

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN-TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE CAMIONES  
PARA EL AUMENTO DE PRODUCCIÓN A 1 090 000  
BCM EN LA MINA COLQUIJIRCA – TAJO NORTE  
PARA EL AÑO 2016**

**TESIS**

Presentada por:

Bach. Juan Carlos Feliciano Mamani

Para optar el Título Profesional de:

**INGENIERO DE MINAS**

TACNA – PERÚ

2018

**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN-TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**DIMENSIONAMIENTO DE FLOTA DE CAMIONES  
PARA EL AUMENTO DE PRODUCCIÓN A 1 090 000  
BCM EN LA MINA COLQUIJIRCA – TAJO NORTE  
PARA EL AÑO 2016**

Tesis sustentada y aprobada el 4 de septiembre del 2018, estando integrando el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE

.....  
MSc. EDGARDO TEÓFILO VALDEZ CORTIJO

1er. MIEMBRO  
(SECRETARIO)

.....  
Dr. JULIO VARGAS PANIAGUA

2do. MIEMBRO  
(VOCAL)

.....  
Dr. EDGAR FAUSTINO TAYA OSORIO

ASESOR

.....  
Dr. JULIO MIGUEL FERNANDEZ PRADO

## **DEDICATORIA**

*A mis padres, hermana y a mi amada  
Katerin, quienes me apoyaron todo el  
tiempo.*

## **AGRADECIMIENTOS**

Agradezco a Dios por ser tan maravilloso que me dio fuerzas y valor para culminar esta etapa de mi vida.

A mis padres por la confianza y el apoyo en el trayecto de mi vida.

Al Doctor Julio Fernández Prado por su valiosa guía y asesoramiento en la elaboración de esta tesis, y a todos los docentes de la escuela de Ingeniería de Minas.

## CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN	xi
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1. Antecedentes del problema	3
1.2. Identificación y formulación del problema	6
1.3. Justificación	7
1.4. Objetivos	9
1.4.1. Objetivo general	9
1.4.2. Objetivos específicos	9
1.5. Hipótesis	10
1.5.1. Hipótesis general	10
1.5.2. Hipótesis específicos	10
1.6. Variables e Indicadores	11
CAPÍTULO II	14
MARCO TEÓRICO	14
2.1. Antecedentes del estudio	14
2.2. Bases teóricas	15
2.2.1. Introducción de equipos para minas a tajo abierto.	15
2.2.2. Sistema de carguío transporte.	15
2.2.3. Fundamentos de un sistema de carguío y acarreo.	18
2.2.4. Equipos de carguío y transporte.	32
2.2.5. Tiempos en un sistema de carguío y acarreo.	45
2.2.6. Equilibrio entre el tamaño de los volquetes y equipos de carga	51
2.2.7. Dimensionamiento de la flota de volquetes	52

2.3.	Definición de términos	55
2.3.1.	Parámetros geométricos para los equipos de carguío y transporte en operaciones a tajo abierto.	55
2.3.2.	Carguío y transporte.	61
	CAPÍTULO III	62
	METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN	62
3.1.	Descripción de área de trabajo	62
3.1.1.	Ubicación	62
3.1.2.	Accesibilidad	62
3.1.3.	Clima	63
3.1.4.	Vegetación	64
3.1.5.	Suelo	65
3.1.6.	Sismicidad	65
3.1.7.	Geología local	66
3.1.8.	Geología regional	66
3.1.9.	Geología estructural	67
3.1.10.	Geología económica	68
3.1.11.	Método de explotación superficial - tajo norte	70
3.1.12.	Objetivo de minado	71
3.1.13.	Criterios técnicos y parámetros técnicos	73
3.1.14.	Ciclo de minado	76
3.2.	Tipo y nivel de la investigación	81
3.2.1.	Tipo de la investigación	81
3.2.2.	Nivel de la investigación	81
3.2.3.	Diseño de la investigación	81
3.3.	Población y muestra del estudio	82
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	83
3.5.	Métodos y técnicas de procesamiento	85
3.5.1.	Planeamiento de minado	85
3.5.2.	Cálculo de número de equipos de carguío y acarreo.	91

3.6. Cálculo de costos unitarios	129
CAPÍTULO IV	146
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	146
4.1. Rendimiento de volquetes por meses	146
4.2. Rendimiento de camiones por meses	158
4.3. Costos unitarios de volquetes por meses	159
4.4. Costos unitarios de camiones por meses	165
4.5. Costo total de la producción	166
CONCLUSIONES	168
RECOMENDACIONES	169
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	170
ANEXO	172

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1:</b> Producción periodo 2015	5
<b>Tabla 2:</b> Producción periodo 2016	7
<b>Tabla 3:</b> Equipos en Mina Periodo 2015	8
<b>Tabla 4:</b> Talud final de banco	76
<b>Tabla 5:</b> Rendimiento de equipos de carguío	79
<b>Tabla 6:</b> Rendimiento de equipos de acarreo	80
<b>Tabla 7:</b> Ficha de registro de datos	84
<b>Tabla 8:</b> Producción periodo 2016	87
<b>Tabla 9:</b> Zonas y niveles	87
<b>Tabla 10:</b> Producción de mineral y desmonte por zonas	89
<b>Tabla 11:</b> Planeamiento de minado y distancias de transporte por mes	90
<b>Tabla 12:</b> Tiempo de carguío de pala RH90	92
<b>Tabla 13:</b> Tiempo de carguío de excavadora CAT 385	93
<b>Tabla 14:</b> Registro de tiempos en segundos de volquetes	95
<b>Tabla 15:</b> Velocidades Promedio en función de la pendiente	99
<b>Tabla 16:</b> Registro de tiempos en segundos de camiones	100
<b>Tabla 17:</b> Velocidades Promedio en función de la pendiente para camiones C777D	102
<b>Tabla 18:</b> Tiempo de acarreo de material mineral y desmonte en (min)	103
<b>Tabla 19:</b> Tiempo fijo de pala hidráulica RH90	104
<b>Tabla 20:</b> Tiempo fijo de excavadora CAT 385	105
<b>Tabla 21:</b> Tiempo de ciclo para mineral y desmonte en (min)	106
<b>Tabla 22:</b> Propiedades físicas del material	108
<b>Tabla 23:</b> Rendimiento de la pala RH90	110
<b>Tabla 24:</b> Rendimiento de la excavadora CAT 385	111
<b>Tabla 25:</b> Número de volquetes para mineral	125
<b>Tabla 26:</b> Número de volquetes y camiones para desmonte	126
<b>Tabla 27:</b> Tarifa según Adenda	142
<b>Tabla 28:</b> Tarifa según Adenda expresado en \$/BCM-min	143
<b>Tabla 29:</b> Tabla de distancias y tiempos fijo del mes de enero	143



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura 1.</b> Sistema e intervención de los equipos durante las operaciones de minado	19
<b>Figura 2.</b> Diagrama de selección de equipos.	33
<b>Figura 3.</b> Equipos de carguío en minería superficial.	33
<b>Figura 4.</b> Excavadora Hidráulica.	36
<b>Figura 5.</b> Especificaciones técnicas de una excavadora.	40
<b>Figura 6.</b> Ángulos de giro en excavadoras.	43
<b>Figura 7.</b> Tiempos de ciclo de carguío con excavadora.	44
<b>Figura 8.</b> Tiempos en un sistema de carguío y transporte (acarreo).	47
<b>Figura 9.</b> Velocidad desarrollada por el camión en función al tramo.	50
<b>Figura 10.</b> Etapas de cálculo para el dimensionamiento de una flota de volquetes.	54
<b>Figura 11.</b> Fotografía tajo norte.	71
<b>Figura 12.</b> Diseño de bancos y rampas.	74
<b>Figura 13.</b> Diseño de bermas.	75
<b>Figura 14.</b> Parámetros de diseño.	75
<b>Figura 15.</b> Plan de minado 2016.	86
<b>Figura 16.</b> Zonas de trabajo en el tajo.	88
<b>Figura 17.</b> Planeamiento por zonas.	89
<b>Figura 18.</b> Tiempo de acarreo de desmonte zona Intermedia Botadero	Norte – 114
<b>Figura 19.</b> Tiempo de acarreo de desmonte zona Intermedia Botadero	Sur – 115
<b>Figura 20.</b> Tiempo de acarreo de desmonte zona Botadero	Desbroce – 116
<b>Figura 21.</b> Tiempo de acarreo de mineral zona Intermedio – Cancha de Transferencia	Norte 120
<b>Figura 22.</b> Tiempo de acarreo de mineral zona Intermedio Cancha de Transferencia	Sur – 121
<b>Figura 23.</b> Gráfico de número de volquetes.	127
<b>Figura 24.</b> Gráfico de número de camiones	128
<b>Figura 25.</b> Rendimiento de volquetes mes enero	146
<b>Figura 26.</b> Rendimiento de volquetes mes febrero	147
<b>Figura 27.</b> Rendimiento de volquetes mes marzo.	148
<b>Figura 28.</b> Rendimiento de volquetes mes abril.	149
<b>Figura 29.</b> Rendimiento de volquetes mes mayo.	150
<b>Figura 30.</b> Rendimiento de volquetes mes junio	151
<b>Figura 31.</b> Rendimiento de volquetes mes julio	152
<b>Figura 32.</b> Rendimiento de volquetes mes agosto	153

<b>Figura 33.</b> Rendimiento de volquetes mes septiembre	154
<b>Figura 34.</b> Rendimiento de volquetes mes octubre	155
<b>Figura 35.</b> Rendimiento de volquetes mes noviembre	156
<b>Figura 36.</b> Rendimiento de volquetes mes diciembre	157
<b>Figura 37.</b> Rendimiento de camiones durante el año	158
<b>Figura 38.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes enero	159
<b>Figura 39.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes febrero.	159
<b>Figura 40.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes marzo	160
<b>Figura 41.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes abril.	160
<b>Figura 42.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes mayo	161
<b>Figura 43.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes junio.	161
<b>Figura 44.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes julio	162
<b>Figura 45.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes agosto	162
<b>Figura 46.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes       septiembre	163
<b>Figura 47.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes octubre	163
<b>Figura 48.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes       noviembre.	164
<b>Figura 49.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes diciembre	164
<b>Figura 50.</b> Precio unitario (US\$/BCM) de camiones	165
<b>Figura 51.</b> Costo total de producción (US\$)	166

## RESUMEN

El propósito principal de esta tesis es calcular el número de volquetes y camiones óptimos que nos permita transportar la producción de mineral y desmonte en una operación minera a cielo abierto, a la cual, se hace un planeamiento de minado anual como una estrategia operativa, ya que en dicha mina la producción es muy dinámica.

Después de ubicar los frentes de trabajo, se procede a calcular las distancias a sus respectivos destinos que son botadero o cancha de transferencia, la cual dependerá del tipo de material, ya sea desmonte o mineral respectivamente, luego se calcula los tiempos de los ciclos de carguío y acarreo para poder calcular el número de camiones y volquetes, y posteriormente calcular el costo unitario partiendo de las tarifas horarias de los equipos de carguío y acarreo.

## INTRODUCCIÓN

El cálculo de flota de acarreo en la minería a cielo abierto es un proceso de planificación recurrente, las expansiones y variabilidad de las producciones se verán reflejados en los planes mineros, y por consecuencia tendremos modificaciones en la planificación del proceso de carguío y transporte, y este tendrá un impacto directo en el tamaño de la flota de camiones y volquetes requerida para el transporte de material.

En toda operación minera se ha tenido una variable crítica con el transporte de mineral o desmonte, ya que con el tiempo las distancias de estos destinos van aumentando y esto hace que nuestro P.U. (US\$/BCM) también aumente; por lo tanto los rendimientos de los equipos van bajando, y para compensar esto se tiene que aumentar el número de volquetes y camiones.

Entonces es de vital importancia enfocarse en el transporte en mina, y gracias al planeamiento de minado podemos hacer cálculos y tener estimaciones como la cantidad de material que se requiere mover cada

mes; y por lo tanto, también saber el número de equipos que se requiere para mover dicha cantidad de material teniendo en cuenta las distancias, pendientes, condiciones de los accesos y tiempo de ciclo. Este cálculo se podrá apreciar a lo largo del desarrollo de la tesis.

Los capítulos que se desarrollarán en el presente trabajo comprende:

Capítulo I Planteamiento del problema: Antecedentes, identificación y formulación del problema, justificación objetivos, hipótesis, variables e indicadores.

Capítulo II Marco teórico: Antecedentes del estudio, bases teóricas y definición de términos.

Capítulo III Marco metodológico: Descripción del área de trabajo, tipo y nivel de investigación, población, muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos, métodos y técnicas de procesamiento.

Capítulo IV Resultados y discusiones: Resultados de rendimientos, costos unitarios y discusiones.

Finalmente tenemos las conclusiones y las referencias bibliográficas

## **CAPÍTULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1. Antecedentes del problema**

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. en su Unidad Minera Colquijirca, Tinyahuarco – Cerro de Pasco, realiza sus operaciones de explotación bajo el método de tajo abierto, denominada Tajo Norte que explota minerales polimetálicos, en donde está distribuido por tipo de mineral; Tipo I, Tipo II y Tipo III. La mineralización Tipo I se caracteriza por su alto contenido en cobre, plata y bismuto, en la zona central. La mineralización Tipo II representa a la zona de transición, caracterizada por alto contenido de cobre, plata, bismuto, zinc y plomo, siendo una zona muy compleja. La mineralización Tipo III es el halo más externo de la mineralización y el de mayor importancia económica por su volumen.

En el periodo 2015 la producción ha sido muy variable, ya que en los tres primeros meses se ha tenido una producción promedio de 780 000 BCM mensuales considerando extracción de mineral y desmonte, esta producción se pudo obtener gracias a la flota de camiones mineros de gran dimensión CAT 777D, la cual explotó la fase de desbroce (desmonte).

Los nueve meses restantes del periodo 2015, la flota de camiones de gran dimensión se puso en stand by y solo trabajaron los camiones volquetes Actros 4144, para poder priorizar la explotación de fondo mina en donde se encuentra mineral en su mayor parte, esta decisión es el reflejo de la caída de los precios de los minerales en dichos meses; en el siguiente cuadro podemos apreciar la producción del periodo 2015.

Tabla 1  
Producción periodo 2015

<b>Minado 2015</b>	<b>MINERAL III BCM</b>	<b>MINERAL I BCM</b>	<b>MINERAL II BCM</b>	<b>DESMONTE BCM</b>	<b>TOTAL BCM</b>	<b>S/R</b>
Enero	60 005	16 864	0	686 278	763 147	8,9
Febrero	74 886	16 474	0	694 428	785 788	7,6
Marzo	91 326	12 828	0	665 950	770 104	6,4
Abril	101 866	8 830	1 490	315 648	427 834	2,8
Mayo	51 940	0	0	381 849	433 789	7,4
Junio	90 463	11 554	8 467	346 750	457 234	3,1
Julio	67 081	29	21 041	434 277	522 428	4,9
Agosto	135 426	0	0	447 971	583 397	3,3
Septiembre	75 881	0	0	498 731	574 612	6,6
Octubre	66 831	0	0	496 905	563 736	7,4
Noviembre	79 960	325	2 494	402 612	485 390	4,9
Diciembre	66 051	0	0	190 251	256 302	2,9
	<b>961 717</b>	<b>66 904</b>	<b>33 491</b>	<b>5 561 650</b>	<b>6 623 761</b>	

Fuente: Oficina técnica – planeamiento mina, 2015.

El cuadro anterior muestra la producción real que se ha tenido durante el periodo 2015, también se debe detallar que el último mes del periodo se tuvo una producción baja, debido a que los últimos días del mes se tuvo una huelga de los trabajadores.

También se puede ver que en los primeros meses hay una mayor relación de stripping ratio, ya que se tenía una mayor explotación de desbroce, en los meses restantes bajo esta relación porque se dio prioridad a la explotación de mineral.



## 1.2. Identificación y formulación del problema

En la mina Colquijirca – Tajo Norte para el año 2016 la Sociedad Minera El Brocal S.A.A. plantea priorizar la ampliación del tajo para poder explotar mineral en los bancos de la zona intermedia y fondo de tajo, para esto el plan de minado del 2016 tiene una producción de 1 090 000 BCM mensuales considerando material de mineral y desmonte, los cuales tendrán destinos de cancha de transferencia y botadero Condorcayan respectivamente.

¿Cuál es la flota de camiones apropiado para el incremento de la producción en la mina Colquijirca – Tajo Norte?

¿Se logrará mejorar la productividad con la selección de equipos y esto se verá reflejada en los costos unitarios (US\$/BCM)?

¿Será posible determinar el tiempo del ciclo total de las rutas nuevas?

¿El buen dimensionamiento de la flota de camiones se reflejará en los costos unitarios?

Tabla 2  
Producción periodo 2016

<b>Minado 2016</b>	<b>MINERAL III BCM</b>	<b>MINERAL I BCM</b>	<b>MINERAL II BCM</b>	<b>DESMONTE BCM</b>	<b>TOTAL BCM</b>	<b>S/R</b>
Enero	140 811	0	0	949 549	1 090 360	6,7
Febrero	138 444	0	0	952 154	1 090 598	6,9
Marzo	137 461	0	0	953 029	1 090 490	6,9
Abril	138 485	0	29 665	922 343	1 090 493	5,5
Mayo	140 595	0	646	949 410	1 090 652	6,7
Junio	140 631	0	36 149	913 268	1 090 048	5,2
Julio	141 252	0	59 817	888 995	1 090 064	4,4
Agosto	139 369	0	16 489	934 442	1 090 301	6,0
Septiembre	139 492	0	26 727	924 688	1 090 907	5,6
Octubre	140 469	0	1 826	948 103	1 090 399	6,7
Noviembre	140 037	0	0	950 179	1 090 216	6,8
Diciembre	141 328	0	0	948 721	1 090 050	6,7
	<b>1 678 374</b>	<b>0</b>	<b>171 320</b>	<b>11 234 883</b>	<b>13 084 577</b>	

Fuente: Oficina técnica – planeamiento mina, 2016.

### 1.3. Justificación

La flota actual de equipos que son camiones volquetes Actros 4144 de 20 m<sup>3</sup> de capacidad las cuales trabajan con excavadoras CAT-385, esta predeterminada para cumplir una producción de 550 000 BCM mensuales; pero si se incluye a esta flota los camiones CAT777 que trabajan con una pala hidráulica Bucyrus RH-90, la producción predeterminada es de 780 000 BCM.

Tabla 3  
Equipos en Mina Periodo 2015

<b>Equipos de carguío</b>	<b>Equipos de acarreo</b>	<b>Equipos auxiliares</b>
-3 Excavadoras CAT-385	-42 Camiones volquete Actros 4144	-2 Cisternas de agua
-1 Pala hidráulica Bucyrus RH-90	-8 Camiones CAT777	-4 Tractores orugas
-1 Cargador frontal		-2 Motoniveladoras
		-1 Retroexcavadora
		-1 Rodillo

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Debido a un nuevo replanteo de opciones y prioridades de minado se optó por el incremento de la producción a 1 090 000 BCM. Esta será la nueva adenda contemplada contractualmente entre la Sociedad Minera El Brocal y Consorcio Pasco Stracon GyM.

Para este incremento es necesaria la evaluación técnica, para lograr la óptima selección de equipos de acarreo; para poder alcanzar la meta de aumentar la producción de material de mineral y desmonte.

## **1.4. Objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general**

Determinar técnicamente y económicamente la flota de acarreo para el incremento de la producción a 1 090 000 BCM en la mina Colquijirca Tajo Norte – Consorcio Pasco Stracon GyM.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

- Calcular rendimientos de los equipos de carguío y acarreo.
- Toma de tiempos en el ciclo de carguío y acarreo.
- Calcular costos unitarios.

## **1.5. Hipótesis**

### **1.5.1. Hipótesis general**

El cálculo de flota de acarreo para el incremento de la producción de 1 090 000 BCM, será factible técnicamente y económicamente en la mina Colquijirca – Tajo Norte.

### **1.5.2. Hipótesis específicos**

- Es necesario calcular los rendimientos de los equipos de acarreo para poder determinar el óptimo dimensionamiento, ya sea operativa o técnicamente.
- Es de suma importancia el cálculo de tiempos del ciclo de carguío y acarreo, porque inciden directamente en los rendimientos.
- Los costos unitarios ratifican el óptimo dimensionamiento de la flota de camiones.

## 1.6. Variables e Indicadores

### Variables:

#### A. Independientes

- Producción mensual.

#### B. Dependientes

- Aumento de flota de carguío y acarreo.

### Indicadores:

#### A. Independientes

- Frentes de trabajo.
- Números de rutas.

#### B. Dependientes

- Distancias de las rutas.
- Pendientes de rampas.

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES
<p><b>Problema general:</b></p> <p>1. ¿Cuál es la flota de camiones apropiado para el incremento de la producción en la mina Colquijirca – Tajo Norte?</p>	<p><b>Objetivo general:</b></p> <p>Determinar técnicamente y económicamente la flota de acarreo para el incremento de la producción a 1 090 000 BCM en la mina Colquijirca Tajo Norte – Consorcio Pasco Stracon GyM.</p>	<p><b>Hipótesis general:</b></p> <p>El cálculo de flota de acarreo para el incremento de la producción de 1 090 000 BCM, será factible técnicamente y económicamente en la mina Colquijirca – Tajo Norte.</p>	<p>V.I.</p> <p>Producción mensual</p>	<p>a. Frentes de Trabajo</p> <p>b. Número de rutas</p>
<p>2. ¿Se logrará mejorar la productividad con la selección de equipos y esto se verá reflejada en los costos unitarios (US\$/BCM)?</p>	<p><b>Objetivos específicos:</b></p> <p>1. Calcular rendimientos de los equipos de carguío y acarreo.</p>	<p><b>Hipótesis específicas:</b></p> <p>1. Es necesario calcular los rendimientos de los equipos de acarreo para poder determinar el óptimo dimensionamiento, ya sea operativa o técnicamente.</p>	<p>V.D.</p> <p>Aumento de flota de carguío y acarreo</p>	<p>a. Distancias de las rutas</p> <p>b. Pendientes de rampas</p>
<p>3. ¿Será posible determinar el tiempo del ciclo total de las rutas nuevas?</p>	<p>2. Toma de tiempos en el ciclo de carguío y acarreo.</p>	<p>2. Es de suma importancia el cálculo de tiempos del ciclo de carguío y acarreo porque inciden directamente en los rendimientos</p>		
<p>4. ¿El buen dimensionamiento de la flota de camiones se reflejará en los costos unitarios?</p>	<p>3. Calcular costos unitarios.</p>	<p>3. Los costos unitarios ratifican el óptimo dimensionamiento de la flota de camiones.</p>		

MÉTODO Y DISEÑO	POBLACION Y MUESTRA	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS
<p>Tipo de Investigación: CUANTITATIVA - APLICATIVA</p> <p>Nivel de Investigación: DESCRIPTIVO</p> <p>Diseño de Investigación: APLICADA – CUANTITATIVA - DESCRIPTIVO</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>- Interferencia del investigador en el estudio: Observacional</li> <li>- Periodo que se capta la información : Analítico cuantitativo</li> <li>- Evolución del fenómeno estudiado : Transversal</li> <li>- Numero de poblaciones estudiadas: Describir</li> </ul>	<p><b>Universo:</b> Las minas a cielo abierto del Perú</p> <p><b>Muestra:</b> El presente estudio solo tomará la mina Colquijirca – Tajo Norte.</p> <p>Criterio de inclusión: Se toma en consideración la mina Colquijirca – Tajo Norte, por la siguiente razón:</p> <ul style="list-style-type: none"> <li>• La mina Colquijirca – Tajo Norte explota los siguientes minerales</li> <li>• La mina tiene una extensión de 1800 metros de ancho y 30 metros de profundidad.</li> </ul>	<p><b>Método y técnica:</b></p> <p>Elaboración de matriz y recolección de datos mediante observación directa.</p> <p><b>Instrumentos:</b></p> <p>Ficha de registro validado por especialistas.</p>



## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes del estudio

- A. Según Vidal (2010), en su tesis “Estudio de cálculo de flota de camiones para una operación minera”, es un estudio de tipo experimental, donde se afirma que el cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación \$/t para el costo de operaciones mina. El exceso o la falta de camiones incurre directamente en los costos unitarios. El siguiente trabajo es de suma importancia, para poder tener referencia de los costos unitarios. **(Vidal, 2010)**
- B. Según Rodriguez (2013), en su trabajo de pregrado titulado “Modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto”, es un estudio de tipo experimental en la cual dice que en relación a la composición de la flota de camiones, no es posible afirmar que una flota homogénea de camiones sea superior a una flota heterogénea en términos de costos y

rendimientos. Luego, la composición óptima de la flota depende de los tipos de camiones disponibles y de los diversos factores que componen el ciclo de carguío y transporte. Este trabajo le dará sustento técnico a nuestra investigación, en lo que respecta de flotas heterogéneas. (Rodríguez, 2013)

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Introducción de equipos para minas a tajo abierto.**

Equipos de carguío (excavadoras, cargadores frontales y palas), camiones de transporte y perforadoras, constituyen unidades primordiales en las minas a tajo abierto. Los equipos auxiliares típicos incluyen tractores, máquinas niveladoras, camiones de servicio, transportadores de explosivos, perforadoras secundarias y grúas. (Peter, 2001)

### **2.2.2. Sistema de carguío transporte.**

El carguío y el transporte constituyen las acciones que definen la principal operación en una operación minera. Estos

son responsables del movimiento del mineral o estéril que ha sido fragmentado en un proceso de voladura.

En las faenas de gran movimiento de tierra es crucial un diseño eficiente donde, la operación de carguío trabaje en forma integrada con los camiones, que en la mayoría de las aplicaciones constituyen un elemento de alto costo en el carguío y transporte. Por lo tanto, estas dos operaciones unitarias las constituiremos en un sistema, ya que se encuentran estrechamente ligadas entre sí.

Para una óptima planificación y operación de minas se consideran todos los factores que afectan los costos y productividad de estos sistemas. Los camiones y el carguío no pueden trabajar solos como una herramienta efectiva de movimiento de tierra, excepto en raras circunstancias.

Los sistemas de carguío y transporte son ampliamente usados hoy en día en las operaciones mineras por su alta flexibilidad para la extracción del material. Los sistemas de transporte y carguío tienen menos restricciones, pero esto no

significa que sean económicos. La eficiencia y el costo efectivo de estos sistemas son sensibles a varios y diversos elementos, pero cada uno de ellos afecta los costos en un menor grado. La inadecuada combinación de varios factores, aunque ello parezca insignificante, puede resultar costoso en un sistema de transporte y carguío.

No hay un tipo de carguío ideal para todas las aplicaciones. Las palas de cable han dominado el movimiento de tierra de grandes volúmenes debido a su robustez y efectividad de costo, pero las grandes excavadoras hidráulicas han ganado cada vez más terreno.

Para volúmenes pequeños predominan las excavadoras hidráulicas y los cargadores frontales, porque en estas aplicaciones el bajo costo de capital y la movilidad son a menudo un criterio relevante en la optimización del sistema de carguío.

De todos modos, cualquiera sea el tipo de carguío seleccionado, la decisión de usar camiones como la

herramienta de transporte es el criterio que determina el esquema global y la economía de la mina. (Hudson, 2003)

### **2.2.3. Fundamentos de un sistema de carguío y acarreo.**

Un sistema de carguío y acarreo consta de una cantidad específica de: equipos de carguío, de acarreo y equipos auxiliares o de respaldo, la cual definiremos como flota y se explica en la figura 1.

La productividad de la flota y el tiempo necesario para mover una cantidad específica de material está determinada por el número de vehículos de acarreo y equipos de carguío. *“La flota idónea es la flota que puede desplazar el material por menos costo en un periodo definido de tiempo.”* (Ortiz, 2007)

Como primer paso es definir los criterios básicos para el sistema de carguío/acarreo, luego tener una idea clara y precisa de todos los factores que inciden en el sistema de carguío y acarreo, es el punto de mayor relevancia en la productividad, esto nos ayudará a tomar decisiones

adecuadas mejorando el proceso productivo y reduciendo costos para seguir subsistiendo en el mercado.

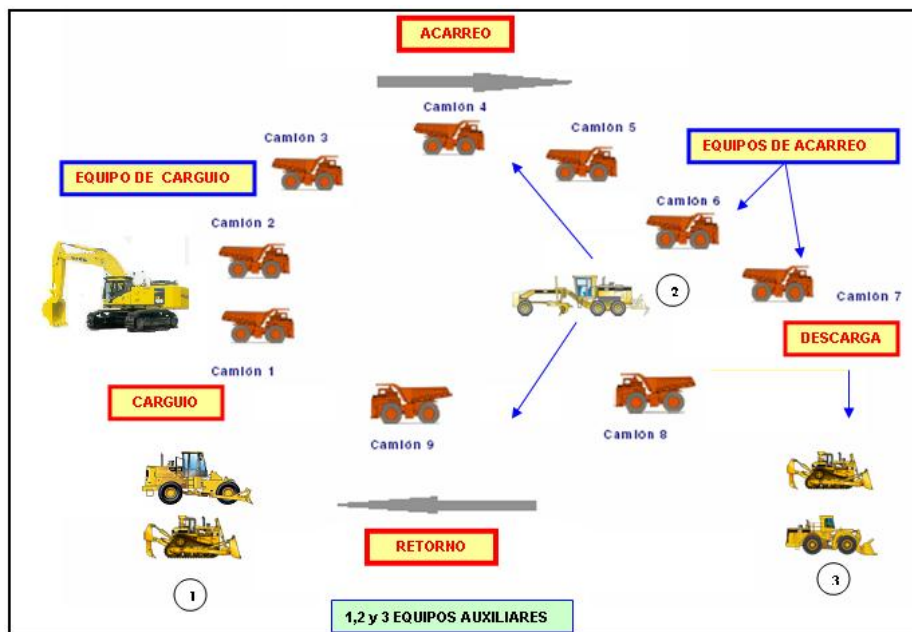


Figura 1. Sistema e intervención de los equipos durante las operaciones de minado  
Fuente: Compendio de Ortiz S, 2007.

### a) Criterios de un sistema de carguío y acarreo.

La principal regla para el diseño en la moderna ingeniería minera es:

*“La maquinaria define el sistema y la geometría del diseño de la explotación”.* (Ortiz y Herrada, 2002)

Todo proceso de selección de maquinaria analiza un conjunto de criterios denominados tanto básicos como generales, así como otro grupo definido como criterios específicos. (Ortiz y Herrada, 2002)

Se considerarán los siguientes criterios de operación en el carguío:

- Producción requerida.
- Tamaño, tipo y capacidad del equipo de carga.
- Altura y espaciado del banco.
- Diseño de la zona de carguío, requerimientos operacionales: amplitud o espaciado de la zona de carguío, nivel de piso.
- Tamaño, altura y tipo de la tolva o camión donde se descarga.

- Tipo y condiciones del material: Abrasión, adhesión, cohesión, ángulo de reposo, compresibilidad. densidad del material, friabilidad, contenido de humedad, higroscopicidad, tamaño de fragmentos, forma de fragmentos, razón de esponjamiento.
- Fragmentación y forma de la pila de escombros.
- Restricciones de mezcla del material (selectividad: control de leyes).
- Condiciones climáticas y altitud.
- Disponibilidad y utilización de equipos.
- Equipos auxiliares.
- Ergonomía.
- Eficacia del operador: Experiencia, destreza y capacitación del operador.



Los más importantes criterios en el acarreo son:

- Producción requerida.
- Tipo y condiciones del material: Abrasión, adhesión, cohesión, ángulo de reposo, compresibilidad, densidad del material, friabilidad, contenido de humedad, higroscopicidad, tamaño de fragmentos, forma de fragmentos, razón de esponjamiento
- Capacidad y características del equipo de acarreo.
- Diseño de la zona de carguío, requerimientos operacionales: Para facilitar el adecuado posicionamiento, rapidez de posicionamiento y maniobrabilidad de las unidades de carga, y mantener el nivel de piso de la zona de carguío.
- Diseño de la ruta de transporte: Distancia de transporte, pendiente, señales de seguridad y límites de velocidad, intersecciones, curvas horizontales y verticales (peraltes, radios de curvatura adecuados),

vías de alivio, alcantarillas, puntos de bombeo de agua, ubicaciones de descargas (botaderos de material, stock piles, etc.).

- Mantenimiento de la ruta de transporte: Seguridad y productividad se aumentan con caminos duros, lisos y con buena tracción (resistencia a la rodadura), para mantener la velocidad y limiten el desgaste de los neumáticos.
- Condiciones climáticas y altitud (lluvia, neblina, nevada, tormentas eléctricas, etc.).
- Diseño de la zona de descarga: zonas alternativas de descarga: tolvas, parrillas, etc. requerimientos operacionales: amplitud de la zona de descarga, nivel de piso.
- Disponibilidad y utilización de equipos
- Equipos auxiliares.

- Ergonomía.
- Eficacia del operador: Experiencia, destreza y capacitación del operador.

**b) Factores que afectan la productividad y costo en un sistema de carguío y acarreo.**

La eficiencia y el costo de efectivo de estos sistemas son sensibles a diversos elementos o factores. Estos factores deben ser comprendidos a cabalidad por los planificadores de mina, porque cada uno de ellos afecta los costos en un mayor o menor grado. La inadecuada combinación de varios factores, aunque ello parezca insignificante, puede resultar costosa en un sistema de transporte y carguío. (Editec, 2002)

Los factores son los siguientes:

- **Capacidad y selección del balde del equipo de carguío:** influirán directamente en la

productividad de este equipo y en la eficiencia del transporte del sistema en total.

- **Relación entre la capacidad del equipo de carguío con la capacidad del camión:** el tamaño de la caja del volquete no debe ser ni muy pequeño, ni débil, en comparación con el tamaño del cucharón de la máquina de carga para no destrozarla en poco tiempo o viceversa.
- **Fragmentación del material a cargar:** el carguío es el primer cliente de la voladura, es el que tendrá que arreglar para manipular el material volado y si este material no cumple con las características apropiadas (granulometría, geometría de la ola de escombros, estado del piso, etc.), la operación del carguío se verá severamente afectada (incremento de costos y daños en equipos), así mismo el transporte será afectado al bajar sus rendimientos (ciclo de carguío mayor) y podrá sufrir daños al ser

cargado con material de mayor tamaño que lo ideal.

El grado de éxito de la fragmentación tiene relación directa con la eficiencia y calidad de los procesos que se desarrollarán posteriormente, como son el carguío, transporte y procesamiento del mineral y el vaciado en botaderos del estéril o lastre.

### **c) Acoplamiento del equipo de carguío – acarreo**

Los planificadores mineros definen sistemas de carguío y transporte con un número de flota de camiones adecuado, lo que se conoce como "acoplamiento". Esta correcta combinación se debe determinar con un enfoque económico, analizando los costos promedio ponderado y también los costos marginales. Las variaciones de flotas de camiones para un mismo sistema de carguío afectan el match pala/camión.

Las operaciones mineras que usan camiones, necesitan hacer un acoplamiento con el número y tamaño de las unidades de acarreo a una unidad de carguío propiamente (cargador de ruedas, pala-excavadora hidráulica, la pala de cable, etc), para proporcionar la mejor compatibilidad de la flota. Optimizando el acoplamiento de la flota minimiza el costo por la unidad de material movida por la flota.

Como las condiciones de transporte son cambiantes (ancho de camino, pendiente, resistencia a la rodadura), debería ser necesario ajustar el número de camiones para optimizar la flota de acoplamiento. La producción de la flota y costo es una herramienta que puede usarse para perfeccionar el acoplamiento de camión/cargador.

Si se desea reducir el costo por m<sup>3</sup> o tonelada movida, debemos obtener del equipo de transporte la más alta capacidad de producción. El tiempo de parada, como sucede durante la carga debe mantenerse en el mínimo posible. Como norma general y práctica, se considerará

una buena relación cuando se utilicen entre 3 y 6 pases para llenar el equipo de transporte. El tiempo de carga no debe ser tan corto que otra unidad de transporte no se haya situado en la posición de ser cargada, originando un excesivo tiempo de parada de la máquina de carga. (Ortiz, 2007)

#### **d) Pendientes**

En el diseño de las grandes operaciones mineras uno de los factores importantes es el diseño de las rampas. El planificador debe conocer la tasa máxima de producción de los camiones en las rutas diseñadas. Por lo general, el 50 % del total de tiempo de viaje en las rutas empleadas por los camiones es producto de los viajes en las rampas principales.

Se observa que la disminución de la productividad del camión se reduce en promedio en 0,5 % por cada aumento en 1 % de la pendiente de la rampa principal. Los planificadores deben analizar alternativas de diseño

teniendo en cuenta los efectos directos que significa un aumento o bien una disminución en la pendiente de una rampa. (Editec, 2002)

Es la diferencia en elevación del eje central de la ruta expresado como porcentaje de la distancia horizontal a lo largo de mismo eje. Por ejemplo, una pendiente de -10 %, representa una caída vertical de 10 metros en 100 metros horizontales.

Esto se entiende también análogamente para el declive. El recorrido efectivo c se calcula como sigue:

### **Recorrido para pendiente o declive**

La fórmula aplicada es del teorema de Pitágoras

$$c = \sqrt{l^2 + h^2} = l * \sqrt{1 + (p/100)^2} \quad [1]$$

c :Recorrido en (m)

l : Longitud horizontal de pendiente / declive (m)



h : Altura vertical de pendiente / declive en (m)

p : Pendiente / declive en (%)

### **Ángulo de pendiente o declive**

El ángulo de pendiente o declive  $\alpha$  se calcula:

$$\alpha = \arcsen \frac{h}{p} \quad [2]$$

#### **e) Rutas de acarreo**

Tanto el tipo de superficie de rodamiento que determina la resistencia a la rodadura de las unidades de acarreo, como la pendiente influencia el factor de resistencia a la gradiente y el ancho de vía en el caso del transporte hace eficiente y seguro el tráfico de los vehículos, en el caso de las unidades de excavación influencia significativamente tanto en rendimiento como la seguridad operativa.

La distancia de acarreo, resistencia a la rodadura y las pendientes de las vías hacia el destino de los materiales que se excavan son factores determinantes del tiempo de los ciclos de acarreo y retorno de las unidades de transporte lo cual a su vez influyen en el número de unidades que hay que asignar a cada unidad de excavación. Por lo tanto, el destino del material distinto al mineral es más conveniente cuanto más próximo y de menor diferencia de elevación con relación a la ubicación a la cota de la pala o cargador. (Diaz, 1995)

El diseño de las rutas debe procurar evitar cambios de pendiente y curvas muy cerradas que ralenticen la velocidad de los camiones, para evitar pérdidas en el proceso de acarreo y limiten el desgaste de los neumáticos.

El ancho de la vía ideal es tres veces el ancho de la unidad de transporte.

Pendientes de más del 8 % se traducen en pérdidas de material, aumento del consumo de combustible y alargamiento del ciclo independiente de que el camión vaya cargado o vacío. (Diaz, 1995)

#### **2.2.4. Equipos de carguío y transporte.**

La selección de los equipos de carguío y transporte se realiza una vez que se ha definido el proyecto minero por explotar, el tipo de minería por desarrollar, ya sea a tajo abierto o subterráneo. Para ello se debe tener en consideración el plan minero, que consiste en una evaluación técnica y económica completa como se muestra en la figura 2.

La selección de equipos se realiza, entonces, en torno a tres grupos básicos de información: las condiciones del entorno, las características del yacimiento y la geometría de la explotación y sus requerimientos específicos.

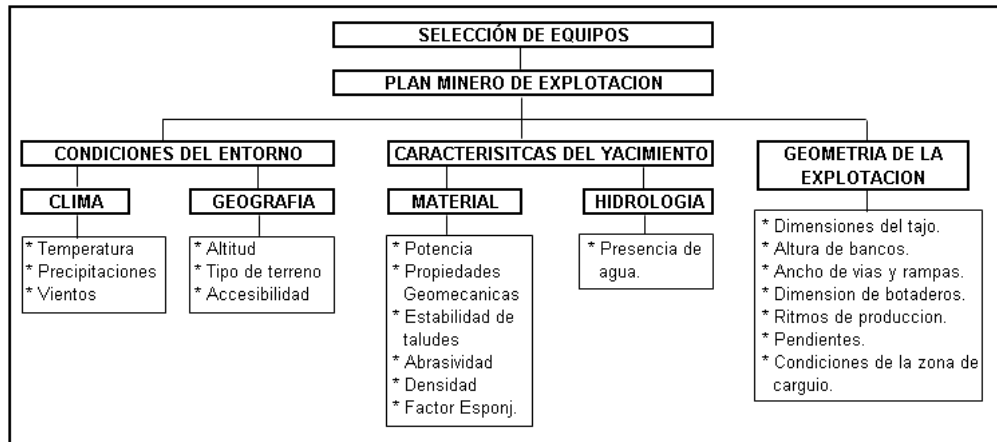


Figura 2. Diagrama de selección de equipos  
Fuente: Tesis de Vidal L, 2010.

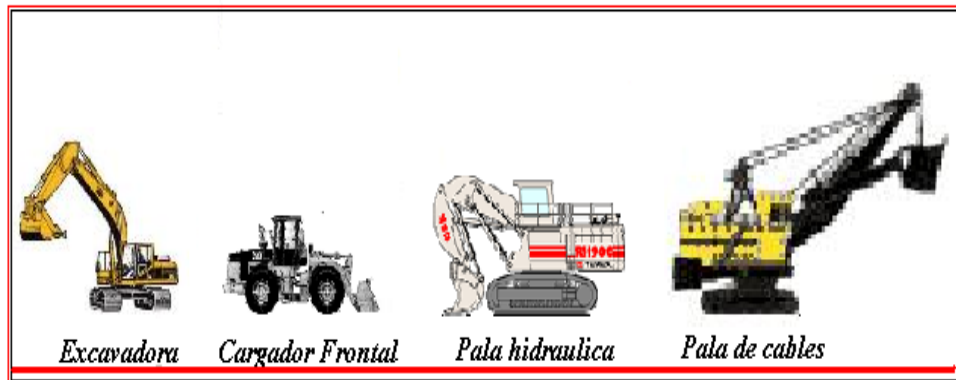


Figura 3. Equipos de carguío en minería superficial  
Fuente: Manual de Caterpillar, 2000.

## **Equipos de carguío en mediana minería superficial**

Dentro de la selección de equipo, las condiciones más importantes son la producción o cantidad de material a mover y las características de diseño de la explotación. Con todos los criterios mencionados anteriormente, los equipos óptimos para mediana minería superficial son las excavadoras hidráulicas y los cargadores frontales, los cuales se adecuan a los equipos de transporte como son los volquetes y al diseño de bancos de explotación, los equipos de carguío se muestran en la figura 3.

### **Excavadoras**

La excavadora hidráulica es una máquina que se utiliza tanto en faenas de explotaciones mineras como en obras civiles.

Las excavadoras tienen muchas variaciones. Pueden estar montadas sobre orugas o sobre ruedas y disponer de distintos accesorios de operación. Con cada opción de tipo, modelo, accesorios y tamaños se tienen diferentes aplicaciones y por lo tanto, distintas ventajas económicas. (Caterpillar, 2000)

La potencia hidráulica es la clave de las ventajas que ofrecen estas máquinas. El control hidráulico de los componentes de la máquina proporciona mayor rapidez en los tiempos de los ciclos, mejor control de los accesorios, mejor eficiencia total, suavidad y facilidad de operación y un control positivo que permite una mayor precisión en el carguío de material. (Caterpillar, 2000)

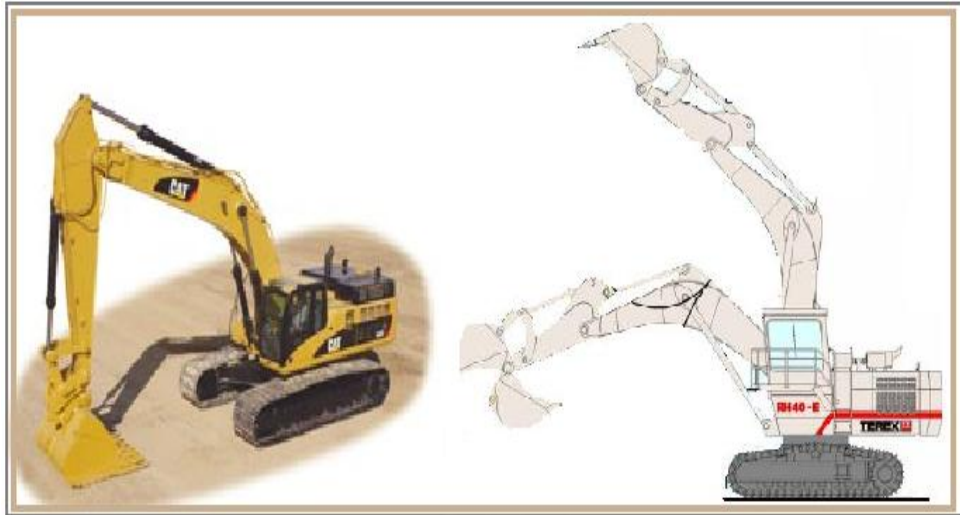


Figura 4. Excavadora hidráulica  
Fuente: Manual Caterpillar, 2000.

#### a) Características básicas y de diseño.

Las principales características de las excavadoras hidráulicas son:

- Diseños compactos y pesos relativamente reducidos en comparación a otros equipos.
- Gran movilidad y flexibilidad en la operación.

- Capacidad de remontar pendientes de hasta el 80 % y posibilidad de realizar la operación continuada en pendientes del 60 %.
- Velocidades de rotación elevadas de 2,5 a 5 rpm, y por consiguiente ciclos de carga pequeños.
- Fuerzas de penetración elevadas permitiendo un buen comportamiento ante la presencia de material compacto.
- Versatilidad para orientar el cucharón en el frente de excavación, lo que permite un excelente trabajo en explotación selectiva.
- Reducción de los daños causados en la caja de los volquetes por el mayor control en la descarga.
- Exigen poco espacio para operar, lo que permite menor preparación del área de trabajo para el carguío.



- Costos de operación medios.

## **b) Especificaciones técnicas**

Es de suma importancia conocer las características técnicas de cada equipo ya que es el punto de partida para seleccionar la excavadora que mejor se adecúe a las condiciones de trabajo establecidas. A continuación se ve una serie de especificaciones técnicas o datos nominales que proporciona el fabricante, que es primordial conocerlas: (Caterpillar, 2000)

### **Especificaciones del equipo:**

- 1) Motor: Modelo – Serie
- 2) Potencia neta (kW)
- 3) Capacidad del tanque de combustible (L)
- 4) Peso en orden de trabajo. (Kg)
- 5) Velocidad máxima de desplazamiento (km/h)
- 6) Mecanismo de rotación – velocidad de giro (rpm)

- 7) Medidas generales – longitud, ancho, altura, etc.  
(m)

**Especificaciones de operación:**

- 1) Profundidad máxima de excavación (m)
- 2) Alcance máximo al nivel del suelo (m)
- 3) Altura máxima de carga (m)
- 4) Altura mínima de carga (m)
- 5) Profundidad máxima para obtener superficie horizontal (m)
- 6) Profundidad máxima con frente vertical (m)
- 7) Altura máxima de corte (m)
- 8) Capacidad máxima del cucharón (m<sup>3</sup>)
- 9) Fuerza de excavación del cucharón (KN)

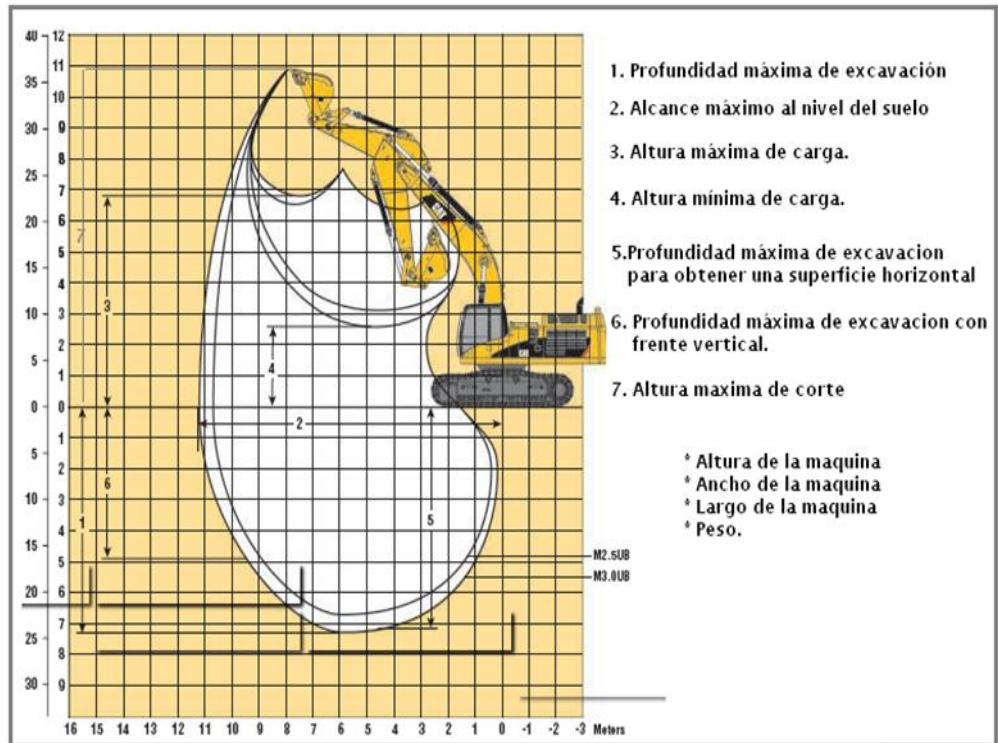


Figura 5. Especificaciones Técnicas de una excavadora  
 Fuente: Manual Caterpillar, 2000.

### c) Componentes principales.

Las excavadoras hidráulicas están compuestas por tres elementos principales: el montaje (chasis y tren de rodaje), la cabina y el equipo de trabajo (brazo).

#### **d) Operación de carguío.**

Está en función a las características de diseño, especificaciones técnicas de la excavadora, y principalmente a las condiciones de trabajo que incluyen el ángulo de giro y la profundidad o altura de corte. En este tipo de máquinas el desplazamiento es mínimo considerándose nulo.

**Ángulo de giro y altura de corte:** El ángulo de giro es la rotación que ejerce la pluma en torno al carro de orugas para realizar la maniobra, carga y descarga. Generalmente el ángulo de giro va a depender de las siguientes condiciones de carguío:

- La disposición de la pila de material a cargar.
- La zona de carguío o el espacio libre por donde tendrán acceso las unidades de acarreo.
- El número de unidades de acarreo.

La altura de corte está determinada por las características de diseño de la excavadora, ya que depende de la movilidad del equipo de trabajo (pluma, balancín y cuchara) y de las dimensiones del equipo.

La altura de corte también está determinada por el giro y por las unidades de acarreo con las que trabaja, para esto, se tiene una serie de factores que permiten reducir tiempo en los ciclos para diferentes condiciones de trabajo.

Se dice que una condición promedio de profundidad de corte varía entre el 40 % y 60 % de la máxima profundidad nominal especificada y el ángulo de giro entre 30° y 60°. (Caterpillar, 2000)

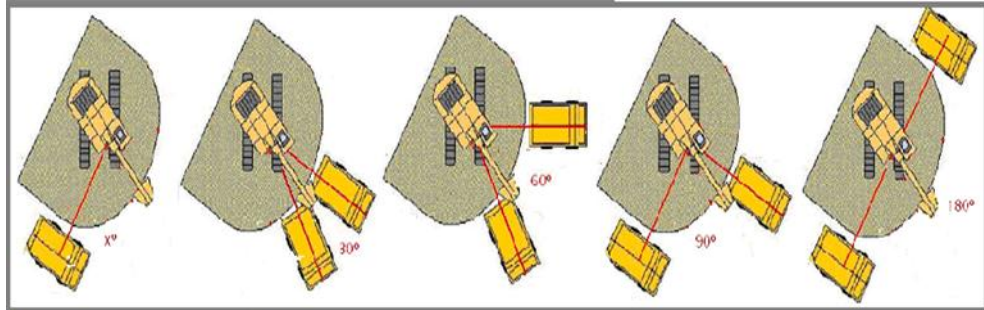


Figura 6. Ángulos de giro en excavadoras  
Fuente: Manual Caterpillar, 2000.

#### e) Tiempo de ciclo de una excavadora.

El tiempo del ciclo es una función del tipo de máquina y de las condiciones de trabajo que incluyen el ángulo de giro, la profundidad o altura de corte.

Un ciclo se considera como el total de las operaciones de corte, en el trabajo realizado por una excavadora y se tienen cuatro tiempos:

- Corte (T-1)
- Giro con carga (T-2)
- Descarga (T-3)
- Giro vacío. (T-4)

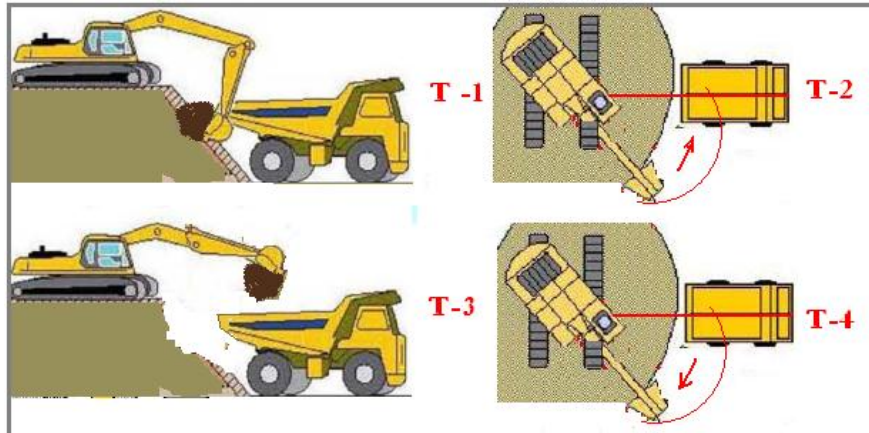


Figura 7. Tiempos de ciclo de carguío con excavadora  
Fuente: Manual Caterpillar, 2000.

Es muy importante conocer el tiempo de ciclo de cada modelo de excavadora y determinar la productividad de acuerdo al número de ciclos en determinado periodo.

El tiempo de ciclo más pequeño y por tanto el máximo rendimiento se produce estando el volquete a un nivel inferior de la excavadora. Además el rápido posicionado del volquete reduce los tiempos muertos en la excavadora.

### 2.2.5. Tiempos en un sistema de carguío y acarreo.

Los tiempos en un sistema de carguío y acarreo están definidos por un ciclo de trabajo. La suma de los tiempos considerados para completar un ciclo corresponde al tiempo del ciclo, el ciclo consta de:

**Carga:** dependerá del equipo de carga y la capacidad de la tolva; evaluando la coincidencia entre el tamaño de la tolva y la capacidad del cucharón del equipo de carga se establece el volumen y el tiempo de carga.

Por lo tanto, el tiempo de carga será el tiempo que tarda un ciclo de carga por el número de cargas totales. Para los equipos de carguío como cargadores se considera al tiempo de carguío con la denominación de tiempo de carga con intercambio, que viene a ser el tiempo que tarda un vehículo de acarreo en obtener la carga útil más el tiempo que tarda en abandonar la zona de carga y en que otro se coloque para cargar.



**Acarreo:** Parte del ciclo en que un vehículo de acarreo cargado tarda en recorrer hasta el destino del material. Los tiempos de viaje y retorno dependerán de la potencia del motor, el peso del vehículo, las distancias de acarreo y las condiciones del camino.

**Descarga y Maniobras:** El tiempo de descarga depende del tipo de unidad que se usa para el acarreo y la congestión en la zona de descarga. Hay que considerar que en el área de descarga hay otro equipo de apoyo. Los tractores están esparciendo el material y pueden estar trabajando otras unidades de compactación. Las unidades de descarga posterior necesitan estar totalmente quietas durante la descarga, lo cual significa que el camión debe detenerse completamente y avanzar en reversa una determinada distancia. Después de descargar el material, el camión gira y regresa al área de carga.

Siempre hay que tratar de visualizar las condiciones en el área de descarga para estimar el tiempo.

**Retorno:** Parte del ciclo en el que el vehículo de acarreo retorna vacío para obtener otra carga a la zona de carguío.

El tiempo del ciclo del sistema de carguío y acarreo es la suma de los tiempos de carga, de ida, de descarga y de regreso:

Un ciclo comprende dos tipos de tiempos: tiempo fijo y otro variable. El tiempo fijo corresponde a las maniobras, carga y descarga, y el tiempo variable es que emplea el equipo en acarrear el material.

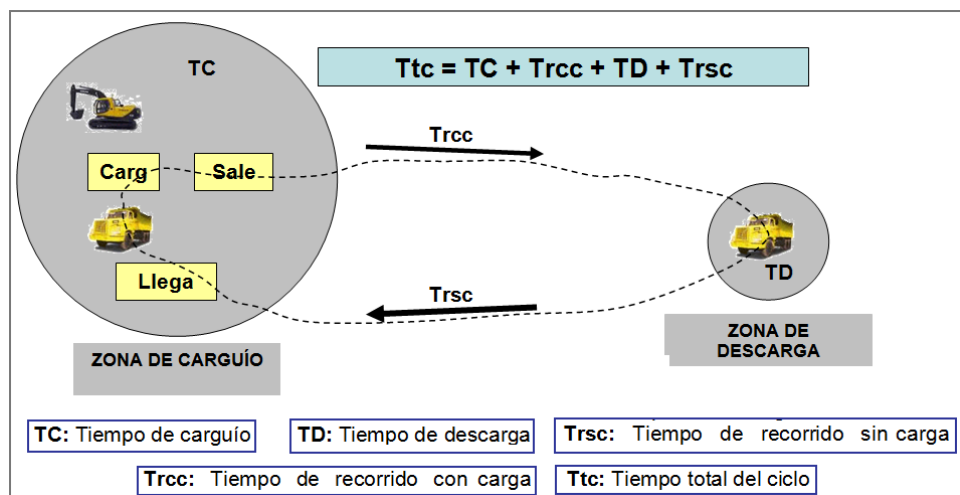


Figura 8. Tiempos en un sistema de carguío y transporte (acarreo)  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

**a) Tiempos fijos de carga, maniobras, descarga y esperas.**

El tiempo de carga de un volquete es función de la capacidad de la excavadora o pala que se utilice y de la duración de las mismas.

Un método para el cálculo del tiempo de carguío cuando se conoce el ritmo de carga, consiste en multiplicar el número de pases que se necesitan para llenar una unidad de acarreo o volquete por el tiempo de ciclo de cada pase.

*Tiempo de carga (min) = Número de pases x Tiempo de ciclo de un pase.*

Los tiempos fijos de maniobras, descarga y esperas son datos basados en estudios de campo dependiendo de las condiciones de la explotación.

## **b) Tiempos variables**

Los tiempos variables de acarreo y retorno se calculan dividiendo la distancia de transporte entre las velocidades medidas en ambos trayectos.

Para aproximarse más al ciclo real de acarreo, es necesario tener un estudio de campo que mediante un análisis estadístico nos permite estandarizar las velocidades de los volquetes con respecto a los tramos recorridos en función a las pendientes, a las condiciones de la vía (sinuosidad, ancho y superficie).

Las velocidades necesarias para el cálculo del tiempo de recorrido de ida (cargado) y retorno (vacío) son:

- Velocidad en pendiente positiva. (con respecto a la gradiente).
- Velocidad en pendiente negativa. (con respecto a la gradiente).

- Velocidad en curvas o tramos sinuosos.

En la figura 9 se muestra que el desarrollo de las velocidades es de acuerdo a los tramos

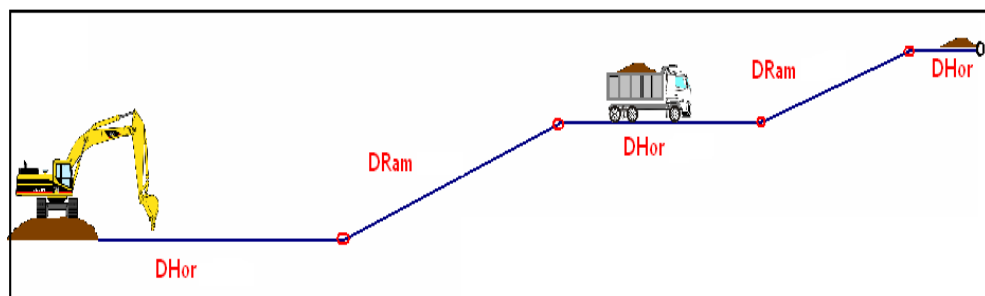


Figura 9. Velocidad desarrollada por el camión en función al tramo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

### c) Producciones horarias de los volquetes

La producción horaria de un volquete se determina mediante la expresión, las fórmulas utilizadas pertenecen al manual de caterpillar:

$$P(m^3/h) = \frac{60 \cdot C_v \cdot E}{T_c} \quad [3]$$

$$P(t/h) = \frac{60 \cdot C_v \cdot E}{T_c} \quad [4]$$

Donde:

$C_v$  : Capacidad del volquete ( $m^3$  ó t).

$E$  : Eficiencia de la operación.

$T_c$  : Tiempo del ciclo (minutos).

El tiempo total de ciclo se obtiene sumando a los tiempos fijos de carga, maniobras, etc., los tiempos invertidos en el trayecto de ida cargado y en el de vuelta vacío.

#### **2.2.6. Equilibrio entre el tamaño de los volquetes y equipos de carga**

Con el fin de desarrollar eficazmente el ciclo de explotación entre las unidades de carga y de transporte, debe de existir entre estas un cierto equilibrio.

Una regla muy extendida es que el número de pases de material que debe depositar el equipo de carga sobre la unidad de transporte debe estar comprendido entre 3 - 6. Esta relación de acoplamiento queda justificada por:

- El tamaño de la caja no es demasiado reducido con respecto al del balde, resultando así menores los derrames e intensidad de los impactos sobre la unidad de transporte.
- El tiempo de carga no es demasiado pequeño y, por lo tanto, no se produce una mala saturación del equipo de carga.

### **2.2.7. Dimensionamiento de la flota de volquetes**

El número de unidades o tamaño de la flota requerido para realizar un trabajo depende de las necesidades de producción.

Generalmente, cualquier valor con una parte decimal superior a 0,3 se redondea por exceso hasta completar la unidad. Una cifra inferior a esa será objetivo de un análisis más detallado, pues probablemente incrementando la eficiencia de operación puede suprimirse la necesidad de adquirir otra unidad de transporte. En algunos casos puede plantearse organizar el trabajo con unos relevos mayores en lugar de comprar una unidad extra.

En el sistema de arrendamiento de unidades de acarreo y cuando el pago de servicios se calcula en base a tiempo de ciclo y al número de ciclos por hora, la simulación del factor de acoplamiento siempre será el decimal mayor, ya que es conveniente para el arrendatario tener una mayor producción sin incrementar el costo de acarreo, ya que al tener un mínimo exceso de unidades de acarreo y tiempo de espera son insignificantes a la uniformidad del costo de acarreo. (Rodríguez, 2013)



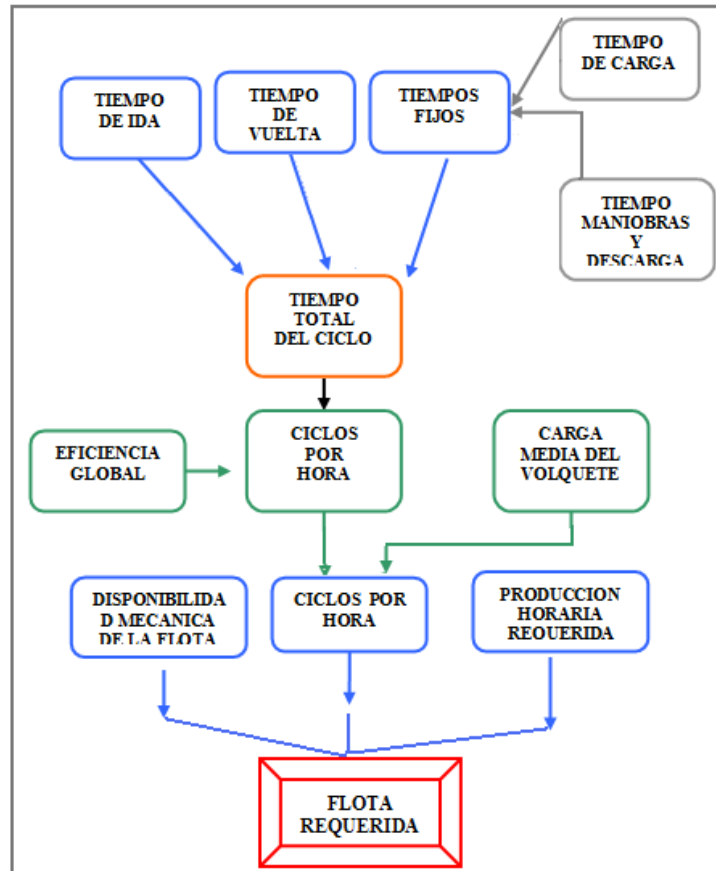


Figura 10. Etapas de cálculo para el dimensionamiento de una flota de volquetes

Fuente: Tesis de Rodríguez D, 2013.

## **2.3. Definición de términos**

### **2.3.1. Parámetros geométricos para los equipos de carguío y transporte en operaciones a tajo abierto.**

#### **a) Banco**

Se define como banco al volumen de material mineral o estéril que está entre dos niveles horizontales de la explotación y que constituye la unidad geométrica y básica de la mina a cielo abierto. En general el banco se define por el número ordinal de la explotación en orden descendente o bien por la cota topográfica del nivel inferior de salida. (Ortiz y Herrada, 2002)

Es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota, de estéril o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final preestablecida. (Bustillo y Lopez, 1997)

**b) Altura de banco**

Es la distancia vertical entre dos niveles o, lo que es igual desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo. (Bustillo y Lopez, 1997)

**c) Talud de banco.**

Es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco. (Bustillo y Lopez, 1997)

**d) Talud de trabajo.**

Es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra alguno de los tajos o plataformas de trabajo. Es pues, una pendiente provisional de la excavación. (Bustillo y Lopez, 1997)

**e) Vías o caminos de transporte.**

Son las estructuras viarias dentro de una explotación, a través de las cuales se extrae mineral y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada. (Bustillo y Lopez, 1997)

**f) Rampas de acceso.**

Caminos de uso esporádico que se utilizan para el acceso de los equipos, generalmente de arranque, a los tajos. Las anchuras son pequeñas y, pueden ser vías de un solo carril o de dos carriles, las pendientes son superiores a las de las pistas. (Bustillo y Lopez, 1997)

**g) Bermas o plataformas.**

Es la cara superior del banco. Se utiliza para el carguío y para la circulación de los camiones, que coadyuvan a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad. (Bustillo y Lopez, 1997)

Es la franja de la cara horizontal de un banco, como un borde, que se deja especialmente para detener los derrames de material que se puedan producir al interior del tajo. Su ancho varía entre 8 y 12 m.

**h) Límites finales de la mina.**

Son aquellas situaciones espaciales hasta las que llegan las excavaciones. El límite horizontal determina el fondo final de la explotación y los límites laterales los taludes finales de la misma.

Los límites en profundidad de una mina a cielo abierto están condicionados fundamentalmente, por la geología del

yacimiento y por aspectos económicos derivados de los costos de extracción del estéril para un determinado valor del mineral explotado. La definición de tales límites se ve también influida por motivos de la estabilidad de taludes, por las características geomecánicas del macizo rocoso y por las tensiones producidas por las rocas al crear el hueco, e incluso, por las dimensiones mínimas del espacio de trabajo que es necesario para las máquinas. (Bustillo y Lopez, 1997)

**i) Talud final de explotación.**

El diseño de las paredes del pit, debe considerar los parámetros de resistencia del material que conforma las paredes, la orientación de la estructura rocosa, intervalo y ancho de la berma. A menudo, el ángulo de la pendiente total del pit, se rige más por la elección de la altura de un banco en particular, el intervalo de las bermas, su ancho y talud de cara, que por cualquier otra consideración geotécnica.

Es necesario realizar un análisis geotécnico para determinar si ésta pendiente o ángulo total es seguro de

acuerdo a la profundidad de la mina planificada. En algunos casos, este estudio indicará que las pendientes mucho más empinadas, resultarán estables, condición de la cual no se puede sacar ventaja en caso que los parámetros discutidos son determinados por medio de otras consideraciones. (Peter, 2001)

**j) Ubicación de las plantas de superficie.**

Como regla general, estas plantas deberían mantenerse a cierta distancia fuera de los límites del pit, de tal forma que estén seguras y protegidas de cualquier derrumbe de rocas ocasionado por voladura o movimiento vibratorio, sirviendo el centro de gravedad como el mejor componente de toda la operación minera.

Si no se planifica inicialmente la explotación de todo el yacimiento hasta alcanzar la mayor profundidad posible, se podría considerar una ubicación a una mayor distancia desde el límite de la excavación y de acuerdo a lo que se proyecta para una futura expansión.

### **2.3.2. Carguío y transporte.**

**Carguío:** Consiste en la carga de material (mineral o estéril) del material fragmentado del yacimiento para conducirlo a los posibles destinos, ya sea el chancado, stock de mineral o botaderos de estéril. La operación de carguío involucra el desarrollo de una serie de funciones que aseguran que el proceso se lleve a cabo con normalidad y eficiencia.

**Transporte o acarreo:** Consiste en el traslado de material mineralizado y/o estéril desde el yacimiento hacia los posibles destinos, ya sea el chancado, stock de mineral o botaderos de estéril. Las funciones involucradas en el proceso de transporte son las siguientes: En esta etapa se planifica bien la definición de las rutas de transporte y del destino de los materiales de acuerdo con leyes de clasificación y tonelajes definidas previamente.



## **CAPÍTULO III**

### **METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1. Descripción de área de trabajo**

##### **3.1.1. Ubicación**

La Mina Colquijirca está ubicada en el distrito minero de Colquijirca, políticamente se ubica en el distrito de Tinyahuarco, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Cerro de Pasco, entre las coordenadas (UTM): 8 811 271,00 Norte y 361 760,00 Este; a una altitud de 4 300 m.s.n.m.

##### **3.1.2. Accesibilidad**

Desde Lima hasta el campamento de Colquijirca es aproximadamente 288 km.

A la Mina Colquijirca se puede llegar por vía aérea y terrestre:

Vía aérea: a la localidad de Vicco, en el distrito de Tinyahuarco.

Vía Terrestre: carretera central a 4,5 horas vía carretera central Lima-Cerro de Pasco.

### **3.1.3. Clima**

Según datos de la estación metereológica de Huaraucaca, la temperatura promedio en la zona varía entre un mínimo de  $-3,8^{\circ}\text{C}$  y un promedio máximo de  $13,5^{\circ}\text{C}$ ; el 80 % de precipitaciones se produce entre los meses de octubre y abril, con un promedio mensual que varía entre 115 mm y 182 mm, pudiendo alcanzar valores hasta 348 mm. La precipitación promedio anual es de 1 037 mm. La evaporación promedio mensual alcanza 77,67 mm/mes, mientras que el promedio anual alcanza los 1 003 mm. La humedad relativa media mensual fluctúa entre 92,8 % y 42,4 %. La velocidad del viento

oscila entre 0,9 km/h y 10,1 km/h y con un promedio mensual de 4,8 km/h.

#### **3.1.4. Vegetación**

El área del proyecto se encuentra en la zona de vida denominada páramo muy húmedo Subalpino Tropical (pmh-SaT). En la zona predominan 7 formaciones vegetales y ecosistemas, los cuales son: Pedregal, bofedal, césped de puna, pajonal, aguas lénticas, aguas lólicas, roquedal. De ellas las formaciones predominantes son: césped de puna, bofedal y pedregal. De acuerdo al estudio de impacto ambiental (EIA) de los proyectos de construcción de los depósitos de relaves 6 y 7, se registraron 58 especies de plantas comprendidas en 23 familias y 44 géneros. La familia Asterácea es la más representada, seguida por las familias Poaceae y Fabaceae. Las especies predominantes son: *Calamagrostisheterophylla*, *Baccharis cespitosa*.

### **3.1.5. Suelo**

Los suelos de la zona son poco profundos, textura media con un horizonte A superficial, de características ácidas y de color negro. El horizonte B de color pardo a pardo amarillento clasificado como suelos inceptisoles. Los litosoles se hallan limitados por roca consolidada continua de 25 cm. de profundidad. Según la clasificación de tierras, el área donde se ubican las operaciones mineras de Sociedad Minera El Brocal SAA. corresponden a zonas de uso de tierras aptas para cultivos permanentes y silvicultura, y tierras con potencial agrícola muy limitado por las condiciones físicas del terreno y el clima adverso.

### **3.1.6. Sismicidad**

Según el mapa de zonificación sísmica propuesto por la nueva norma de diseño sismoresistente E 030, del Reglamento de Construcciones (1997), el área de Colquijirca y Huaraucaca se encuentran comprendidas dentro de la zona 2, correspondiendo a una zona de mediana sismicidad.

### **3.1.7. Geología local**

Los mantos mineralizados a explotar se encuentran localizados en rocas de la formación Calera, los cuales se constituyen principalmente por calizas silicificadas. La caja techo y piso de los mantos se constituyen por calizas con intercalaciones de margas y limoarcillitas, subyaciendo al manto se encuentran brechas de la formación Pocobamba (Miembro Shuco). Encima de las calizas se presentan margas y limoarcillitas de la formación Calera. Hacia el lado este de las zonas mineralizadas se exponen rocas dacitas porfíricas pertenecientes al domo volcánico Marcapunta.

### **3.1.8. Geología regional**

El yacimiento Colquijirca, en el área del tajo norte-La Llave, se ubica estructuralmente dentro sinclinales y anticlinales asimétricos, cuyos flancos son: Principal – Mercedes – Chocayoc – La Llave – La Pampa. Las secuencias sedimentarias que conforman estas estructuras

pertenecen a la Formación Calera, de edad Terciario Inferior - Eoceno, Miembros Medio y Superior, con un espesor de 225 m, constituida principalmente por calizas, calizas margosas, dolomías y dolomías varvadas, intercalados con horizontes arcilíticos y tobáceos retrabajados, evidenciando una actividad volcánica contemporánea a la sedimentación de la formación Calera.

### **3.1.9. Geología estructural**

Los rasgos estructurales de mayor importancia en el área son la falla longitudinal y la falla del Río San Juan-Venenococha, siendo la primera una estructura antigua con dirección N-S, que controló por el movimiento de la falla, la depositación de los sedimentos del Triásico, constituidos por calizas, margas, dolomías y chert pertenecientes a la Formación Chambará depositados al W y E de la falla.

Al Este de la Falla Longitudinal existen pequeñas estructuras, donde la secuencia sedimentaria delgada descansa sobre esquistos, presentándose como anticlinales

dómicos alongados. Al oeste de esta falla regional se observan anticlinales y sinclinales apretados.

En el área del tajo norte están presentes los flancos:  
Principal – Mercedes – Chocayoc – La Llave – La Pampa.

Las direcciones de los ejes de estas estructuras son:

Eje del sinclinal Principal – Mercedes : N12°W

Eje del anticlinal Mercedes – Chocayoc : N20°W

Eje del sinclinal Chocayoc - La Llave : N32°W

Eje del anticlinal La Llave - La Pampa : N39°W

### **3.1.10. Geología económica**

#### **a) Característica de Yacimiento**

La mineralización en el tajo norte-La Llave, es de origen epitermal del tipo alta sulfuración, desarrollado en las secuencias sedimentarias plegadas del Miembro Medio o Colquijirca y del Miembro Superior de la Formación Calera. La mineralización se emplaza en los flancos Principal,

Mercedes, Chocayoc, La Llave y La Pampa, preferentemente en el tope del Miembro Medio.

## **b) Mineralogía**

Estudios realizados a los testigos de perforación diamantina, han definido tres tipos de mineralización: Tipo I, Tipo II y Tipo III. La mineralización Tipo I se caracteriza por su alto contenido en cobre, plata y bismuto, en la zona central. La mineralización Tipo II representa a la zona de transición, caracterizada por alto contenido de cobre, plata, bismuto, zinc y plomo, siendo una zona muy compleja. La mineralización Tipo III es el halo más externo de la mineralización y el de mayor importancia económica por su volumen.

Se han generado alteraciones muy intensas por los fluidos hidrotermales, en las rocas carbonatadas de la Formación Calera. Se pueden observar silicificación, argilización, dolomitización y



descarbonatización, en diferentes lugares y en diferente intensidad. Como alteración supérgena está la oxidación.

### **3.1.11. Método de explotación superficial - tajo norte**

La mina tajo norte, es una operación a tajo abierto que explota minerales de contenido polimetálico, conformado principalmente por sulfuros de plata, plomo, zinc y cobre; constituido principalmente por galena, esfalerita y en menor proporción por galena argentífera, y enargita; y la ganga está constituida por pirita, baritina, hematina y siderita. La mineralización se presenta en capas paralelas a la estratificación, alternando con horizontes de calizas, margas y tufos que forman un sinclinal (Flanco Principal) y un anticlinal (Flanco Mercedes Chocayoc). A la fecha, se mantiene un ritmo de producción de 5 000 toneladas diarias con un radio de desbroce de 5:1.



Figura 11. Fotografía tajo norte  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

### **3.1.12. Objetivo de minado**

Es el abastecimiento de mineral económico a la planta concentradora de Huaraucaca, realizando las operaciones de explotación para el mismo, con la mayor seguridad posible y evitando al mínimo un impacto ambiental negativo, todo esto al menor costo posible.

El tajo norte, inició sus operaciones en 1974, siendo actualmente uno de los principales abastecedores de

mineral de plomo-zinc, la empresa empieza a desarrollar el programa de ampliación de operaciones, en la mina tajo norte.

Los trabajos de explotación se realizan mediante una secuencia de minado cíclica, con perforación, voladura, carguío con palas mecánicas, excavadoras y cargadores frontales; y transporte mediante camiones CAT 777D y Actros.

La relación actual de stripping es de 5:1 y el desmonte se clasifica de acuerdo a sus características mineralógicas en dos tipos:

- Mineral de baja ley y minerales oxidados.
- Desmonte sin interés económico.

### **3.1.13. Criterios técnicos y parámetros técnicos**

El diseño operativo del tajo abierto, se define en base al modelo de bloques geológico optimizado, esto implica el desarrollo previo de las siguientes etapas:

- Modelamiento de cuerpos mineralizados en base a secciones geológicas.
- Generación de un modelo de bloques geológico.
- Estimación de reservas en base al modelo geológico optimizado 3 (Optimización económica).

Una vez realizada la optimización del pit, se procede a realizar el diseño operativo del pit, es decir se diseña dentro del cono óptimo, considerando la posición de las rampas finales, bermas, taludes de banco. Dicha optimización se corre en el software Minesight, con el optimizador Lerch Grossman.

### a) Diseño de bancos y rampas

Se han considerado los parámetros que a continuación se muestran en la siguiente imagen.

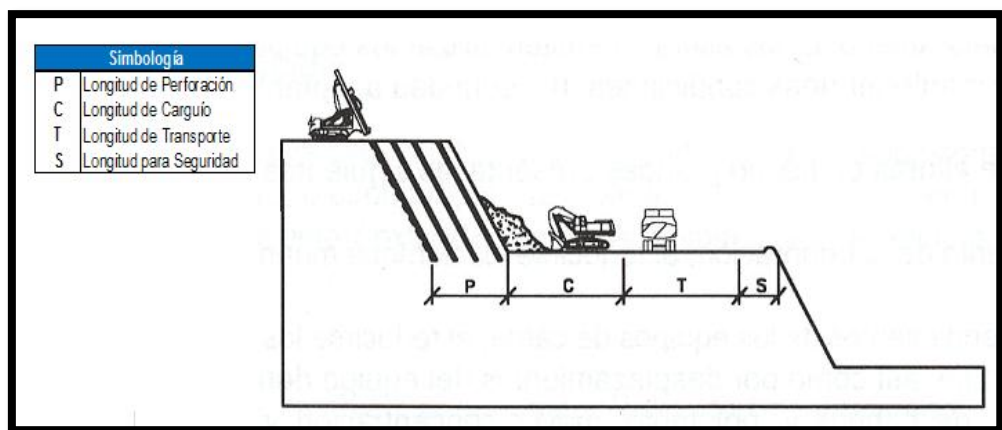


Figura 12. Diseño de bancos y rampas  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

### b) Diseño de bermas

Las bermas se utilizan como áreas de protección, para detener y almacenar los materiales que puedan desprenderse de los frentes de los bancos superiores. Y también como plataformas de acceso, incluso transporte, en el talud de una excavación. La siguiente imagen muestra el diseño de bermas.

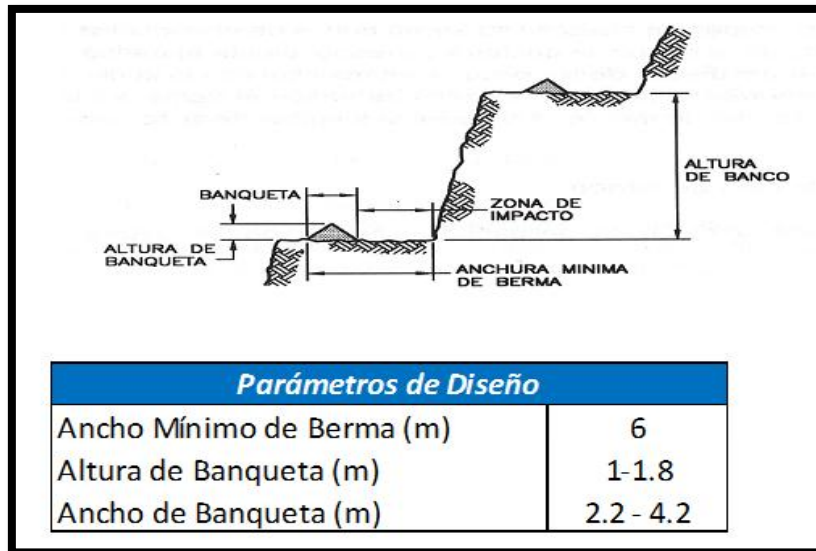


Figura 13. Diseño de bermas  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

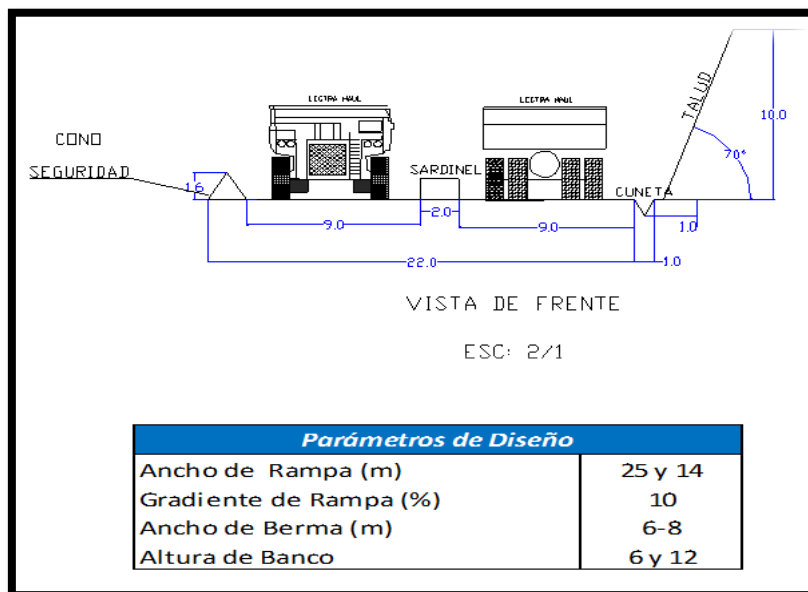


Figura 14. Parámetros de diseño  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 4  
Talud final de banco

<b>Talud final de banco</b>		
<b>Zonas</b>	<b>Grados</b>	<b>Altura de banco (m)</b>
Talud Oeste	26°	6
Talud Este	44° y 35°	12
Talud Sur	32° y 38°	12
Talud Norte	31° y 40°	12

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Los taludes finales para realizar el diseño operativo final, son los mismos ángulos empleados para hacer las corridas de optimización, estos se han considerado según regiones dadas por el Estudio de DCR Ingenieros S.R.Ltda.

### **3.1.14. Ciclo de minado**

#### **a) Perforación**

La perforación se realiza con 02 perforadoras modelo ATLAS COOPO DM45, SFK 11, en ambos casos utiliza brocas tricónicas de 6 ¾" (0,17 m) de diámetro.

Se tienen diferentes mallas triangulares de perforación las cuales dependen del tipo de terreno en la cual se perfora, dichas mallas son aprobadas por la supervisión de El Brocal.

El diseño contempla una altura de banco de 6,0 m con una sobre perforación de 1 m – 0,5 m, teniendo una longitud de taladro de 6,5 m - 7 m, el cual ha sido estimado según la realidad de la mina.

#### **b) Voladura**

La empresa que nos brinda el servicio integral de voladura es EXSA, cuenta con un camión mezclador con capacidades de 7 toneladas para el nitrato de amonio, 8 toneladas para la emulsión matriz y 180 galones de petróleo para la fabricación del ANFO.

Para los diferentes tipos de roca se cuenta con distintas distribuciones de carga dentro del taladro



además para la disminución de las vibraciones se colocan air deck's y se utiliza el sistema de iniciación no eléctrico silencioso (detonador EZ-Det-600 ms de fondo y utilizando en superficie retardo de 17, 25, 35 y 42 ms de taladro a taladro y de fila a fila 67, 109,130 y 150ms), empleando un booster de una libra para la detonación el mismo que iniciará la columna explosiva.

El factor de potencia está en 0,12 Kg de explosivo/t en taladros de producción y 0,09 Kg/t en taladros de control. Para el monitoreo de las vibraciones generadas por la voladura se cuenta con dos equipos de sismógrafo de marca INSTANTEL.

### **c) Limpieza**

Para el carguío de mineral se usará una excavadora CAT 385; Para el carguío de desmonte se va a trabajar también excavadoras CAT 385 y también una pala hidráulica Bucyrus RH-90 que es utilizado en la zona

superior, a continuación se muestra los rendimientos de dichos equipos de carguío:

Tabla 5  
Rendimiento de equipos de carguío

<i><b>Equipo de carguío</b></i>	<i><b>BCM/h Desmante</b></i>	<i><b>BCM/h Mineral</b></i>
EX-385. 5	410	392
EX-385. 2	417	400
EX-385. 1	417	400
CF-845	231	196
PH-0004	750	750

Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### **d) Acarreo**

El mineral será transportado por volquetes Actros 4144, de capacidad 20 m<sup>3</sup>, que es equivalente a 35 toneladas por volquete, considerando una densidad de 3,0 t/ BCM.

La distancia a operar entre los frentes y la cancha de transferencia, es de 3,8 km.

En el caso de desmonte, la flota consistirá en camiones CAT 777D y ACTROS 4144 de 20 m<sup>3</sup>.

Tabla 6  
Rendimiento de equipos de acarreo

<i><b>Volquetes</b></i>	<i><b>Rendimiento BCM/h</b></i>
CAT 777	120
Actros 4144	20

Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### **e) Servicios Auxiliares**

Para los trabajos de botaderos y mantenimiento de vías se trabaja con 04 tractores de oruga (D8T), las cuales están en tajo, en el botadero y en la cancha de transferencia.

Para el mantenimiento de las vías y accesos se tiene 02 motoniveladoras modelo CAT 16H y CAT 14M; para el regado de vías se cuenta con 02 cisternas de agua de 5000 Galones cada una. Las perforadoras y tractores serán abastecidos de petróleo con un camión cisterna-lubricador.

## **3.2. Tipo y nivel de la investigación**

### **3.2.1. Tipo de la investigación**

La presente tesis se considera una investigación cuantitativa – aplicada, ya que los resultados de los cálculos matemáticos se desarrollan en campo.

### **3.2.2. Nivel de la investigación**

La presente tesis corresponde a un estudio descriptivo, porque existe una elaboración y desarrollo de una propuesta como solución a un problema existente.

### **3.2.3. Diseño de la investigación**

La presente investigación por su naturaleza de las variables responde a una investigación aplicada – cuantitativa – descriptiva.

Diseño investigativo:

- Interferencia del investigador: Observacional.
- Periodo que se capta la información: Analítico cuantitativo.
- Evolución del fenómeno del estudio: Transversal.
- Número de población estudiada: Describir.

### **3.3. Población y muestra del estudio**

**Población:** Según el ministerio de energía y minas nos indica las minas a cielo abierto del Perú como son: Antamina, Toquepala, Cuajone, Yanacocha, Pierina, Alto Chicama, Cerro Verde, Cerro Corona, Tintaya, Colquijirca, La Zanja, Tantahutay, etc, ya que en este tipo de minería es necesario el dimensionamiento de flota de camiones para su óptima operación.

**Muestra:** El presente estudio solo se toma a la mina Colquijirca – Tajo Norte.

**Criterio de inclusión:** se toma en consideración la mina Colquijirca – Tajo Norte, por la siguiente razón:

- La mina Colquijirca – Tajo Norte explota los siguientes minerales: plata, plomo, zinc y cobre (Polimetálico).
- La mina tiene una extensión de 1 800 metros de ancho y 350 metros de profundidad.

#### **3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

Para la recolección de datos se utilizó la técnica de observación directa en el campo mediante la toma de tiempos; el instrumento utilizado es una ficha de registro la cual esta validado por juicio de expertos, donde se guarda todos los tiempos tomados en el campo, la cual refiere a la tabla N° 7 en la cual se tendrá el registro de datos.

**Equipos:** El equipo utilizado en la toma de tiempos es el cronómetro.

Tabla 7  
 Ficha de registro de datos (Formato vacío)

Pendientes %	Distancia (m)	Tiempo en segundos											
		Camión 1		Camión 2		Camión 3		Camión 4		Camión 5		Promedio	
		Cargado	Vacío	Cargado	Vacío	Cargado	Vacío	Cargado	Vacío	Cargado	Vacío	Cargado	Vacío
< - 10													
[- 10 , - 8 >													
[- 8 , - 6 >													
[- 6 , - 4 >													
[- 4 , - 2 >													
[- 2 , 0 >													
[ 0 , 2 >													
[ 2 , 4 >													
[ 4 , 6 >													
[ 6 , 8 >													
[ 8 , 10 >													
>= 10													

Fuente: Elaboración propia, 2016.  
 Nota: Validación de Juicio de Expertos.

### **3.5. Métodos y técnicas de procesamiento**

El método utilizado es el inductivo ya que estudia el problema desde las partes hacia el todo, es decir analiza los elementos del todo para llegar a un concepto o resultado. También se puede decir que sigue un proceso analítico-sintético.

El procedimiento para analizar los datos partirá desde el planeamiento de minado para saber la cantidad de material a mover, luego se realizará el cálculo de las distancias de las rutas, posteriormente el registro de tiempos, con los cuales tendremos matrices de pendientes y velocidad de acarreo, para finalmente poder calcular el número de camiones y volquetes necesarios para una óptima operación de la mina.

#### **3.5.1. Planeamiento de minado**

El plan de minado para mover 1 090 000 BCM de material que consta de mineral (Tipo I, Tipo II y Tipo III) y desmonte. La figura muestra en la columna vertical la



producción mensual considerando mineral y desmonte en BCM (Metros cúbicos en banco), y en la fila horizontal los meses del periodo.



Figura 15. Plan de minado 2016  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 8  
Producción periodo 2016

<b>MES</b>	<b>MINERAL TIPO III (BCM)</b>	<b>MINERAL TIPO I (BCM)</b>	<b>MINERAL TIPO II (BCM)</b>	<b>DESMONTE (BCM)</b>	<b>TOTAL</b>
Enero	140 811	0	0	949 549	1 090 360
Febrero	138 444	0	0	952 154	1 090 598
Marzo	137 461	0	0	953 029	1 090 490
Abril	138 485	0	29 665	922 343	1 090 493
Mayo	140 595	0	646	949 410	1 090 652
Junio	140 631	0	36 149	913 268	1 090 048
Julio	141 252	0	59 817	888 995	1 090 064
Agosto	139 369	0	16 489	934 442	1 090 301
Septiembre	139 492	0	26 727	924 688	1 090 907
Octubre	140 469	0	1 826	948 103	1 090 399
Noviembre	140 037	0	0	950 179	1 090 216
Diciembre	141 328	0	0	948 721	1 090 050

Fuente: Elaboración propia, 2016.

El movimiento de material se dará por 6 zonas, las cuales se mostraran en la siguiente figura:

Tabla 9  
Zonas y niveles

<b>ZONA</b>	<b>NIVELES</b>
Zona de desbroce	4384-4300
Zona Inferior Este	4186-4162
Zona Inferior Sur	4198-4180
Zona Intermedia Norte	4300-4204
Zona Intermedia Sur	4228-4192
Zona Superior Sur	4354-4306

Fuente: Elaboración propia, 2016.

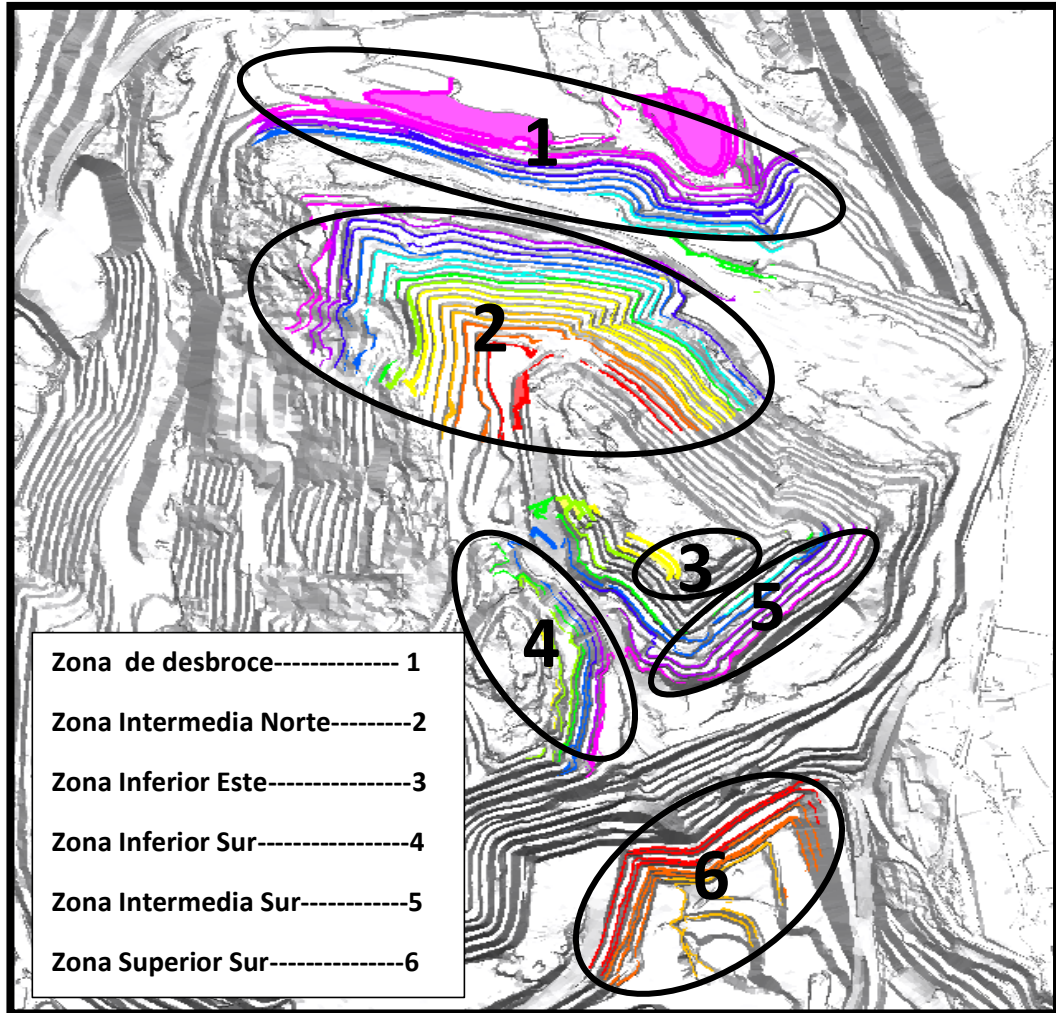


Figura 16. Zonas de trabajo en el tajo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 10  
Producción de mineral y desmonte por zonas

ZONA	MINERAL TIPO III (BCM)	MINERAL TIPO I (BCM)	MINERAL TIPO II (BCM)	DESMONTE (BCM)	TOTAL
Zona de desbroce	7 2182			4 704 147	4 776 329
Zona Inferior Este	327 811			329 719	657 530
Zona Inferior Sur	29 506		59 990	402 902	492 397
Zona Intermedia Norte	942 297		54 983	3 385 741	4 383 021
Zona Intermedia Sur	285 920		56 347	1 125 114	1 467 381
Zona Superior Sur	20 658			1 287 261	1 307 919

Fuente: Elaboración propia, 2016.

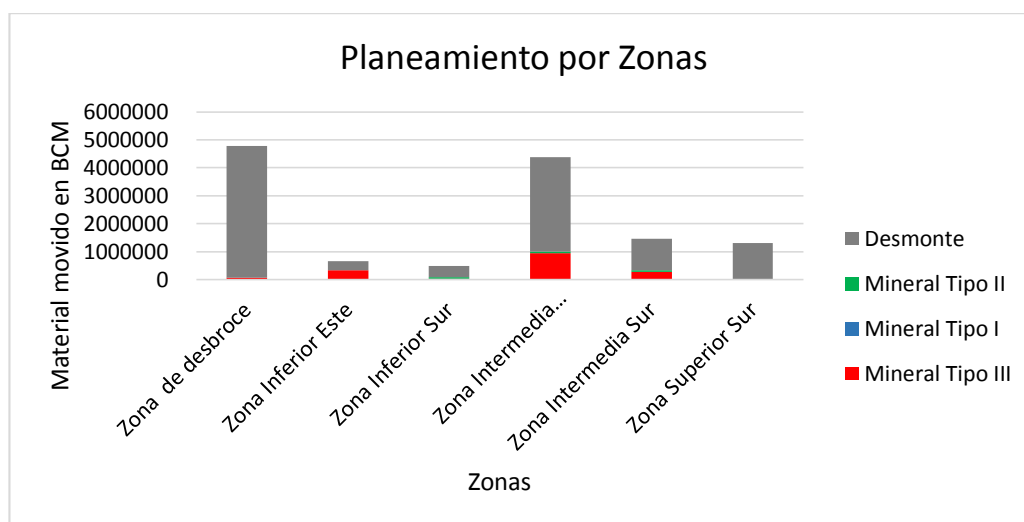


Figura 17. Planeamiento por zonas  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Las zonas más predominantes de movimiento de material son la zona de desbroce y la zona intermedia norte, las cuales su extracción se realizará por camiones gigantes considerando que se debe mover gran cantidad de material.

Tabla 11

Planeamiento de minado y distancias de transporte mes por mes (Las distancias son aproximadas y están en kilómetros)

<b>Mes</b>		<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>	<b>12</b>
<b>Mineral</b>	Zona de desbroce							3	2,9	3,0	3,4	3,4	
	Zona Inferior Este							3,1	3,6	3,5	3,6		
	Zona Inferior Sur							3,2	3,3				
	Zona Inter. Norte	3,3	3,3	3,3	3,3	3,2	3,2	3,2	3,0	3,0	3,1	3,0	3,0
	Zona Inter. Sur	3,0	3,1	3,1	3,1	3,2	3,1						
	Zona Superior Sur												
<b>Desmonte</b>	Zona de desbroce	1,8	1,9	1,9	2,4	2,5	2,5	2,6	2,3	2,5	3,0	3,1	
	Zona Inferior Este							2,9	3,3	3,3	3,4		
	Zona Inferior Sur							3,0	3,1				
	Zona Inter. Norte	2,8	2,8	2,7	2,8	2,7	2,7	2,7	2,6	2,6	2,6	2,5	2,5
	Zona Inter. Sur	2,7	2,8	2,9	2,9	2,9	2,9						
	Zona Superior Sur										3,1	3,3	3,7

Fuente: Elaboración propia, 2016.

### **3.5.2. Cálculo de número de equipos de carguío y acarreo.**

Después que se ha elaborado el planeamiento de minado con el programa de producción y desbroce mensual, se procede a calcular la flota de volquetes que son cargados por las tres excavadoras CAT 385 y la flota de camiones CAT 777F que son cargados por la pala Bucyrus RH-90 el cual trabaja específicamente en la zona de desbroce.

También se debe indicar que dicha evaluación es la continuación de la operación actual, se estima el número óptimo de volquetes que trabajan con las excavadoras, y el número de camiones que trabajan con la pala.

Para el cálculo del número de camiones, se tiene en cuenta factores técnicos como tipo de material, gradiente de la rampa, resistencia de la rodadura, factor de esponjamiento. La variable principal son las distancias de acarreo, las cuales afectan directamente al tiempo de acarreo.

### 3.5.2.1. Cálculo de tiempo de carguío

#### A. Pala Hidráulica RH90

Los tiempos son tomados de pruebas experimentales de campo, la cual en el caso de la pala hidráulica RH90 solo se han hecho las pruebas en desmonte y en desmonte con lluvia. Ya que dicha pala hidráulica no trabaja en zona de mineral.

Tabla 12  
Tiempo de carguío de pala RH90

	Unidad	RH90 - C777 - Desmonte_Insitu	RH90 - C777 - Desmonte_Insitu_Lluvia
<b>TIEMPO DE CARGUIO</b>			
Tiempo por pase	s	25,0	26,0
Descarga	min	0,1	0,1
Pases restantes	min	1,7	2,2
Tiempo de intercambio	s	33,0	33,0
<b>Total</b>	<b>min</b>	<b>2,3</b>	<b>2,8</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.

## B. Excavadora CAT 385

Los tiempos experimentales de campo de la excavadora CAT 385 se han hecho en desmonte y mineral, la cual también se han hecho pruebas en material con lluvia en ambos casos ya sea en desmonte y mineral.

Tabla 13  
Tiempo de carguío de excavadora CAT 385

	Unidad	CAT385-1 - Actros - Desmonte_ Insitu	CAT385-1 - Actros - Desmonte_ Insitu_ Lluvia	CAT385-1 - Actros - Mineral	CAT38 5-1 - Actros - Mineral _Lluvia
<b>TIEMPO DE CARGUÍO</b>					
Tiempo por pase	s	26,0	27,0	28,0	29,0
Descarga	min	0,1	0,1	0,1	0,1
Pases restantes	min	0,9	0,9	0,9	1,0
Tiempo de intercambio	s	35,0	35,0	35,0	35,0
<b>Total</b>	<b>min</b>	<b>1,6</b>	<b>1,6</b>	<b>1,7</b>	<b>1,7</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.



### **3.5.2.2. Cálculo de velocidad de acarreo**

#### **A. Cálculo de Velocidades en función de la pendiente**

Para obtener las velocidades promedio se ha hecho un consolidado tomando en cuenta las pendientes de las rutas de acarreo, como también si el equipo de acarreo está cargado o vacío.

El consolidado de pendientes se obtuvo a través de unas pruebas experimentales de toma de tiempos en campo.

Tabla 14  
Registro de tiempos en segundos para volquetes

Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CV-00128	< - 10	65	22,1	19,9	22,6	19,4	22,5	19,3	22,0	19,8	<b>22,3</b>	<b>19,6</b>
	[- 10 , - 8 >	90	26,6	20,6	27,1	20,1	27,0	20,0	26,5	20,5	<b>26,8</b>	<b>20,3</b>
	[- 8 , - 6 >	185	39,3	31,9	39,8	31,4	39,7	31,3	39,2	31,8	<b>39,5</b>	<b>31,6</b>
	[- 6 , - 4 >	230	37,7	30,4	38,2	29,9	38,1	29,8	37,6	30,3	<b>37,9</b>	<b>30,1</b>
	[- 4 , - 2 >	300	45,0	34,1	45,5	33,6	45,4	33,5	44,9	34,0	<b>45,2</b>	<b>33,8</b>
	[- 2 , 0 >	650	94,6	65,7	95,1	65,2	95,0	65,1	94,5	65,6	<b>94,8</b>	<b>65,4</b>
	[ 0 , 2 >	650	96,1	67,9	96,6	67,4	96,5	67,3	96,0	67,8	<b>96,3</b>	<b>67,6</b>
	[ 2 , 4 >	300	56,8	33,2	57,3	32,7	57,2	32,6	56,7	33,1	<b>57,0</b>	<b>32,9</b>
	[ 4 , 6 >	230	54,0	28,1	54,5	27,6	54,4	27,5	53,9	28,0	<b>54,2</b>	<b>27,8</b>
	[ 6 , 8 >	185	65,1	25,4	65,6	24,9	65,5	24,8	65,0	25,3	<b>65,3</b>	<b>25,1</b>
	[ 8 , 10 >	90	36,7	14,1	37,2	13,6	37,1	13,5	36,6	14,0	<b>36,9</b>	<b>13,8</b>
>= 10	65	31,1	12,7	31,6	12,2	31,5	12,1	31,0	12,6	<b>31,3</b>	<b>12,4</b>	
CV-00111	< - 10	65	22,7	20	23	20,3	22,9	20,2	22,6	20	<b>22,8</b>	<b>20,1</b>
	[- 10 , - 8 >	90	27,2	20,7	27,5	21	27,4	20,9	27,1	20,6	<b>27,3</b>	<b>20,8</b>
	[- 8 , - 6 >	185	39,9	32	40,2	32,3	40,1	32,2	39,8	31,9	<b>40</b>	<b>32,1</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,3	30,5	38,6	30,8	38,5	30,7	38,2	30,4	<b>38,4</b>	<b>30,6</b>
	[- 4 , - 2 >	300	45,6	34,2	45,9	34,5	45,8	34,4	45,5	34,1	<b>45,7</b>	<b>34,3</b>
	[- 2 , 0 >	650	95,2	65,8	95,5	66,1	95,4	66	95,1	65,7	<b>95,3</b>	<b>65,9</b>
	[ 0 , 2 >	650	96,7	68	97	68,3	96,9	68,2	96,6	67,9	<b>96,8</b>	<b>68,1</b>
	[ 2 , 4 >	300	57,2	33,1	57,5	33,4	57,4	33,3	57,1	33	<b>57,3</b>	<b>33,2</b>
	[ 4 , 6 >	230	54,4	28	54,7	28,3	54,6	28,2	54,3	27,9	<b>54,5</b>	<b>28,1</b>
	[ 6 , 8 >	185	65,5	25,3	65,8	25,6	65,7	25,5	65,4	25,2	<b>65,6</b>	<b>25,4</b>
	[ 8 , 10 >	90	37,1	14	37,4	14,3	37,3	14,2	37	13,9	<b>37,2</b>	<b>14,1</b>
>= 10	65	31,5	12,6	31,8	12,9	31,7	12,8	31,4	12,5	<b>31,6</b>	<b>12,7</b>	
CV-00114	< - 10	65	22,9	20,2	23,1	20,4	23,5	20,8	23,3	20,6	<b>23,2</b>	<b>20,5</b>
	[- 10 , - 8 >	90	27,4	20,9	27,6	21,1	28,0	21,5	27,8	21,3	<b>27,7</b>	<b>21,2</b>
	[- 8 , - 6 >	185	40,1	32,2	40,3	32,4	40,7	32,8	40,5	32,6	<b>40,4</b>	<b>32,5</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,5	30,7	38,7	30,9	39,1	31,3	38,9	31,1	<b>38,8</b>	<b>31,0</b>
	[- 4 , - 2 >	300	45,8	34,4	46,0	34,6	46,4	35,0	46,2	34,8	<b>46,1</b>	<b>34,7</b>
	[- 2 , 0 >	650	95,4	66,0	95,6	66,2	96,0	66,6	95,8	66,4	<b>95,7</b>	<b>66,3</b>
	[ 0 , 2 >	650	97,7	68,2	97,9	68,4	98,3	68,8	98,1	68,6	<b>98,0</b>	<b>68,5</b>
	[ 2 , 4 >	300	57,8	33,0	58,0	33,2	58,4	33,6	58,2	33,4	<b>58,1</b>	<b>33,3</b>
	[ 4 , 6 >	230	55,3	27,9	55,5	28,1	55,9	28,5	55,7	28,3	<b>55,6</b>	<b>28,2</b>
	[ 6 , 8 >	185	67,4	25,1	67,6	25,3	68,0	25,7	67,8	25,5	<b>67,7</b>	<b>25,4</b>
	[ 8 , 10 >	90	38,2	13,7	38,4	13,9	38,8	14,3	38,6	14,1	<b>38,5</b>	<b>14,0</b>
>= 10	65	32,6	12,3	32,8	12,5	33,2	12,9	33,0	12,7	<b>32,9</b>	<b>12,6</b>	

Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CV-00204	< - 10	65	24,1	21,1	23,5	20,5	23,3	20,3	23,9	20,9	<b>23,7</b>	<b>20,7</b>
	[- 10 , - 8 >	90	28,6	21,7	28	21,1	27,8	20,9	28,4	21,5	<b>28,2</b>	<b>21,3</b>
	[- 8 , - 6 >	185	41,3	33,1	40,7	32,5	40,5	32,3	41,1	32,9	<b>40,9</b>	<b>32,7</b>
	[- 6 , - 4 >	230	39,4	31,4	38,8	30,8	38,6	30,6	39,2	31,2	<b>39</b>	<b>31</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,8	35,1	46,2	34,5	46	34,3	46,6	34,9	<b>46,4</b>	<b>34,7</b>
	[- 2 , 0 >	650	97,1	67	96,5	66,4	96,3	66,2	96,9	66,8	<b>96,7</b>	<b>66,6</b>
	[ 0 , 2 >	650	98,7	69,2	98,1	68,6	97,9	68,4	98,5	69	<b>98,3</b>	<b>68,8</b>
	[ 2 , 4 >	300	58,8	34	58,2	33,4	58	33,2	58,6	33,8	<b>58,4</b>	<b>33,6</b>
	[ 4 , 6 >	230	56,3	28,9	55,7	28,3	55,5	28,1	56,1	28,7	<b>55,9</b>	<b>28,5</b>
	[ 6 , 8 >	185	68,4	26,1	67,8	25,5	67,6	25,3	68,2	25,9	<b>68</b>	<b>25,7</b>
[ 8 , 10 >	90	39,2	14,7	38,6	14,1	38,4	13,9	39	14,5	<b>38,8</b>	<b>14,3</b>	
>= 10	65	33,6	13,3	33	12,7	32,8	12,5	33,4	13,1	<b>33,2</b>	<b>12,9</b>	
CV-00207	< - 10	65	23,6	20,6	23,2	20,2	23,1	20,1	23,5	20,5	<b>23,4</b>	<b>20,4</b>
	[- 10 , - 8 >	90	28,1	21,2	27,7	20,8	27,6	20,7	28,0	21,1	<b>27,9</b>	<b>21,0</b>
	[- 8 , - 6 >	185	40,8	32,6	40,4	32,2	40,3	32,1	40,7	32,5	<b>40,6</b>	<b>32,4</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,9	30,9	38,5	30,5	38,4	30,4	38,8	30,8	<b>38,7</b>	<b>30,7</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,3	34,6	45,9	34,2	45,8	34,1	46,2	34,5	<b>46,1</b>	<b>34,4</b>
	[- 2 , 0 >	650	96,6	66,5	96,2	66,1	96,1	66,0	96,5	66,4	<b>96,4</b>	<b>66,3</b>
	[ 0 , 2 >	650	98,5	69,2	98,1	68,8	98,0	68,7	98,4	69,1	<b>98,3</b>	<b>69,0</b>
	[ 2 , 4 >	300	58,7	34,0	58,3	33,6	58,2	33,5	58,6	33,9	<b>58,5</b>	<b>33,8</b>
	[ 4 , 6 >	230	56,1	28,9	55,7	28,5	55,6	28,4	56,0	28,8	<b>55,9</b>	<b>28,7</b>
	[ 6 , 8 >	185	68,0	26,2	67,6	25,8	67,5	25,7	67,9	26,1	<b>67,8</b>	<b>26,0</b>
[ 8 , 10 >	90	39,0	14,7	38,6	14,3	38,5	14,2	38,9	14,6	<b>38,8</b>	<b>14,5</b>	
>= 10	65	33,4	13,4	33,0	13,0	32,9	12,9	33,3	13,3	<b>33,2</b>	<b>13,2</b>	
CV-00210	< - 10	65	23,9	21	23,3	20,4	23,2	20,3	23,8	20,9	<b>23,5</b>	<b>20,6</b>
	[- 10 , - 8 >	90	28,4	21,6	27,8	21	27,7	20,9	28,3	21,5	<b>28</b>	<b>21,2</b>
	[- 8 , - 6 >	185	41,1	33	40,5	32,4	40,4	32,3	41	32,9	<b>40,7</b>	<b>32,6</b>
	[- 6 , - 4 >	230	39,3	31,3	38,7	30,7	38,6	30,6	39,2	31,2	<b>38,9</b>	<b>30,9</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,7	35	46,1	34,4	46	34,3	46,6	34,9	<b>46,3</b>	<b>34,6</b>
	[- 2 , 0 >	650	96,8	66,8	96,2	66,2	96,1	66,1	96,7	66,7	<b>96,4</b>	<b>66,4</b>
	[ 0 , 2 >	650	98,4	69,1	97,8	68,5	97,7	68,4	98,3	69	<b>98</b>	<b>68,7</b>
	[ 2 , 4 >	300	58,6	33,9	58	33,3	57,9	33,2	58,5	33,8	<b>58,2</b>	<b>33,5</b>
	[ 4 , 6 >	230	56	28,8	55,4	28,2	55,3	28,1	55,9	28,7	<b>55,6</b>	<b>28,4</b>
	[ 6 , 8 >	185	67,9	26,1	67,3	25,5	67,2	25,4	67,8	26	<b>67,5</b>	<b>25,7</b>
[ 8 , 10 >	90	38,9	14,6	38,3	14	38,2	13,9	38,8	14,5	<b>38,5</b>	<b>14,2</b>	
>= 10	65	33,3	13,3	32,7	12,7	32,6	12,6	33,2	13,2	<b>32,9</b>	<b>12,9</b>	

Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CV-00216	< - 10	65	23,4	20,6	23,0	20,2	22,9	20,1	23,3	20,5	<b>23,2</b>	<b>20,4</b>
	[- 10 , - 8 >	90	27,9	21,3	27,5	20,9	27,4	20,8	27,8	21,2	<b>27,7</b>	<b>21,1</b>
	[- 8 , - 6 >	185	40,6	32,7	40,2	32,3	40,1	32,2	40,5	32,6	<b>40,4</b>	<b>32,5</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,9	31,1	38,5	30,7	38,4	30,6	38,8	31,0	<b>38,7</b>	<b>30,9</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,3	34,8	45,9	34,4	45,8	34,3	46,2	34,7	<b>46,1</b>	<b>34,6</b>
	[- 2 , 0 >	650	96,0	66,4	95,6	66,0	95,5	65,9	95,9	66,3	<b>95,8</b>	<b>66,2</b>
	[ 0 , 2 >	650	98,4	69,1	98,0	68,7	97,9	68,6	98,3	69,0	<b>98,2</b>	<b>68,9</b>
	[ 2 , 4 >	300	58,6	33,9	58,2	33,5	58,1	33,4	58,5	33,8	<b>58,4</b>	<b>33,7</b>
	[ 4 , 6 >	230	56,0	28,8	55,6	28,4	55,5	28,3	55,9	28,7	<b>55,8</b>	<b>28,6</b>
	[ 6 , 8 >	185	67,9	26,1	67,5	25,7	67,4	25,6	67,8	26,0	<b>67,7</b>	<b>25,9</b>
	[ 8 , 10 >	90	38,9	14,6	38,5	14,2	38,4	14,1	38,8	14,5	<b>38,7</b>	<b>14,4</b>
>= 10	65	33,3	13,3	32,9	12,9	32,8	12,8	33,2	13,2	<b>33,1</b>	<b>13,1</b>	
CV-00287	< - 10	65	23,2	20,4	22,7	19,9	22,8	20	23,3	20,5	<b>23,0</b>	<b>20,2</b>
	[- 10 , - 8 >	90	27,7	21,1	27,2	20,6	27,3	20,7	27,8	21,2	<b>27,5</b>	<b>20,9</b>
	[- 8 , - 6 >	185	40,4	32,5	39,9	32	40	32,1	40,5	32,6	<b>40,2</b>	<b>32,3</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,7	30,9	38,2	30,4	38,3	30,5	38,8	31	<b>38,5</b>	<b>30,7</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,1	34,6	45,6	34,1	45,7	34,2	46,2	34,7	<b>45,9</b>	<b>34,4</b>
	[- 2 , 0 >	650	95,8	66,2	95,3	65,7	95,4	65,8	95,9	66,3	<b>95,6</b>	<b>66,0</b>
	[ 0 , 2 >	650	97,3	68,4	96,8	67,9	96,9	68	97,4	68,5	<b>97,1</b>	<b>68,2</b>
	[ 2 , 4 >	300	57,7	33,5	57,2	33	57,3	33,1	57,8	33,6	<b>57,5</b>	<b>33,3</b>
	[ 4 , 6 >	230	55	28,4	54,5	27,9	54,6	28	55,1	28,5	<b>54,8</b>	<b>28,2</b>
	[ 6 , 8 >	185	66,3	25,7	65,8	25,2	65,9	25,3	66,4	25,8	<b>66,1</b>	<b>25,5</b>
	[ 8 , 10 >	90	37,7	14,3	37,2	13,8	37,3	13,9	37,8	14,4	<b>37,5</b>	<b>14,1</b>
>= 10	65	32,1	12,9	31,6	12,4	31,7	12,5	32,2	13	<b>31,9</b>	<b>12,7</b>	
CV-00290	< - 10	65	23,7	20,9	23,3	20,5	23,2	20,4	23,6	20,8	<b>23,5</b>	<b>20,7</b>
	[- 10 , - 8 >	90	28,2	21,6	27,8	21,2	27,7	21,1	28,1	21,5	<b>28,0</b>	<b>21,4</b>
	[- 8 , - 6 >	185	41,0	32,9	40,6	32,5	40,5	32,4	40,9	32,8	<b>40,8</b>	<b>32,7</b>
	[- 6 , - 4 >	230	39,2	31,3	38,8	30,9	38,7	30,8	39,1	31,2	<b>39,0</b>	<b>31,1</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,6	35,0	46,2	34,6	46,1	34,5	46,5	34,9	<b>46,4</b>	<b>34,8</b>
	[- 2 , 0 >	650	96,5	66,7	96,1	66,3	96,0	66,2	96,4	66,6	<b>96,3</b>	<b>66,5</b>
	[ 0 , 2 >	650	98,0	69,0	97,6	68,6	97,5	68,5	97,9	68,9	<b>97,8</b>	<b>68,8</b>
	[ 2 , 4 >	300	58,3	33,9	57,9	33,5	57,8	33,4	58,2	33,8	<b>58,1</b>	<b>33,7</b>
	[ 4 , 6 >	230	55,7	28,8	55,3	28,4	55,2	28,3	55,6	28,7	<b>55,5</b>	<b>28,6</b>
	[ 6 , 8 >	185	67,3	26,1	66,9	25,7	66,8	25,6	67,2	26,0	<b>67,1</b>	<b>25,9</b>
	[ 8 , 10 >	90	38,5	14,7	38,1	14,3	38,0	14,2	38,4	14,6	<b>38,3</b>	<b>14,5</b>
>= 10	65	32,9	13,3	32,5	12,9	32,4	12,8	32,8	13,2	<b>32,7</b>	<b>13,1</b>	

Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CV-00293	< - 10	65	23,4	20,6	23	20,2	23	20,2	23,4	20,6	<b>23,2</b>	<b>20,4</b>
	[- 10 , - 8 >	90	27,9	21,3	27,5	20,9	27,5	20,9	27,9	21,3	<b>27,7</b>	<b>21,1</b>
	[- 8 , - 6 >	185	40,7	32,6	40,3	32,2	40,3	32,2	40,7	32,6	<b>40,5</b>	<b>32,4</b>
	[- 6 , - 4 >	230	38,9	31	38,5	30,6	38,5	30,6	38,9	31	<b>38,7</b>	<b>30,8</b>
	[- 4 , - 2 >	300	46,3	34,7	45,9	34,3	45,9	34,3	46,3	34,7	<b>46,1</b>	<b>34,5</b>
	[- 2 , 0 >	650	96,2	66,4	95,8	66	95,8	66	96,2	66,4	<b>96,0</b>	<b>66,2</b>
	[ 0 , 2 >	650	97,7	68,7	97,3	68,3	97,3	68,3	97,7	68,7	<b>97,5</b>	<b>68,5</b>
	[ 2 , 4 >	300	58	33,6	57,6	33,2	57,6	33,2	58	33,6	<b>57,8</b>	<b>33,4</b>
	[ 4 , 6 >	230	55,4	28,5	55	28,1	55	28,1	55,4	28,5	<b>55,2</b>	<b>28,3</b>
	[ 6 , 8 >	185	67	25,8	66,6	25,4	66,6	25,4	67	25,8	<b>66,8</b>	<b>25,6</b>
	[ 8 , 10 >	90	38,2	14,4	37,8	14	37,8	14	38,2	14,4	<b>38,0</b>	<b>14,2</b>
>= 10	65	32,6	13	32,2	12,6	32,2	12,6	32,6	13	<b>32,4</b>	<b>12,8</b>	

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 15  
 Velocidades promedio en función de la pendiente para volquetes en (km/h)

Rangos de pendiente - %	Velocidad promedio en km/h	
	Cargado	Vacío
< - 10	10,61	12,00
[ - 10 , - 8 >	12,22	15,92
[ - 8 , - 6 >	17,00	21,08
[ - 6 , - 4 >	21,94	27,41
[ - 4 , - 2 >	23,98	31,84
[ - 2 , 0 >	24,92	35,88
[ 0 , 2 >	24,53	34,72
[ 2 , 4 >	19,21	32,86
[ 4 , 6 >	15,54	29,79
[ 6 , 8 >	10,51	26,59
[ 8 , 10 >	9,07	23,40
>= 10	7,77	18,85

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 16  
Registro de tiempos en segundos para camiones

Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CM-00011	< - 10	65	24,3	21,4	24	21,1	23,9	21	24,3	21,4	<b>24,1</b>	<b>21,2</b>
	[- 10 , - 8 >	90	29	22,1	28,7	21,8	28,6	21,7	29	22,1	<b>28,8</b>	<b>21,9</b>
	[- 8 , - 6 >	185	42,4	34,1	42,1	33,8	42	33,7	42,4	34,1	<b>42,2</b>	<b>33,9</b>
	[- 6 , - 4 >	230	40,6	32,4	40,3	32,1	40,2	32	40,6	32,4	<b>40,4</b>	<b>32,2</b>
	[- 4 , - 2 >	300	48,4	36,3	48,1	36	48	35,9	48,4	36,3	<b>48,2</b>	<b>36,1</b>
	[- 2 , 0 >	650	101	69,6	100	69,3	100	69,2	101	69,6	<b>100</b>	<b>69,4</b>
	[ 0 , 2 >	650	102	71,9	102	71,6	102	71,5	102	71,9	<b>102</b>	<b>71,7</b>
	[ 2 , 4 >	300	60,6	35,2	60,3	34,9	60,2	34,8	60,6	35,2	<b>60,4</b>	<b>35</b>
	[ 4 , 6 >	230	57,7	29,8	57,4	29,5	57,3	29,4	57,7	29,8	<b>57,5</b>	<b>29,6</b>
	[ 6 , 8 >	185	69,4	26,9	69,1	26,6	69	26,5	69,4	26,9	<b>69,2</b>	<b>26,7</b>
[ 8 , 10 >	90	39,4	15	39,1	14,7	39	14,6	39,4	15	<b>39,2</b>	<b>14,8</b>	
>= 10	65	33,5	13,5	33,2	13,2	33,1	13,1	33,5	13,5	<b>33,3</b>	<b>13,3</b>	
CM-00012	< - 10	65	25,2	22,1	24,7	21,6	24,8	21,7	25,3	22,2	<b>25,0</b>	<b>21,9</b>
	[- 10 , - 8 >	90	30,0	22,7	29,5	22,2	29,6	22,3	30,1	22,8	<b>29,8</b>	<b>22,5</b>
	[- 8 , - 6 >	185	43,4	34,7	42,9	34,2	43,0	34,3	43,5	34,8	<b>43,2</b>	<b>34,5</b>
	[- 6 , - 4 >	230	41,3	32,9	40,8	32,4	40,9	32,5	41,4	33,0	<b>41,1</b>	<b>32,7</b>
	[- 4 , - 2 >	300	49,2	36,8	48,7	36,3	48,8	36,4	49,3	36,9	<b>49,0</b>	<b>36,6</b>
	[- 2 , 0 >	650	102,1	70,3	101,6	69,8	101,7	69,9	102,2	70,4	<b>101,9</b>	<b>70,1</b>
	[ 0 , 2 >	650	103,8	72,7	103,3	72,2	103,4	72,3	103,9	72,8	<b>103,6</b>	<b>72,5</b>
	[ 2 , 4 >	300	61,8	35,6	61,3	35,1	61,4	35,2	61,9	35,7	<b>61,6</b>	<b>35,4</b>
	[ 4 , 6 >	230	59,2	30,2	58,7	29,7	58,8	29,8	59,3	30,3	<b>59,0</b>	<b>30,0</b>
	[ 6 , 8 >	185	72,1	27,3	71,6	26,8	71,7	26,9	72,2	27,4	<b>71,9</b>	<b>27,1</b>
[ 8 , 10 >	90	41,2	15,3	40,7	14,8	40,8	14,9	41,3	15,4	<b>41,0</b>	<b>15,1</b>	
>= 10	65	35,3	13,8	34,8	13,3	34,9	13,4	35,4	13,9	<b>35,1</b>	<b>13,6</b>	
CM-00013	< - 10	65	24,5	21,5	25	22	25,1	22,1	24,6	21,6	<b>24,8</b>	<b>21,8</b>
	[- 10 , - 8 >	90	29,3	22,1	29,8	22,6	29,9	22,7	29,4	22,2	<b>29,6</b>	<b>22,4</b>
	[- 8 , - 6 >	185	42,7	34,1	43,2	34,6	43,3	34,7	42,8	34,2	<b>43</b>	<b>34,4</b>
	[- 6 , - 4 >	230	40,7	32,3	41,2	32,8	41,3	32,9	40,8	32,4	<b>41</b>	<b>32,6</b>
	[- 4 , - 2 >	300	48,5	36,2	49	36,7	49,1	36,8	48,6	36,3	<b>48,8</b>	<b>36,5</b>
	[- 2 , 0 >	650	101	69,7	102	70,2	102	70,3	101	69,8	<b>102</b>	<b>70</b>
	[ 0 , 2 >	650	103	72,1	103	72,6	104	72,7	103	72,2	<b>103</b>	<b>72,4</b>
	[ 2 , 4 >	300	61,1	35	61,6	35,5	61,7	35,6	61,2	35,1	<b>61,4</b>	<b>35,3</b>
	[ 4 , 6 >	230	58,4	29,6	58,9	30,1	59	30,2	58,5	29,7	<b>58,7</b>	<b>29,9</b>
	[ 6 , 8 >	185	71	26,8	71,5	27,3	71,6	27,4	71,1	26,9	<b>71,3</b>	<b>27,1</b>
[ 8 , 10 >	90	40,4	14,7	40,9	15,2	41	15,3	40,5	14,8	<b>40,7</b>	<b>15</b>	
>= 10	65	34,5	13,3	35	13,8	35,1	13,9	34,6	13,4	<b>34,8</b>	<b>13,6</b>	



Volquete	Pendiente %	Dist. (m)	Tiempo en segundos (s)									
			Toma 1		Toma 2		Toma 3		Toma 4		Promedio	
			Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio	Carg.	Vacio
CM-00015	< - 10	65	24,5	21,5	24,1	21,1	24,1	21,1	24,5	21,5	<b>24,3</b>	<b>21,3</b>
	[- 10 , - 8 >	90	29,2	22,3	28,8	21,9	28,8	21,9	29,2	22,3	<b>29,0</b>	<b>22,1</b>
	[- 8 , - 6 >	185	42,6	34,2	42,2	33,8	42,2	33,8	42,6	34,2	<b>42,4</b>	<b>34,0</b>
	[- 6 , - 4 >	230	40,8	32,5	40,4	32,1	40,4	32,1	40,8	32,5	<b>40,6</b>	<b>32,3</b>
	[- 4 , - 2 >	300	48,5	36,4	48,1	36,0	48,1	36,0	48,5	36,4	<b>48,3</b>	<b>36,2</b>
	[- 2 , 0 >	650	100,9	69,7	100,5	69,3	100,5	69,3	100,9	69,7	<b>100,7</b>	<b>69,5</b>
	[ 0 , 2 >	650	102,5	72,1	102,1	71,7	102,1	71,7	102,5	72,1	<b>102,3</b>	<b>71,9</b>
	[ 2 , 4 >	300	60,8	35,3	60,4	34,9	60,4	34,9	60,8	35,3	<b>60,6</b>	<b>35,1</b>
	[ 4 , 6 >	230	58,0	29,9	57,6	29,5	57,6	29,5	58,0	29,9	<b>57,8</b>	<b>29,7</b>
	[ 6 , 8 >	185	69,9	27,0	69,5	26,6	69,5	26,6	69,9	27,0	<b>69,7</b>	<b>26,8</b>
[ 8 , 10 >	90	39,8	15,1	39,4	14,7	39,4	14,7	39,8	15,1	<b>39,6</b>	<b>14,9</b>	
>= 10	65	33,9	13,6	33,5	13,2	33,5	13,2	33,9	13,6	<b>33,7</b>	<b>13,4</b>	
CM-00017	< - 10	65	24,2	21,2	24,7	21,7	24,8	21,8	24,3	21,3	<b>24,5</b>	<b>21,5</b>
	[- 10 , - 8 >	90	29	21,9	29,5	22,4	29,6	22,5	29,1	22	<b>29,3</b>	<b>22,2</b>
	[- 8 , - 6 >	185	42,4	33,9	42,9	34,4	43	34,5	42,5	34	<b>42,7</b>	<b>34,2</b>
	[- 6 , - 4 >	230	40,5	32,2	41	32,7	41,1	32,8	40,6	32,3	<b>40,8</b>	<b>32,5</b>
	[- 4 , - 2 >	300	48,3	36,1	48,8	36,6	48,9	36,7	48,4	36,2	<b>48,6</b>	<b>36,4</b>
	[- 2 , 0 >	650	101	69,5	101	70	101	70,1	101	69,6	<b>101,1</b>	<b>69,8</b>
	[ 0 , 2 >	650	103	71,8	103	72,3	103	72,4	103	71,9	<b>102,8</b>	<b>72,1</b>
	[ 2 , 4 >	300	60,7	34,9	61,2	35,4	61,3	35,5	60,8	35	<b>61,0</b>	<b>35,2</b>
	[ 4 , 6 >	230	57,9	29,5	58,4	30	58,5	30,1	58	29,6	<b>58,2</b>	<b>29,8</b>
	[ 6 , 8 >	185	70,2	26,6	70,7	27,1	70,8	27,2	70,3	26,7	<b>70,5</b>	<b>26,9</b>
[ 8 , 10 >	90	39,8	14,6	40,3	15,1	40,4	15,2	39,9	14,7	<b>40,1</b>	<b>14,9</b>	
>= 10	65	33,9	13,2	34,4	13,7	34,5	13,8	34	13,3	<b>34,2</b>	<b>13,5</b>	

Fuente: Elaboración propia, 2016.



Tabla 17  
 Velocidades promedio en función de la pendiente para camiones C777D en (km/h)

Rangos de pendiente - %	Velocidad promedio en km/h	
	Cargado	Vacío
< - 10	10,08	11,40
[ - 10 , - 8 >	11,61	15,12
[ - 8 , - 6 >	16,15	20,03
[ - 6 , - 4 >	20,84	26,04
[ - 4 , - 2 >	22,78	30,25
[ - 2 , 0 >	23,67	34,09
[ 0 , 2 >	23,30	32,98
[ 2 , 4 >	18,25	31,22
[ 4 , 6 >	14,76	28,30
[ 6 , 8 >	9,98	25,26
[ 8 , 10 >	8,62	22,23
>= 10	7,38	17,91

Fuente: Elaboración propia, 2016.

### 3.5.2.3. Cálculo de tiempos de acarreo

Para calcular los tiempos de acarreo, se toman las velocidades promedio en cada pendiente indicada, teniendo en cuenta las distancias y sus respectivas pendientes. Para el cálculo del tiempo de acarreo se utiliza la siguiente fórmula:

$$T_{\text{tiempo de acarreo}} = \frac{\text{Distancia (km)}}{\text{Velocidad Promedio (km/h)}} \quad [5]$$

Tabla 18  
Tiempo de acarreo de material mineral y desmonte en (min)

Mes		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Mineral	Zona de desbroce	Dist. (km)						3	2,9	3,0	3,4	3,4		
		Tiempo (min)						21,4	22,1	23,3	24,8	25,4		
	Zona Inferior Este	Dist. (km)						3,1	3,6	3,5	3,6			
		Tiempo (min)						23,5	26,3	27,0	27,3			
	Zona Inferior Sur	Dist. (km)						3,2	3,3					
		Tiempo (min)						23,2	24,1					
	Zona Intermedia Norte	Dist. (km)	3,3	3,3	3,3	3,3	3,2	3,2	3,2	3,0	3,0	3,1	3,0	3,0
		Tiempo (min)	21,2	19,3	19,4	19,8	20,3	20,6	20,1	20,0	19,4	20,2	20,7	21,7
	Zona Intermedia Sur	Dist. (km)	3,0	3,1	3,1	3,1	3,2	3,1						
		Tiempo (min)	20,2	21,0	21,8	22,0	22,6	23,1						
Zona Superior Sur	Dist. (km)												1,3	
	Tiempo (min)												9,1	
Desmonte	Zona de desbroce	Dist. (km)	1,8	1,9	1,9	2,4	2,5	2,5	2,6	2,3	2,5	3,0	3,1	
		Tiempo (min)	10,6	11,9	13,1	14,9	15,6	16,4	17,6	17,3	18,9	20,8	21,4	
	Zona Inferior Este	Dist. (km)							2,9	3,3	3,3	3,4		
		Tiempo (min)							25,4	28,2	28,9	29,2		
	Zona Inferior Sur	Dist. (km)							3,0	3,1				
		Tiempo (min)							25,1	26,0				
	Zona Intermedia Norte	Dist. (km)	2,8	2,8	2,7	2,8	2,7	2,7	2,7	2,6	2,6	2,6	2,5	2,5
		Tiempo (min)	20,2	18,3	18,5	18,9	19,4	19,8	20,4	19,4	20,6	21,3	22,0	23,3
	Zona Intermedia Sur	Dist. (km)	2,7	2,8	2,9	2,9	2,9	2,9						
		Tiempo (min)	21,8	22,8	23,6	23,8	24,5	18,9						
Zona Superior Sur	Dist. (km)										3,1	3,3	3,7	
	Tiempo (min)										23,5	24,5	27,8	

Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la tabla anterior solo se consideró los tiempos variables: los cuales constan de tiempo de recorrido cargado (ida) más el tiempo de recorrido sin carga (vuelta) considerando los dos destinos ya sea cancha de transferencia y botadero.

Tabla 19  
Tiempo fijo de pala hidráulica RH90

	Unidad	RH90 - C777 - Desmonte_Insitu	RH90 - C777 - Desmonte_Insitu_Iluvia
<b>TIEMPOS FIJOS</b>			
Tiempo de carguío	min	2,3	2,8
Tiempo de maniobras y descarga	min	1,5	1,5
Esperas	min	0,7	0,7
<b>Total</b>	<b>min</b>	<b>4,5</b>	<b>5,0</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 20  
 Tiempo fijo de excavadora CAT 385

	Unidad	CAT385-1 - Actros - Desmonte_ Insitu	CAT385-1 - Actros - Desmonte_ Insitu_Iluvia	CAT385- 1 - Actros - Mineral	CAT385-1 - Actros - Mineral_Iluvia
<b>TIEMPOS FIJOS</b>					
Tiempo de carguío	min	1,6	1,6	1,7	1,7
Tiempo de maniobras y descarga	min	1,5	1,5	1,5	1,5
Esperas	min	1,8	1,8	3,0	3,0
<b>Total</b>	<b>min</b>	<b>4,9</b>	<b>4,9</b>	<b>6,2</b>	<b>6,2</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 21  
Tiempo de ciclo para mineral y desmante en (min)

Mes		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Mineral	Zona de desbroce	Dist. (km)						3	2,9	3,0	3,4	3,4		
		Tiempo (min)						27,6	28,3	29,5	31,0	31,6		
	Zona Inferior Este	Dist. (km)						3,1	3,6	3,5	3,6			
		Tiempo (min)						29,7	32,5	33,2	33,5			
	Zona Inferior Sur	Dist. (km)						3,2	3,3					
		Tiempo (min)						29,4	30,3					
	Zona Intermedia Norte	Dist. (km)	3,3	3,3	3,3	3,3	3,2	3,2	3,2	3,0	3,0	3,1	3,0	3,0
		Tiempo (min)	27,4	25,5	25,6	26,0	26,5	26,8	26,3	26,2	25,6	26,4	26,9	27,9
	Zona Intermedia Sur	Dist. (km)	3,0	3,1	3,1	3,1	3,2	3,1						
		Tiempo (min)	26,4	27,2	28,0	28,2	28,8	29,3						
Zona Superior Sur	Dist. (km)												1,3	
	Tiempo (min)												15,3	
Desmante	Zona de desbroce	Dist. (km)	1,8	1,9	1,9	2,4	2,5	2,5	2,6	2,3	2,5	3,0	3,1	
		Tiempo (min)	15,1	16,4	17,6	19,4	20,1	20,9	22,1	21,8	23,8	25,3	26,3	
	Zona Inferior Este	Dist. (km)							2,9	3,3	3,3	3,4		
		Tiempo (min)							30,3	33,1	33,8	34,1		
	Zona Inferior Sur	Dist. (km)							3,0	3,1				
		Tiempo (min)							30,0	30,9				
	Zona Intermedia Norte	Dist. (km)	2,8	2,8	2,7	2,8	2,7	2,7	2,7	2,6	2,6	2,5	2,5	
		Tiempo (min)	25,1	23,2	23,4	23,8	24,3	24,7	25,3	24,3	25,1	26,2	26,9	28,2
	Zona Intermedia Sur	Dist. (km)	2,7	2,8	2,9	2,9	2,9	2,9						
		Tiempo (min)	26,7	27,7	28,5	28,7	29,4	23,8						
Zona Superior Sur	Dist. (km)										3,1	3,3	3,7	
	Tiempo (min)										28,4	29,0	32,3	

Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### **3.5.2.4. Cálculo de número de camiones requeridos para la producción de desmonte y mineral.**

Parámetros de operación:

Producción diaria requerida

Producción de mineral: 5 138 BCM/día (promedio)

Producción de desmonte: 31 208 BCM/día  
(promedio)

Total mineral y desmonte: 36 346 BCM/día  
(promedio)

Se trabajan 2 guardias por día, de 12 horas cada una y con una eficiencia del 85 % se tendría 20 horas por día. Consideraciones de propiedades físicas de material mineral y desmonte:

Tabla 22  
Propiedades físicas del material

Propiedades físicas	Unidad	Material	
		Desmonte	Mineral
Densidad seca	t(seca)/BCM	2,6	3
Factor de esponjamiento	%	27	20
Porcentaje de humedad	%	3	3

Fuente: Elaboración propia, 2016.

A continuación se mencionan algunos criterios que se han considerado para la selección del equipo de acarreo:

- Resistencia a la rodadura (RR): se ha tomado de acuerdo al libro Caterpillar en caso de los C777D y en el manual de Mercedes Bens para los volquetes.
- Resistencia total: es la suma de todas las resistencias.

- Efecto de altitud: debido a que las operaciones se encuentran en promedio de 4 200 m.s.n.m, se ha considerado el factor de 0,85 para los camiones y volquetes.



Tabla 23  
Rendimiento de la pala RH90

<b>GENERAL</b>	<b>UNIDAD</b>		
Material		Desmonte_Insitu	Desmonte_Insitu_ lluvia
Densidad seca	t(seca)/BCM	2,6	2,6
Factor de esponjamiento	%	27	27
Porcentaje de humedad	%	3	3
Hora efectiva	min	52	52
<b>CUCHARÓN</b>			
Capacidad del cucharón por volumen	m <sup>3</sup>	10	10
Máxima carga por configuración	t/pase	18	18
Peso del cucharón	t	0	0
Payload max	t/pase	18	18
Factor de llenado	%	85,4 %	85,4 %
Payload ajustado	t/pase	18	18
<b>CAMIÓN</b>		<b>C777</b>	<b>C777</b>
Capacidad por configuración	t	93,5	93,5
Capacidad por configuración	m <sup>3</sup>	60	60
<b>CAPACIDAD</b>			
Por peso	BCM	34,91	34,91
Por volumen	BCM	47,24	47,24
Material adherido		0	0
<b>PAYLOAD</b>			
Número de pases calculados	No	5,2	5,2
Número de pases usados	No	5	5,2
Real número de pases	No	5	6
Payload	BCM	33,6	34,9
Payload	t	90	93,5
Payload	BCM	42,7	44,3
<b>FACTOR DE LLENADO</b>			
Por peso	%	96 %	100 %
Por volumen	%	71 %	74 %
<b>PRODUCTIVIDAD</b>			
Productividad máxima de carguío	BCM/h	754	641
Productividad máxima de carguío	t(húmeda)/h	2020	1716

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 24  
Rendimiento de la excavadora CAT 385

<b>GENERAL</b>		<b>UNIDAD</b>			
Material		Desmonte_Insitu	Desmonte_Insitu_Iluvia	Mineral	Mineral_Iluvia
Densidad seca	t(seca)/BCM	2,6	2,6	3	3
Factor de esponjamiento	%	27	27	20	20
Porcentaje de humedad	%	3	3	3	3
Hora efectiva	min	52	52	52	52
<b>CUCHARÓN</b>					
Capacidad del cucharón por volumen	m <sup>3</sup>	6,1	6,1	6,1	6,1
Máxima carga por configuración	t/pase	10,98	10,98	10,98	10,98
Peso del cucharón	t	0	0	0	0
Payload max	t/pase	10,98	10,98	10,98	10,98
Factor de llenado	%	85 %	85 %	70 %	70 %
Payload ajustado	t/pase	10,98	10,98	10,98	10,98
<b>CAMIÓN</b>		<b>Actros</b>	<b>Actros</b>	<b>Actros</b>	<b>Actros</b>
Capacidad por configuración	t	32	32	32	32
Capacidad por configuración	m <sup>3</sup>	20	20	20	20
<b>CAPACIDAD</b>					
Por peso	BCM	11,9	11,9	10,4	10,4
Por volumen	BCM	15,7	15,7	16,7	16,7
Material adherido		0	0	0	0
<b>PAYLOAD</b>					
Número de pases calculados	No	2,9	2,9	2,9	2,9
Número de pases usados	No	3	3	3	3
Real número de pases	No	3	3	3	3
Payload	BCM	12,3	12,3	10,7	10,7
Payload	t	32,94	32,94	32,94	32,94
Payload	BCM	15,6	15,6	12,8	12,8
<b>FACTOR DE LLENADO</b>					
Por peso	%	102,9 %	102,9 %	102,9 %	102,9 %
Por volumen	%	78,1 %	78,1 %	64,0 %	64,0 %
<b>PRODUCTIVIDAD</b>					
Productividad máxima de carguío	BCM/h	404	396	336	329
Productividad máxima de carguío	t(húmeda)/h	1082	1060	1038	1018

Fuente: Elaboración propia, 2016.

El cálculo de la flota de camiones se explica para el primer mes de trabajo en la mina para luego mostrar en una tabla el resumen para los 12 meses del año.

El primer paso que ya se hizo es el cálculo de los tiempos de acarreo para los camiones y volquetes tanto a botadero y cancha de transferencia toda esta información se encuentra en la tabla N° 15.

Una vez que se ha calculado los tiempos de acarreo para la operación de mina se debe sumar los tiempos fijos para obtener los tiempos totales de ciclo, toda esta información se muestra en la tabla N° 18.

Con estos tiempos de ciclo calculado tanto para mineral y desmonte se puede hacer el cálculo del número de camiones para la operación, teniendo en cuenta las zonas donde se van a trabajar.

### **Para el mes 1 – Desmonte**

Los tiempos de ciclo para desmonte son los siguientes:

- Zona intermedia norte: 25,1 min
- Zona intermedia sur: 26,7 min
- Zona de desbroce: 15,1 min

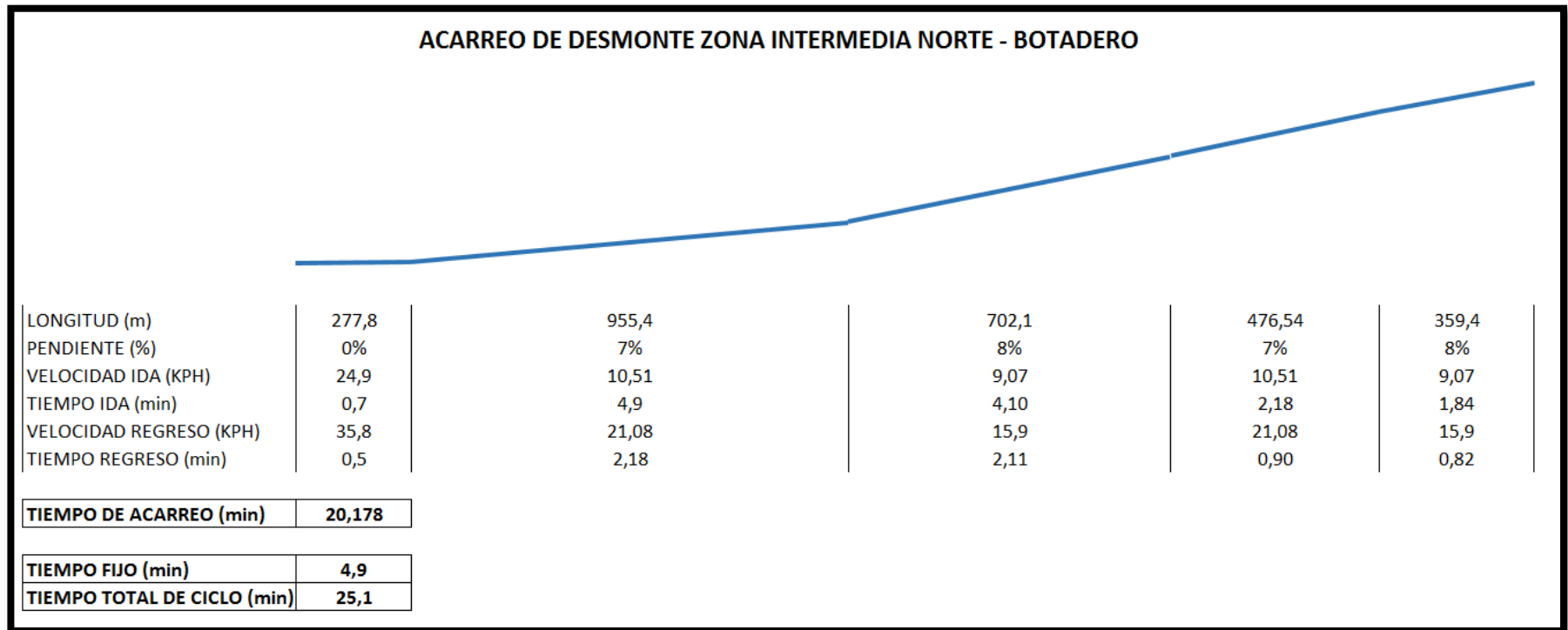


Figura 18. Tiempo de acarreo de desmonte zona Intermedia Norte – Botadero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

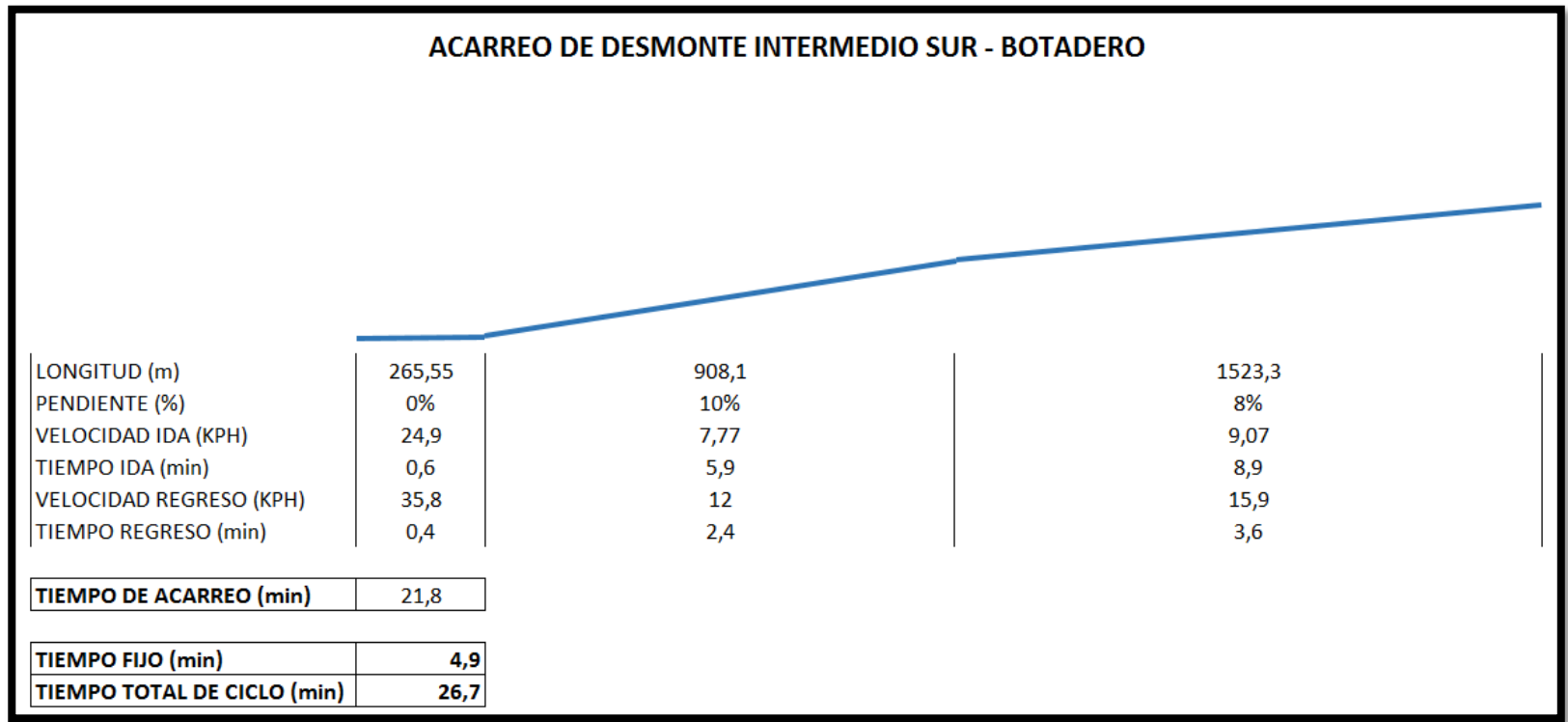


Figura 19. Tiempo de acarreo de desmonte zona Intermedia Sur – Botadero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

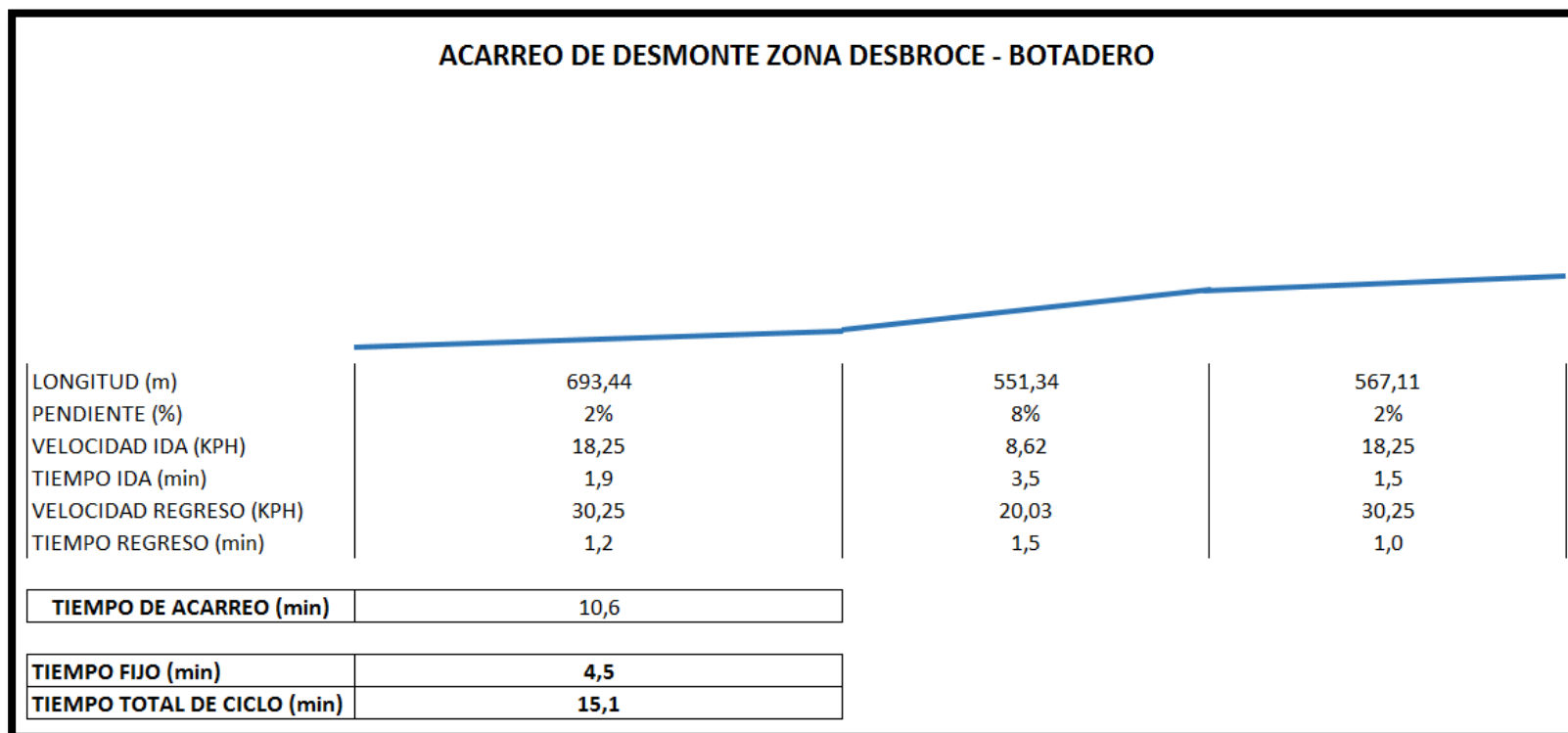


Figura 20. Tiempo de acarreo de desmonte zona Desbroce – Botadero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Cálculo de la producción horaria de volquetes y camiones mineros, se debe tener en cuenta que la zona intermedia norte y la zona intermedia sur se trabaja con volquetes, mientras que en la zona de desbroce el trabajo es con camiones mineros.

La eficiencia de operador para los cálculos es del 80 %.

- Zona intermedia norte: (Volquete)

$$\begin{aligned} \text{Producción} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{60 * 11,9 BCM * 0,8}{25,1 \text{ min}} \\ &= 22,80 BCM/h \end{aligned}$$

- Zona intermedia sur: (Volquete)

$$\begin{aligned} \text{Producción} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{60 * 11,9 BCM * 0,8}{26,7 \text{ min}} \\ &= 21,40 BCM/h \end{aligned}$$



- Zona de desbroce: (Camión minero)

$$\begin{aligned} \text{Producción} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{60 * 34,9 BCM * 0,8}{15,1 \text{ min}} \\ &= 110,94 BCM/h \end{aligned}$$

Cálculo de la producción horaria total en las tres zonas:

- Zona intermedia norte:

$$\begin{aligned} \text{Prod. total horaria} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{153\ 338/30}{19,2(\text{horas efectivas})} \\ &= 266,21 BCM/h \end{aligned}$$

- Zona intermedia sur:

$$\begin{aligned} \text{Prod. total horaria} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{193\ 168/30}{19,2(\text{horas efectivas})} \\ &= 335,36 BCM/h \end{aligned}$$

- Zona de desbroce:

$$\begin{aligned} \text{Prod. total horaria } \left( \frac{\text{BCM}}{\text{h}} \right) &= \frac{603\,043/30}{19,2(\text{horas efectivas})} \\ &= 1046,95 \text{ BCM/h} \end{aligned}$$

Cálculo de números de volquetes y camiones:

- Zona intermedia norte:

$$N^{\circ} \text{ de volquetes} = \frac{266,21 \text{ BCM/h}}{22,80 \text{ BCM/h}} = 12 \text{ volquetes}$$

- Zona intermedia sur:

$$N^{\circ} \text{ de volquetes} = \frac{335,36 \text{ BCM/h}}{21,40 \text{ BCM/h}} = 16 \text{ volquetes}$$

- Zona de desbroce:

$$N^{\circ} \text{ de camiones} = \frac{1046,95 \text{ BCM/h}}{111,10 \text{ BCM/h}} = 9 \text{ Camiones}$$

Para el mes 1 – Mineral

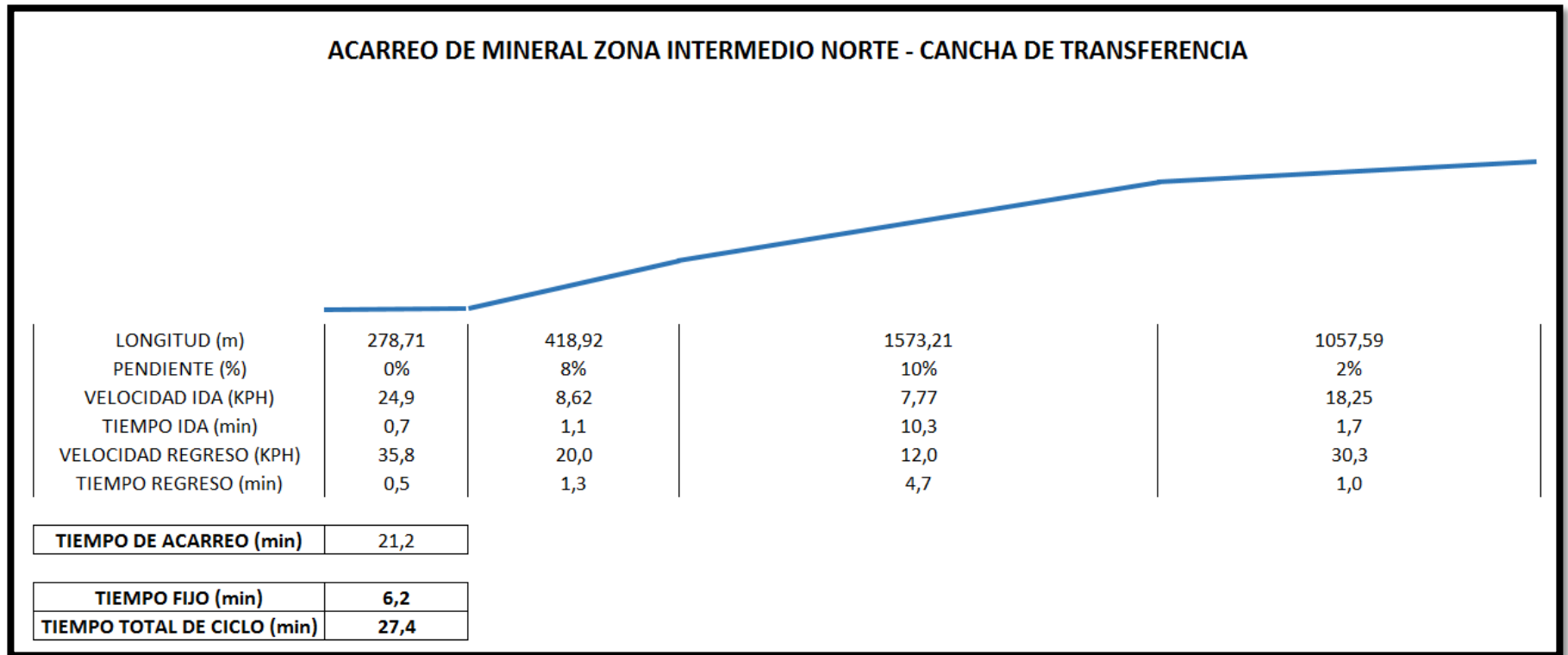


Figura 21. Tiempo de acarreo de mineral zona Intermedio Norte – Cancha de Transferencia  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

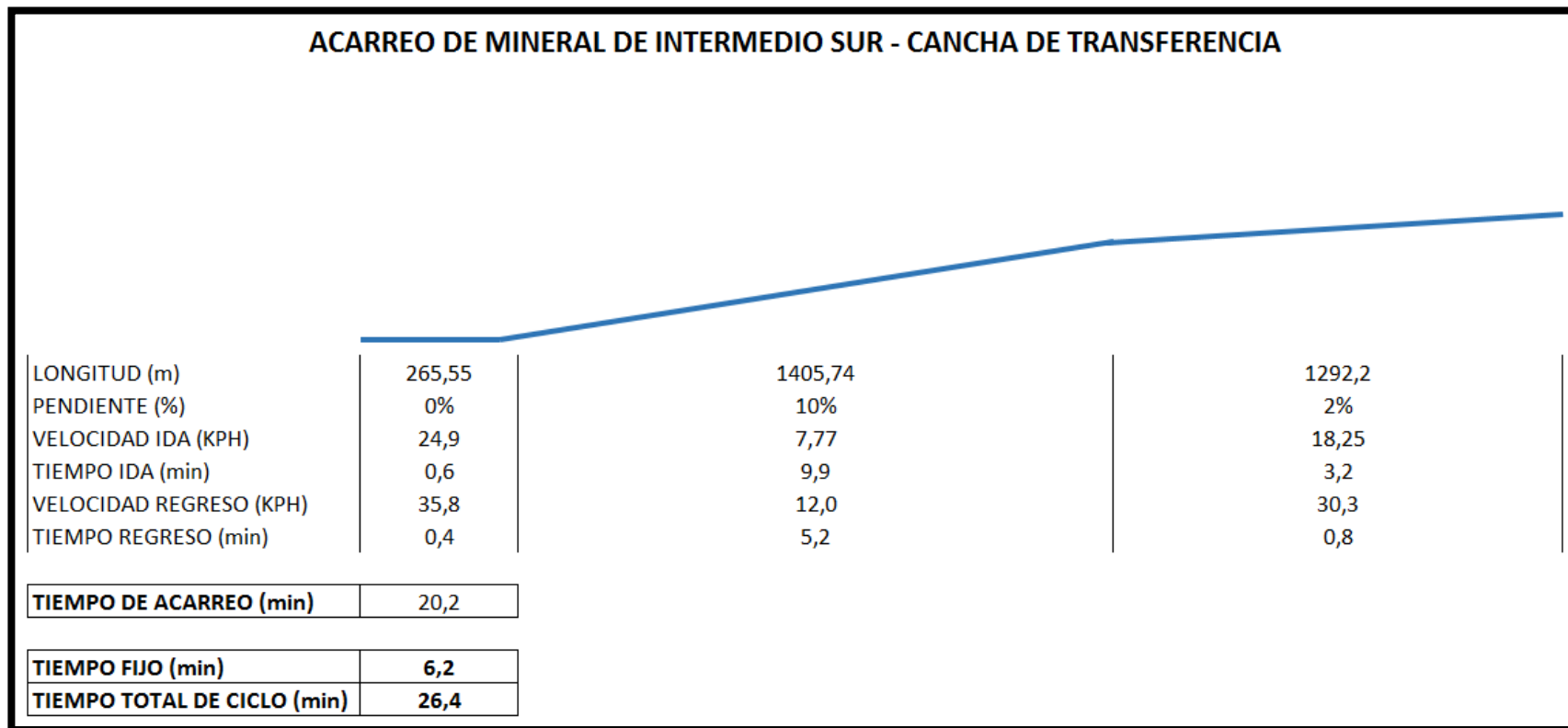


Figura 22. Tiempo de acarreo de mineral zona Intermedio Sur – Cancha de Transferencia  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

El tiempo de ciclo para mineral son los siguientes:

- Zona intermedia norte: 27,4 min
- Zona intermedia sur: 26,4 min

Cálculo de la producción horaria para volquetes, cabe mencionar la extracción de mineral se hará solo con volquetes en todas las zonas.

La eficiencia de operador para los cálculos es del 80 %.

- Zona intermedia norte: (Volquete)

$$\begin{aligned} \text{Producción} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{60 * 10,4 BCM * 0,8}{27,4 min} \\ &= 18,22 BCM/h \end{aligned}$$

- Zona intermedia sur: (Volquete)

$$\begin{aligned} \text{Producción} \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{60 * 10,4 BCM * 0,8}{26,4 min} \\ &= 18,93 BCM/h \end{aligned}$$

Cálculo de la producción horaria total en las dos zonas:

- Zona intermedia norte:

$$\begin{aligned} \text{Prod. total horaria } \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{106\,309/30}{19,2(\text{horas efectivas})} \\ &= 184,56 \text{ BCM/h} \end{aligned}$$

- Zona intermedia sur:

$$\begin{aligned} \text{Prod. total horaria } \left( \frac{BCM}{h} \right) &= \frac{34\,502/30}{19,2(\text{horas efectivas})} \\ &= 59,90 \text{ BCM/h} \end{aligned}$$

Cálculo de números de volquetes:

- Zona intermedia norte:

$$N^{\circ} \text{ de volquetes} = \frac{184,56 \text{ BCM/h}}{18,22 \text{ BCM/h}} = 10 \text{ volquetes}$$

- Zona intermedia sur:

$$N^{\circ} \text{ de volquetes} = \frac{59,90 \text{ BCM/h}}{18,93 \text{ BCM/h}} = 3 \text{ volquetes}$$

Nota: BCM (Metros cúbicos en banco)

Después de calcular el número de volquetes los cuales son 13 en mineral, y 26 volquetes en desmonte haciendo un total de 39 que se necesita en el primer mes, a este número le aumentamos el 10 % más, ya que los camiones necesitan estar en mantenimiento, cargando petróleo, etc. El cual aumentando este porcentaje, el número total de volquetes es 43. Para el caso de los camiones el número total de camiones es 10.

Tabla 25  
Número de volquetes para mineral

	<b>Mes</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>	<b>12</b>
<b>Mineral</b>	Zona de desbroce							1	1	2	1	3	
	Zona Inferior Este							10	1	7	7		
	Zona Inferior Sur							5	11				
	Zona Intermedia Norte	10	6	10	6	13	6	4	4	7	6	10	11
	Zona Intermedia Sur	3	6	2	8	1	11						
	Zona Superior Sur												
<b>Total de volquetes</b>		<b>13</b>	<b>12</b>	<b>12</b>	<b>14</b>	<b>14</b>	<b>17</b>	<b>20</b>	<b>17</b>	<b>16</b>	<b>14</b>	<b>13</b>	<b>12</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.



Tabla 26  
Número de volquetes y camiones para desmonte

	<b>Mes</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>	<b>6</b>	<b>7</b>	<b>8</b>	<b>9</b>	<b>10</b>	<b>11</b>	<b>12</b>
<b>Desmonte</b>	Zona de desbroce	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	25	<b>9</b>	23	
	Zona Inferior Este							10	13	21	3		
	Zona Inferior Sur							21	15				
	Zona Intermedia Norte	12	12	24	18	31	16	9	16	<b>9</b>	30	26	56
	Zona Intermedia Sur	16	20	6	20	5	16						
	Zona Superior Sur										15	<b>9</b>	<b>9</b>
<b>Total de volquetes</b>		<b>28</b>	<b>32</b>	<b>30</b>	<b>38</b>	<b>36</b>	<b>32</b>	<b>40</b>	<b>44</b>	<b>46</b>	<b>48</b>	<b>49</b>	<b>56</b>
<b>Total de camiones</b>		<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>	<b>9</b>

Fuente: Elaboración propia, 2016.

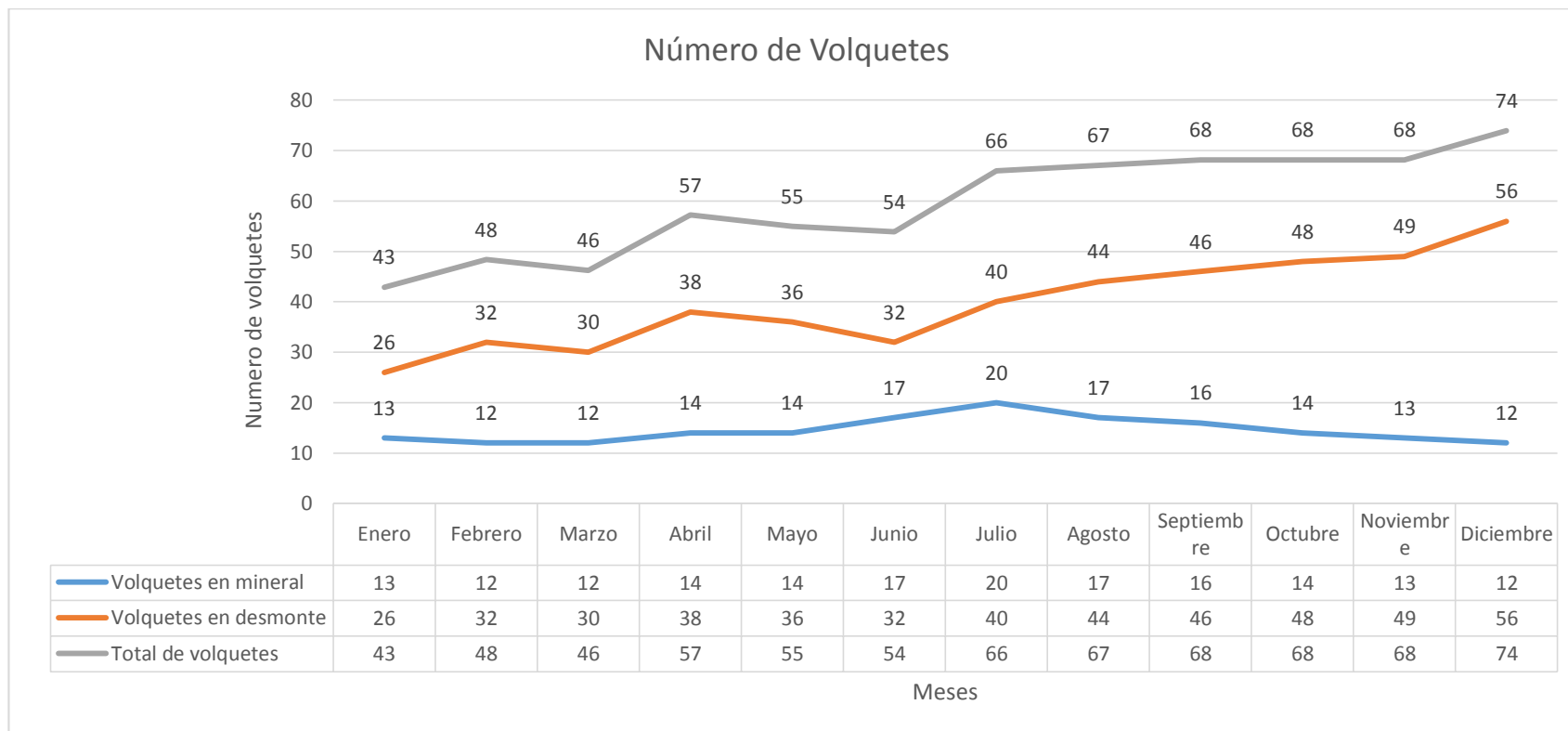


Figura 23. Gráfico de Número de volquetes  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

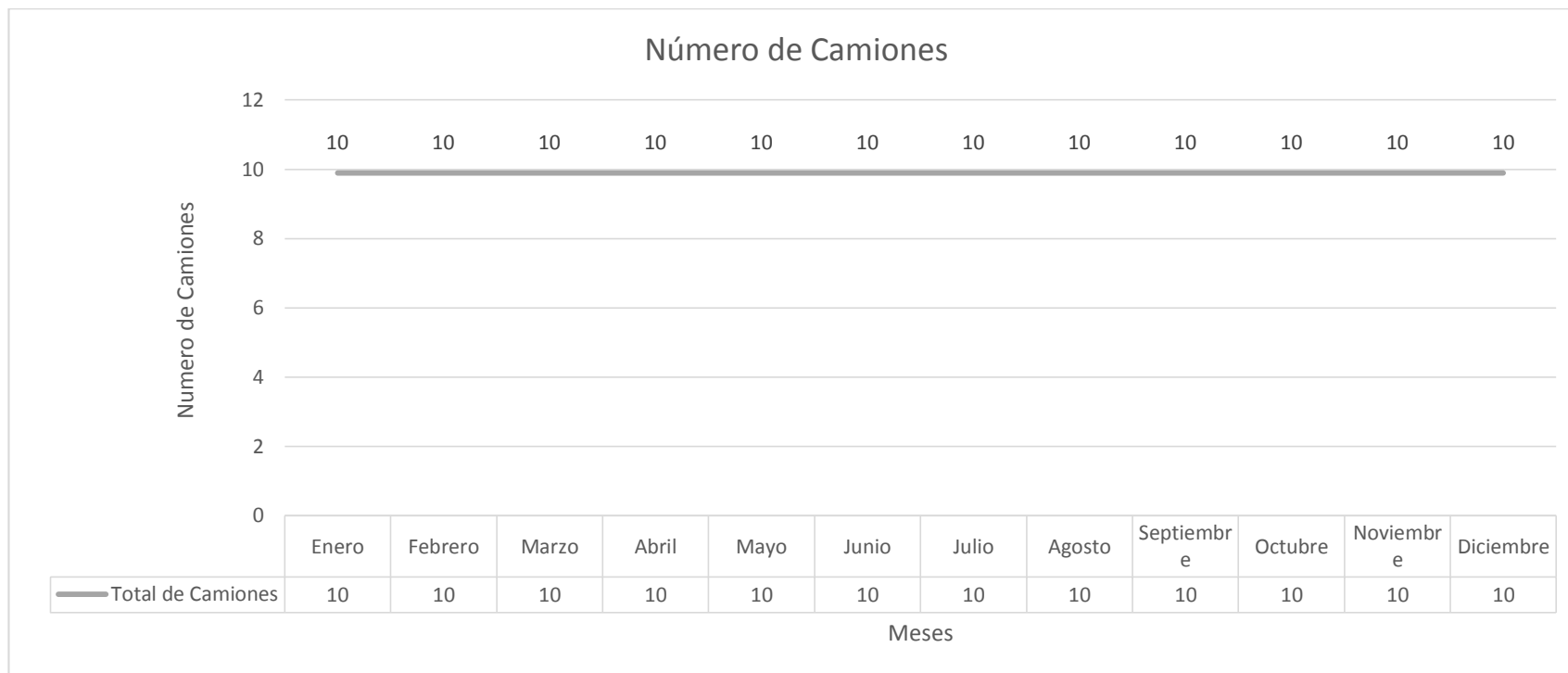


Figura 24. Gráfico de número de camiones  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

### 3.6. Cálculo de costos unitarios

#### A. Cálculo de tarifas horarias de equipos de carguío

##### **PALA BUCYRUS RH-90**

Datos:

- TEA: 8,00 %
- Condiciones de operación: NORMALES
- Valor de la maquinaria (V): 9 000 000 US\$
- Valor residual (10 %): 900 000 US\$
- Precio base de depreciación: 8 100 000 US\$
- Vida útil: 120 000 horas
- Tiempo de depreciación (n): 17,12 años
- Guardias por día: 2 guardias
- Horas efectivas por guardia: 9,6 h/guardia
- Horas de operación por año: 7008 horas

a) Costo de posesión

Costo de posesión por hora = Depreciación por hora + Costo Financiero [6]

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{\text{Precio base de depreciación}}{\text{Vida útil}} \quad [7]$$

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{8\,100\,000 \text{ US\$}}{120\,000 \text{ h}} = 67,5 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Costo financiero} = \frac{\left(\frac{n+1}{2n}\right) * V * i * n}{\text{Vida util}} \quad [8]$$

$$\begin{aligned} \text{Costo finan.} &= \frac{\left(\frac{17,12+1}{2 * 17,12}\right) * 9\,000\,000 \text{ US\$} * 8\% * 17,12}{120\,000 \text{ h}} \\ &= 54,4 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Costo de posesión por hora = 67,5 US\$/h + 54,4 US\$/h

Costo de posesión por hora = 121,9 US\$/h

b) Costo de operación

- Consumo de combustible:  $16 \text{ gal/h} \times 3,7 \text{ US\$/gal} = 59,3 \text{ US\$/h}$
- Consumo de aceite, grasas, filtros, etc. =  $55 \text{ US\$/h}$
- Mantenimiento y reparación =  $43 \text{ US\$/h}$

Costo de operación por hora =  $59,3 \text{ US\$/h} + 55 \text{ US\$/h} + 43 \text{ US\$/h} = 157,3 \text{ US\$/h}$

c) Mano de obra directa

- Personas = 1
- Remuneración (Sueldo bruto) =  $2\,200 \text{ US\$}$
- Horas trabajadas al mes = 240 horas

Costo de mano de obra por hora =  $2\,200 \text{ US\$/240 h} = 9,17 \text{ US\$/h}$

d) Costo de accesorios (reparación de cuchara)

- Vida útil: 100 horas
- Precio: 4 000 US\$

Costo de accesorios = 40 US\$/h

COSTO TOTAL DE OPERACIÓN = 157,3 US\$/h + 9,17 US\$/h  
+ 40 US\$/h = **206,4 US\$/h**

COSTO TOTAL HORARIO = 121,9 US\$/h + 206,4 US\$/h =  
**328,3 US\$/h**

## EXCAVADORA CAT 385

Datos:

- TEA: 8,00 %
- Condiciones de operación: NORMALES
- Valor de la maquinaria (V): 4 500 000 US\$
- Valor residual (10 %): 450 000 US\$
- Precio base de depreciación: 4 050 000 US\$
- Vida útil: 120 000 horas
- Tiempo de depreciación (n): 17,12 años
- Guardias por día: 2 guardias
- Horas efectivas por guardia: 9,6 h/guardia
- Horas de operación por año: 7008 horas

a) Costo de posesión

Costo de posesión por hora = Depreciación por hora + Costo  
Financiero [6]

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{\text{Precio base de depreciación}}{\text{Vida útil}} \quad [7]$$



$$\text{Depreciación por hora} = \frac{4\,050\,000 \text{ US\$}}{120\,000 \text{ h}} = 33,75 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Costo financiero} = \frac{\left(\frac{n+1}{2n}\right) * V * i * n}{\text{Vida util}} \quad [8]$$

$$\begin{aligned} \text{Costo finan.} &= \frac{\left(\frac{17,12+1}{2 * 17,12}\right) * 4\,500\,000 \text{ US\$} * 8\% * 17,12}{120\,000 \text{ h}} \\ &= 27,2 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Costo de posesión por hora = 33,75 US\$/h + 27,2 US\$/h

Costo de posesión por hora = 60,9 US\$/h

b) Costo de operación

- Consumo de combustible: 9 gal/h \* 3,7 US\$/gal = 33,3 US\$/h
- Consumo de aceite, grasas, filtros, etc = 45 US\$/h
- Mantenimiento y reparación = 35 US\$/h

Costo de operación por hora = 33,3 US\$/h + 45 US\$/h + 35 US\$/h = 113,3 US\$/h

c) Mano de obra directa

- Personas = 1
- Remuneración (Sueldo bruto) = 2 000 US\$
- Horas trabajadas al mes = 240 horas

Costo de mano de obra por hora =  $2\,000\text{ US\$}/240\text{ h} =$   
 $8,33\text{ US\$/h}$

d) Costo de accesorios (reparación de cuchara)

- Vida útil: 100 horas
- Precio: 2 000 US\$

Costo de accesorios =  $20\text{ US\$/h}$

COSTO TOTAL DE OPERACIÓN =  $113,3\text{ US\$/h} + 8,33\text{ US\$/h}$   
 $+ 20\text{ US\$/h} = \mathbf{141,7\text{ US\$/h}}$

COSTO TOTAL HORARIO =  $141,7\text{ US\$/h} + 60,9\text{ US\$/h} = \mathbf{202,6}$   
 $\mathbf{US\$/h}$

## B. Calculo de tarifas horarias de equipos de acarreo

### CAMION CAT 777F

Datos:

- TEA: 8,00 %
- Condiciones de operación: NORMALES
- Valor de la maquinaria (V): 4 000 000 US\$
- Valor residual (10 %): 400 000 US\$
- Precio base de depreciación: 3 600 000 US\$
- Vida útil: 60 000 horas
- Tiempo de depreciación (n): 8,56 años
- Guardias por día: 2 guardias
- Horas efectivas por guardia: 9,6 h/guardia
- Horas de operación por año: 7008 horas

a) Costo de posesión

Costo de posesión por hora = Depreciación por hora + Costo

Financiero

[6]

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{\text{Precio base de depreciación}}{\text{Vida útil}} \quad [7]$$

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{3\,600\,000 \text{ US\$}}{60\,000 \text{ h}} = 60 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Costo financiero} = \frac{\left(\frac{n+1}{2n}\right) * V * i * n}{\text{Vida util}} \quad [8]$$

$$\begin{aligned} \text{Costo finan.} &= \frac{\left(\frac{8,56+1}{2 * 8,56}\right) * 4\,000\,000 \text{ US\$} * 8\% * 8,56}{60\,000 \text{ h}} \\ &= 25,5 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Costo de posesión por hora = 60 US\$/h + 25,5 US\$/h

Costo de posesión por hora = 85,5 US\$/h

b) Costo de operación

- Consumo de combustible: 12 gal/h \* 3,7 US\$/gal = 44,4 US\$/h
- Consumo de aceite, grasas, filtros, etc = 40 US\$/h
- Mantenimiento y reparación = 30 US\$/h

Costo de operación por hora = 44,4 US\$/h + 40 US\$/h +  
30 US\$/h = 114,4 US\$/h

c) Mano de obra directa

- Personas = 1
- Remuneración (Sueldo bruto) = 2 000 US\$
- Horas trabajadas al mes = 240 horas

Costo de mano de obra por hora = 2 000 US\$/240 h =  
8,33 US\$/h

d) Costo de llantas

- Vida útil: 1000 horas
- Precio: 66 000 US\$

Costo de accesorios = 66 US\$/h

COSTO TOTAL DE OPERACIÓN = 114,4 US\$/h + 8,33 US\$/h  
+ 66 US\$/h = **188,8 US\$/h**

**COSTO TOTAL HORARIO = 85,5 US\$/h + 188,8 US\$/h = 274,3  
US\$/h**

### **VOLQUETES ACTROS 4144**

Datos:

- TEA: 8,00 %
- Condiciones de operación: NORMALES
- Valor de la maquinaria (V): 300 000 US\$
- Valor residual (10%): 30 000 US\$
- Precio base de depreciación: 270 000 US\$
- Vida útil: 60 000 horas
- Tiempo de depreciación (n): 8,56 años
- Guardias por día: 2 guardias
- Horas efectivas por guardia: 9,6 h/guardia
- Horas de operación por año: 7008 horas

a) Costo de posesión

Costo de posesión por hora = Depreciación por hora + Costo  
Financiero [6]

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{\text{Precio base de depreciación}}{\text{Vida útil}} \quad [7]$$

$$\text{Depreciación por hora} = \frac{270\,000 \text{ US\$}}{60\,000 \text{ h}} = 4,5 \text{ US\$/h}$$

$$\text{Costo financiero} = \frac{\left(\frac{n+1}{2n}\right) * V * i * n}{\text{Vida util}} \quad [8]$$

$$\begin{aligned} \text{Costo finan.} &= \frac{\left(\frac{8,56+1}{2 * 8,56}\right) * 9\,000\,000 \text{ US\$} * 8\% * 8,56}{120\,000 \text{ h}} \\ &= 1,9 \text{ US\$/h} \end{aligned}$$

Costo de posesión por hora = 4,5 US\$/h + 1,9 US\$/h

Costo de posesión por hora = 6,4 US\$/h

#### b) Costo de operación

- Consumo de combustible: 6 gal/h \* 3,7 US\$/gal = 22,2 US\$/h
- Consumo de aceite, grasas, filtros, etc = 25 US\$/h
- Mantenimiento y reparación = 15 US\$/h

Costo de operación por hora = 22,2 US\$/h + 25 US\$/h +  
15 US\$/h = 62,2 US\$/h

c) Mano de obra directa

- Personas = 1
- Remuneración (Sueldo bruto) = 1 800 US\$
- Horas trabajadas al mes = 240 horas

Costo de mano de obra por hora = 1 800 US\$/240 h =  
7,5 US\$/h

d) Costo de llantas

- Vida útil: 1000 horas
- Precio: 1 800 US\$

Costo de accesorios = 1,8 US\$/h

**COSTO TOTAL DE OPERACIÓN = 62,23 US\$/h + 7,5 US\$/h +  
1,8 US\$/h = 71,5 US\$/h**



**COSTO TOTAL HORARIO = 6,4 US\$/h + 71,5 US\$/h = 77,93  
US\$/h**

### **Costo Unitario para la extracción de mineral y desmante**

Para el cálculo de los precios unitarios se ha considerado las tarifas horarias ya establecidas por consorcio Pasco.

Tabla 27  
Tarifa según Adenda

	<b>Unidad</b>	<b>Cat 777</b>	<b>Actros</b>
Tarifa de equipo	US\$/h	274,3	77,93
Tonelaje	ton/viaje	93,5	32,00
Volumen	BCM/viaje	34,9	10,40
Densidad	ton/ BCM	2,6	3,00

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Tabla 28  
Tarifa según Adenda expresado en \$/BCM-min

<b>Tarifa establecida en contrato</b>		
<b>Material - Destino</b>		<b>US\$/BCM-min</b>
Desmonte a botadero	C777 - RH90 - D	0,13
	Actros - C385 - D	0,09
Mineral a planta	Actros - C336 - M	0,10
	Actros - C385 - M	0,10
Mineral a cancha de transferencia	Actros - C336 - MCT	0,10
	Actros - C385 - MCT	0,10

Fuente: Elaboración propia, 2016.

La tabla 29 muestra un resumen de tiempo y distancia del mes de enero teniendo en cuenta la tabla 18 donde se muestran el consolidado de todo el año.

Tabla 29  
Tabla de distancias y tiempos fijo del mes de enero

<b>Zona de explotación</b>	<b>Flota</b>	<b>Material</b>	<b>Tiempo (min)</b>	<b>Distancia (km)</b>
Intermedia Norte	Actros - C385 - D	Desmonte	25,1	2,8
Intermedia Norte	Actros - C385 - MCT	Mineral	27,4	3,3
Intermedia Sur	Actros - C385 - D	Desmonte	26,7	2,7
Intermedia Sur	Actros - C385 - MCT	Mineral	26,4	3,0
Desbroce	C777 - RH90 - D	Desmonte	15,1	1,8

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Cálculo de costo unitario considerando zona de explotación, flota, material y tiempos totales

- Intermedia norte – desmante

Costo unitario US\$/BCM=  $25,1 \text{ min} * 0,09 \text{ US$/BCM-min}$

Costo unitario US\$/BCM= 2,26 US\$/BCM

Costo unitario US\$/t= 0,87 US\$/t

- Intermedia norte – mineral

Costo unitario US\$/BCM=  $27,4 \text{ min} * 0,10 \text{ US$/BCM-min}$

Costo unitario US\$/BCM= 2,74 US\$/BCM

Costo unitario US\$/t= 0,91 US\$/t

- Intermedia sur – desmante

Costo unitario US\$/BCM=  $26,7 \text{ min} * 0,09 \text{ US$/BCM-min}$

Costo unitario US\$/BCM= 2,4 US\$/BCM

Costo unitario US\$/t= 0,92 US\$/t

- Intermedia sur – mineral

Costo unitario US\$/BCM=  $26,4 \text{ min} * 0,10 \text{ US$/BCM-min}$

Costo unitario US\$/BCM= 2,64 US\$/BCM

Costo unitario US\$/t= 0,88 US\$/t

- Desbroce

Costo unitario US\$/BCM= 15,1 min \* 0,13 US\$/BCM-min

Costo unitario US\$/BCM= 1,96 US\$/BCM

Costo unitario US\$/t= 0,75 US\$/t

Nota: BCM (Metros cúbicos en banco)

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Rendimiento de volquetes por meses

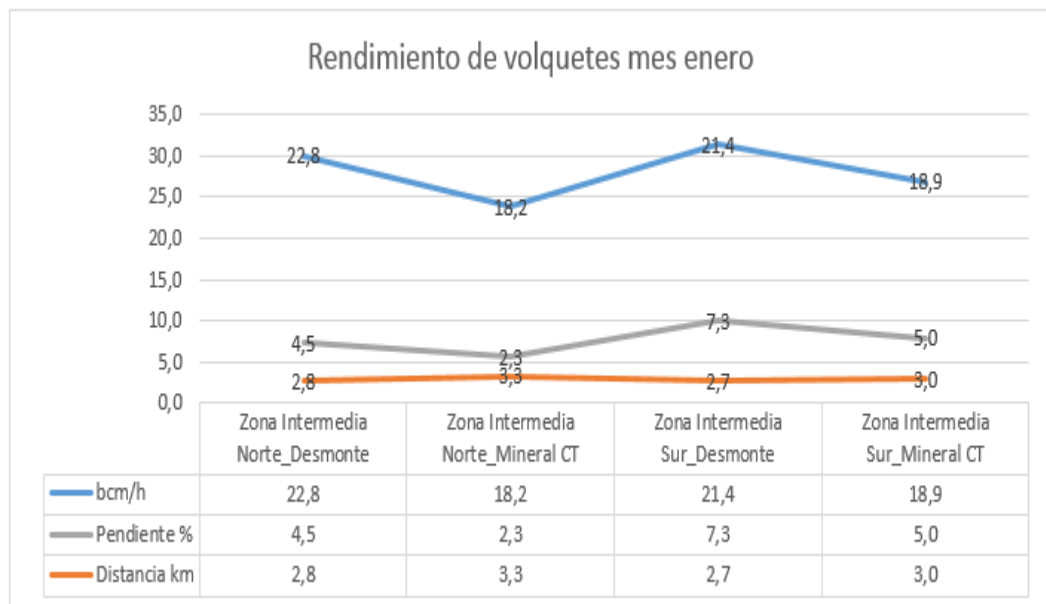


Figura 25. Rendimiento de volquetes mes enero

Fuente: Elaboración propia, 2016.

Los rendimientos son afectados directamente por la distancia y pendiente como se puede ver en la explotación de la zona intermedia norte y sur con destino a cancha de transferencia.

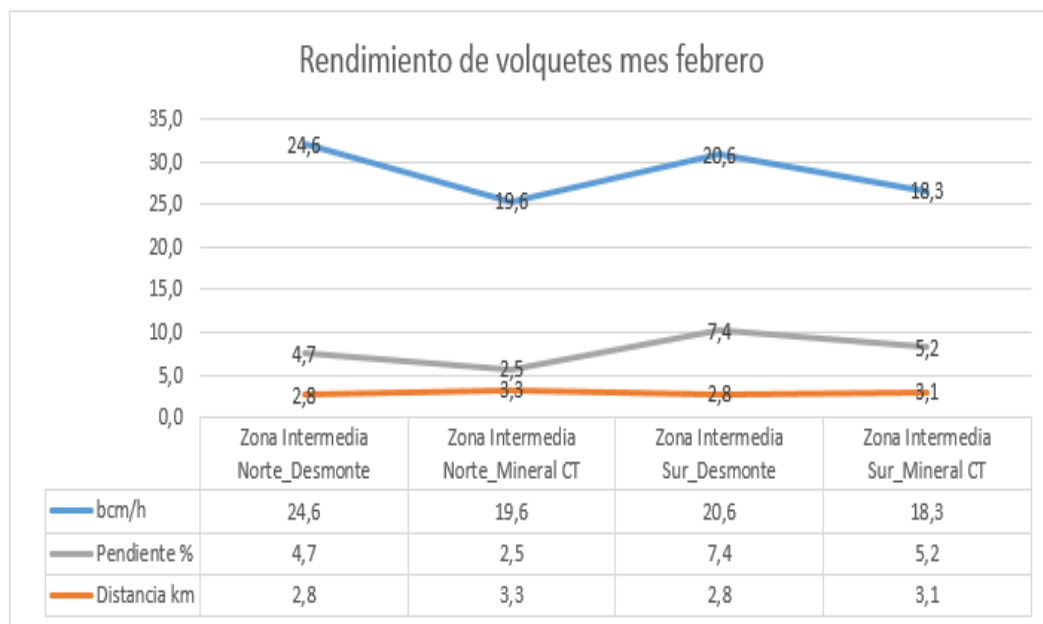


Figura 26. Rendimiento de volquetes mes febrero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

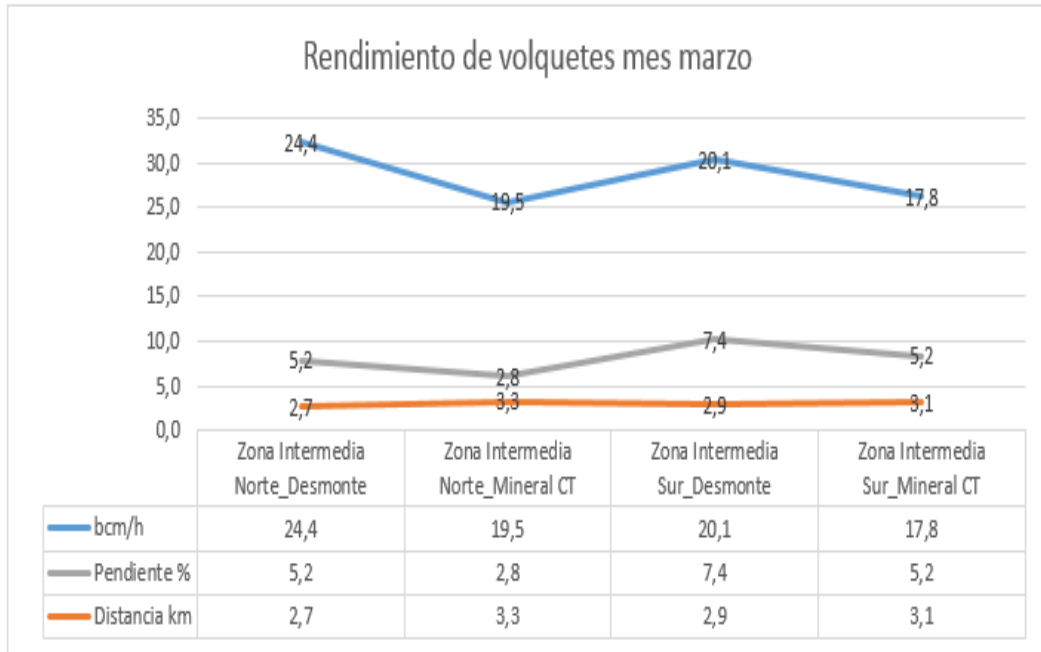


Figura 27. Rendimiento de volquetes mes marzo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

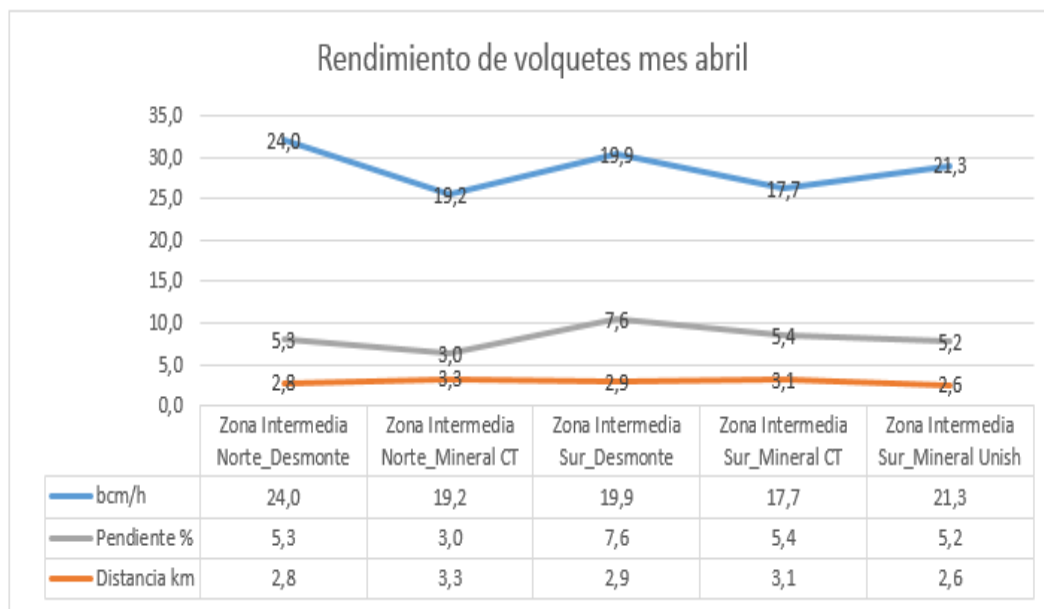


Figura 28. Rendimiento de volquetes mes abril  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la zona intermedia norte con destino a botadero, tenemos una corta distancia y las pendientes de esta ruta de acarreo son bastantes moderadas, lo cual nos dará un gran beneficio ya que nuestro rendimiento será muy óptimo en comparación de otros frentes de trabajo.



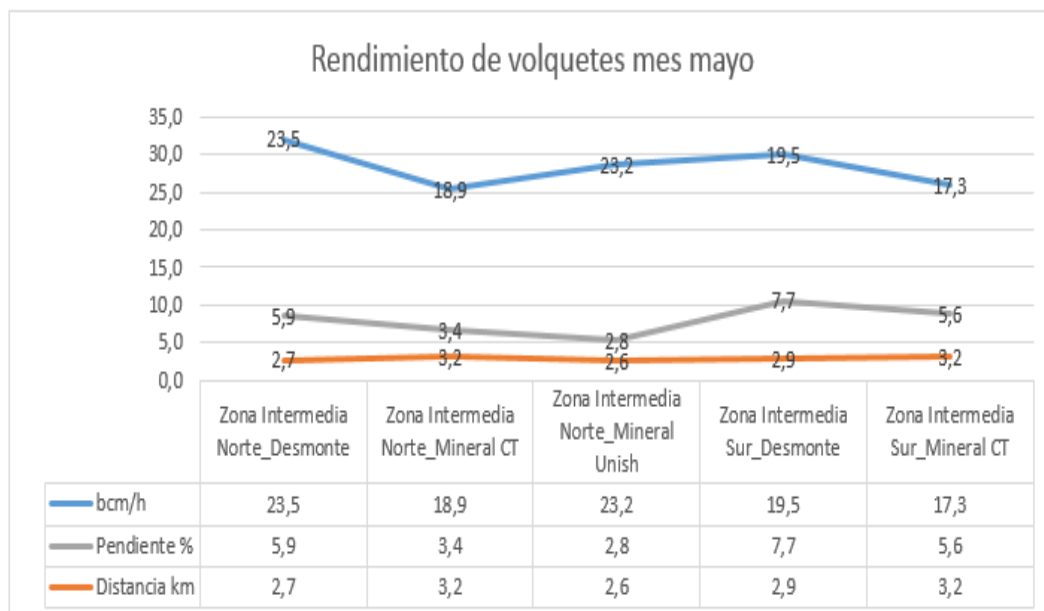


Figura 29. Rendimiento de volquetes mes mayo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

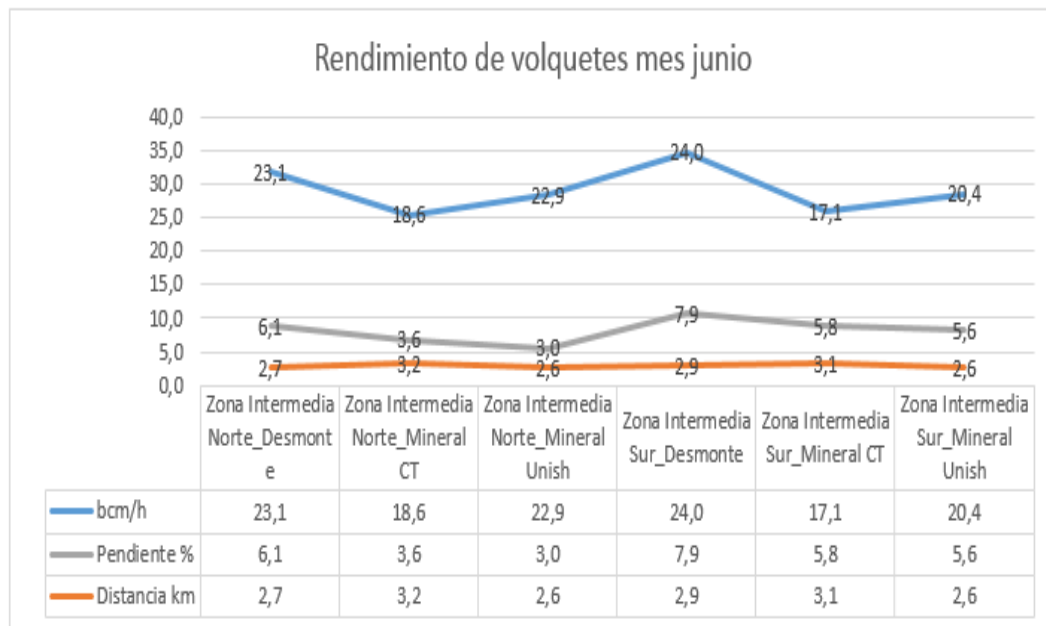


Figura 30. Rendimiento de volquetes mes junio  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

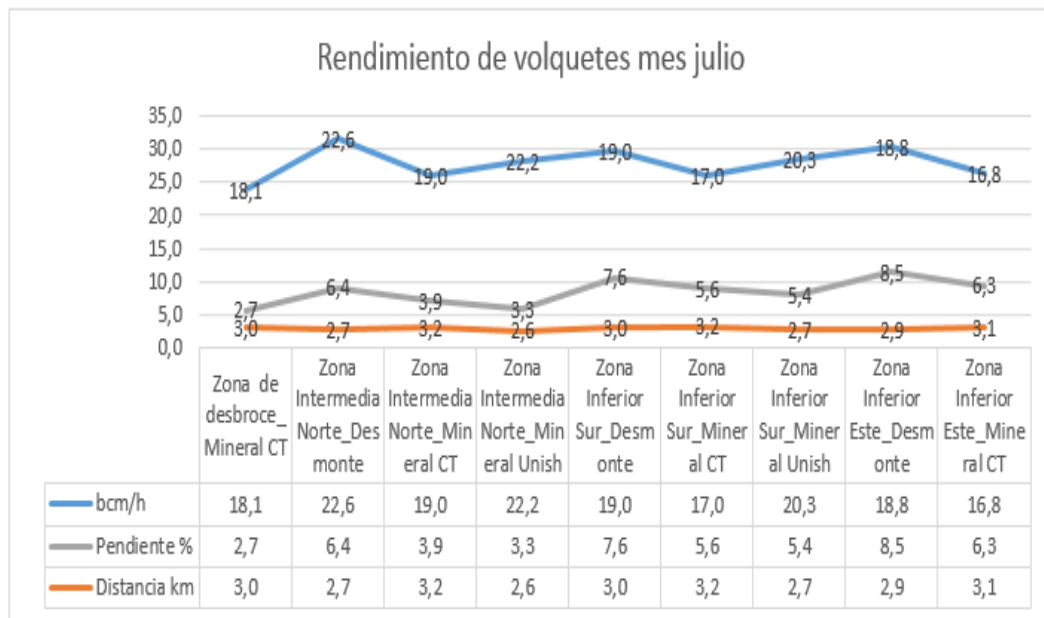


Figura 31. Rendimiento de volquetes mes Julio  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la zona inferior tenemos distancia largas y pendientes bastantes pronunciadas por lo tanto afecta mucho a nuestro rendimiento por ello afectará más adelante a nuestro costo unitario.

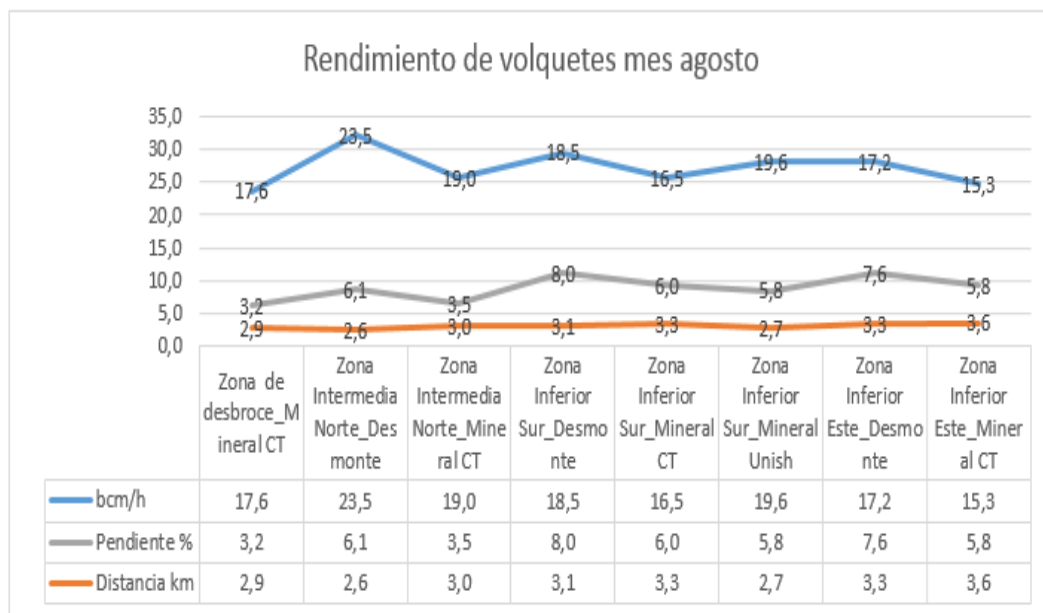


Figura 32. Rendimiento de volquetes mes agosto  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

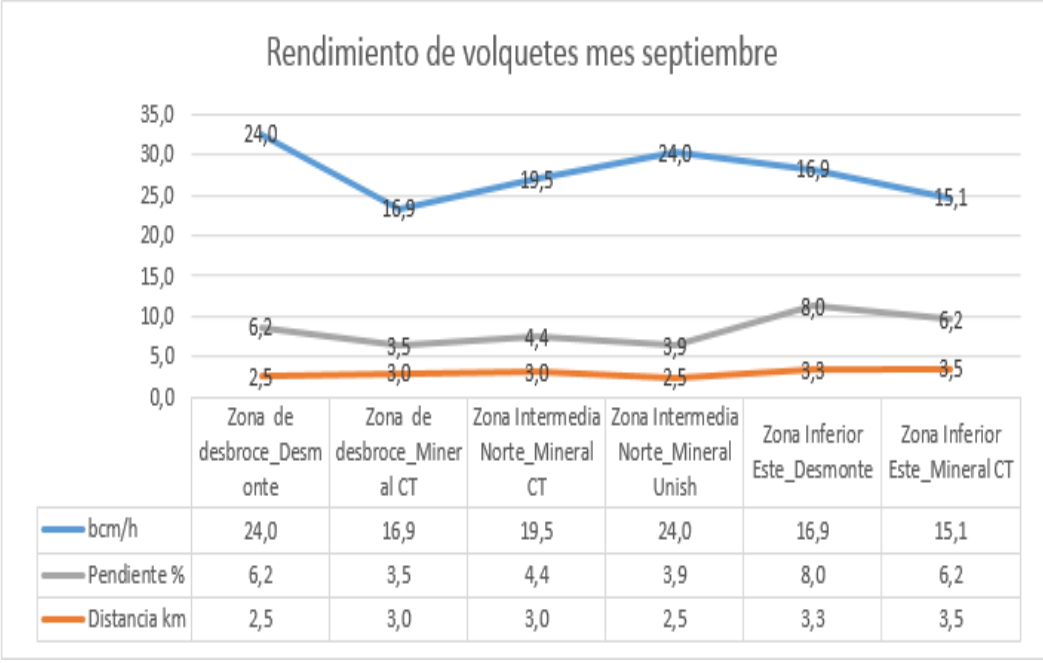


Figura 33. Rendimiento de volquetes mes septiembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la zona de desbroce tenemos distancias largas, de modo que afecta considerablemente al rendimiento del equipo de acarreo, también se debe mencionar que este es un frente de mineral.

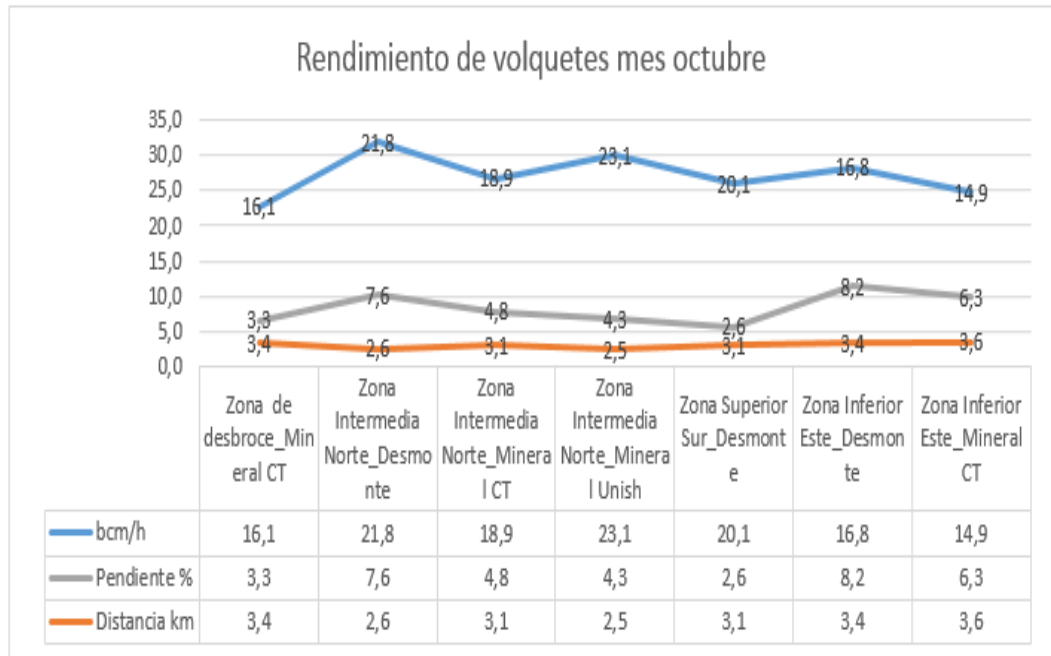


Figura 34. Rendimiento de volquetes mes octubre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

En la zona norte inferior las distancias son muy largas y pendientes pronunciadas, ya que se trata de fondo de mina y las condiciones son muy adversas y eso afecta mucho al rendimiento de la flota.

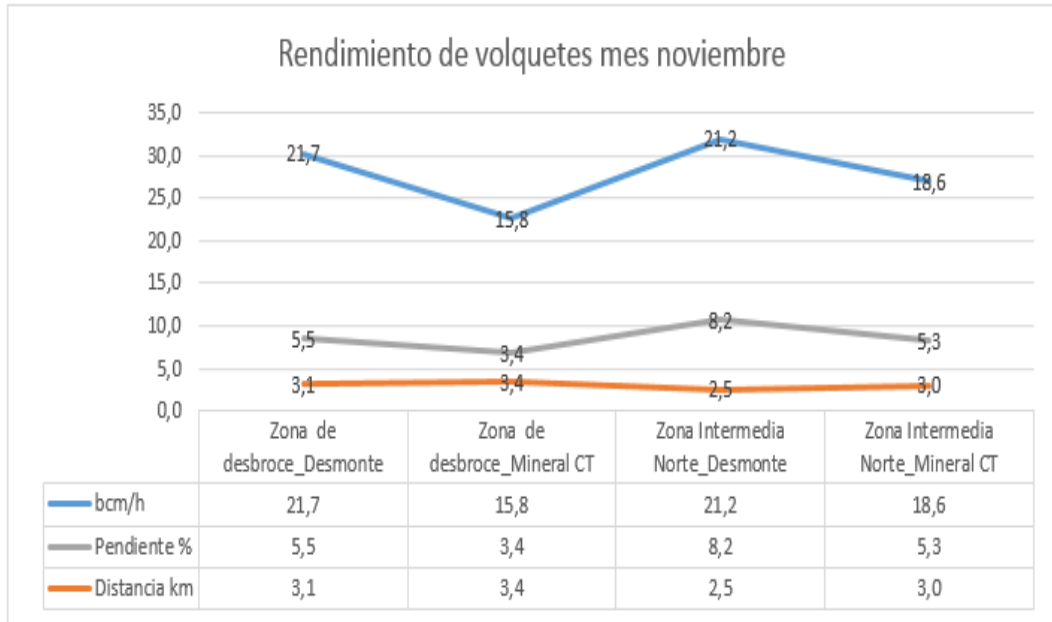


Figura 35. Rendimiento de volquetes mes noviembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

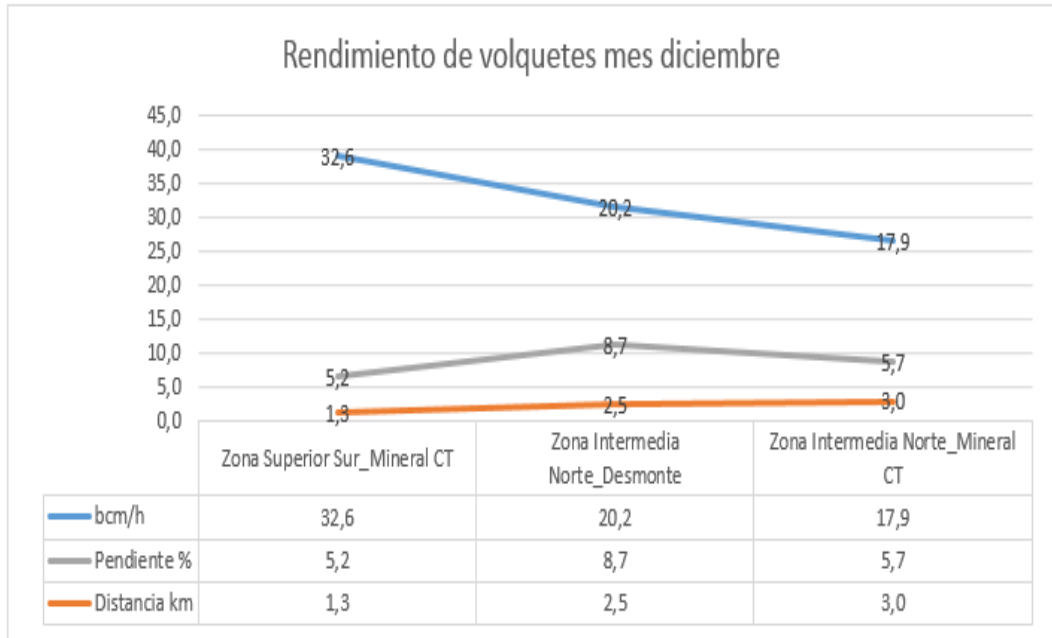


Figura 36. Rendimiento de volquetes mes diciembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.



## 4.2. Rendimiento de camiones por meses

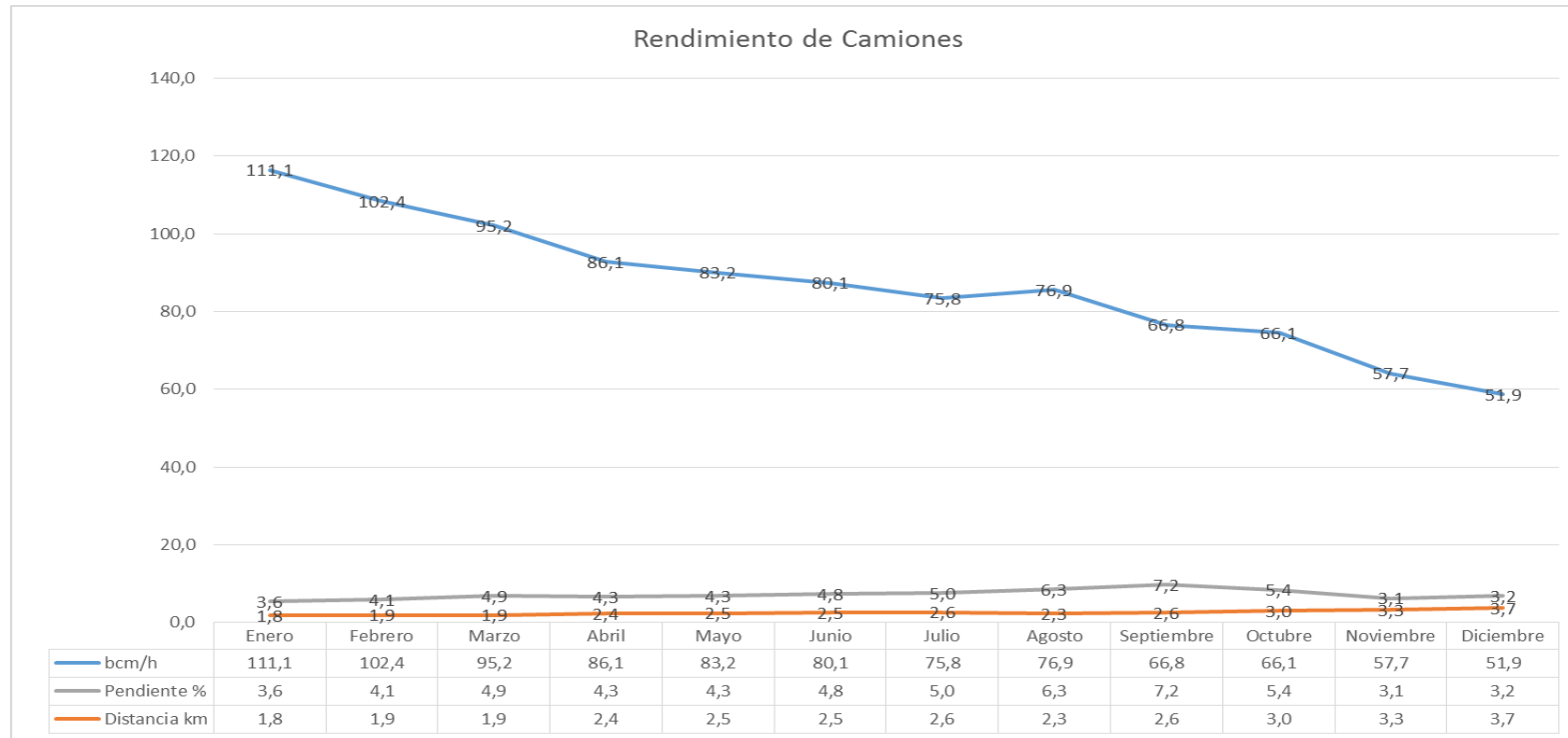


Figura 37. Rendimiento de camiones durante el año  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

### 4.3. Costos unitarios de volquetes por meses

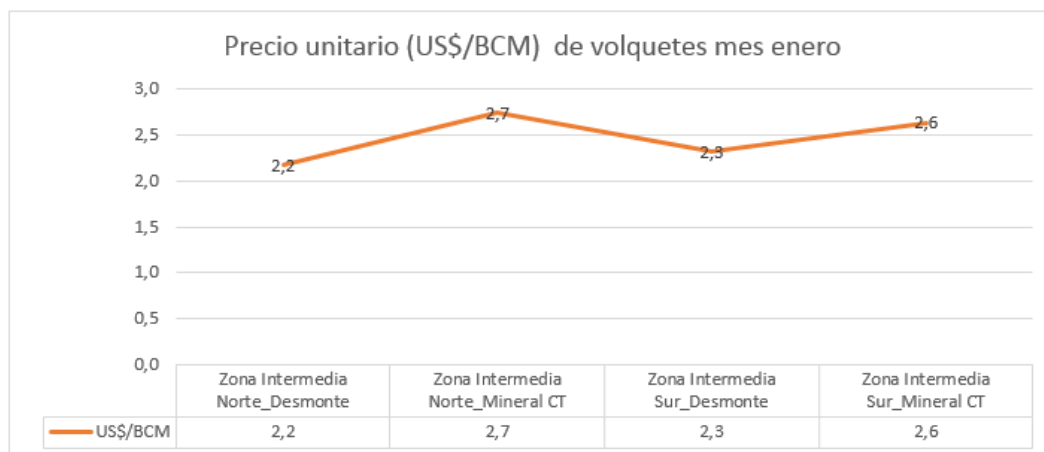


Figura 38. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes enero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

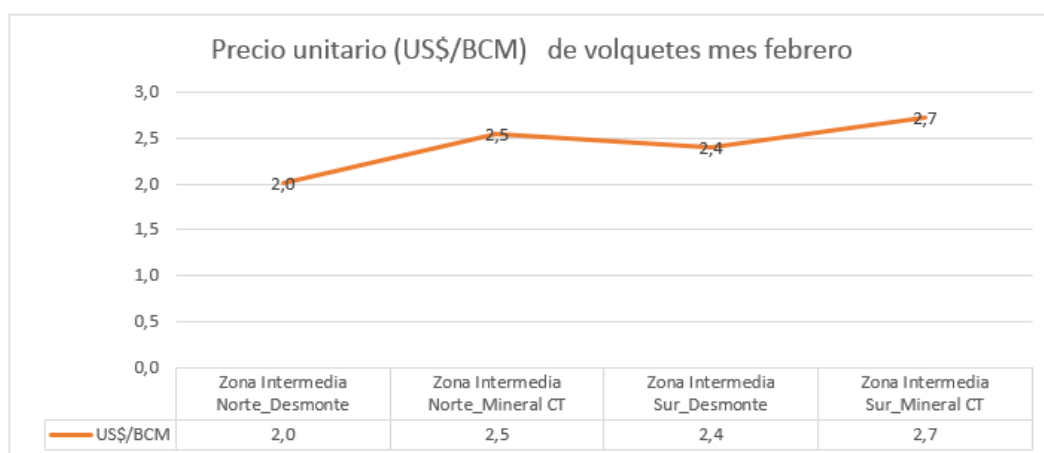


Figura 39. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes febrero  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

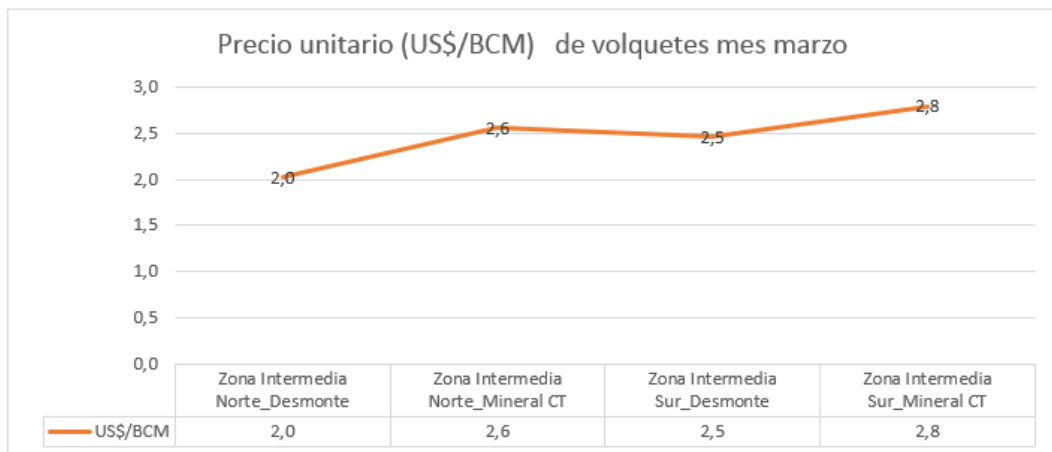


Figura 40. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes marzo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

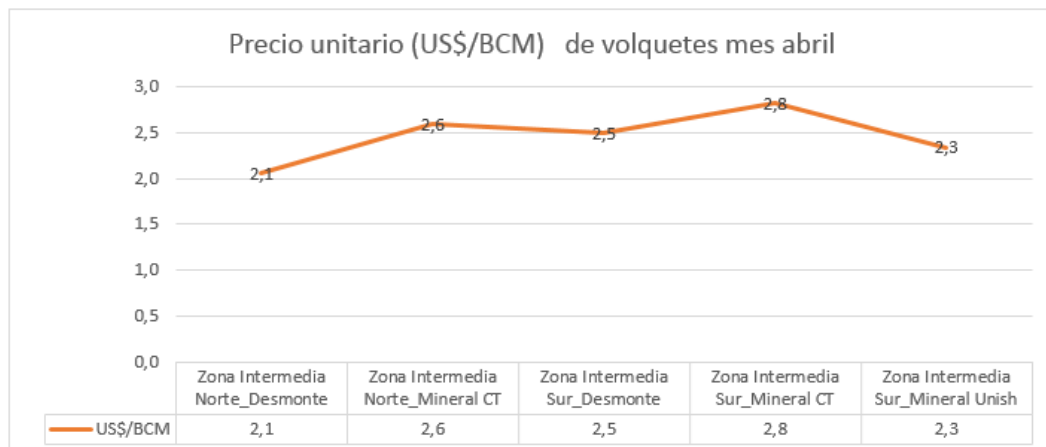


Figura 41. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes abril  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

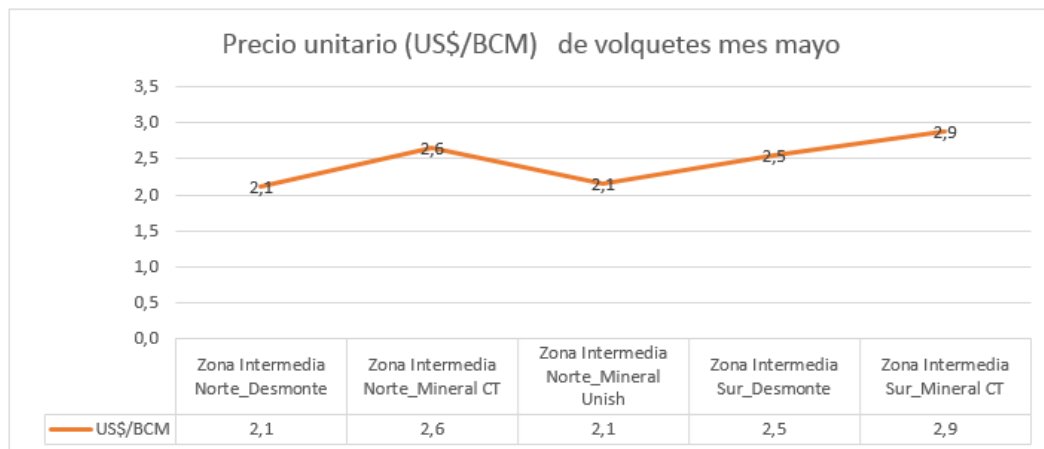


Figura 42. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes mayo  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

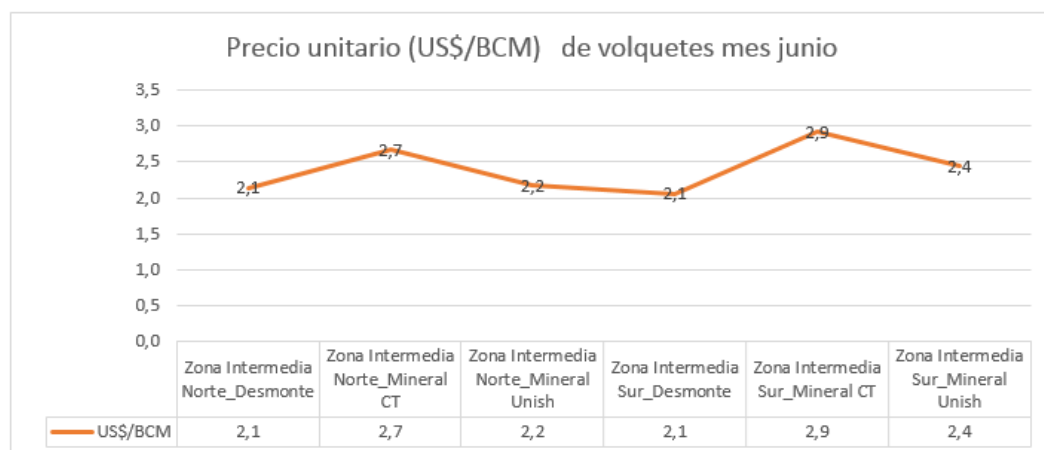


Figura 43. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes junio  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

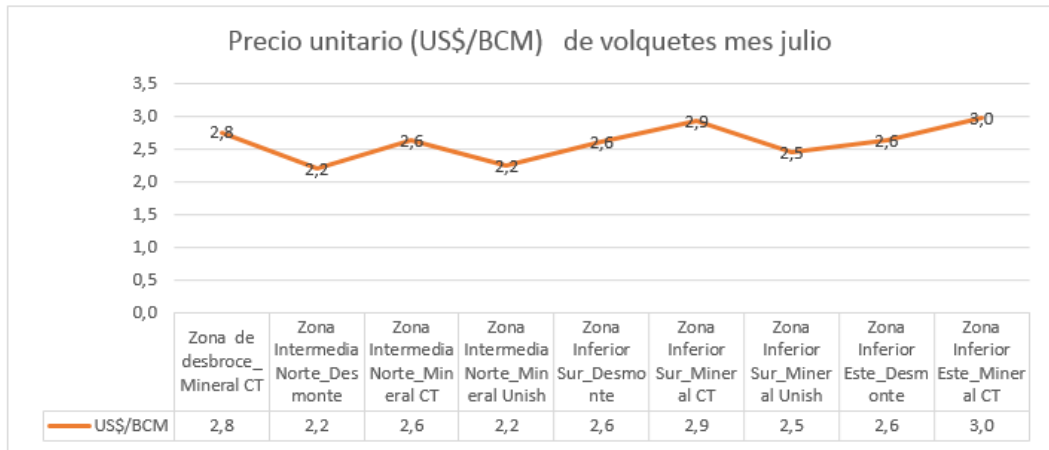


Figura 44. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes julio  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

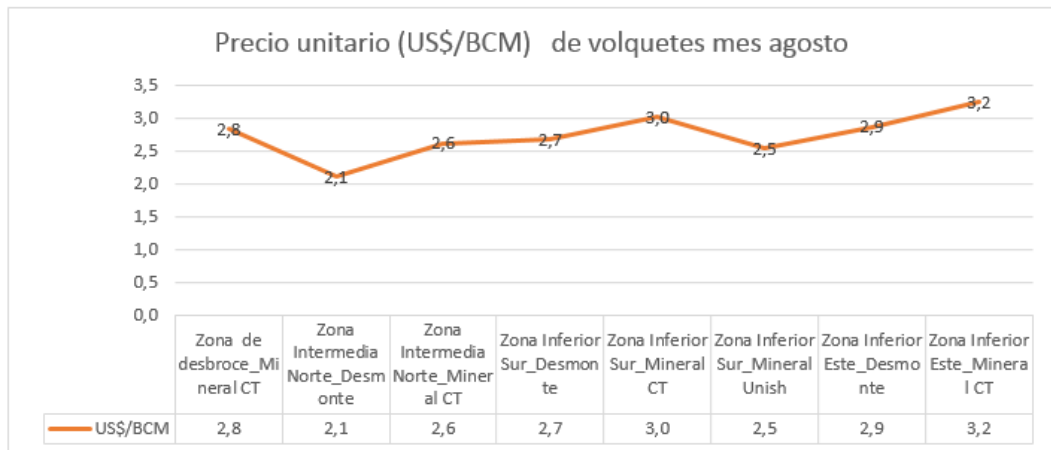


Figura 45. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes agosto  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

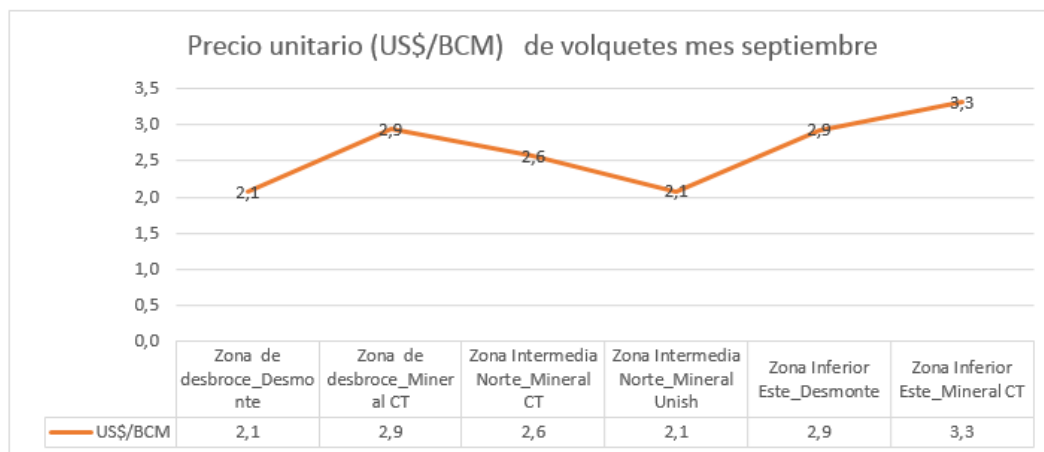


Figura 46. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes septiembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

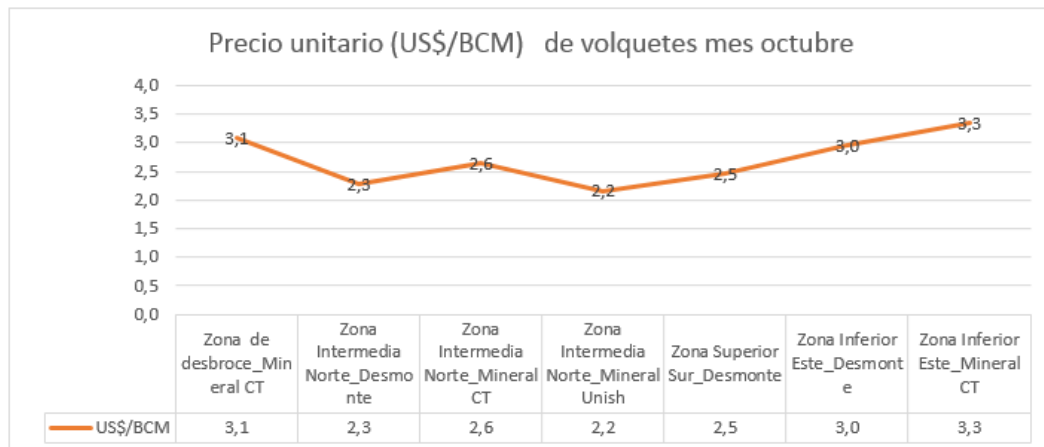


Figura 47. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes octubre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

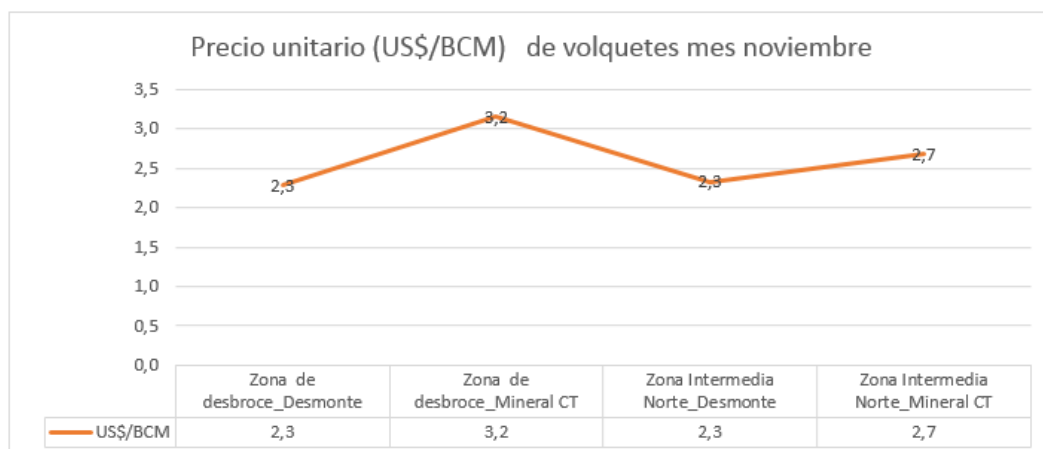


Figura 48. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes noviembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

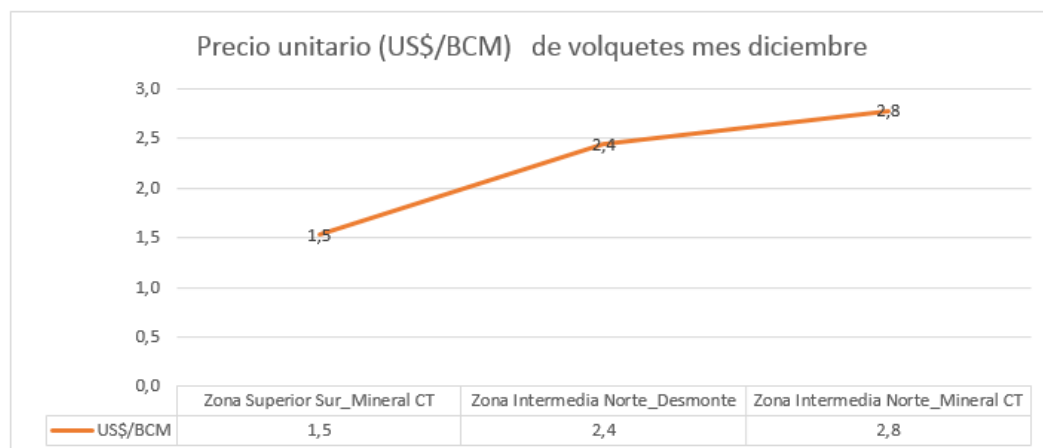


Figura 49. Precio unitario (US\$/BCM) de volquetes mes diciembre  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

#### 4.4. Costos unitarios de camiones por meses

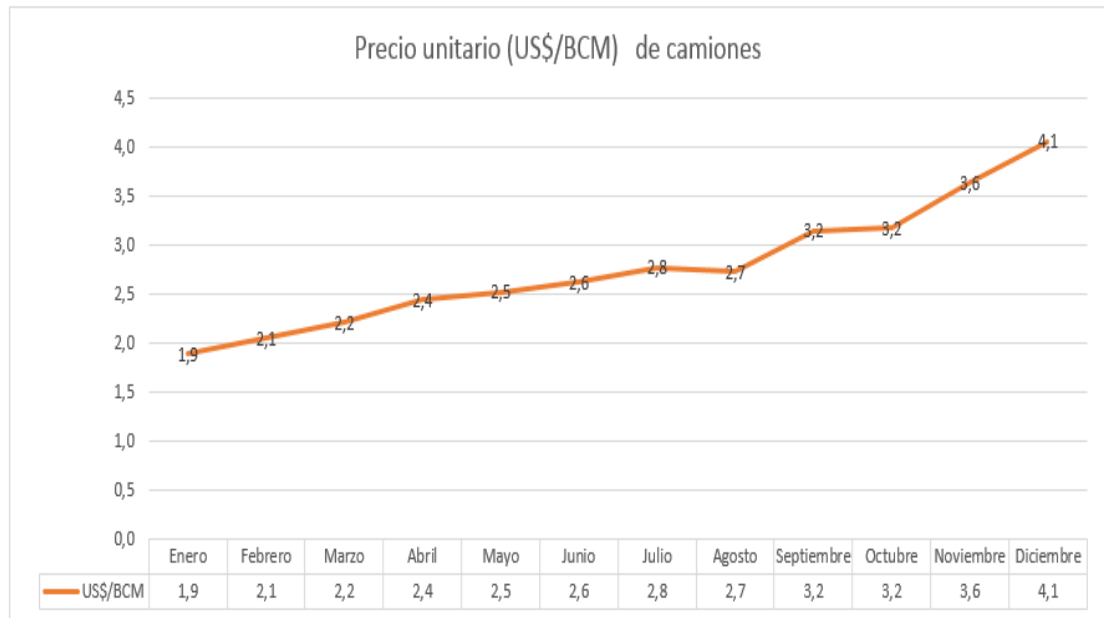


Figura 50. Precio unitario (US\$/BCM) de camiones  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

Los costos unitarios son constantes lo que demuestra que nuestro cálculo de flota es óptima.

Las pequeñas variaciones de costos unitarios están sujetas a la distancia y pendientes, ya que estos afectan directamente al rendimiento de la flota; como se pueden ver en el cálculo de rendimiento de volquetes y camión



#### 4.5. Costo total de la producción

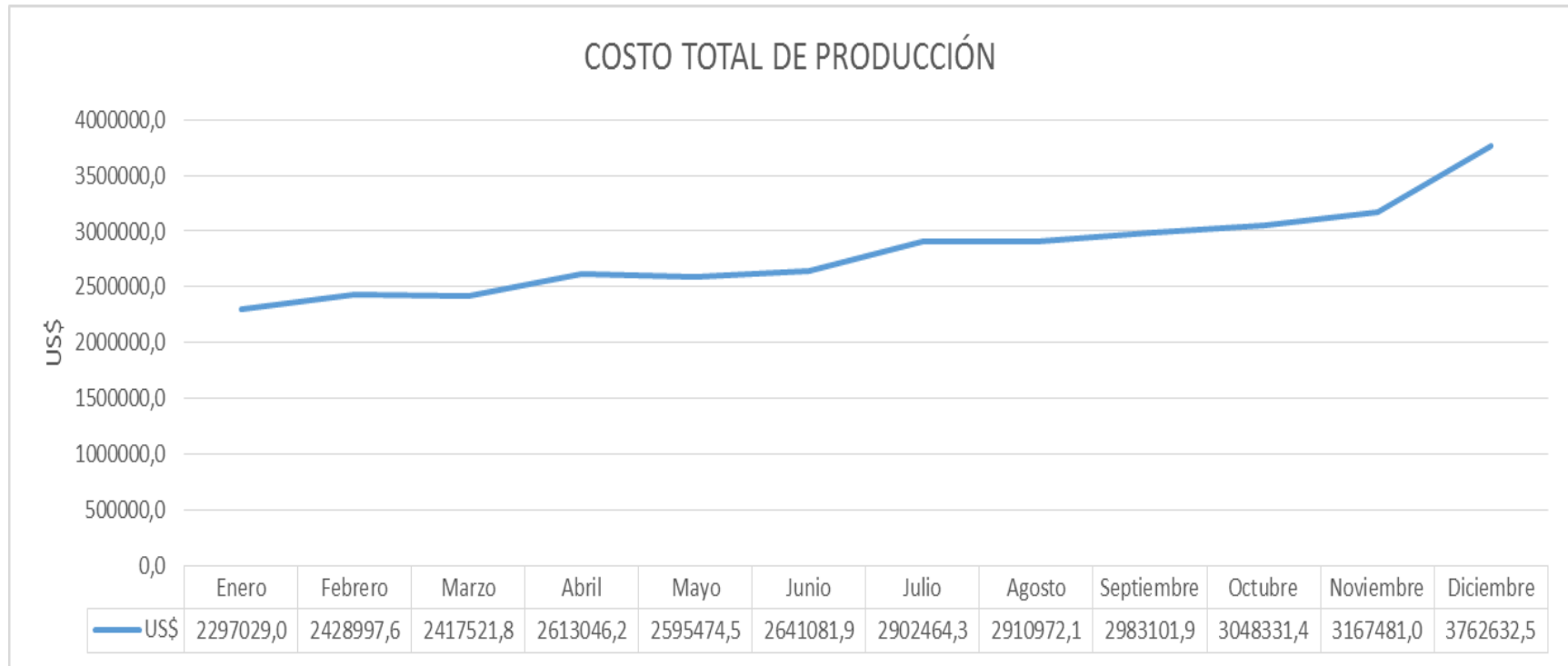


Figura 51. Costo total de producción (US\$)  
Fuente: Elaboración propia, 2016.

## DISCUSIÓN:

- Teniendo el antecedente en el estudio de cálculo de flota de camiones para un operación minera, sustentada por Vidal (2010), donde se afirma que el exceso o falta de camiones se ve reflejada directamente en los costos unitarios, en el presente trabajo de investigación se pudo corroborar el número de camiones afecta directamente a los rendimientos y por ende a los costos unitario, esto se explica en las figuras de rendimientos y costos unitarios del presente trabajo.
- En el presente trabajo se pudo afirmar que las flotas heterogéneas son muy óptimas, ya que se pudo trabajar con la siguiente combinación de Pala – Camiones CAT777 y la otra combinación Excavadora CAT385 – Volquetes; y se tiene muy buenos costos unitarios. Y se pudo llegar a la misma conclusión con Rodriguez (2013) en su trabajo “Modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto”.

## CONCLUSIONES

Las conclusiones que se han obtenido después de desarrollar la tesis son las siguientes:

Se logró obtener los siguientes rendimientos promedios en volquetes que son 21,2 BCM/h y 19,1 BCM/h en desmonte y mineral respectivamente, cuyos rendimientos están dentro de los estándares de los equipos. En el caso de los camiones mineros se pudo tener 79.5 BCM/h que también está dentro de lo preestablecido.

Se calculó los siguientes tiempos de ciclo promedios los cuales son 26,9 min y 27,3 min a cancha de transferencia y botadero respectivamente. Y para los camiones mineros el tiempo promedio es 22,1 min a botadero ya que es el único destino que tiene.

Se concluye que el cálculo de los costos unitarios son los siguientes 2,4 US\$/BCM y 2,7 US\$/BCM en acarreo de desmonte y mineral respectivamente. El costo unitario en los camiones es de 2,3 US\$/BCM.

## RECOMENDACIONES

A partir del cálculo de flota de camiones y volquetes se recomienda que se adquiera progresivamente los volquetes de acuerdo a la tabla anterior, ya que cuando se vaya profundizando el número de volquetes va ir en aumento.

Se recomienda tener los frentes de trabajos amplios, para que los equipos no bajen sus rendimientos y así no se pueda afectar directamente a los costos unitarios.

Se recomienda tener un buen mantenimiento de las vías de acarreo, para que los equipos de acarreo no bajen considerablemente sus rendimientos; también considerar las distancias más cortas de acarreo.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Bustillo y Lopez. (1997). *Manual de Evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid.

Caterpillar. (2000). *Caterpillar Performance Handbook*. Illinois USA:  
Caterpillar Inc.

Diaz. (1995). *Metodología de planificación minera a corto plazo y diseño minero*. Informe Técnico.

Editec. (2002). *Factores que afectan a la productividad y costo en un sistema de carguío y acarreo*. Santiago de Chile .

Hudson, P. (2003). *Factores que afectan la productividad y costo en el carguío y transporte* . USA: Runge Latin America Ltda.

Ortiz y Herrada. (2002). *Introducción a los fundamentos de la tecnología minera* . España: España.

Ortiz, S. (2007). *Simulación determinística y estocástica para dimensionar, y seleccionar equipo y elegir alternativas de minado en la explotación minera superficial*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.

Peter, B. (2001). *Tecnología Minera* . Estados Unidos: Ficha Técnica USA.

Rodríguez, D. E. (2013). *Dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto: Análisis de prioridades de atención según rendimiento*. Santiago de Chile: PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE CHILE.

Vidal, L. M. (2010). *Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto*. Lima: PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ.

## ANEXO



**UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN**

FACULTAD DE INGENIERIA  
ESCUELA ACADEMICO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

DIBUJO: Juan Carlos Feliciano Mamani

PLANO:

**UBICACIÓN DE LA MINA  
COLQUIJIRCA**

LÁMINA:

**01**

ESCALA: S/N