.4. Distancia de las estaciones respecto a la bocamina

DISTANCIAS DE LAS ESTACIONES DE CARGUÍO - BOCAMINA					
ZONA	RUTA	ESTACIÓN DE CARGUÍO	ORIGEN	DISTANCIA (KM)	TARIFA (U\$/TM)
ZONA I – A	RAMPA MARIANA+ BP 6149 + BP 6488	EC – 01	TJ - 971	5.45	4.06
		EC – 02	TJ - 4830	5.2	3.85
		EC – 03	TJ – 4804	6.3	4.05
ZONA I – B	RAMPA MARIANA + BP 6149 + CX 6488	EC – 04	TJ – 4805	6.3	4.05
		EC – 05	TJ – 3110	5.4	3.89
ZONA II	RAMPA MARION + BP 4465	EC – 06	TJ – 3111	5.4	3.89
		EC – 07	TJ – 2461	2.11	3.41
		EC – 08	TJ – 2462	2.1	3.4

FUENTE: Área de operaciones -Arcata

3.3.15. Condiciones operativas reales para el transporte

La ruta de transporte de material desde interior mina hacia superficie está constituida por rampas de acuerdo a las siguientes características:

Interior mina:

- La rampa es de tipo Elíptica (R1NE hasta R5NE).
- La rampa posee una gradiente de 12%.
- La cortada Mariana es horizontal.

- Radio de curvatura promedio de 12 m.
- Se presenta condiciones de las vías favorables.
- La rampa poseen una sección de 4,50 m. x 4,0 m.

Superficie:

- La distancia desde bocamina hasta tolva de finos es de 1,55 Km.
- La distancia desde bocamina hasta la desmontera es de 1,3 Km.

3.3.16. Ciclo total de acarreo y transporte

El tiempo es un factor fundamental para poder determinar la producción real, máxima y óptima de los volquetes, es por ello que es necesario realizar un análisis detallado de todos los parámetros que intervendrán en el cálculo del ciclo de acarreo de los volquetes Volvo FMX 440.

Dentro de los cuales será necesario que se ejecute 4 funciones básicas:

CARGUIO – ACARREO – DESCARGA – RETORNO

Cada uno de estos componentes es responsable de cierto porcentaje del ciclo total de acarreo.

El tiempo del ciclo total de carguío determinará el número de viajes por hora (viajes/hora) y es evidente que la empresa que esté a cargo tendrá como objetivo realizar el mayor número de viajes por hora como le sea posible.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Análisis e interpretación de resultados

4.1.1. Análisis de tiempos de carguío

Fue necesario realizar el control de tiempos en el proceso de carguío al volquete ya que este factor influye en el cálculo del total del ciclo del transporte que será un indicador clave para la determinación de la producción horaria y total, así como el dimensionamiento de la flota de transporte óptima que permita el cumplimiento del plan de minado.

Como se mencionó anteriormente existen dos maneras de realizar el carguío hacia los volquetes: mediante ores pass y mediante la transferencia scoop – volquete.

4.1.1.1. Tiempo de carguío mediante ore pass - volquete

Se inicia desde que el volquete se estaciona debajo de la tolva neumática, para que el scoop eléctrico inicie con el llenado del

volquete, a continuación se detalla los tiempos de carguío de los OP's operativos que generan el mayor tiempo de demora operativa en interior mina de los 3 meses de investigación

El tiempo promedio de carguío del volquete IESA 20, en el OP 950 VE - 5022 es 126 minutos, respecto a los tres meses de investigación; el promedio semanal se obtuvo mediante la sumatoria de los tiempos de los viajes dividido entre el número de estos, es decir, entre 10 viajes (Cuadro 4.1).

Cuadro 4.1. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 950 VE-5022

IESA – 20	TIEMPO DE CARGUÍO EN EL OP 950											
	NUMERO DE VIAJES										PROMEDIO (horas)	PROMEDIO (minutos)
SEMANA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Sem – 01	2:13	1:50	2:45	2:22	2:48	2:05	2:30	2:10	2:05	2:10	2:17	137
Sem – 02	2:15	1:04	2:35	1:35	2:55	2:22	2:40	2:18	1:03	2:05	2:05	125
Sem – 03	1:50	1:34	2:02	2:23	2:45	2:12	2:30	3:05	1:30	2:43	2:15	135
Sem – 04	2:00	2:06	2:05	2:00	1:50	2:02	2:10	1:50	2:25	2:35	2:06	126
Sem – 05	1:50	2:15	2:00	2:07	2:15	1:50	2:00	2:00	2:00	2:00	2:01	121
Sem – 06	1:44	1:34	2:17	2:25	2:00	2:31	1:50	1:56	1:50	2:21	2:02	122
Sem – 07	2:00	1:50	2:00	2:55	2:00	2:50	2:00	2:40	2:04	2:14	2:15	135
Sem – 08	2:11	2:12	2:55	2:47	1:50	1:40	1:50	1:35	2:36	1:28	2:06	126
Sem – 09	2:00	2:00	2:03	2:32	2:00	2:12	1:49	1:32	1:30	2:01	1:57	117
Sem – 10	2:15	2:04	2:15	1:35	2:05	2:22	2:40	2:03	1:03	2:05	2:02	122
Sem – 11	2:43	2:06	2:27	2:00	1:50	2:02	1:10	1:50	3:25	2:35	2:12	132
Sem – 12	1:49	1:50	1:30	2:10	1:35	1:50	2:01	2:20	2:00	1:50	1:53	113
Tiempo promedio de Carguío											2:06	126

FUENTE: Datos de la investigación

El tiempo promedio de carguío del volquete IESA 20, en el OP 4030 VE - 4364 es 151.3 minutos, respecto a los tres meses de investigación; el promedio semanal se obtuvo mediante la sumatoria de los tiempos de los viajes dividido entre el número de estos, es decir, entre 10 viajes (Ver Cuadro 4.2)

Cuadro 4.2. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 4030 VE-4364

IESA - 20	TIEMPO DE CARGUÍO EN EL OP 4030											PROMEDIO (horas)	PROMEDIO (minutos)
	NUMERO DE VIAJES												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10			
Sem - 01	2:55	2:50	2:45	2:22	2:38	2:57	2:30	3:10	3:23	3:01	2:51	171	
Sem - 02	2:43	2:06	2:17	2:43	2:51	2:02	1:40	1:50	3:25	2:35	2:25	145	
Sem - 03	2:50	1:44	3:32	2:54	2:45	2:12	3:10	3:24	3:30	3:43	2:58	178	
Sem - 04	2:58	2:06	2:05	2:46	2:50	2:02	2:10	1:50	2:25	2:35	2:22	142	
Sem - 05	1:50	2:15	2:19	2:07	2:15	3:57	2:00	2:45	2:51	2:02	2:26	146	
Sem - 06	1:44	1:34	2:17	2:25	3:00	2:31	1:50	2:56	1:50	2:21	2:14	134	
Sem - 07	2:56	1:53	2:00	2:55	2:15	2:50	2:00	2:40	2:04	2:14	2:22	142	
Sem - 08	2:11	2:12	2:55	2:47	1:50	2:40	1:50	1:35	2:36	1:28	2:12	132	
Sem - 09	2:42	2:55	2:03	2:32	2:25	3:12	2:49	3:32	3:30	2:01	2:46	166	
Sem - 10	2:15	2:44	2:15	1:35	2:05	2:13	2:40	2:33	3:03	2:26	2:22	142	
Sem - 11	2:43	2:06	2:43	4:00	2:50	2:42	2:15	2:32	1:34	3:15	2:40	160	
Sem - 12	3:11	2:54	2:14	3:17	1:35	2:31	2:33	3:02	2:36	2:29	2:38	158	
Tiempo promedio de Carguío											2:31	151.3	

FUENTE: Datos de la investigación

El tiempo promedio de carguío del volquete IESA 20, en el OP 5031 VE - 3251 es 170.5 minutos, respecto a los tres meses de investigación; el promedio semanal se obtuvo mediante la sumatoria de los tiempos de los viajes dividido entre el número de estos, es decir, entre 10 viajes (Ver Cuadro 4.3)

Cuadro 4.3. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 5031 VE-3251

IESA - 20	TIEMPO DE CARGUÍO EN EL OP 5031											
	NUMERO DE VIAJES										PROMEDIO (horas)	PROMEDIO (minutos)
SEMANA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Sem - 01	4:12	4:09	1:34	2:41	2:48	3:36	3:37	3:45	2:05	3:24	3:11	191
Sem - 02	2:55	2:56	3:15	3:58	3:11	3:23	2:57	3:44	5:03	4:01	3:32	212
Sem - 03	3:55	4:43	2:46	3:33	3:12	2:52	3:30	3:00	3:10	3:54	3:26	206
Sem - 04	2:31	3:16	2:42	2:38	3:21	3:22	2:10	3:15	2:24	1:15	2:41	161
Sem - 05	2:45	2:15	2:23	2:07	3:37	2:50	2:46	2:55	3:51	2:33	2:48	168
Sem - 06	2:56	2:57	3:46	3:55	2:00	2:31	3:50	1:56	3:02	3:01	2:59	179
Sem - 07	2:31	3:12	3:33	2:55	2:00	2:46	2:44	2:40	2:04	2:09	2:39	159
Sem - 08	3:56	2:12	2:55	3:02	2:51	2:40	2:33	3:25	3:12	3:02	2:58	178
Sem - 09	3:23	2:13	2:03	2:32	2:00	2:12	1:49	1:32	1:30	3:23	2:15	135
Sem - 10	2:15	2:04	2:15	1:35	3:16	2:22	2:40	3:03	2:46	2:05	2:26	146
Sem - 11	2:54	2:30	2:27	2:00	1:50	2:02	1:10	1:50	3:25	2:35	2:16	136
Sem - 12	3:13	2:47	3:30	4:01	3:23	2:03	2:56	2:20	2:00	2:57	2:55	175
Tiempo promedio de Carguío											2:50	170.5

FUENTE: Datos de la investigación

El tiempo promedio de carguío del volquete IESA 20, en el OP 2260 VE – 2260 es 84.75 minutos, respecto a los tres meses de investigación; el promedio semanal se obtuvo mediante la sumatoria de los tiempos de los viajes dividido entre el número de estos, es decir, entre 10 viajes (Ver Cuadro 4.4)

Cuadro 4.4. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 2260 VE-2260

IESA - 20	TIEMPO DE CARGUÍO EN EL OP 2260											
	NUMERO DE VIAJES										PROMEDIO (horas)	PROMEDIO (minutos)
SEMANA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Sem – 01	1:35	1:10	1:02	2:10	1:50	1:34	1:30	1:03	1:30	1:34	1:29	89
Sem – 02	1:55	2:15	1:50	0:50	1:00	1:12	1:49	1:32	1:32	1:10	1:30	90
Sem – 03	0:47	1:50	1:31	1:50	0:56	1:22	1:07	1:03	1:50	1:15	1:21	81
Sem – 04	1:32	2:25	1:21	0:31	1:16	0:42	1:38	0:44	1:44	1:34	1:20	80
Sem – 05	1:10	1:10	1:16	1:28	1:15	2:23	1:17	1:05	1:00	1:50	1:23	83
Sem – 06	1:10	1:21	1:11	1:56	1:57	0:46	1:55	0:45	2:11	1:12	1:26	86
Sem – 07	1:30	1:21	0:41	2:31	1:12	1:33	3:55	1:00	1:03	1:00	1:34	94
Sem – 08	1:44	1:10	1:44	1:31	1:21	0:48	0:52	0:59	2:15	2:04	1:26	86
Sem – 09	1:10	1:03	1:44	2:01	1:21	1:10	1:41	1:03	1:43	1:06	1:24	84
Sem – 10	1:10	1:15	0:53	1:21	0:25	1:12	0:49	2:32	1:30	1:10	1:13	73
Sem – 11	1:00	1:44	1:30	1:44	1:03	1:10	1:42	0:48	0:32	1:44	1:17	77
Sem – 12	1:30	1:30	1:21	1:30	1:30	0:59	1:44	1:14	3:44	0:44	1:34	94
Tiempo promedio de Carguío											1:25	84.75

FUENTE: Datos de la investigación

El tiempo promedio de carguío del volquete IESA 20, en el OP 2362 VE – 2362 es 107.08 minutos, respecto a los tres meses de investigación (Ver Cuadro 4.5)

Cuadro 4.5. Tiempo de carguío (Tc) en el OP 2362 VE - 2362

IESA - 20	TIEMPO DE CARGUÍO EN EL OP 2362											PROMEDIO (horas)	PROMEDIO (minutos)
	NUMERO DE VIAJES												
SEMANA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10			
Sem – 01	1:00	1:50	1:45	2:04	2:48	2:15	1:31	2:00	1:58	2:10	1:56	116	
Sem – 02	1:15	1:04	2:35	1:35	1:23	2:08	1:16	1:18	1:03	1:05	1:28	88	
Sem – 03	1:50	1:34	2:02	1:33	1:45	2:02	1:30	1:05	1:30	1:24	1:37	97	
Sem – 04	1:34	1:36	1:05	1:10	1:10	0:55	2:10	1:50	1:25	2:35	1:33	93	
Sem – 05	1:50	1:55	1:20	2:07	2:15	1:50	1:47	2:20	1:45	1:32	1:52	112	
Sem – 06	1:44	1:34	2:17	1:45	2:00	2:31	1:50	1:56	1:50	2:21	1:58	118	
Sem – 07	2:00	1:50	2:00	2:55	2:00	2:50	2:00	2:40	2:04	2:14	2:15	135	
Sem – 08	2:11	1:12	1:55	2:17	1:50	1:40	1:50	1:35	2:36	1:28	1:51	111	
Sem – 09	2:00	1:30	2:03	2:46	1:50	2:02	1:10	1:50	1:30	2:01	1:52	112	
Sem – 10	2:15	2:04	2:15	1:07	2:15	1:57	1:00	1:45	1:03	2:05	1:46	106	
Sem – 11	1:23	1:06	1:27	2:00	1:50	0:52	2:10	1:50	1:25	2:35	1:39	99	
Sem – 12	1:19	1:50	1:30	2:10	1:35	1:50	1:01	2:20	1:00	1:50	1:38	98	
Tiempo promedio de Carguío											1:47	107.08	

FUENTE: Datos de la investigación

En resumen el tiempo de carguío mediante ore pass, se distingue en el Cuadro 4.6, a continuación. De lo cual se obtiene el promedio de tiempos de carguíos mediante ore pass, realizando la sumatoria de los tiempos promedios obtenidos por cada ore pass y dividiendo entre el número de estos, es decir, entre 5:

Cuadro 4.6. Resumen de los tiempos de carguío (Tc) mediante ore pass

Tiempo de Carguío (min)					
OP 950	OP 4030	OP 5031	OP 2260	OP2361	Promedio
126.0	151.3	170.5	84.75	107.08	127.92

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.1.2. Tiempo de carguío mediante scoop - volquete

Se inicia desde que el volquete se estaciona en las cámaras de carguío, para ello se cuenta con 1 scoop exclusivo para el carguío de 4,5 yds³ de capacidad con cortina, que empuja la carga hacia la tolva del volquete.

Para poder calcular el tiempo total de carguío que emplea el scoop en llenar un volquete, se deberá conocer el número de pases necesarios para completar a un volquete, entonces para poder llenar de mineral y/o desmonte a un volquete, el número de pases que hará el scoop estará dado por:

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{Q}{(C * f * e * P.e.)}$$

Para nuestro caso, los datos son los siguientes:

Q : 25 TM

C : 3.44 m³

P.e. : 2.17 TM/ m³

f : 0.95

e : 65 %

$$N^{\circ} \text{ de pases} = \frac{25}{(3.44 * 0.95 * 0.65 * 2.17)}$$

N° de pases = 5

Por lo que para poder llenar un volquete en su totalidad el scoop necesita de 5 ciclos en su totalidad.

A continuación se detalla los tiempos de carguío realizados por este método considerando los siguientes ítems:

1. El equipo de carguío es un scoop de 4.5 yd^3 .
2. El material a cargar es de buena fragmentación.
3. Durante el proceso de carguío se restringirá el tránsito de vehículos y peatones, mediante caballetes y vigías.
4. La velocidad de acarreo del scoop será de 10 km/h.
5. La vía de recorrido entre la estación de carguío y el volquete se encontrará en buenas condiciones

En el Cuadro 4.7 se muestra los tiempos de carguío detallados en la estación de carguío N° 1, se tomó datos durante 3 viajes del volquete, cada viaje contó con 5 pases de mineral (scoop – volquete), obteniendo tiempos promedios por cada viaje y finalmente se obtuvo el promedio general de los 3 viajes:

Cuadro 4.7. Tiempo de carguío en la estación N° 1 (TJ 0971)

TIEMPO DE CARGUÍO EN EST. – 01 (DISTANCIA DE 35 m)								
Viaje	Pases	Tiempo ida sin carga	Carga	Tiempo Vuelta con carga	Descarga	Tiempo Muerto	Tiempo total de ciclo	Tiempo / Unidad
1	1	0:00:36	0:00:37	0:00:54	0:00:18	0:00:00	0:02:25	0:13:45
	2	0:00:41	0:01:12	0:01:02	0:00:13	0:00:10	0:03:18	
	3	0:00:28	0:00:44	0:00:55	0:00:19	0:00:00	0:02:26	
	4	0:00:36	0:00:46	0:00:58	0:00:29	0:00:00	0:02:49	
	5	0:00:30	0:00:52	0:00:50	0:00:30	0:00:05	0:02:47	
2	6	0:00:44	0:00:56	0:00:53	0:00:23	0:00:00	0:02:56	0:15:26
	7	0:00:33	0:00:28	0:01:10	0:00:14	0:00:05	0:02:30	
	8	0:00:35	0:00:45	0:00:50	0:00:24	0:00:00	0:02:34	
	9	0:00:20	0:00:45	0:01:22	0:00:35	0:00:00	0:03:02	
	10	0:00:46	0:01:25	0:01:33	0:00:40	0:00:00	0:04:24	
3	11	0:00:52	0:00:33	0:01:12	0:00:25	0:00:17	0:03:19	0:15:06
	12	0:00:49	0:00:52	0:00:52	0:00:15	0:00:00	0:02:48	
	13	0:00:40	0:00:40	0:00:58	0:00:22	0:00:00	0:02:40	
	14	0:00:35	0:00:45	0:01:03	0:00:19	0:00:00	0:02:42	
	15	0:00:55	0:01:00	0:01:23	0:00:19	0:00:00	0:03:37	
Promedio		0:00:39	0:00:49	0:01:04	0:00:23	0:00:02	0:02:57	0:14:46
								0.24 Hrs

FUENTE: Datos de la investigación

En el Cuadro 4.8 se muestra los tiempos de carguío detallados en la estación de carguío N° 3, se tomó datos durante 3 viajes del volquete, cada viaje contó con 5 pases de mineral (scoop – volquete), obteniendo tiempos promedios por cada viaje y finalmente se obtuvo el promedio general de los 3 viajes:

Cuadro 4.8. Tiempo de carguío en la estación N° 3 (TJ 4804)

TIEMPO DE CARGUÍO EN EST. – 03 (DISTANCIA DE 45 m)								
Viaje	Pases	Tiempo ida sin carga	Carga	Tiempo Vuelta con carga	Descarga	Tiempo Muerto	Tiempo total de ciclo	Tiempo / Unidad
1	1	0:01:15	0:00:33	0:01:22	0:00:32	0:00:00	0:03:42	0:18:11
	2	0:01:03	0:00:42	0:01:26	0:00:44	0:00:10	0:04:05	
	3	0:00:50	0:00:31	0:01:23	0:00:19	0:00:14	0:03:17	
	4	0:01:04	0:00:40	0:01:28	0:00:29	0:00:00	0:03:41	
	5	0:01:09	0:00:30	0:01:12	0:00:30	0:00:05	0:03:26	
2	6	0:00:58	0:00:42	0:01:11	0:00:33	0:00:00	0:03:24	0:18:05
	7	0:00:55	0:00:33	0:01:10	0:00:34	0:00:15	0:03:27	
	8	0:01:01	0:00:35	0:00:56	0:00:35	0:00:00	0:03:07	
	9	0:00:55	0:00:45	0:01:22	0:00:35	0:00:20	0:03:57	
	10	0:00:57	0:01:00	0:01:33	0:00:40	0:00:00	0:04:10	
3	11	0:00:52	0:00:50	0:01:12	0:00:25	0:00:10	0:03:29	0:18:27
	12	0:00:46	0:00:42	0:01:22	0:00:25	0:00:00	0:03:15	
	13	0:00:57	0:00:38	0:01:30	0:00:22	0:00:00	0:03:27	
	14	0:01:35	0:00:54	0:01:03	0:00:25	0:00:00	0:03:57	
	15	0:01:30	0:01:10	0:01:00	0:00:39	0:00:00	0:04:19	
Promedio		0:01:03	0:00:43	0:01:17	0:00:31	0:00:05	0:03:39	0:18:14
								0.30 Hrs

FUENTE: Datos de la investigación

En el Cuadro 4.9 se muestra los tiempos de carguío detallados en la estación de carguío N° 6, se tomó datos durante 3 viajes del volquete, cada viaje contó con 5 pases de mineral (scoop – volquete), obteniendo tiempos promedios por cada viaje y finalmente se obtuvo el promedio general de los 3 viajes:

Cuadro 4.9. Tiempo de carguío en la estación N° 6 (TJ 3111)

TIEMPO DE CARGUÍO EN EST. – 06 (DISTANCIA DE 120 m)								
Viaje	Pases	Tiempo ida sin carga	Carga	Tiempo Vuelta con carga	Descarga	Tiempo Muerto	Tiempo total de ciclo	Tiempo / Unidad
1	1	0:02:06	0:00:30	0:02:58	0:00:37	0:00:00	0:06:11	0:29:02
	2	0:01:53	0:00:28	0:01:45	0:00:25	0:00:10	0:04:41	
	3	0:01:36	0:00:37	0:02:46	0:00:33	0:00:14	0:05:46	
	4	0:01:10	0:00:43	0:03:03	0:00:32	0:00:00	0:05:28	
	5	0:01:54	0:01:21	0:03:12	0:00:24	0:00:05	0:06:56	
2	6	0:02:22	0:00:53	0:02:45	0:00:35	0:00:00	0:06:35	0:29:17
	7	0:01:33	0:00:45	0:02:30	0:00:24	0:00:15	0:05:27	
	8	0:01:43	0:00:32	0:02:03	0:00:20	0:00:00	0:04:38	
	9	0:01:41	0:00:56	0:02:22	0:00:35	0:00:20	0:05:54	
	10	0:01:53	0:01:07	0:03:03	0:00:40	0:00:00	0:06:43	
3	11	0:02:23	0:00:52	0:03:12	0:00:25	0:00:10	0:07:02	0:29:44
	12	0:01:06	0:00:55	0:02:45	0:00:35	0:00:00	0:05:21	
	13	0:01:22	0:01:00	0:02:30	0:00:32	0:00:00	0:05:24	
	14	0:01:42	0:01:02	0:02:03	0:00:37	0:00:00	0:05:24	
	15	0:01:47	0:01:21	0:03:00	0:00:25	0:00:00	0:06:33	
Promedio		0:01:45	0:00:52	0:02:40	0:00:31	0:00:05	0:05:52	0:29:21
								0.49 Hrs

FUENTE: Datos de la investigación

En el Cuadro 4.10 se muestra los tiempos de carguío detallados en la estación de carguío N° 7, se tomó datos durante 3 viajes del volquete, cada viaje contó con 5 pases de mineral (scoop – volquete), obteniendo tiempos promedios por cada viaje y finalmente se obtuvo el promedio general de los 3 viajes:

Cuadro 4.10. Tiempo de carguío en la estación N° 7 (TJ 2461)

TIEMPO DE CARGUÍO EN EST. – 07 (DISTANCIA DE 60 m)								
Viaje	Pases	Tiempo ida sin carga	Carga	Tiempo Vuelta con carga	Descarga	Tiempo Muerto	Tiempo total de ciclo	Tiempo / Unidad
1	1	0:01:50	0:00:40	0:02:56	0:00:37	0:00:00	0:06:03	0:22:59
	2	0:01:59	0:00:38	0:02:24	0:00:34	0:00:10	0:05:45	
	3	0:00:50	0:00:42	0:01:21	0:00:51	0:00:00	0:03:44	
	4	0:00:54	0:00:33	0:01:10	0:00:34	0:00:15	0:03:26	
	5	0:01:01	0:00:35	0:01:50	0:00:35	0:00:00	0:04:01	
2	6	0:01:55	0:00:45	0:01:28	0:00:50	0:00:20	0:05:18	0:22:44
	7	0:01:22	0:01:00	0:01:31	0:00:44	0:00:00	0:04:37	
	8	0:01:10	0:00:50	0:01:20	0:00:54	0:00:10	0:04:24	
	9	0:01:23	0:00:42	0:01:45	0:00:25	0:00:00	0:04:15	
	10	0:01:03	0:00:44	0:01:44	0:00:39	0:00:00	0:04:10	
3	11	0:00:55	0:01:00	0:01:43	0:00:45	0:00:00	0:04:23	0:22:38
	12	0:01:30	0:00:50	0:01:18	0:00:33	0:00:05	0:04:16	
	13	0:01:22	0:00:42	0:01:38	0:00:56	0:00:00	0:04:38	
	14	0:01:05	0:00:44	0:01:19	0:01:00	0:00:00	0:04:08	
	15	0:01:12	0:00:21	0:02:23	0:01:17	0:00:00	0:05:13	
Promedio		0:01:18	0:00:43	0:01:43	0:00:45	0:00:04	0:04:33	0:22:47
								0.38 Hrs

FUENTE: Datos de la investigación

En resumen el tiempo promedio de carguío en las estaciones se aprecia en el Cuadro 4.11, realizando la sumatoria de tiempos de cada estación de carguío y dividiendo entre el número de estas, es decir, entre 4:

Cuadro 4.11. Resumen de los tiempos de carguío mediante estaciones de carguío

Tiempo promedio de Carguío (min)				
Est – 01	Est – 03	Est – 06	Est – 07	Promedio
14.76	18.23	29.35	22.8	21.28

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.2. Análisis de tiempos de acarreo desde interior mina – superficie.

El tiempo es un factor fundamental para poder determinar la producción real, máxima y optima de los volquetes, es por ello que es necesario realizar un análisis detallado de todos los parámetros que intervendrán en el cálculo del ciclo de acarreo de los volquetes volvo

FMX 440 desde interior mina hacia los puntos de descarga ubicados en superficie.

Estos parámetros que permiten determinar el ciclo de acarreo comprendido por el tiempo de acarreo de ida y el tiempo de acarreo de regreso son:

- Condiciones de la rampa de acarreo
- Desempeño de la velocidad de los volquetes.

4.1.2.1. Condiciones de la rampa

Las rampas de acceso por donde se realiza el acarreo del material hacia superficie se encuentran en buen estado contando además con un programa detallado en el mantenimiento de vías a cargo de CIA Arcata, minimizando así los factores que pudieran alterar en normal tránsito de los volquetes.

4.1.2.2. Desempeño de la velocidad de los volquetes

Para determinar el ciclo de acarreo de los volquetes es necesario determinar la velocidad que desempeña éstos en todos los tramos de la ruta, dependiendo este del estado y dirección en que realiza el recorrido es decir:

- El volquete saldrá cargado y recorrerá la rampa positiva (+12°).
- Se recorrerá el tramo horizontal a partir de bocamina hasta el punto de descarga (0°)
- El volquete ingresará a mina y recorrerá la rampa negativa hasta el punto de carguío (-12°)

En el análisis y el estudio en campo se observó que existe una sincronía uniforme entre todas las unidades de acarreo, de acuerdo a la secuencia de llegada lo que permite evitar colas y confrontación de unidades en una misma rampa, evitando así tiempos muertos, ya que cada unidad cuenta con una radio hand dy que le permite comunicarse anticipadamente al momento de ingresar y salir de interior mina.

Existe además un control exhaustivo en el monitoreo de la velocidad realizada por el departamento de seguridad, el cual está regulado de acuerdo al sistema de infracciones vehiculares (ver Anexo 01) Para ello es necesario indicar además el estándar de la velocidad establecido en superficie como en interior mina (Cuadro 4.12)

Cuadro 4.12. Estándar de velocidades de volquetes.

ESTANDAR DE VELOCIDAD		
RUTA DE RECORRIDO	LÍMITE DE VELOCIDAD (km/h)	
	Cargado	Vacío
Interior mina (12 %)	10	15
Superficie (0 %)	15	25

FUENTE: Área de operaciones - Arcata

Para poder determinar en el campo la velocidad ejecutada por el volquete de muestra de investigación se utilizó el tablero computacional de instrumentos del volquete volvo FMX 440 mediante el cual se puede controlar la velocidad.

A continuación se detalla las velocidades tomadas en los 20

puntos de monitoreo establecido en toda la rampa y los 20 puntos de monitoreo en superficie que se realizó al volquete IESA-20 teniendo en cuenta lo siguiente:

- Determinación de la velocidad en volquete cargado: se realizó el muestreo desde que el volquete sale del punto de carguío hasta bocamina, (gradiente positiva de 12%) y desde bocamina hasta el punto descargue. Los resultados se aprecian en el Cuadro 4.13:

Cuadro 4.13. Velocidad con volquete cargado en interior mina (+12%)

Desempeño de la velocidad en Rampa – Gradiente positiva de 12 %					
Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)
1	12.0	8	11.0	15	10.0
2	10.0	9	10.0	16	13.0
3	9.0	10	10.5	17	8.0
4	8.0	11	10.5	18	10.0
5	9.0	12	10.0	19	10.0
6	11.0	13	9.5	20	10.5
7	12.0	14	9.0		
Promedio					10.15

FUENTE: Datos de la Investigación

En el monitoreo de la velocidad realizada en interior mina con volquete cargado, se obtuvo una velocidad promedio de 10,15 km/h, realizando la sumatoria de las velocidades medidas en cada punto de control y dividiendo entre el numero estos, es decir 20.

Cuadro 4.14. Velocidad con volquete cargado en superficie

Desempeño de la velocidad con volquete cargado en Superficie (0%)					
Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)
1	14.0	8	15.0	15	16.5
2	13.0	9	14.5	16	15.5
3	14.0	10	14.0	17	15.0
4	14.5	11	13.5	18	15.0
5	15.0	12	14.0	19	15.5
6	14.5	13	15.5	20	14.5
7	17	14	16.0		
Promedio					14.83

FUENTE: Datos de la investigación

En el monitoreo de la velocidad realizada en superficie con volquete cargado (Cuadro 4.14), se obtuvo una velocidad promedio de 14,83 km/h, realizando la sumatoria de las velocidades medidas en cada punto de control y dividiendo entre el número de estos, es decir 20.

- Determinación de la velocidad en volquete vacío: se realizó el muestreo desde que el volquete sale del punto de descarga, al punto de retorno en interior mina.

Cuadro 4.15. Velocidad con volquete vacío en superficie

Desempeño de la velocidad con volquete vacío en superficie (0%)					
Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)
1	18.0	8	17.5	15	20.0
2	18.5	9	18.0	16	21.0
3	18.5	10	18.5	17	21.5
4	18.0	11	18.5	18	18.5
5	19.0	12	18.0	19	17.0
6	18.5	13	19.0	20	15.0
7	18.0	14	19.5		
Promedio					18.53.

FUENTE: Datos de la investigación

En el monitoreo de la velocidad realizada en superficie con volquete vacío (Cuadro 4.15), se obtuvo una velocidad promedio de 18.53 km/h, realizando la sumatoria de las velocidades medidas en cada punto de control y dividiendo entre el número de estos, es decir 20.

Cuadro 4.16. Velocidad con volquete vacío en interior mina (-12%)

Desempeño de la velocidad con volquete vacío (-12%)					
Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)	Punto de control	Velocidad (km/ h)
1	12.5	8	12.0	15	10.5
2	11.5	9	11.0	16	10.0
3	11.0	10	11.5	17	10.5
4	12.0	11	10.5	18	11.0
5	13.0	12	9.5	19	11.5
6	13.5	13	9.0	20	9.5
7	13.0	14	10.0		
Promedio					11.15

FUENTE: Datos de la investigación

En el monitoreo de la velocidad realizada en interior mina con volquete vacío (Cuadro 4.16), se obtuvo una velocidad promedio de 11.15 km/h, realizando la sumatoria de las velocidades medidas en cada punto de control y dividiendo entre el número de estos, es decir 20.

4.1.2.3. Cálculo del tiempo de acarreo

Realizado la descripción y evaluación de los parámetros que interviene en el tiempo de acarreo; se pudo determinar dicho valor de cada uno de los puntos de carguío considerando que:

$$\text{Tiempo de acarreo} = \text{Tiempo acarreo cargado} + \text{Tiempo de retorno vacío}$$

Con los datos que se determinaron como la distancia de cada punto de carguío y la velocidad se puede calcular el tiempo de acarreo mediante la fórmula:

$$Velocidad = \frac{Distancia}{Tiempo}$$

Considerando las formulas descritas se obtuvo los tiempos de acarreo por cada ore pass, descrita en el Cuadro 4.17:

Cuadro 4.17. Tiempo de acarreo con volquete cargado desde cada OP

TIEMPO DE ACARREO CON VOLQUETE CARGADO DESDE CADA ORE PASS (+12%)					
VOLQUETE CARGADO		Distancia	Velocidad (km/h)	Tiempo de acarreo	
Zonas	Ore pass			(Horas)	(Minutos)
Zona I - A	OP - 950	3.4	10.15	0.33	20.10
	OP - 970	3.6	10.15	0.35	21.28
	OP - 980	3.9	10.15	0.38	23.05
	OP - 5304	3.2	10.15	0.32	18.92
	OP - 4904	3.5	10.15	0.34	20.69
	OP - 0707	4.3	10.15	0.42	25.42
Zona I - B	OP - 0210	4.2	10.15	0.41	24.83
	OP - 4030	5.4	10.15	0.53	31.92
	OP - 5030	5.7	10.15	0.56	33.69
	OP - 6030	5.9	10.15	0.58	34.88
	OP - 4164	5.8	10.15	0.57	34.29
	OP - 4364	5.5	10.15	0.54	32.51
Zona II	OP - 4526	4.7	10.15	0.46	27.78
	OP - 4626	4.9	10.15	0.48	28.97
	OP - 4726	5.1	10.15	0.50	30.15
	OP - 4926	5.4	10.15	0.53	31.92
	OP - 4031	6.5	10.15	0.64	38.42
	OP - 5031	6.3	10.15	0.62	37.24
Tiempo Total				8.60	516.06

FUENTE: Datos de la investigación

De la misma manera se calculó el tiempo de acarreo desde cada estación de carguío hasta la bocamina (ver Cuadro 4.18)

Cuadro 4.18. Tiempo de acarreo con volquete cargado desde cada estación de carguío-bocamina

TIEMPO DE ACARERO CON VOLQUETE CARGADO DESDE CADA ESTACIÓN DE CARGUÍO (+12%)					
VOLQUETE CARGADO		Distancia	Velocidad (km/h)	Tiempo de acarreo	
Zonas	Estación de carguío			(Horas)	(Minutos)
Zona I - A	EST - 01	5.45	10.15	0.54	32.22
	EST - 02	5.2	10.15	0.51	30.74
	EST - 03	6.3	10.15	0.62	37.24
Zona I - B	EST - 04	6.3	10.15	0.62	37.24
	EST - 05	5.4	10.15	0.53	31.92
Zona II	EST - 06	5.45	10.15	0.54	32.22
	EST - 07	2.11	10.15	0.21	12.47
	EST - 08	2.1	10.15	0.21	12.41
Tiempo Total				3.77	226.46

FUENTE: Datos de la investigación

Para poder completar el ciclo de acarreo con el volquete cargado desde bocamina hasta el punto de descarga se procedió a realizar de igual manera que el ítem anterior (ver Cuadro 4.19)

Cuadro 4.19. Tiempo de acarreo con volquete cargado en superficie (0%)

CALCULO DE TIEMPO DE ACARREO CON VOLQUETE CARGADO EN SUPERFICIE					
VOLQUETE CARGADO		Distancia	Velocidad (km/h)	Tiempo de acarreo	
DESDE	HASTA			(Horas)	(Minutos)
Bocamina	Tolva de finos	1.55	14.83	0.10	6.27
	Desmontera	1.3	14.83	0.09	5.26

FUENTE: Datos de la investigación

Entonces el tiempo de acarreo del volquete cargado desde el punto de carguío hasta el punto de descarga estará determinado en el Cuadro 4.20 y este será de verdadera importancia para el cálculo de la productividad en cada punto de extracción:

Cuadro 4.20. Tiempo total de acarreo con volquete cargado desde el punto de carguío hasta el punto de descarga (Ta)

TIEMPO TOTAL DE ACARREO DE VOLQUETE CARGADO DESDE EL PUNTO DE CARGUÍO HASTA EL PUNTO DE DESCARGA							
Zonas	VOLQUETE CARGADO		Distancia total (km)	Tiempo de acarreo (Horas)		Tiempo de acarreo (Ta)	
	Punto de carguío	Punto de descarga		INTERIOR MINA	SUPERFICIE	(h)	(min)
Zona I - A	EST - 01	Tolva de finos	7	0.54	0.10	0.64	38.22
	EST - 02	Tolva de finos	6.75	0.51	0.10	0.61	36.74
	EST - 03	Tolva de finos	7.85	0.62	0.10	0.72	43.24
	OP - 950	Tolva de finos	4.95	0.33	0.10	0.43	26.10
	OP - 970	Tolva de finos	5.15	0.35	0.10	0.45	27.28
	OP - 980	Tolva de finos	5.45	0.38	0.10	0.48	29.05
	OP - 5304	Tolva de finos	4.75	0.32	0.10	0.42	24.92
	OP - 4904	Tolva de finos	5.05	0.34	0.10	0.44	26.69
	OP - 0707	Tolva de finos	5.85	0.42	0.10	0.52	31.42
Zona I - B	EST - 04	Tolva de finos	7.85	0.62	0.10	0.72	43.24
	EST - 05	Tolva de finos	6.95	0.53	0.10	0.63	37.92
	OP - 0210	Tolva de finos	5.75	0.41	0.10	0.51	30.83
	OP - 4030	Tolva de finos	6.95	0.53	0.10	0.63	37.92
	OP - 5030	Tolva de finos	7.25	0.56	0.10	0.66	39.69
	OP - 6030	Tolva de finos	7.45	0.58	0.10	0.68	40.88
	OP - 4164	Tolva de finos	7.35	0.57	0.10	0.67	40.29
	OP - 4364	Tolva de finos	7.05	0.54	0.10	0.64	38.51
Zona II	EST - 06	Tolva de finos	7	0.54	0.10	0.64	38.22
	EST - 07	Tolva de finos	3.66	0.21	0.10	0.31	18.47
	EST - 08	Tolva de finos	3.65	0.21	0.10	0.31	18.41
	OP - 4526	Tolva de finos	6.25	0.46	0.10	0.56	33.78
	OP - 4626	Tolva de finos	6.45	0.48	0.10	0.58	34.97
	OP - 4726	Tolva de finos	6.65	0.50	0.10	0.60	36.15
	OP - 4926	Tolva de finos	6.95	0.53	0.10	0.63	37.92
	OP - 4031	Tolva de finos	8.05	0.64	0.10	0.74	44.42
	OP - 5031	Tolva de finos	7.85	0.62	0.10	0.72	43.24

FUENTE: Datos de la investigación

De igual manera se determinó el tiempo de acarreo del volquete vacío al momento de retornar desde el punto de descarga hasta el mismo punto de carguío inicial, considerando que el estudio es establecido únicamente con el volquete I E S A 20, evitando así

variaciones en los resultados obtenidos (ver Cuadro 4.21)

Cuadro 4.21. Tiempo de retorno con volquete vacío desde el punto de descarga hasta la bocamina

CALCULO DE TIEMPO DE RETORNO CON VOLQUETE VACÍO EN SUPERFICIE					
VOLQUETE VACÍO		Distancia	Velocidad (km/h)	Tiempo de Retorno	
DESDE	HASTA			(Horas)	(Minutos)
Tolva de Finos	Bocamina	1.55	18.53	0.08	5.02
Desmontera		1.3	18.53	0.07	4.21

FUENTE: Datos de la investigación

De la misma manera se calculó el tiempo de retorno del volquete vacío, desde la bocamina hasta el punto de carguío, tal como se aprecia en el Cuadro 4.22, a continuación:

Cuadro 4.22. Tiempo de retorno con volquete vacío desde la bocamina hasta los ore pass (-12%)

TIEMPO DE RETORNO VOLQUETE VACÍO DE BOCAMINA A LOS ORE PASS (-12 %)					
VOLQUETE VACÍO		Distancia (km)	Velocidad (km/h)	Tiempo de retorno	
Zonas	Ore pass			(Horas)	(Minutos)
Zona I - A	OP - 950	3.4	11.15	0.30	18.30
	OP - 970	3.6	11.15	0.32	19.37
	OP - 980	3.9	11.15	0.35	20.99
	OP - 5304	3.2	11.15	0.29	17.22
	OP - 4904	3.5	11.15	0.31	18.83
	OP - 0707	4.3	11.15	0.39	23.14
Zona I - B	OP - 0210	4.2	11.15	0.38	22.60
	OP - 4030	5.4	11.15	0.48	29.06
	OP - 5030	5.7	11.15	0.51	30.67
	OP - 6030	5.9	11.15	0.53	31.75
	OP - 4164	5.8	11.15	0.52	31.21
	OP - 4364	5.5	11.15	0.49	29.60
Zona II	OP - 4526	4.7	11.15	0.42	25.29
	OP - 4626	4.9	11.15	0.44	26.37
	OP - 4726	5.1	11.15	0.46	27.44
	OP - 4926	5.4	11.15	0.48	29.06
	OP - 4031	6.5	11.15	0.58	34.98
	OP - 5031	6.3	11.15	0.57	33.90
Tiempo Total				7.83	469.78

FUENTE: Datos de la investigación

De igual modo se calculó, el tiempo de retorno hacia cada estación de carguío desde bocamina (ver Cuadro 4.23)

Cuadro 4.23. Tiempo de retorno con volquete vacío desde la bocamina hasta las estaciones de carguío (-12%)

TIEMPO DE RETORNO CON VOLQUETE VACÍO DESDE LA BOCAMINA A CADA ESTACION DE CARGUÍO (-12%)					
VOLQUETE VACIO		Distancia	Velocidad (km/h)	Tiempo de Retorno	
Zonas	Estación de carguío			(Horas)	(Minutos)
Zona I - A	EST - 01	5.45	11.15	0.49	29.33
	EST - 02	5.2	11.15	0.47	27.98
	EST - 03	6.3	11.15	0.57	33.90
Zona I - B	EST - 04	6.3	11.15	0.57	33.90
	EST - 05	5.4	11.15	0.48	29.06
Zona II	EST - 06	5.45	11.15	0.49	29.33
	EST - 07	2.11	11.15	0.19	11.35
	EST - 08	2.1	11.15	0.19	11.30
Tiempo Total				3.44	206.15

FUENTE: Datos de la investigación

Entonces el tiempo de retorno del volquete desde el punto de descarga hasta el punto de inicial de carguío es la sumatoria de tiempos de retorno desde la tolva de finos hasta el punto de carguío, los cuales fueron determinados en el Cuadro 4.24 y este será de verdadera importancia para el cálculo de la productividad en cada punto de extracción:

Cuadro 4.24. Tiempo total de retorno con volquete vacío desde el punto de descarga hasta el punto de carguío (Tr)

TIEMPO TOTAL DE RETORNO DE VOLQUETE VACÍO DESDE EL PUNTO DE DESCARGA HASTA EL PUNTO DE CARGUÍO							
Zonas	VOLQUETE VACÍO		Distancia total (km)	Tiempo de Retorno (Horas)		Tiempo de retorno	
	Punto de descarga	Punto de carguío		INTERIOR MINA	SUPERFICIE	(h)	(Min)
Zona I - A	Tolva de finos	EST – 01	7	0.49	0.08	0.57	34.13
	Tolva de finos	EST – 02	6.75	0.47	0.08	0.55	32.78
	Tolva de finos	EST – 03	7.85	0.57	0.08	0.65	38.70
	Tolva de finos	OP – 950	4.95	0.30	0.08	0.38	23.10
	Tolva de finos	OP – 970	5.15	0.32	0.08	0.40	24.17
	Tolva de finos	OP – 980	5.45	0.35	0.08	0.43	25.79
	Tolva de finos	OP – 5304	4.75	0.29	0.08	0.37	22.02
	Tolva de finos	OP – 4904	5.05	0.31	0.08	0.39	23.63
	Tolva de finos	OP – 0707	5.85	0.39	0.08	0.47	27.94
Zona I - B	Tolva de finos	EST – 04	7.85	0.57	0.08	0.65	38.70
	Tolva de finos	EST – 05	6.95	0.48	0.08	0.56	33.86
	Tolva de finos	OP – 0210	5.75	0.38	0.08	0.46	27.40
	Tolva de finos	OP – 4030	6.95	0.48	0.08	0.56	33.86
	Tolva de finos	OP – 5030	7.25	0.51	0.08	0.59	35.47
	Tolva de finos	OP – 6030	7.45	0.53	0.08	0.61	36.55
	Tolva de finos	OP – 4164	7.35	0.52	0.08	0.60	36.01
	Tolva de finos	OP – 4364	7.05	0.49	0.08	0.57	34.40
Zona II	Tolva de finos	EST – 06	7	0.49	0.08	0.57	34.13
	Tolva de finos	EST – 07	3.66	0.19	0.08	0.27	16.15
	Tolva de finos	EST – 08	3.65	0.19	0.08	0.27	16.10
	Tolva de finos	OP – 4526	6.25	0.42	0.08	0.50	30.09
	Tolva de finos	OP – 4626	6.45	0.44	0.08	0.52	31.17
	Tolva de finos	OP – 4726	6.65	0.46	0.08	0.54	32.24
	Tolva de finos	OP – 4926	6.95	0.48	0.08	0.56	33.86
	Tolva de finos	OP – 4031	8.05	0.58	0.08	0.66	39.78
	Tolva de finos	OP – 5031	7.85	0.57	0.08	0.65	38.70

FUENTE: Datos de la investigación

Finalmente, se pudo determinar el tiempo de acarreo del volquete que es la suma del recorrido de ida (volquete cargado) más el tiempo de retorno (volquete vacío) al mismo punto de carguío, realizando dicha operación (ver Cuadro 4.25) se resume el tiempo de acarreo de cada punto donde se extrae mineral y desmonte:

Cuadro 4.25. Tiempo total de acarreo del volquete (ida + retorno)

TIEMPO DE ACARREO DEL VOLQUETE (IDA Y VUELTA)					
ZONA	PUNTO DE CARGUIO	Tiempo de acarreo (horas)		Suma de Tiempos	
		IDA	RETORNO	(Horas)	(Min)
Zona I - A	EST – 01	0.64	0.57	1.21	72.34
	EST – 02	0.61	0.55	1.16	69.52
	EST – 03	0.72	0.65	1.37	81.94
	OP – 950	0.43	0.38	0.82	49.19
	OP – 970	0.45	0.40	0.86	51.45
	OP – 980	0.48	0.43	0.91	54.84
	OP – 5304	0.42	0.37	0.78	46.94
	OP – 4904	0.44	0.39	0.84	50.32
	OP – 0707	0.52	0.47	0.99	59.36
Zona I - B	EST – 04	0.72	0.65	1.37	81.94
	EST – 05	0.63	0.56	1.20	71.78
	OP – 0210	0.51	0.46	0.97	58.23
	OP – 4030	0.63	0.56	1.20	71.78
	OP – 5030	0.66	0.59	1.25	75.17
	OP – 6030	0.68	0.61	1.29	77.43
	OP – 4164	0.67	0.60	1.27	76.30
	OP – 4364	0.64	0.57	1.22	72.91
Zona II	EST – 06	0.64	0.57	1.21	72.34
	EST – 07	0.31	0.27	0.58	34.63
	EST – 08	0.31	0.27	0.58	34.51
	OP – 4526	0.56	0.50	1.06	63.87
	OP – 4626	0.58	0.52	1.10	66.13
	OP – 4726	0.60	0.54	1.14	68.39
	OP – 4926	0.63	0.56	1.20	71.78
	OP – 4031	0.74	0.66	1.40	84.20
	OP – 5031	0.72	0.65	1.37	81.94

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.3. Cálculo del tiempo de giro, posicionamiento y descarga

En el primer caso el ingreso de los volquetes hacia las ventanas donde se ubican las tolvas neumáticas, fueron lo más lento y exacto posible, evitando así roces y choques con las cimbras, postes u otros elementos de sostenimiento. Ante ello se realizó el análisis de la velocidad de retroceso de ingreso a cada ore pass resultando una

velocidad promedio de 3 km/h. Los resultados obtenidos respecto al tiempo de giro y posicionamiento del volquete en cada ore pass, se muestran en el Cuadro 4.26:

Cuadro 4.26. Tiempo de giro y posicionamiento del volquete en el ore pass (Tg)

TIEMPO DE GIRO Y POSICIONAMIENTO AL INGRESAR AL ORE PASS					
UBICACIÓN DE OP		Distancia (km)	Velocidad (km/h)	Tiempo de giro y posicionamiento.	
Zonas	Ore pass			(Horas)	(Minutos)
Zona I - A	OP - 950	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 970	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 980	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 5304	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4904	0.02	3.0	0.007	0.40
	OP - 0707	0.01	3.0	0.003	0.20
Zona I - B	OP - 0210	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4030	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 5030	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 6030	0.02	3.0	0.007	0.40
	OP - 4164	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4364	0.01	3.0	0.003	0.20
Zona II	OP - 4526	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4626	0.02	3.0	0.007	0.40
	OP - 4726	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4926	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 4031	0.01	3.0	0.003	0.20
	OP - 5031	0.01	3.0	0.003	0.20

FUENTE: Datos de la investigación

En el segundo caso, el tiempo de giro se realiza en el mismo punto de carguío ya que este se ubica en la misma rampa. Ante ello se determinó un tiempo promedio de 15 segundos.

Tiempo de giro (carguío con scoop) = 15 segundos

Tiempo de giro (carguío con scoop) = 0.25 minutos

- **Tiempo de descarga (Td):** Se determinó el promedio de tiempo

ejecutado al descargar el material durante todos los viajes analizados en el presente estudio obteniendo:

Tiempo de descarga = 146 segundos

Tiempo de descarga = 2.43 minutos (0.04 horas)

4.1.4. Cálculo de la eficiencia de operación.

Para nuestro caso se tomó como base los tiempos ejecutados en operación y el total del tiempo de una guardia resultando un porcentaje de eficiencia de 86,26%, considerando que el trabajo del volquete en estudio es continuo.

4.1.5. Determinación del ciclo total de acarreo y transporte

Como se mencionó en la parte conceptual de la investigación, el ciclo total del transporte está dado por:

Ciclo Total de transporte = (Tiempos variables + Tiempos fijos)*%Eff.

Cabe mencionar las fórmulas siguientes:

Tiempos variable = Ta (con carga) + Tr (sincarga)

Tiempos Fijos = Tg + Tc + Td + Tb

Dónde:

Ta: Tiempo de acarreo

Tr: Tiempo de retorno

Tg: Tiempo de giro

Tc: Tiempo de carga

Td: Tiempo de descarga

Tb: Tiempo de demora

Por lo cual fue necesario determinar los tiempos de demora (tb), cuyo muestreo en campo, da como resultado 3.17 min (ver tabla 4.27)

Tabla 4.27. Tiempos de demora (Tb)

TIEMPOS DE DEMORA (Tb)			
Promedio de Tiempos	(segundos)	(min)	(horas)
Pesado en balanza	107	1.79	0.03
Destare en balanza	83	1.38	0.02
Total	190	3.17	0.05

FUENTE: Datos de la investigación

De acuerdo al análisis realizado, se tiene los siguientes datos para calcular el ciclo total de acarreo que tardara el volquete IESA 20 en extraer mineral del OP 950:

Tiempo de acarreo (Ta) : 26.10

Tiempo de retorno (Tr) : 23.10

Tiempo de giro (Tg) : 0.20

Tiempo de carga (Tc) : 126

Tiempo de descarga (Td) : 2.43

Tiempo de demora (Tb) : 3.17

Entonces los tiempos variables suman lo siguiente:

Tiempos variable = Ta (con carga) + Tr (sincarga)

Tiempos variable = 26.10 + 23.10

Tiempos variable = 49.2

Los tiempos fijos son calculados de la siguiente manera:

$$\text{Tiempos fijos} = T_g + T_c + T_d + T_b$$

$$\text{Tiempos fijos} = 0.20 + 126 + 2.44 + 3.17$$

$$\text{Tiempos fijos} = 131.81$$

Por lo tanto el ciclo total de transporte para el OP 950 resultará:

$$\text{Ciclo Total de transporte OP 950} = (\text{Tiempos variables} + \text{Tiempos fijos}) * \% \text{Eff}$$

$$\text{Ciclo Total de transporte OP 950} = (49.2 + 131.81) * 0.86$$

$$\text{Ciclo Total de transporte OP 950} = 155.67 \text{ minutos (2.60 horas)}$$

En conclusión, el volquete IESA 20 tardará 2.60 horas en realizar un ciclo completo de trabajo desde el Op 950.

A continuación en el Cuadro 4.28 se detalla los tiempos totales del ciclo de los diferentes puntos de extracción de mineral y desmonte:

Cuadro 4.28. Ciclo total de transporte

Zonas	Punto de carguío	Distancia total (km)	Giro y Posicionamiento (min)	Carguío	Tiempo de Acarreo IDA + RETORNO(Min)	Pesado balanza	Destarado balanza	Descarga	TOTAL CICLO (min)
Zona I - A	EST - 01	7.00	0.250	37.50	72.34	1.79	1.38	2.43	97.41
	EST - 02	6.75	0.250	37.50	69.52	1.79	1.38	2.43	94.98
	EST - 03	7.85	0.250	18.23	81.94	1.79	1.38	2.43	89.09
	OP - 950	4.95	0.200	126.00	49.19	1.79	1.38	2.43	153.57
	OP - 970	5.15	0.200	116.00	51.45	1.79	1.38	2.43	146.91
	OP - 980	5.45	0.200	46.40	54.84	1.79	1.38	2.43	89.97
	OP - 5304	4.75	0.200	52.00	46.94	1.79	1.38	2.43	87.98
	OP - 4904	5.05	0.400	56.00	50.32	1.79	1.38	2.43	94.51
	OP - 0707	5.85	0.200	49.00	59.36	1.79	1.38	2.43	96.09
	EST - 04	7.85	0.250	24.70	81.94	1.79	1.38	2.43	94.65
Zona I - B	EST - 05	6.95	0.250	25.00	71.78	1.79	1.38	2.43	86.17
	OP - 0210	5.75	0.200	38.00	58.23	1.79	1.38	2.43	85.65
	OP - 4030	6.95	0.200	151.30	71.78	1.79	1.38	2.43	194.75
	OP - 5030	7.25	0.200	127.00	75.17	1.79	1.38	2.43	176.76
	OP - 6030	7.45	0.400	116.00	77.43	1.79	1.38	2.43	169.42
	OP - 4164	7.35	0.200	47.00	76.30	1.79	1.38	2.43	108.93
	OP - 4364	7.05	0.200	41.00	72.91	1.79	1.38	2.43	100.86
	EST - 06	7.00	0.250	29.35	72.34	1.79	1.38	2.43	90.40
	EST - 07	3.66	0.250	22.80	34.63	1.79	1.38	2.43	52.33
	EST - 08	3.65	0.250	25.70	34.51	1.79	1.38	2.43	54.73
Zona II	OP - 4526	6.25	0.200	57.00	63.87	1.79	1.38	2.43	106.85
	OP - 4626	6.45	0.400	46.00	66.13	1.79	1.38	2.43	99.50
	OP - 4726	6.65	0.200	39.00	68.39	1.79	1.38	2.43	95.26
	OP - 4926	6.95	0.200	49.00	71.78	1.79	1.38	2.43	106.77
	OP - 4031	8.05	0.200	52.00	84.20	1.79	1.38	2.43	120.03
	OP - 5031	7.85	0.200	55.00	81.94	1.79	1.38	2.43	120.67

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.6. Determinación de la productividad teórica de acarreo

Una vez calculada la duración del ciclo total de trabajo ejecutado por el volquete en cada punto de extracción, será posible establecer el tonelaje producido por este equipo en una hora, entonces, será necesario conocer la capacidad de la tolva y el número de ciclos que ejecutará el volquete por unidad de tiempo

$$Productividad\ teórica\ (TM / h) = \left(\frac{Q}{CICLO}\right) * \left(\frac{CICLO}{HORA}\right)$$

Esta expresión no considerara los factores de corrección que se establece para determinar la producción horaria real.

Para calcular la productividad horaria, es necesario determinar el número de ciclos que realizará el volquete en una hora de trabajo lo cual estará determinado mediante la ecuación:

$$N^{\circ}\ Ciclos/h = \left(\frac{60}{Tiempo\ Ciclo\ Total}\right)$$

Ejemplo de aplicación: Para determinar la productividad teórica que se extraerá desde la estación de carguío N° 03, se tiene los siguientes datos:

Capacidad nominal del volquete (Q) : 25 TM

Tiempo del ciclo total (Est N° 03) : 89.09 min.

Entonces:

$$N^{\circ}\ Ciclos/h = \left(\frac{60}{Tiempo\ Ciclo\ Total}\right)$$

$$N^{\circ} \text{ Ciclos}/h = \left(\frac{60}{89.09}\right)$$

$$N^{\circ} \text{ Ciclos}/h = 0.67 \text{ ciclos / h}$$

Se concluye que el volquete realiza 0.97 viajes en una hora de operación. A partir de ello, se pudo determinar la producción teórica:

$$\text{Productividad teórica (TM / h)} = \left(\frac{Q}{\text{CICLO}}\right) * \left(\frac{\text{CICLO}}{\text{HORA}}\right)$$

$$\text{Productividad teórica (TM / h)} = \left(\frac{25 \text{ TM}}{\text{CICLO}}\right) * \left(\frac{0.67 \text{ CICLO}}{\text{HORA}}\right)$$

$$\text{Productividad teórica (TM / h)} = 16.75 \text{ TM / h}$$

Se concluye entonces que el volquete producirá teóricamente 16.75 TM en una hora de trabajo a partir de la estación de carguío N° 03. A continuación en el Cuadro 4.29 se detalla la productividad teórica por cada ore pass y estación de carguío:

Cuadro 4.29. Productividad teórica (TM/h) del volquete

PRODUCTIVIDAD TEORICA (TM/h)					
Zonas	Punto de carguío	TOTAL CICLO (min)	CAPACIDAD NOMINAL DEL VOLQUETE (TM)	Nº CICLOS/h	PRODUCTIVIDAD TEORICA (TM/h)
Zona I - A	EST - 01	97.41	25	0.62	15.399
	EST - 02	94.98	25	0.63	15.793
	EST - 03	89.09	25	0.67	16.837
	OP - 950	153.57	25	0.39	9.768
	OP - 970	146.91	25	0.41	10.210
	OP - 980	89.97	25	0.67	16.673
	OP - 5304	87.98	25	0.68	17.049
	OP - 4904	94.51	25	0.63	15.872
	OP - 0707	96.09	25	0.62	15.611
Zona I - B	EST - 04	94.65	25	0.63	15.847
	EST - 05	86.17	25	0.70	17.407
	OP - 0210	85.65	25	0.70	17.512
	OP - 4030	194.75	25	0.31	7.702
	OP - 5030	176.76	25	0.34	8.486
	OP - 6030	169.42	25	0.35	8.854
	OP - 4164	108.93	25	0.55	13.770
	OP - 4364	100.86	25	0.59	14.872
Zona II	EST - 06	90.40	25	0.66	16.593
	EST - 07	52.33	25	1.15	28.665
	EST - 08	54.73	25	1.10	27.410
	OP - 4526	106.85	25	0.56	14.038
	OP - 4626	99.50	25	0.60	15.075
	OP - 4726	95.26	25	0.63	15.747
	OP - 4926	106.77	25	0.56	14.049
	OP - 4031	120.03	25	0.50	12.497
	OP - 5031	120.67	25	0.50	12.431

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.7. Determinación de la productividad máxima de acarreo

Está determinada por la siguiente ecuación:

$$productividad\ máxima(TM / h) = 60 * \frac{(e * Q)}{Tc}$$

Dónde:

e: Eficiencia de trabajo (Retrasos variables, en %).

Q: Capacidad nominal del equipo (TM).

Tc: Tiempo total de ciclo de transporte (min).

Ejemplo de aplicación: Para determinar la producción máxima del material que se extraerá desde la estación de carguío N° 04 se tienen los siguientes datos:

Capacidad nominal del volquete (Q) : 25 TM

Eficiencia de operación (e) : 86.26 %

Tiempo total del ciclo de transporte (Tc) : 94.65 min

Entonces:

$$productividad\ máxima(TM / h) = 60 * \frac{(e * Q)}{Tc}$$

$$productividad\ máxima (TM / h) = 60 * \frac{(0.86 * 25)}{94.65}$$

$$productividad\ máxima (TM / h) = 13.63 TM / h$$

Por lo tanto se concluye que la producción óptima que se alcanzará para transportar material (mineral o desmonte) desde la estación de carguío N° 4 será 13.63 TM/ h)

A continuación en el Cuadro 4.30 se detalla la productividad horaria máxima por cada ore pass y estación de carguío:

Cuadro 4.30. Productividad máxima (TM/h) del volquete

PRODUCTIVIDAD MÁXIMA (TM/h)					
Zonas	Punto de carguío	TOTAL CICLO (min)	CAPACIDAD NOMINAL DEL VOLQUETE (TM)	Eficiencia de operación	PRODUCTIVIDAD MÁXIMA (TM/h)
Zona I - A	EST - 01	97.41	25	0.86	13.243
	EST - 02	94.98	25	0.86	13.582
	EST - 03	89.09	25	0.86	14.480
	OP - 950	153.57	25	0.86	8.400
	OP - 970	146.91	25	0.86	8.781
	OP - 980	89.97	25	0.86	14.339
	OP - 5304	87.98	25	0.86	14.662
	OP - 4904	94.51	25	0.86	13.650
	OP - 0707	96.09	25	0.86	13.425
Zona I - B	EST - 04	94.65	25	0.86	13.629
	EST - 05	86.17	25	0.86	14.970
	OP - 0210	85.65	25	0.86	15.060
	OP - 4030	194.75	25	0.86	6.624
	OP - 5030	176.76	25	0.86	7.298
	OP - 6030	169.42	25	0.86	7.614
	OP - 4164	108.93	25	0.86	11.842
	OP - 4364	100.86	25	0.86	12.790
Zona II	EST - 06	90.40	25	0.86	14.270
	EST - 07	52.33	25	0.86	24.652
	EST - 08	54.73	25	0.86	23.572
	OP - 4526	106.85	25	0.86	12.073
	OP - 4626	99.50	25	0.86	12.964
	OP - 4726	95.26	25	0.86	13.543
	OP - 4926	106.77	25	0.86	12.082
	OP - 4031	120.03	25	0.86	10.747
	OP - 5031	120.67	25	0.86	10.690
PROMEDIO					13.038

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.8. Determinación de la productividad promedio de acarreo

Está determinada mediante la siguiente ecuación:

$$productividad\ promedio\ (TM / h) = 60 * \frac{((T - R) * e * Q)}{(T * Tc)}$$

Dónde:

T: Duración del periodo de tiempo total (minutos).

R: Retrasos fijos (minutos).

e: Eficiencia de trabajo (Retrasos variables, en %)

Q: Capacidad nominal del equipo (TM).

Ejemplo de aplicación: Para determinar la productividad promedio de material que se extraerá desde la estación de carguío N° 05 se tendrán los siguientes datos:

- Duración del tiempo por guardia (T): Ciclo Total (Est – 05) * 8 h /guardia

Duración del tiempo por guardia (T): 86.17 * 8

Duración del tiempo por guardia (T): 689.36 minutos

- Capacidad nominal del volquete (Q): 25 TM
- Eficiencia de operación: 86.26 %
- Retrasos Fijos (R): Tiempo de demora (Tb) + Tiempo de descarga (Td) +
Tiempo de Giro y posicionamiento
Retrasos Fijos (R): 3.17 + 2.44 + 0.25
Retrasos Fijos (R): 5.86 minutos
- Tiempo de ciclo total (Tc) de la Est – 05: 86.17 minutos

Entonces reemplazando valores en la formula siguiente, se obtuvo:

$$productividad\ promedio\ (TM\ /\ h) = 60 * \frac{((T - R) * e * Q)}{(T * Tc)}$$

$$\text{productividad promedio (TM/h)} = 60 * \frac{((689.36 - 5.86) * 0.86 * 25)}{(689.36 * 86.17)}$$

$$\text{productividad promedio (TM /h)} = 14.84 \text{ TM/h}$$

Por lo tanto la producción promedio para transportar material (mineral o desmonte) desde la estación de carguío N° 05 es de 14.84 TM/h

En el Cuadro 4.31 se puede apreciar la productividad promedio por cada ore pass y estaciones de carguío:

Cuadro 4.31. Productividad promedio (TM/h) del volquete

PRODUCTIVIDAD PROMEDIO (TM/h)							
Zonas	Punto de carga	TOTAL CICLO (min)	CAPACIDAD NOMINAL DEL VOLQUETE (TM)	DURACION DE TIEMP/ GUARDIA (min)	Eficiencia de operación	Retrasos Fijos	PRODUCCION PROMEDIO (TM/h)
Zona I - A	EST - 01	97.41	25	779.26	0.86	5.86	13.14
	EST - 02	94.98	25	759.83	0.86	5.86	13.48
	EST - 03	89.09	25	712.72	0.86	5.86	14.36
	OP - 950	153.57	25	1228.52	0.86	5.86	8.36
	OP - 970	146.91	25	1175.26	0.86	5.86	8.74
	OP - 980	89.97	25	719.72	0.86	5.86	14.22
	OP - 5304	87.98	25	703.87	0.86	5.86	14.54
	OP - 4904	94.51	25	756.07	0.86	5.86	13.54
	OP - 0707	96.09	25	768.69	0.86	5.86	13.32
Zona I - B	EST - 04	94.65	25	757.23	0.86	5.86	13.52
	EST - 05	86.17	25	689.37	0.86	5.86	14.84
	OP - 0210	85.65	25	685.24	0.86	5.86	14.93
	OP - 4030	194.75	25	1557.97	0.86	5.86	6.60
	OP - 5030	176.76	25	1414.10	0.86	5.86	7.27
	OP - 6030	169.42	25	1355.33	0.86	5.86	7.58
	OP - 4164	108.93	25	871.47	0.86	5.86	11.76
	OP - 4364	100.86	25	806.88	0.86	5.86	12.70
Zona II	EST - 06	90.40	25	723.19	0.86	5.86	14.15
	EST - 07	52.33	25	418.63	0.86	5.86	24.31
	EST - 08	54.73	25	437.80	0.86	5.86	23.26
	OP - 4526	106.85	25	854.80	0.86	5.86	11.99
	OP - 4626	99.50	25	796.04	0.86	5.86	12.87
	OP - 4726	95.26	25	762.04	0.86	5.86	13.44
	OP - 4926	106.77	25	854.15	0.86	5.86	12.00
	OP - 4031	120.03	25	960.25	0.86	5.86	10.68
	OP - 5031	120.67	25	965.35	0.86	5.86	10.63

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.9. Determinación de la productividad horaria de acarreo

Para poder determinar la flota óptima de volquetes requeridos para cumplir con los objetivos de la empresa será necesario hallar la productividad horaria con la que se trabaja actualmente, la cual dependerá exclusivamente de los siguientes factores:

- El tiempo.
- La eficiencia de operación.
- El material a transportar.

El tiempo del ciclo de operación y la eficiencia del mismo, ha sido calculado detenidamente y será de mucha utilidad para determinar la producción máxima, real y horaria. El material que se transporta hacia superficie está constituido por mineral de los tajeos y el desmonte de las labores de exploración y preparación.

El mineral propiamente dicho es aquel que tiene un valor económico en el mercado, este presentará las siguientes características:

Densidad del mineral in-situ	: 2,17 TM/m ³
Densidad del mineral esponjado	: 3,58 TM/m ³
Factor de esponjamiento	: 65%
Fragmentación	: Buena

El desmonte presenta las siguientes características:

Densidad del mineral in-situ	: 2,06 TM/m ³
Factor de esponjamiento	: 50%
Fragmentación	: Buena

Para calcular la productividad horaria, es necesario determinar el número de ciclos que realizará el volquete en una hora de trabajo, la cual ya se determinó con anterioridad (ver Cuadro 4.28).

$$productividad\ horaria\ (TM\ /\ h) = \left(\frac{carga}{Ciclo} * \frac{ciclo}{hora} \right) * \%Eff * Fll$$

Dónde:

%Eff: Eficiencia de operación

Fll: Factor de llenado

Ejemplo de aplicación: Para determinar la productividad horaria de la estación de carguío N° 01 se tendrá los siguientes datos:

- Número de ciclos por hora: 0.62 ciclos/ h
- La carga que extrae cada volquete es pesado en balanza, para determinar el peso exacto de cada viaje, para ello se consideró el promedio de peso de los viajes en estudio teniendo como resultado 20.50 TM
- Eficiencia de operación: 86.26 %
- Factor de llenado: 95 %

Entonces la producción horaria será:

$$productividad\ horaria\ (TM\ /\ h) = \left(\frac{carga}{Ciclo} * \frac{ciclo}{hora} \right) * \%Eff * Fll$$

$$productividad\ horaria\ (TM\ /\ h) = (20.50 * 0.62) * 0.86 * 0.95$$

$$productividad\ horaria\ (TM\ /\ h) = 10.38\ TM/h$$

Se concluye entonces que el volquete produce 10.38 TM en una hora de trabajo a partir de la estación de carguío N° 1.

A continuación, en el Cuadro 4.32 se detalla la productividad horaria determinada en cada punto de extracción.

Cuadro 4.32. Productividad horaria (TM/h) del volquete

PRODUCTIVIDAD HORARIA (TM/h)					
Zonas	Punto de carguío	TOTAL CICLO (min)	CAPACIDAD PROMEDIO DEL VOLQUETE (TM)	N° CICLOS/ h	PRODUCTIVIDAD HORARIA (TM/h)
Zona I - A	EST - 01	97.41	20.5	0.62	10.317
	EST - 02	94.98	20.5	0.63	10.580
	EST - 03	89.09	20.5	0.67	11.280
	OP - 950	153.57	20.5	0.39	6.544
	OP - 970	146.91	20.5	0.41	6.840
	OP - 980	89.97	20.5	0.67	11.170
	OP - 5304	87.98	20.5	0.68	11.422
	OP - 4904	94.51	20.5	0.63	10.633
Zona I - B	OP - 0707	96.09	20.5	0.62	10.458
	EST - 04	94.65	20.5	0.63	10.617
	EST - 05	86.17	20.5	0.70	11.662
	OP - 0210	85.65	20.5	0.70	11.732
	OP - 4030	194.75	20.5	0.31	5.160
	OP - 5030	176.76	20.5	0.34	5.685
	OP - 6030	169.42	20.5	0.35	5.932
	OP - 4164	108.93	20.5	0.55	9.225
Zona II	OP - 4364	100.86	20.5	0.59	9.963
	EST - 06	90.40	20.5	0.66	11.116
	EST - 07	52.33	20.5	1.15	19.204
	EST - 08	54.73	20.5	1.10	18.363
	OP - 4526	106.85	20.5	0.56	9.405
	OP - 4626	99.50	20.5	0.60	10.099
	OP - 4726	95.26	20.5	0.63	10.550
	OP - 4926	106.77	20.5	0.56	9.412
	OP - 4031	120.03	20.5	0.50	8.372
OP - 5031	120.67	20.5	0.50	8.328	
PROMEDIO					10.153

FUENTE: Datos de la investigación

Se puede concluir entonces que la productividad horaria ejecutada en todas las estaciones de carguío es de 77.9 % con respecto a la productividad máxima que se desea alcanzar, lo cual se puede apreciar en el Cuadro 4.33.

Cuadro 4.33. Porcentaje de productividad

PORCENTAJE DE PRODUCTIVIDAD HORARIA VS PRODUCTIVIDAD MAXIMA				
Zonas	Punto de carguío	PRODUCCIÓN MÁXIMA (TM/h)	PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	% PRODUCCIÓN
Zona I - A	EST - 01	13.24	10.317	77.9
	EST - 02	13.58	10.580	77.9
	EST - 03	14.48	11.280	77.9
	OP - 950	8.40	6.544	77.9
	OP - 970	8.78	6.840	77.9
	OP - 980	14.34	11.170	77.9
	OP - 5304	14.66	11.422	77.9
	OP - 4904	13.65	10.633	77.9
	OP - 0707	13.43	10.458	77.9
Zona I - B	EST - 04	13.63	10.617	77.9
	EST - 05	14.97	11.662	77.9
	OP - 0210	15.06	11.732	77.9
	OP - 4030	6.62	5.160	77.9
	OP - 5030	7.30	5.685	77.9
	OP - 6030	7.61	5.932	77.9
	OP - 4164	11.84	9.225	77.9
	OP - 4364	12.79	9.963	77.9
Zona II	EST - 06	14.27	11.116	77.9
	EST - 07	24.65	19.204	77.9
	EST - 08	23.57	18.363	77.9
	OP - 4526	12.07	9.405	77.9
	OP - 4626	12.96	10.099	77.9
	OP - 4726	13.54	10.550	77.9
	OP - 4926	12.08	9.412	77.9
	OP - 4031	10.75	8.372	77.9
	OP - 5031	10.69	8.328	77.9

FUENTE: Datos de la investigación

4.1.10. Cálculo del costo por tonelada en el transporte minero subterráneo con volquete

La determinación de la producción horaria real calculada en cada punto de extracción, permitirá encontrar el beneficio unitario por tonelada extraída a favor de la empresa prestadora de este servicio.

A continuación, en el Cuadro 4.34 se detalla el costo horario (US\$/h) determinado para realizar el trabajo de extracción de mineral y desmonte desde interior mina.

4.1.11. Tarifas unitarias para el transporte de mineral

Las tarifas unitarias son el resultado de un estudio panorámico de las condiciones en la que se encuentra el proceso de acarreo desde interior mina hacia superficie, ya que de este dependerá básicamente el grado de rentabilidad y será necesario conocer de manera cuantitativa el precio unitario de acuerdo a la distancia en que se va a transportar el material para beneficio de la empresa encargada del realizar dicho trabajo.

A continuación en el Cuadro 4.35 se detalla los precios unitarios de acuerdo a las zonas de extracción y alquiler por trabajos auxiliares establecidos en el contrato con la compañía hace 2 años.

Cuadro 4.35. Tarifa actual para el transporte de mineral

TARIFA ACTUAL PARA EL TRANSPORTE DE MINERAL			
DESCRIPCION	ZONA	TARIFAS UNITARIAS	UNIDAD
Rampa Mariana NE - Canchas o tolva de Gruesos	ZONA I A	2.9	US\$/TMh
Rampa Mariana SW – Canchas o tolva de Gruesos	ZONA I B	3.42	US\$/TMh
Rampa Marion SW - Canchas o tolva de Gruesos	ZONA II	3.2	US\$/TMh
ALQUILER HORARIO			
Trabajos varios en interior mina		45.38	US\$/TMh
Trabajos varios en superficie		36.59	US\$/TMh

FUENTE: Área de costos y presupuestos Arcata

Considerando diferentes condiciones de trabajo, se determinó el costo real por tonelada extraída de acuerdo a los resultados obtenidos anteriormente. Para ello se tuvo que diferenciar a todos los puntos de carguío y extracción por su ubicación (zonas) dentro de mina siguiendo los siguientes pasos:

- Separar los puntos de extracción por zonas claramente definidas de acuerdo a la ubicación y distancia de cada una con respecto a superficie.
- El costo por tonelada extraída de la zona será determinada como el promedio de todos los costos determinados en cada punto de extracción.

Teniendo claro los pasos a seguir determinaremos los costos unitarios por tonelada de la zona N° 1

El costo/TM determinado será el cociente del costo horario establecido entre la producción ejecutada en términos reales. Por ejemplo para determinar el costo/TM a extraer desde la estación de carguío N° 1 se tendrá:

$$\text{Tarifa Unitaria (US\$ / TM)} = \frac{\text{Costo Horario}}{\text{Productividad horaria}}$$

$$\text{Tarifa Unitaria (US\$ / TM)} = \frac{43.83}{10.31}$$

$$\text{Tarifa Unitaria (US\$ /TM)} = 4.25 \text{ US\$/TM}$$

A continuación se detalla la tarifa unitaria por zonas:

- Tarifa unitaria propuesta para la zona I A: El Cuadro 4.36 resume la tarifa por cada punto de extracción de la zona I A.

Cuadro 4.36. Tarifa unitaria zona I – A (US\$/TM)

TARIFA UNITARIA ZONA I-A (US\$/TM)				
Zonas	Punto de carguío	PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	COSTO HORARIO ESTABLECIDO (US\$/h)	Tarifa Unitaria US\$/TM
Zona I - A	EST - 01	10.32	43.83	4.25
	EST - 02	10.58	43.83	4.14
	EST - 03	11.28	43.83	3.89
	OP - 950	6.54	43.83	6.70
	OP - 970	6.84	43.83	6.41
	OP - 980	11.17	43.83	3.92
	OP - 5304	11.42	43.83	3.84
	OP - 4904	10.63	43.83	4.12
	OP - 0707	10.46	43.83	4.19
Promedio				4.61

FUENTE: Datos de la investigación

Como se puede observar el promedio del costo real por tonelada extraída de la zona I - A es de 4.61 US\$/TM. Entonces el incremento en el costo por tonelada en la zona I - A será:

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 4.61 - 2.9$$

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 1.71 \text{ US$/TM}$$

- Tarifa unitaria propuesta para la zona I B: El Cuadro 4.37 resume la tarifa por cada punto de extracción de la zona I B.

Cuadro 4.37. Tarifa unitaria zona I – B (US\$/TM)

TARIFA UNITARIA ZONA I-B (US\$/TM)				
Zonas	Punto de carguío	PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	COSTO HORARIO ESTABLECIDO (US\$/h)	Tarifa Unitaria US\$/TM
Zona I - B	EST - 04	10.62	43.83	4.13
	EST - 05	11.66	43.83	3.76
	OP - 0210	11.73	43.83	3.74
	OP - 4030	5.16	43.83	8.49
	OP - 5030	5.69	43.83	7.71
	OP - 6030	5.93	43.83	7.39
	OP - 4164	9.23	43.83	4.75
	OP - 4364	9.96	43.83	4.40
Promedio				5.55

FUENTE: Datos de la investigación

Entonces el incremento de costo por tonelada de la zona I –B estará dado de la siguiente manera:

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 5.55 - 3.42$$

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 2.13 \text{ US$/TM}$$

- Tarifa unitaria propuesta para la zona II: El Cuadro 4.38 resume la tarifa por cada punto de extracción de la zona II.

Cuadro 4.38. Tarifa unitaria zona II (US\$/TM)

TARIFA UNITARIA ZONA II (US\$/TM)				
Zonas	Punto de carguío	PRODUCCIÓN HORARIA (TM/h)	COSTO HORARIO ESTABLECIDO (US\$/h)	Tarifa Unitaria US\$/TM
Zona II	EST - 06	11.12	43.83	3.94
	EST - 07	19.20	43.83	2.28
	EST - 08	18.36	43.83	2.39
	OP - 4526	9.40	43.83	4.66
	OP - 4626	10.10	43.83	4.34
	OP - 4726	10.55	43.83	4.15
	OP - 4926	9.41	43.83	4.66
	OP - 4031	8.37	43.83	5.24
	OP - 5031	8.33	43.83	5.26
Promedio				4.10

FUENTE: Datos de la investigación

Entonces el incremento de costo por tonelada de la zona II estará dado de la siguiente manera:

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 4.10 - 3.2$$

$$\text{Incremento del costo por tonelada (US$/TM)} = 0.9 \text{ US$/TM}$$

Con este análisis detallado se concluye que la tarifa unitaria (US\$/TM) para el transporte de mineral y desmonte transportado desde las zonas I - A, I - B Y II deberá incrementarse de acuerdo a el Cuadro 4.39 de resumen:

Cuadro 4.39. Incremento promedio de la tarifa unitaria

INCREMENTO DE LA TARIFA UNITARIA				
ZONA	UNITARIA ACTUAL (US\$/TM)	UNITARIA CALCULADA (US\$/TM)	INCREMENTO (US\$/TM)	% INCREMENTO
ZONA I - A	2.9	4.61	1.71	37.04
ZONA I - B	3.42	5.55	2.13	38.33
ZONA II	3.2	4.10	0.90	22.00
INCREMENTO PROMEDIO			1.58	32.46

FUENTE: Datos de la investigación

El porcentaje de incremento es el resultado del incremento de la tarifa unitaria calculada respecto a la tarifa unitaria actual, tal como se detalla en el Cuadro 4.39, cuyo incremento promedio de las tres zonas equivale a 32.46 %.

4.1.12. Dimensionamiento de la flota óptima de unidades

Se puede cuantificar mediante la siguiente expresión:

$$\text{Tamaño de Flota óptima} = \frac{\text{N}^\circ \text{ de volquetes}}{\% \text{ Disponibilidad}}$$

A su vez, el número de volquetes está determinado mediante la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ de volquetes} = \frac{\text{Producción diaria necesaria}}{\text{Producción diaria por unidad}}$$

La producción diaria necesaria, está establecida por el tonelaje producido por la Unidad Operativa de Arcata de acuerdo al Cuadro 4.40.

Cuadro 4.40. Tonelaje programado por día

TONELAJE PROGRAMADO POR DIA (TM)	
Zona de extracción	TM
ZONA I – A	720
ZONA I – B	420
ZONA II	420
SUMA TOTAL	1560

FUENTE: Área de planeamiento Arcata

Cuantificado el tonelaje programado al día, será necesario determinar el tonelaje promedio ejecutado por un volquete en un día de trabajo, obteniéndose el siguiente resultado:

Producción diaria promedio por volquete = Promedio de la producción horaria de volquete * N° de horas

Producción diaria promedio por volquete = 10.16 * 24

Producción diaria promedio por volquete = 243.8 TM

Entonces:

$$\text{N}^\circ \text{ de volquetes} = \frac{\text{Producción diaria necesaria}}{\text{Producción diaria por unidad}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de volquetes} = \frac{1560}{243.8}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de volquetes} = 6.40 \approx 7$$

Generalmente, cualquier valor que tenga una parte decimal mayor a 0.3 se redondeará por exceso hasta completar otra unidad.

El porcentaje de disponibilidad está dado por:

$$\% \text{ Disponibilidad} = \frac{\text{Hrs mant. programado} - \text{Hrs de mant. ejecutado}}{\text{Hrs mant. programado}}$$

A continuación en el Cuadro 4.41 se detalla el % de disponibilidad de los volquetes en los últimos tres meses:

Cuadro 4.41. Disponibilidad de los volquetes en los últimos 03 meses

DISPONIBILIDAD VOLQUETES	
Mes	% de Disponibilidad
Agosto	97.3
Septiembre	97.1
Octubre	97.0
Promedio	97.13

FUENTE: Área de mantenimiento Arcata

A partir de estos datos se pudo determinar el tamaño de flota óptima

$$\text{Tamaño de Flota óptima} = \frac{7}{0.97}$$

$$\text{Tamaño de Flota óptima} = 7.22 \approx 8 \text{ Volquetes}$$

Se pudo concluir, entonces que la flota óptima para poder cumplir con los objetivos de la empresa será de 8 volquetes (7 volquetes en operación y 1 volquete en stand by).

4.1.13. Análisis de la facturación mensual con las tarifas propuestas

Dentro del análisis y propuesta real detallada en el ítem anterior con respecto al cálculo de la producción ejecutada, requerida, y óptima a la que podemos llegar, y en la que proponemos nuevas tarifas, que repercutirán favorablemente en nuestro análisis COSTO – BENEFICIO será necesario realizar el análisis comparativo entre la producción generada en los últimos meses y la que se podrá alcanzar si este alcanza óptimos resultados.

4.1.13.1. Facturación lograda con las tarifas presentes

A continuación en el Cuadro 4.42 se detalla la facturación lograda en los últimos meses de este año, tomando en cuenta el tonelaje ejecutado además de la tarifa actual considerando el mes correspondiente, zona de extracción de donde se extrajo el material.

Teniendo el tonelaje ejecutado mensualmente se puede considerar que el promedio de material a extraer será de 36.198,25 TM entre mineral y desmonte.

Cuadro 4.42. Valorización mensual de transporte

VALORIZACIÓN DEL TRANSPORTE MINERO CON VOLQUETES					
Zona	Tarifa Unitaria Actual (US\$/TM)	Valorización Mensual 2016 (US\$)			Total (US\$)
		Agosto	Setiembre	Octubre	
Zona I – A	2.9	42527.43	48796.83.	65396.95	107924.38
Zona I - B	3.42	21981.6	27260	27724.87	76966.47
Zona II	3.2	12568.77	16625.05	18062.68	47256.5
TOTAL		77077.8	43885.05	111184.5	232147.35

FUENTE: Área de costos y presupuestos Arcata

De ello se pudo concluir que la zona I – A y zona I – B, son las que aportan la mayor utilidad en el transporte minero.

4.1.13.2. Facturación lograda con las tarifas calculadas

Establecido los programas de producción mensual del presente año por el área de planeamiento, será necesario considerar la cantidad de tonelaje proyectado a extraer por cada zona de los próximos 2 meses, para que a partir de ahí se pueda establecer las valorizaciones proyectadas, considerando las tarifas propuestas en el presente estudio.

En los Cuadros 4.43. y 4.44 se puede apreciar los tonelajes programados en comparación a los tonelajes ejecutados, así como los costos presupuestados y reales, respectivamente.

Cuadro 4.43. Tonelaje programado vs tonelaje ejecutado

TONELAJE PROGRAMADO VS TONELAJE EJECUTADO						
Zona	Tonelaje mensual programado 2016 (TM)			Tonelaje mensual ejecutado 2016 (TM)		
	Agosto	Setiembre	Octubre	Agosto	Setiembre	Octubre
Zona I - A	16420.00	18520.00	23320.00	14664.631	16826.4931	22550.6724
Zona I - B	8250.00	8750.00	9030.00	6427.36842	7970.76023	8106.68713
Zona II	6150.00	6350.00	6200.00	3927.74063	5195.32813	5644.5875
TOTAL	30820.00	33620.00	38550.00	25019.7401	29992.5815	36301.947

FUENTE: Área de costos y presupuestos Arcata

Cuadro 4.44. Costo programado vs costo real

COSTO PROGRAMADO VS COSTO REAL							
Zona	Tarifa Unitaria Actual (US\$/TM)	Costo Mensual Programado 2016 (US\$/TM)			Costo Mensual Real 2016 (US\$/TM)		
		Agosto	Setiembre	Octubre	Agosto	Setiembre	Octubre
Zona I - A	2.9	47618.00	53708.00	67628.00	42527.43	48796.83	65396.95
Zona I - B	3.42	28215.00	29925.00	30882.60	21981.60	27260.00	27724.87
Zona II	3.2	19680.00	20320.00	19840.00	12568.77	16625.05	18062.68
TOTAL		95513.00	103953.00	118350.60	77077.80	92681.88	111184.50

FUENTE: Área de costos y presupuestos Arcata

Además fue necesario establecer el porcentaje que representa cada zona del total producido mensualmente. Este porcentaje de aporte promedio producido por cada zona se aprecia en el Cuadro 4.45.

Cuadro 4.45. Porcentaje de aporte por zonas

PORCENTAJE DE APOORTE POR ZONAS		
Zona	Total Producido (TM)	% Aporte
Zona I – A	72461.63	57.89
Zona I – B	33162.71	26.50
Zona II	19539.11	15.61
TOTAL	125163.45	100.00

FUENTE: Área de planeamiento Arcata

Como podemos apreciar la zona I - A representa el 57.89% del total de producción siendo la zona con mayores tiempos con respecto al ciclo total de transporte. Seguidamente la zona I -B y zona II son las que aportan en segundo plano con un 26.50% y 15.61% respectivamente. Considerando que el tonelaje producido en los próximos meses será el 100% del programado, se determinó el tonelaje proyectado por zonas hasta el mes de diciembre (ver Cuadro 4.46)

Cuadro 4.46. Tonelaje proyectado a transportar

TONELAJE PROYECTADO A TRANSPORTAR				
Mes	Tonelaje Programado	Zonas de extracción		
		Zona I - A	Zona I - B	Zona II
Noviembre	37700	18699	10443.3	8557.7
Diciembre	38880	19284.5	11204	8391.5
TOTAL		37983.5	21647.3	16949.2

FUENTE: Área de planeamiento Arcata

Finalmente, la facturación real proyectada para los siguientes meses será el producto del tonelaje a transportar por la tarifa actual siendo lo mismo con la facturación proyectada con las tarifas calculadas. (ver Cuadro 4.47 y Cuadro 4.48)

Cuadro 4.47. Valorización mensual para el transporte de los próximos 2 meses con tarifa actual

VALORIZACIÓN DE TRANSPORTE PARA LOS PROXIMOS DOS MESES				
Zona	Tarifa Unitaria Actual (US\$/TM)	Valorización Mensual 2016 (US\$)		Total (US\$)
		Noviembre	Diciembre	
Zona I – A	2.9	54227.1	55925.05	110152.15
Zona I – B	3.42	35716.086	38317.68	74033.766
Zona II	3.2	27384.64	26852.8	54237.44
TOTAL		117327.826	121095.53	238423.356

FUENTE: Datos de la investigación

Cuadro 4.48. Valorización mensual para el transporte de los próximos 2 meses con tarifa calculada

VALORIZACIÓN DE TRANSPORTE PARA LOS PROXIMOS DOS MESES				
Zona	Tarifa Unitaria Calculada (US\$/TM)	Valorización Mensual 2016 (US\$)		Total (US\$)
		Noviembre	Diciembre	
Zona I - A	4.61	86202.39	88901.545	175103.935
Zona I - B	5.55	57960.315	62182.2	120142.515
Zona II	4.1	35086.57	34405.15	69491.72
TOTAL		179249.275	185488.895	364738.17

FUENTE: Datos de la investigación

4.2. Resultados económicos

De acuerdo a los Cuadros 4.47 y 4.48, se observa que en la zona I – A el incremento en la valorización es de US\$ 175103 (37 %), siendo la zona de mayor tiempo de carguío; en la zona I – B alcanzo un incremento de US\$ 120142.515 (38 %) y en la zona II el incremento fue de US\$ 69491.72 (22%).

El incremento general fue de US\$ 126314.81 que representa un 34.63 % con respecto a la facturación actual, así se puede apreciar en el

Cuadro 4.49. Además realizando una estimación anual se tendría un incremento de US\$ 757888.86 (US\$126314. 81 para 2 meses) como promedio estimado para un año, en favor de la empresa contratista de transporte.

Cuadro 4.49. Porcentaje de Incremento de la valorización para los meses noviembre y diciembre

PORCENTAJE DE INCREMENTO GENERAL DE VALORIZACIÓN				
Zona	Total Con tarifa Calculada (US\$)	Total Con tarifa presente (US\$)	Incremento	% Incremento
Zona I - A	175103.94	110152.15	64951.79	37.09
Zona I - B	120142.52	74033.77	46108.75	38.38
Zona II	69491.72	54237.44	15254.28	21.95
TOTAL	364738.17	238423.36	126314.81	34.63

FUENTE: Datos de la investigación

4.3. Discusión

Según los antecedentes de la investigación, se citó a Miranda (2010) con su tesis “Sobrecarga en el transporte de mineral y la influencia en el inadecuado uso de los equipos sobre neumáticos en la Mina San Rafael” en cuyos resultados indica que el uso de los camiones sobrecargados que se encuentran a velocidades promedio de 30 a 35 km/h están en discordancia con los parámetros establecidos por los fabricantes de 17 km/h a 24 km/h. En la presente investigación se realizó el cálculo de velocidades de los volquetes cargados de mineral, cuyo resultado promedio fue de 10.15 km/h en interior mina (pendiente positiva de 12%) y de 14.83 km/h en superficie (0% de pendiente) (ver Cuadros 4.13 y 4.14), por lo que se concluye que según tales resultados

obtenidos en esta investigación se encuentran dentro de los estándares de velocidad de los volquetes (Cuadro 4.12).

Miranda (2010) también concluye que los índices de rentabilidad de uso para condiciones normales establecen valores bastantes bajos a ello se indica que estas condiciones no son manejados por los contratistas que aparentemente quieren obtener ganancias en base al manejo físico de las unidades en condiciones de sobrecarga. En la presente investigación se realiza el cálculo de nuevas tarifas unitarias por zonas de la unidad minera Arcata, en base a resultados de productividad de los camiones y la distancia en la que estos transportan el mineral, estas nuevas tarifas son incrementadas en un promedio de 34.63 % (Cuadro 4.49).

Baldeón (2011) en los resultados de su tesis, indica que el ciclo total de transporte, y las distancias hacia las cámaras de carguío, son mayores a medida que se profundizan las labores teniendo como promedio 1.08 horas de tiempo total de ciclo; el resultado del costo horario del equipo (volquete) es de 40 US\$/h, además de un costo total de 18.3 US\$/TM. En la presente investigación los resultados indicaron que el tiempo total del ciclo del transporte minero también es mayor a medida que las labores mineras profundizan (Cuadro 4.28). El promedio de las tarifas unitarias calculadas por zonas varía entre 4.10 a 5.55 US\$/TM (Cuadro 4.48), por lo que haciendo la comparación con la tesis de Baldeón, el costo por tonelada métrica transportada es menor.

CONCLUSIONES

- Con la determinación de los ciclos totales de acarreo y transporte minero subterráneo con volquetes, se pudo calcular la productividad horaria real en la Unidad Operativa de Arcata, siendo esta 10.156 TM/h como promedio y equivalente al 77.9 % de la productividad máxima siendo esta 13.038 TM/h como promedio.
- Los factores que influyen en el cálculo de la productividad son el tiempo, la eficiencia relacionada al equipo y al personal, además del material a transportar.
- Con la determinación de la productividad horaria real, se pudo establecer las tarifas unitarias por cada zona de trabajo, las cuales permitan generar un incremento en la facturación de 34.63 % que representa la suma de US\$ 126314.81 hasta fin de año.
- El cálculo de la productividad horaria real indica que esta constituye el 77.90 % de la producción óptima posible, debido a lo dilatado del tiempo de carguío en los ore pass.

- Se determinó el número óptimo de unidades que permitan cubrir el programa de producción de la empresa, el cual será de 8 volquetes (7 volquetes en operación y 1 en stand by)

SUGERENCIAS

- Se recomienda establecer las nuevas tarifas en un próximo contrato con el titular minero para poder así cubrir los gastos de propiedad y operativos que incurre en estos equipos.
- Se recomienda estandarizar el uso de cámaras de acumulación de carguío, a distancias cercanas a las tolvas, que permitan disminuir el tiempo de carguío, debido a que los volquetes tienden a estar cautivos por más de 02 horas en el carguío mediante ore pass.
- Incrementar el número de equipos de carguío scoops, para evitar los tiempos muertos.
- Brindar una mejor remuneración a los operadores de volquetes, ya que el capital humano es el motor de la operación, así estos trabajadores se sientan más identificados con la empresa.

BIBLIOGRAFÍA

- AYLLON, J. (2010) “Texto guía de maquinaria y equipo de construcción”
- BALDEÓN, Z. (2011) “Gestión en las operaciones de Transporte y acarreo para el incremento de la Productividad en CIA. Minera Condestable S.A.”
- BOCANEGRA, J. (1993) “Rendimiento y Costos de Operación de Equipos de Carga y Transporte Mina San Rafael”
- CENTRO DE ENTRENAMIENTO REV. 03 “Manual de operación Volvo FMX”
- CHAM, K. (2009) “Diseño y Evaluación Técnico Económica de un nuevo Sistema de Carguío y Transporte para la Minería de Hundimiento”
- CONDORI, C. (1992) “Estudio de Carguío y Transporte de Mineral en Zona I, Unidad de Producción Cobriza CENTROMIN Perú”
- DIAZ, M. (2009) “Carga, transporte y extracción en minería subterránea”

- FERNANDEZ, P. (1988) “El mantenimiento planificado de la maquinaria minera”
- INGEMMET (1993) BOLETIN N° 46 “Geología de los cuadrángulos de Huambo y Orcopampa
- JIMÉNEZ, J (2005) “Maquinaria pesada y movimiento de tierras”.
- LLANQUE, O. (2008) “Servicios auxiliares mineros”
- LOPEZ, C. (1997) “ Manual de evaluación y diseño de explotaciones de minas”
- NOVITZKY, A. (1975) “Métodos de explotación Subterránea y planificación de Minas”
- SERRUTO, J. (2005) “Control de calidad geológico – Supervisión en la Unidad Minera Arcata prácticos.
- TRUJILLO, A. (2011) “Mejoramiento Continuo en el Control de carguío y acarreo con camiones en Mina CIA. Condestable S.A.”
- VIDAL, M. (2010) “Estudio del Cálculo de la flota de camiones para una Operación Minera a Cielo Abierto”

ANEXOS

ANEXO 01

INFRACCIONES DE TRÁNSITO – UNIDAD OPERATIVA DE

ARCATA

Infracciones de tránsito - Unidad Operativa Arcata

CÓDIGO	INFRACCIÓN A LA CONDUCCIÓN	NIVEL
A-01	ADELANTAR O SOBREPASAR EN FORMA INDEBIDA A OTRO VEHÍCULO	Grave
A-02	NO CEDER EL PASO A VEHÍCULOS QUE TIENE PREFERENCIA	Grave
A-03	NO CONSERVAR SU DERECHA AL TRANSITAR (CASO DE DOBLE VÍA)	Grave
A-04	CONDUCIR UN VEHÍCULO CON MAYOR NÚMERO DE PERSONAS QUE INDICA LA TARJETA DE PROPIEDAD	Muy Grave
INFRACCIÓN A LOS DISPOSITIVOS DE CONTROL		
B - 01	NO RESPETAR LAS SEÑALES PREVENTIVAS Y REGULADORAS	Grave
B - 02	ESTACIONARSE EN FORMA INDEBIDA Y EN LUGARES NO AUTORIZADOS	Grave
INFRACCIONES A LA SEGURIDAD		
C- 01	TRANSPORTAR CARGA O MERCANCIAS PELIGROSAS SIN OBSERVAR LAS RESTRICCIONES	Leve
C- 02	TRANSPORTAR CARGA QUE SOBREPASA LA CARROCERÍA SIN LOS DISPOSITIVOS DE SEGURIDAD	Leve
C- 03	CONDUCIR VEHÍCULOS SIN CUMPLIR CON LAS RESTRICCIONES QUE CONSIGNA SU LICENCIA DE CONDUCIR MTC	Leve
C- 04	CONDUCIR VEHÍCULOS HACIENDO USO DEL TELÉFONO CELULAR O RADIO COMUNICACIÓN	Leve
C- 05	CONDUCIR VEHÍCULOS CON LUNAS TRIZADAS	Grave
C- 06	CONDUCIR VEHÍCULOS CUYA BANDA DE RODADURA SE ENCUENTRA EN MAL ESTADO PONIENDO EN RIESGO	Leve
C- 07	NO LLEVAR PUESTO EL CINTURÓN DE SEGURIDAD	Leve
C- 08	CONDUCIR EL SCOOP CON EL LAMPÓN PARA ARRIBA (SEGÚN ACUERDO DEL COMITÉ)	Leve
INFRACCIONES A LA VELOCIDAD		
D - 01	NO RESPETAR LOS LÍMITES DE SEGURIDAD ESTABLECIDOS	Muy Grave
INFRACCIONES AL ESTACIONAMIENTO		
E - 01	ESTACIONARSE EN CARRETERAS Y VÍAS SIN UTILIZAR LOS DISPOSITIVOS DE PREVENCIÓN	Grave
INFRACCIONES A LA DOCUMENTACIÓN		
F - 01	CONDUCIR UN VEHÍCULO U EQUIPO SIN TENER LICENCIA DE INTERNA DE HM	Muy Grave
F - 02	CONDUCIR UN VEHÍCULO CON LICENCIA QUE NO CORRESPONDA A LA CATEGORÍA	Muy Grave
F - 03	CONDUCIR VEHÍCULOS CON LICENCIA VENCIDA	Leve
F - 04	NO LLEVAR CONSIGO TARJETA DE PROPIEDAD, SOAT, LICENCIA INTERNA, FOTOCHECK Y CHECK LIST DE PRE - USO	Leve
F - 05	CIRCULAR EQUIPOS (MAQUINARIAS) SIN CONTAR CON LIEBRE DE SEGURIDAD	Leve
INFRACCIONES AL MEDIO AMBIENTE		
G - 01	CIRCULAR PRODUCIENDO CONTAMINACIÓN UN ÍNDICE SUPERIOR A LOS LÍMITES	Leve
LEYENDA		
	LEVE	Suspensión de licencia de conducir por dos días
	GRAVE	Suspensión de licencia de conducir por cuatro días
	MUY GRAVE	Suspensión definitiva de la licencia de conducir
NOTA	Cualquier otra falta no especificada en esta relación deberá ser analizada por el comité de tránsito a más tardar 24 horas de sucedido el evento	

ANEXO 02

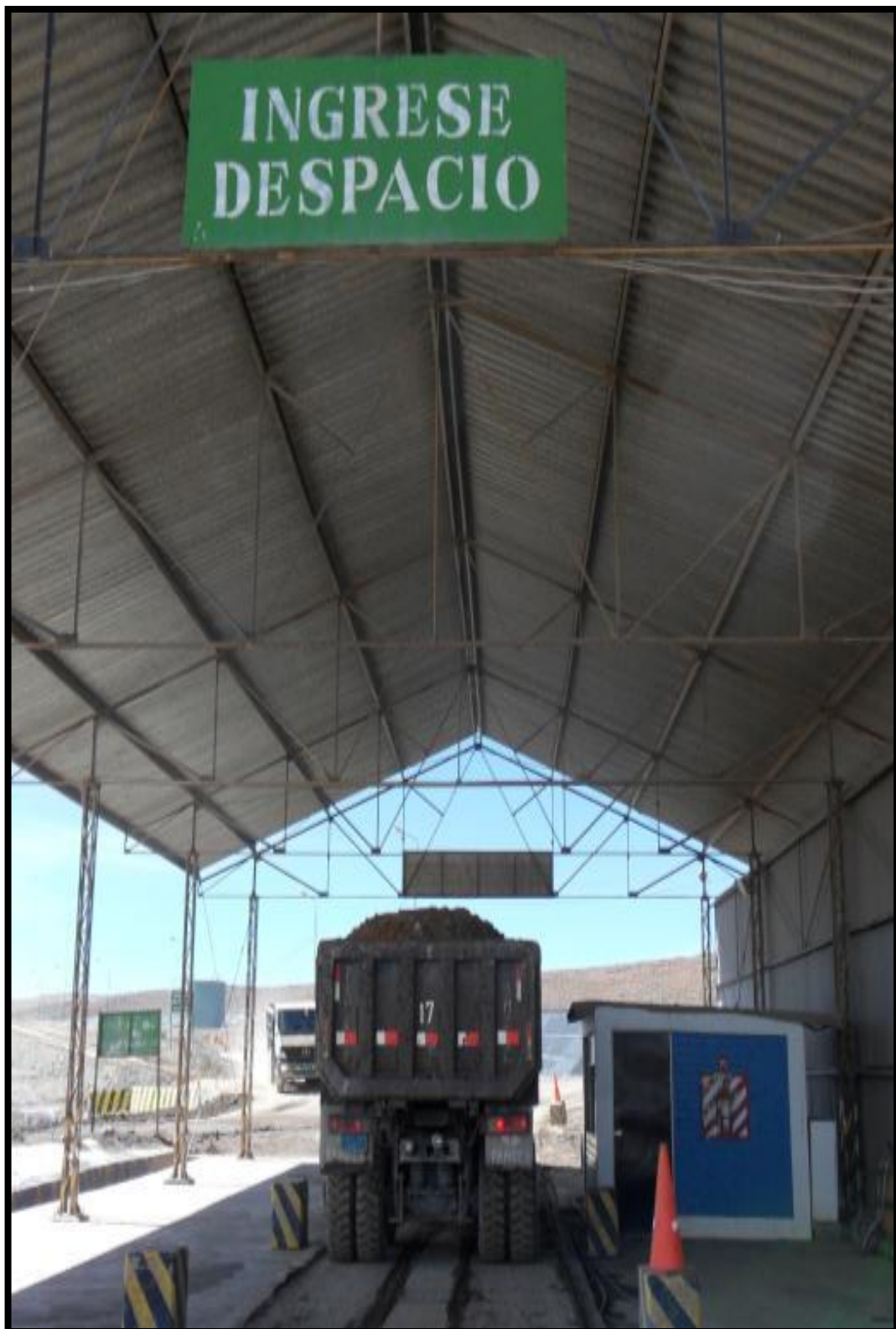
PLANO DE UBICACIÓN BY PASS 6488

PLANO DE UBICACIÓN

ANEXO 03

PESADO DE MINERAL Y DESTARE EN BALANZA

Pesado de Mineral y destare en balanza



ANEXO 04

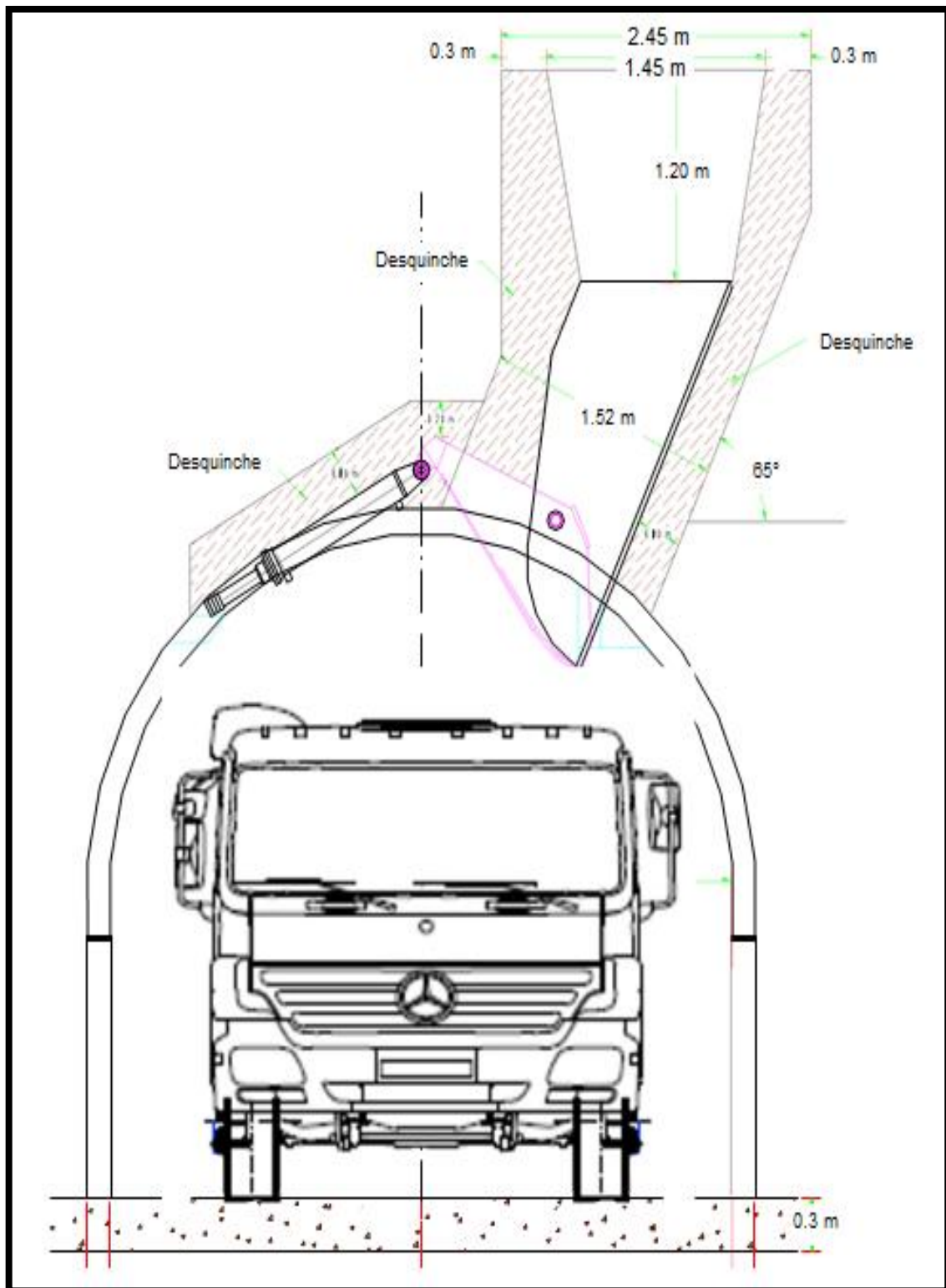
**CONDICIONES OPERATIVAS DE LA RAMPA PARA EL
TRANSPORTE MINERO SUBTERRÁNEO**

ANEXO 05

CONDICIONES OPERATIVAS DEL ORE PASS PARA EL

CARGUÍO DE MINERAL

Condiciones operativas del ore pass para carguío de mineral



ANEXO 06

MATRIZ DE CONSISTENCIA DE LA INVESTIGACIÓN

MATRIZ DE CONSISTENCIA

Título: CÁLCULO DE LA PRODUCTIVIDAD MÁXIMA POR HORA DE LOS VOLQUETES EN EL TRANSPORTE MINERO SUBTERRÁNEO EN LA UNIDAD MINERA ARCATÁ, 2016

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES INDICADORES	MUESTRA	DISEÑO	INSTRUMENTOS
<p>Problema General ¿Cómo afecta el transporte minero subterráneo a la máxima productividad por hora de los volquetes FMX en la Unidad Minera Arcata, 2016?</p>	<p>Objetivo General Determinar la productividad máxima por hora de los volquetes en el transporte minero subterráneo en la unidad minera Arcata, 2016</p>	<p>Hipótesis General Que con la determinación de los costos totales de acarreo y transporte minero subterráneo, se podrá calcular la productividad horaria real de los volquetes en la unidad operativa de Arcata.</p>	<p>Variable Independiente La productividad máxima por hora de los volquetes.</p> <p>Indicadores - Producción horaria de transporte. - Eficiencia de equipos. - Costo generado en transporte material</p>	<p>Población Toda la flota de transporte de la Empresa Unitaria Minera Transportes Arcata, que consta de 03 unidades vehiculares.</p> <p>Muestra Unidad de transporte minero IESA 20 (volquete FMX de 25 TM de capacidad)</p>	<p>Método Descriptivo</p> <p>Estrategia • Trabajo de Gabinete (descripción de las características de volquetes, métodos de carga y transporte de mineral y factores que afectan el trabajo de los volquetes) • Trabajo de Campo (condiciones operativas de transporte, determinación de ciclo total de acarreo, producción horaria de transporte y cálculo de costo por tonelada de material transportado)</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Reglamento de Seguridad e Higiene Minera -D.S. 065-2010 • Guía corporativa estándar de tránsito vehicular • Características mínimas de los vehículos pesados • Tablas estadísticas de toma de datos.
<p>Problemas Específicas a) ¿Cuáles son los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX, según las condiciones de operación? b) ¿Cómo afecta la productividad de los volquetes FMX en la operación, a los beneficios económicos de la empresa?</p>	<p>Objetivos Específicos a) Determinar los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX según las condiciones de operación. b) Realizar un análisis de costos para optimizar la productividad de los volquetes FMX en la operación.</p>	<p>Hipótesis Específicas a) Que, los factores que influyen en el cálculo de la productividad por hora de los volquetes FMX, según las condiciones de operación podrían ser la eficiencia del equipo, el tiempo de transporte, material a transportar y factores personales del operador b) Que realizando un análisis de costos se podrán establecer tarifas unitarias, las cuales podrían ayudar a mejorar la economía de la empresa</p>	<p>Variable dependiente Transporte Minero subterráneo.</p> <p>Indicadores - Tiempo de ciclo de transporte minero. - Condiciones reales de operación. - Nivel de desempeño del operador.</p>			