



**Universidad
Continental**

FACULTAD DE CIENCIAS DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

**Cálculo del número de unidades de la
flota de camiones en el tajo abierto
San Gerardo, perteneciente a la
Compañía Minera Atacocha**

Angela María Bazán Cupri

Huancayo, 2016

Tesis para optar el Título Profesional de
Ingeniera de Minas



Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de [Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú](#)

DEDICATORIA

A mi madre, Ángela Sofía,
por sus enseñanzas, por su
esfuerzo inquebrantable y
por haber depositado su
confianza en mí.

ASESOR

Ing. Benjamín Manuel Ramos
Aranda

SUMARIO

La presente tesis desarrolla el cálculo del número óptimo de unidades de la flota de camiones destinada al acarreo de mineral y desmonte de la operación minera a cielo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha. Para ello, se describen las características de esta operación, a la cual se le ejecuta el planeamiento de minado y explotación a lo largo del proyecto. Con esta información, se hace un análisis económico de la mina para corroborar que sea viable y esté en los parámetros que requiere una mina en ejecución.

Entonces, gracias al planeamiento de minado enfocado al acarreo de material, se pueden hacer los cálculos respectivos y obtener estimaciones numéricas, como la cuota de material que se espera transportar año a año durante el tiempo en que se ejecute el proyecto. Ello ayudará a hallar la cantidad de camiones que se hará cargo de este acarreo.

Así, con parámetros extraídos de la operación minera (trayectos a recorrer de los camiones, tiempos de carguío de excavadoras, factores de llenado, tiempos de descargue, pendientes de las vías, resistencias a rodadura, etcétera), se contribuye con datos de ingreso a un sistema que, mediante el empleo de variables y cálculos matemáticos, se obtiene como resultado del número óptimo de unidades de la flota de camiones, el cual se apreciará con mayor detalle a lo largo del avance de esta tesis.

ABSTRACT

This thesis carries out the calculation of the optimal number of units of the fleet of trucks for transport of ore and waste from the "San Gerardo" open pit mining operation, owned by Atacocha Mining Company; to this effect , the characteristics of this operation are described, which , the planning for mining and exploitation its executed throughout the duration of the project and with this information an economic study of the mine is done with the goal of corroborating that this is economically viable and within the parameters of a mine running.

It is then, that thanks to the planning of mining focused on the transport of material, the respective calculations can be made and this way obtain numerical estimates such as the amount of material expected to move year over year during the lifetime of the project, thus, help calculate the number of trucks for the fleet that will take care of this transport.

It is so, by the use of parameters extracted from the mining operation (time of loading of excavators, trucks traveling distances, fill factors, rolling resistance, unloading time, slopes of the tracks, etc.) it contributes with input information to a system that through the use of variables and mathematical calculations, the optimal number of units of the fleet of trucks is obtained as a result, which will be achieved appreciate more detail throughout the progress of this thesis.

AGRADECIMIENTOS

En primera instancia, agradezco a Dios por guiar y acompañar mis pasos a lo largo de mi carrera universitaria, por ser mi fortaleza en los momentos difíciles y por haberme bendecido haciendo realidad esta meta tan anhelada.

A la Universidad Continental, por brindarme la oportunidad de estudiar en sus aulas y formarme como profesional. Así como a mis docentes de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, por impartir su experiencia y conocimientos en todos estos años de estudios. En particular, a mi asesor el ingeniero Benjamín Ramos Aranda, por su constante guía y aliento. A mis amigos y compañeros, por confiar en mí y haber hecho de mi etapa universitaria un trayecto de vivencias que jamás olvidaré.

A los ingenieros de la Compañía Minera Atacocha, por permitirme realizar mi proyecto de tesis y brindarme todas las facilidades para su desarrollo.

Y, por supuesto, el agradecimiento más profundo y sincero va para mis padres, pues sin su apoyo, colaboración e inspiración habría sido imposible realizar este logro.

ÍNDICE

| | |
|---|-----------|
| CARATULA | i |
| DEDICATORIA | i |
| ASESOR DE TESIS | iv |
| SUMARIO | v |
| ABSTRACT | vi |
| AGRADECIMIENTOS | vii |
| ÍNDICE | viii |
| LISTA DE FIGURAS | xiii |
| LISTA DE TABLAS | xvi |
| INTRODUCCIÓN..... | xx |
| CAPÍTULO I..... | 21 |
| PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | 21 |
| 1.1 Planteamiento del problema | 21 |
| 1.2 Formulación del problema | 23 |
| 1.2.1 Problema general | 23 |
| 1.2.2 Problemas específicos | 23 |
| 1.3 Objetivos de la investigación | 23 |
| 1.3.1 Objetivo general | 23 |
| 1.3.2 Objetivos específicos..... | 24 |
| 1.4 Justificación e importancia..... | 24 |

| | |
|---|-----------|
| 1.5 Hipótesis..... | 25 |
| 1.5.1 Hipótesis general..... | 25 |
| 1.5.2 Hipótesis específicas..... | 25 |
| 1.6 Variables..... | 26 |
| 1.6.1 Variable independiente..... | 26 |
| 1.7 Operacionalización de la variable..... | 26 |
| 1.7.1 Definición conceptual..... | 26 |
| 1.7.2 Dimensión..... | 26 |
| 1.7.3 Subdimensión..... | 26 |
| 1.7.4 Indicadores..... | 26 |
| CAPÍTULO II..... | 28 |
| MARCO TEÓRICO..... | 28 |
| 2.1 Antecedentes del estudio..... | 28 |
| 2.2 Generalidades de la Compañía Minera Atacocha..... | 31 |
| 2.2.1 Ubicación..... | 31 |
| 2.2.2 Accesibilidad..... | 33 |
| 2.2.3 Clima y vegetación..... | 34 |
| 2.2.4 Topografía y fisiografía..... | 34 |
| 2.2.5 Reseña histórica..... | 35 |
| 2.3 Geología..... | 37 |
| 2.3.1 Geología regional..... | 37 |
| 2.3.2 Geología local..... | 41 |
| 2.3.3 Geología estructural..... | 49 |
| 2.3.4 Estructuras mineralizadas..... | 52 |
| 2.3.5 Geología económica..... | 55 |
| 2.4 Bases teóricas..... | 59 |

| | |
|---|-----------|
| 2.4.1 Tipos de los medios de transporte y carguío | 62 |
| 2.4.2 Combinación de sistemas de carguío y transporte..... | 64 |
| 2.4.3 Camiones en tajo abierto..... | 64 |
| 2.4.4 Ciclo de operación de los camiones | 66 |
| 2.4.5 Factores que afectan la <i>performance</i> de los camiones | 66 |
| 2.4.6 Rendimiento y flota de camiones..... | 68 |
| 2.4.7 Índices de disponibilidad y utilización de equipos a tajo abierto | 69 |
| 2.4.8 Costos de producción en minería superficial..... | 70 |
| 2.4.9 Definición de términos básicos | 72 |
| CAPÍTULO III..... | 78 |
| METODOLOGÍA..... | 78 |
| 3.1 Método y alcance de la investigación | 78 |
| 3.1.1 Método de la investigación | 78 |
| 3.1.2 Tipo de la investigación | 78 |
| 3.1.3 Nivel de la investigación | 78 |
| 3.2 Diseño de la investigación | 78 |
| 3.3 Población y muestra | 79 |
| 3.3.1 Población..... | 79 |
| 3.3.2 Muestra | 79 |
| 3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos | 79 |
| 3.5 Técnicas de tratamiento de datos..... | 80 |
| CAPÍTULO IV | 81 |
| ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS Y RESULTADOS..... | 81 |
| 4.1 Reservas minerales..... | 81 |
| 4.1.1 Tipo de mineral..... | 81 |
| 4.1.2 Método y cálculo de reservas minerales | 85 |

| | | |
|-------|--|------------|
| 4.1.3 | Resumen y detalle de las reservas minerales | 89 |
| 4.1.4 | Vida de la mina | 90 |
| 4.2 | Planeamiento de minado | 90 |
| 4.2.1 | Definición de planeamiento de minado..... | 91 |
| 4.2.2 | Diseño y análisis de estabilidad de taludes | 93 |
| 4.2.3 | Plan de minado..... | 95 |
| 4.2.4 | Control del plan de minado..... | 101 |
| 4.2.5 | Botadero de desmonte | 104 |
| 4.2.6 | Plan de llenado del botadero de desmonte | 106 |
| 4.2.7 | Plan de monitoreo de estabilidad física del botadero | 110 |
| 4.2 | Mina..... | 111 |
| 4.2.1 | Control de las operaciones..... | 111 |
| 4.2.2 | Operaciones de mina | 111 |
| 4.3 | Planta concentradora | 126 |
| 4.4 | Selección de equipos de carguío y acarreo..... | 127 |
| 4.4.1 | Programa de producción | 129 |
| 4.5 | Sistema Dispatch..... | 183 |
| 4.5.1 | Acerca de los supuestos y limitaciones | 183 |
| 4.5.2 | Marco conceptual del sistema Dispatch | 184 |
| 4.5.3 | Arquitectura del proyecto..... | 185 |
| 4.5.4 | Base de datos..... | 185 |
| | CAPÍTULO V | 193 |
| | CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES..... | 193 |
| 5.1 | Conclusiones | 193 |
| 5.2 | Recomendaciones..... | 194 |
| 5.3 | Referencias bibliográficas..... | 195 |

| | |
|-----------------|-----|
| 5.3 Anexos..... | 200 |
|-----------------|-----|

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|-----|
| Figura 01: Plano de ubicación de la Compañía Minera Atacocha..... | 32 |
| Figura 02: Mapa de acceso a la Compañía Minera Atacocha..... | 33 |
| Figura 03: Plano geológico regional..... | 39 |
| Figura 04: Columna geológica local de la mina Atacocha..... | 48 |
| Figura 05: Modelo esquemático de mineralización de la mina Atacocha.... | 56 |
| Figura 06: Sección geológica esquemática (yacimiento Atacocha). | 59 |
| Figura 07: Secuencia de mineralización de la unidad minera Atacocha. | 82 |
| Figura 08: Primer evento de mineralización de la unidad minera Atacocha. | 83 |
| Figura 09: Segundo evento de mineralización de la unidad minera Atacocha. | 84 |
| Figura 10: Tercer evento de mineralización de la unidad minera Atacocha. | 84 |
| Figura 11: Cuarto evento de mineralización de la unidad minera Atacocha. | 85 |
| Figura 12: Distribución de estructuras mineralizadas (sector San Gerardo)..... | 86 |
| Figura 13: Programa de minado del primer semestre. | 97 |
| Figura 14: Ejecución de minado del primer semestre. | 97 |
| Figura 15: Programa de minado del segundo semestre. | 98 |
| Figura 16: Ejecución de minado del segundo semestre..... | 98 |
| Figura 17: Programa de minado del tercer semestre. | 99 |
| Figura 18: Ejecución de minado del tercer semestre. | 99 |
| Figura 19: Programa de minado del cuarto semestre. | 98 |
| Figura 20: Ejecución de minado del cuarto semestre. | 98 |
| Figura 21: Diseño final del tajo San Gerardo. | 99 |
| Figura 22: Plano de <i>stock</i> de material de la semana 15 de San Gerardo. | 103 |
| Figura 23: Plan de perforación y voladura de la semana 15 de San Gerardo..... | 103 |
| Figura 24: Plan de minado de la semana 15 del tajo San Gerardo..... | 104 |

| | |
|--|-----|
| Figura 25: Botadero de desmonte y contorno final del tajo. | 105 |
| Figura 26: Diagrama de flujo de las operaciones de minado | 111 |
| Figura 27: Perforadora D245S en el tajo San Gerardo | 113 |
| Figura 28: Diseño de malla de perforación del tajo San Gerardo..... | 114 |
| Figura 29: Carguío de taladros con camión fábrica en el tajo San Gerardo..... | 118 |
| Figura 30: Diseño de carguío de taladros del tajo San Gerardo | 118 |
| Figura 31: Diseño de amarre del proyecto a disparar en el tajo San Gerardo..... | 119 |
| Figura 32: Resultado de la vibración en el tajo San Gerardo..... | 119 |
| Figura 33: Carguío de material disparado en el tajo San Gerardo..... | 120 |
| Figura 34: Acarreo de material disparado en el tajo San Gerardo | 121 |
| Figura 35: Transporte de mineral a planta concentradora. Sección..... | 123 |
| Figura 36: Transporte de mineral a la planta concentradora..... | 123 |
| Figura 37: Planta de tratamiento del tajo San Gerardo | 127 |
| Figura 38: Programa de producción del tajo San Gerardo..... | 130 |
| Figura 39: Resistencia a la pendiente. | 134 |
| Figura 40: Etapas del cálculo del número de camiones..... | 135 |
| Figura 41: Acarreo de material del tajo al <i>ore pass</i> y/o desmontera | 137 |
| Figura 42: Acarreo del <i>ore pass</i> y/o desmontera al tajo San Gerardo | 138 |
| Figura 43: Cálculo del número de flota de camiones opción 1..... | 147 |
| Figura 44: Cálculo del número de flota de camiones opción 2..... | 162 |
| Figura 45: Comparativo de rendimientos de camiones de 15 m ³ y 20 m ³ . 176 | |
| Figura 46: Comparativo de rendimientos de excavadoras de 2.7 y 3.5 m ³ 177 | |
| Figura 47: Comparativo de productividad de camiones de 15 y 20 m ³ | 179 |
| Figura 48: Comparativo de productividad de excavadoras de 2.7 y 3.5 m ³ | 180 |
| Figura 49: Distribución de horas | 181 |
| Figura 50: Arquitectura del sistema Pevofleet v1.0..... | 185 |
| Figura 51: Asignación de controladores..... | 190 |
| Figura 52: Sistema de control en el sistema Pevofleet. | 190 |
| Figura 53: Reporte semanal de producción en el sistema Pevofleet. | 192 |

Figura 54: Reporte de transporte de material en el sistema Pevofleet..... 192

LISTA DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 01: Costos de transporte por camiones en porcentajes..... | 69 |
| Tabla 02: Costos de explotación a cielo abierto en porcentajes..... | 70 |
| Tabla 03: Costo total de producción en cielo abierto en porcentajes | 72 |
| Tabla 04: Características del proyecto en Minesight. | 87 |
| Tabla 05: CATGE: Categoría de recursos geológicos..... | 87 |
| Tabla 06: Elementos: minerales y densidad..... | 87 |
| Tabla 07: Reporte de recursos del tajo San Gerardo de la unidad minera Atacocha..... | 88 |
| Tabla 08: Reporte de reservas del tajo San Gerardo de la unidad minera Atacocha | 886 |
| Tabla 09: Resumen y detalle de las reservas mineras de la unidad minera Atacocha | 89 |
| Tabla 10: Factores de seguridad para cada sector. | 94 |
| Tabla 11: Parámetros de diseño del tajo San Gerardo..... | 95 |
| Tabla 12: Plan de minado del tajo San Gerardo..... | 96 |
| Tabla 13: Parámetros de diseño del botadero de desmonte. | 105 |
| Tabla 14: Plan de llenado del botadero de desmonte. | 106 |
| Tabla 15: Resultados del análisis de estabilidad..... | 110 |
| Tabla 16: Cantidad de taladros por periodo. | 116 |
| Tabla 17: Transporte de material al <i>ore pass</i> y/o desmontera | 122 |
| Tabla 18: Costo de minado de mineral del tajo San Gerardo..... | 125 |
| Tabla 19: Costo de minado de desmonte del tajo San Gerardo..... | 126 |
| Tabla 20: Programa de producción | 129 |
| Tabla 21: Programa de producción | 131 |
| Tabla 22: Disponibilidad mecánica y utilización de equipos | 132 |
| Tabla 23: Resistencia a la pendiente..... | 134 |
| Tabla 24: Factor de rodado | 135 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 25: Tiempo de trabajo..... | 136 |
| Tabla 26: Cálculo de velocidad promedio cargado..... | 137 |
| Tabla 27: Cálculo de velocidad promedio vacío | 138 |
| Tabla 28: Consideraciones generales | 139 |
| Tabla 29: Consideraciones generales 2015-II-2016-I..... | 140 |
| Tabla 30: Consideraciones generales 2016-II | 140 |
| Tabla 31: Consideraciones generales 2017-I | 141 |
| Tabla 32: Consideraciones generales 2017-II | 141 |
| Tabla 33: Cálculo del número de camiones de 20m ³ 2015-I-2016-I | 142 |
| Tabla 34: Cálculo del número de camiones de 20m ³ 2016-II | 143 |
| Tabla 35: Cálculo del número de camiones de 20m ³ 2017-I | 144 |
| Tabla 36: Cálculo del número de camiones de 20m ³ 2017-II-2018-I..... | 145 |
| Tabla 37: Cálculo del número de flota de camiones opción 1 | 146 |
| Tabla 38: Cálculo de excavadoras año 2015-II-2016-I | 148 |
| Tabla 39: Cálculo de excavadoras año 2016-II | 148 |
| Tabla 40: Cálculo de excavadoras año 2017-I | 149 |
| Tabla 41: Cálculo de excavadoras año 2017-II-2018-I | 149 |
| Tabla 42: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m ³ 2015-II-2016-I | 150 |
| Tabla 43: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m ³ 2016-II..... | 151 |
| Tabla 44: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m ³ 2017-I..... | 152 |
| Tabla 45: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m ³ 2017-II-2018-I | 153 |
| Tabla 46: Cálculo del número de flota de excavadoras opción 1 | 154 |
| Tabla 47: Consideraciones generales | 155 |
| Tabla 48: Consideraciones generales 2015-II-2016-I..... | 156 |
| Tabla 49: Consideraciones generales 2016-II | 156 |
| Tabla 50: Consideraciones generales 2017-I | 157 |
| Tabla 51: Consideraciones generales 2017-II-2018-I..... | 157 |
| Tabla 52: Consideraciones generales 2015-II-2016-I..... | 158 |
| Tabla 53: Consideraciones generales 2017-I | 159 |
| Tabla 54: Consideraciones generales 2017-II-2018-I..... | 160 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 55: Cálculo del número de flotas de camiones opción 2..... | 161 |
| Tabla 56: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2015-II-2016-I..... | 163 |
| Tabla 57: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2016-II..... | 163 |
| Tabla 58: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2017-I..... | 164 |
| Tabla 59: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2017-II-2018-I..... | 164 |
| Tabla 60: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2015-II-2016-I..... | 165 |
| Tabla 61: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2017-I..... | 166 |
| Tabla 62: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m ³ 2017-II-2018-I..... | 166 |
| Tabla 63: Cálculo del número de flotas de excavadoras opción 2..... | 168 |
| Tabla 64: Alternativa I..... | 169 |
| Tabla 65: Reservas geológicas-Alternativa I | 170 |
| Tabla 66: Flujo de caja-Alternativa I | 171 |
| Tabla 67: Alternativa II..... | 172 |
| Tabla 68: Reservas geológicas-Alternativa II | 173 |
| Tabla 69: Flujo de caja-Alternativa II | 174 |
| Tabla 70: Cuadro de rendimiento | 175 |
| Tabla 71: Cuadro de rendimiento | 178 |
| Tabla 72: Cuadro distribución de horas..... | 181 |
| Tabla 73: Opción I <i>versus</i> Opción II | 182 |
| Tabla 74: Calificación de las opciones propuestas..... | 182 |
| Tabla 75: Codificación de camiones en el sistema Pevofleet..... | 186 |
| Tabla 76: Codificación de excavadoras en el sistema Pevofleet..... | 187 |
| Tabla 77: Codificación de registradores en el sistema Pevofleet | 187 |
| Tabla 78: Densidad del material en el sistema Pevofleet..... | 188 |
| Tabla 79: Orígenes del material en el sistema Pevofleet. | 188 |
| Tabla 80: Excavadoras en el sistema Pevofleet..... | 189 |
| Tabla 81: Registro de datos | 191 |
| Tabla 82: Registro de datos II..... | 191 |

INTRODUCCIÓN

La presente tesis, denominada “Cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha”, surge ante la preocupación de minimizar los costos de extracción del mineral, aún más si nos encontramos en un panorama global no muy favorable para la minería debido a la caída de los precios de los minerales.

Se desea optimizar los procesos productivos mineros. Para ello, me centraré en las actividades de mayor costo. ¿De qué manera se puede optimizar la producción y los costos en el proceso de extracción? Así, se realizó el estudio del comportamiento dinámico de los equipos de carguío y transporte del tajo San Gerardo, debido al bajo rendimiento de los mismos.

En el capítulo IV se demuestra que en algunos momentos de la operación los equipos de carguío y camiones se encuentran en espera. El seguimiento minucioso de este proceso dio como resultado que la cantidad de equipos de transporte no es la adecuada, que ocasionaba gastos millonarios en horas de equipo, combustible y tiempo de operación. En ese sentido, la presente tesis estudia las causas de este fenómeno para llegar a la cantidad idónea del número de camiones.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento del problema

Hoy la minería moderna necesita llevar una producción sostenible de sus recursos de la mano de la seguridad, optimización de costos, y la calidad de sus procesos. Por ello, según observaciones preliminares y comentarios de expertos, ciertos aspectos problemáticos de las empresas mineras se relacionan con requerir la aplicación de tecnologías modernas, de alta productividad, buen rendimiento y bajos costos. Además, otorgar seguridad y que sea conveniente para cada tipo de proyecto minero al ejecutar sus operaciones unitarias, tal como es el transporte de mineral y desmonte.

Por otro lado, la caída del precio de los metales ha afectado considerablemente al sector. Por ello, a muchas empresas mineras les resulta antieconómico continuar con sus operaciones. Por ende, el transporte de mineral y material inerte hacia la planta concentradora y botadero es decisiva. Así, una correcta planificación en función a las fases de minado (etapas) asegurará que las metas de productividad se efectúen en el transcurso de toda la vida de la mina.

En minería superficial, la elección óptima de los equipos de transporte es una labor complicada en que se interponen abundantes variables geométricas,

técnicas y económicas, en un panorama en el cual se presencian muchos modelos, marcas, dimensiones y capacidades que luchan entre sí según las necesidades del cliente. Por ello, el cálculo del número óptimo de equipos (camiones) para el transporte de material minado es un tema muy importante.

Así, se tomará en cuenta el tajo San Gerardo, de la Compañía Minera Atacocha, ubicado en el distrito de San Francisco de Yarusyacán, provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco, que explota plomo, plata, zinc y cobre. Las operaciones se realizan a cielo abierto desde 2014. En el actual contexto, esta empresa minera toma acciones para optimizar los procesos de una explotación racional de sus recursos.

Esta tesis busca el número de unidades de la flota de camiones. Por ende, la productividad de esta mina en el marco de una operación a cielo abierto. Trata de encontrar la cantidad idónea de camiones en la operación para cada frente de trabajo. Toma en cuenta los tiempos de ciclo y busca la correcta relación entre las diferentes máquinas para minimizar los retrasos y optimizar costos. Todo esto en un marco económico global. Para ello, se utilizará un sistema matemático con variables continuas y discretas que ayudarán al final del proceso a decidir el tipo y la cantidad de camiones para la operación.

Gracias al plan de minado orientado al acarreo de material, se efectúan operaciones numéricas y así obtener aproximaciones, como el volumen de material que se espera mover año a año durante la ejecución del proyecto. Por ende, ayudará a averiguar el dimensionamiento óptimo de la flota de camiones que se encargará de efectuar el acarreo del material (mineral y desmonte). Para ello, se tomará en cuenta el planeamiento de minado y explotación en el transcurso de los cuatro años de vida del proyecto. Con esta data, se realizará el análisis económico de la mina para ratificar que es económicamente factible y que está incluido en los parámetros de una mina en ejecución.

1.2 Formulación del problema

Según lo citado, el problema principal y los problemas específicos son:

1.2.1 Problema general

- ❖ ¿Es factible efectuar el cálculo del número de unidades de flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha?

1.2.2 Problemas específicos

- ❖ ¿Es factible determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha?
- ❖ ¿Es factible determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

- ❖ Determinar la factibilidad del cálculo del número de unidades de flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha.

1.3.2 Objetivos específicos

- ❖ Determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha.
- ❖ Determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha.

1.4 Justificación e importancia

Una de las fases más importantes en un proyecto minero es la elección apropiada de los equipos de transporte implicados en el proceso productivo, pues los desembolsos considerados para el proyecto pueden variar en gran escala con diferencia a los reales en función a la elección de la maquinaria a ser utilizada.

Así, en la explotación a cielo abierto de un yacimiento, el cálculo del número de los equipos será el resultado del tratamiento de una alta cuantía de data, tanto práctica y teórica así como tecnológica, la cual permitirá diagnosticar las mejores opciones para el empleo y extracción de los recursos y medios involucrados.

En un ambiente competente y globalizado, por el cual se caracteriza la minería, esta va de la mano con la coyuntura económica, hace que las empresas mineras se vean forzadas a garantizar la ejecución del programa de inversión, y de igual forma encontrar la manera de añadir valor a lo largo de la disminución de costos en sus proyectos.

Para Alarie y Gamache (2010: 59), “en la minería superficial el carguío y transporte de material representa entre el 50% y el 60% de los costos operacionales del proceso completo de explotación”. Por ello, se considera que estos son los más elevados en toda la operación minera, pues involucran horas

máquina, combustible y operadores para camiones y excavadoras. Así, me he centrado en el estudio de estas fases de la operación.

Gracias a la tecnología que ha evolucionado en las últimas décadas, diversos sistemas de control y operación de flota brindan un potencial de mejoras en la productividad y eficiencia. En consecuencia, se genera la disminución en los gastos operativos. Por otro lado, tenemos la caída del precio de los minerales. Por ello, es necesario optimizar estos costos. Así, se cumplirán los planes de producción adecuados a nuestro dimensionamiento de equipos y se disminuirán los costos operacionales. Por ende, se obtendrán mayores beneficios económicos.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

- ❖ El cálculo del número de unidades de flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, es factible y viable.

1.5.2 Hipótesis específicas

- ❖ Determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, es factible y viable.
- ❖ Determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, es factible y viable.

1.6 Variables

1.6.1 Variable independiente

- ❖ Cálculo del número de unidades de flota de camiones.

1.7 Operacionalización de la variable

1.7.1 Definición conceptual

Es el conjunto de operaciones matemáticas realizadas para determinar el resultado dado en una expresión numérica de la cantidad de camiones necesarios para la satisfacción del equipo de carguío y producción de la mina con la productividad y eficiencia requeridas.

1.7.2 Dimensión

Es el conjunto de operaciones matemáticas realizadas para determinar el resultado en una expresión numérica de la cantidad de camiones.

1.7.3 Subdimensión

- ❖ Productividad del camión.
- ❖ Eficiencia del camión.

1.7.4 Indicadores

- ❖ Tn/hora.

❖ Tiempo del ciclo.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del estudio

Como antecedentes de este problema se tienen los siguientes estudios:

- ❖ (Gonzales Paihua, 2010 pág. 152). *Diseño de minas a tajo abierto*. Pregrado. Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica. La conclusión es: “Las consideraciones geométricas, de los yacimientos están principalmente en función al tamaño de este, consideraciones geomecánicas, ratio de minado, tamaño de equipos, etcétera, sin embargo en la actualidad las operaciones grandes; de cobre, oro, etcétera, casi se han estandarizado, por ejemplo la altura de banco usual es de 15 metros o 50 pies, los equipos son parte importante de esta estandarización, por ejemplo casi en todas las minas grandes del Perú se usan camiones de la misma capacidad, las Pala y Perforadoras son parecidas o similares, sin duda la mayor variabilidad se da en yacimientos medianos o pequeños”.

- ❖ (Vidal Loli, M., 2010 pág. 64). *Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto*. Pregrado. Pontificia Universidad Católica del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. La conclusión es: “Este modelo para el cálculo de camiones puede ser utilizado desde antes que inicie la explotación de la mina, en el inicio, y durante el desarrollo de la misma, en la cual cambiarán los parámetros y se obtendrá nuevos resultados [...]. El cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación \$/tn para el costo de operaciones mineras. El exceso o la falta de camiones incurren directamente en los costos unitarios”.

- ❖ (Meza Castro, J., 2011 págs. 93 - 95). *Desarrollo de un modelo para la aplicación de simulación a un sistema de carguío y acarreo de desmonte en una operación minera a tajo abierto*. Pregrado. Pontificia Universidad Católica del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. La conclusión es: “Este trabajo de investigación desarrolla un modelo del sistema de carguío y acarreo de desmonte de una operación minera el cual puede tomarse como ejemplo para aplicarlo en otras operaciones específicas teniendo en cuenta las diferencias de cada mina cómo: nivel de producción, equipos de carguío, equipos de acarreo, geología, distancias, etc. [...]. El presente trabajo permite ajustar los parámetros de rendimiento de los equipos. Este proceso debe ser iterativo, dinámico y debe retroalimentarse periódicamente debido a la variación de las condiciones como: distancias de acarreo, condiciones climatológicas, disponibilidad mecánica, etc. [...]. La asignación correcta del número de equipos de acarreo para un determinado equipo de carguío ayuda mantener en un nivel óptimo la relación \$/tn. Además de reducir los tiempos improductivos de los equipos con lo que se aumenta el porcentaje de utilización de los equipos de carguío”.

- ❖ (Baldeón Quispe, Z., 2010 pág. 62). *Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad en la Cía. Minera*

Condestable S. A. Pregrado. Pontificia Universidad Católica del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. La conclusión es: “Conociendo el ciclo de las operaciones de acarreo y transporte, se puede calcular la flota o equipos requeridos a mínimo costo unitario y/o máxima producción en la unidad de tiempo, así como en la Compañía Minera Condestable, este método puede ser aplicado en otras empresas con similares problemas [...]. No se puede mejorar lo que no se puede medir, la mejor herramienta para la gestión de la operación es el conocimiento de lo que sucede en el campo de una manera precisa y oportuna para tomar acciones correctivas”.

- ❖ (Esteban Rodríguez, 2013 pág. 101). Posgrado. Pontificia Universidad Católica de Chile, Escuela de Ingeniería. La conclusión es: “El modelo analítico desarrollado en esta investigación permite la estimación del tamaño de flota requerido para cumplir una determinada demanda al mínimo costo en términos de tiempos perdidos por esperas en cola. Los rendimientos calculados por el modelo analítico, se consideran como rendimientos efectivos, en términos de que las aleatoriedades asociadas a las tasas de llegadas de los camiones y las aleatoriedades del proceso de carga son incluidas en la modelación (congestión en el punto de carga)”.
- ❖ (Gómez Echeandía, S., 2011 pág. 07). *dimensionamiento óptimo de flotas de equipos para proyectos de movimiento de tierras*. Universidad Nacional de Piura. La conclusión es: “Una correcta evaluación de las condiciones reales en las que operan las flotas de equipos dentro del proyecto, permite la toma de acciones adecuadas para la optimización de los procesos inmersos [...]. Con la elección de una flota apropiada para las condiciones dadas –en un proyecto de Movimiento de Tierras, los valores de productividad y eficiencia mejoran considerablemente, esto se ve reflejado en una mejor utilización de la maquinaria y en la disminución de tiempos improductivos [...]. Los montos de ahorro en equipos producto de la mejora continua, pueden representar un

buen porcentaje del margen final, por lo que su evaluación resulta conveniente e incluso necesaria”.

2.2 Generalidades de la Compañía Minera Atacocha

2.2.1 Ubicación

La Compañía Minera Atacocha se encuentra en la sierra central del Perú, región Pasco. Este yacimiento se ubica a unos 15 kilómetros al noreste de la ciudad de Cerro de Pasco, a 4,050 metros de altitud.

Según el Inventario de Reservas Minerales Unidad Minera Atacocha-Glory Hole San Gerardo, marzo 2016: “El tajo San Gerardo se encuentra ubicado específicamente en la zona San Gerardo de la Unidad Minera Atacocha, en el distrito de San Francisco de Yarusyacán, provincia de Pasco, departamento de Pasco. Geográficamente se encuentra en las coordenadas UTM promedio N 8'831,009 y E 367,565”. Los asientos mineros y la planta concentradora están ubicados en el distrito de Yanacancha; en Chicrín a una altitud de 3600 m. s. n. m., los depósitos de relaves de Malauchaca I y Malauchaca II (Canchas de Ticlacayán) se ubican en el distrito de Ticlacayán y la Central Hidroeléctrica Chaprín en el distrito de Huariaca. El depósito de relaves Vaso Cajamarquilla se encuentra ubicado en los terrenos de la comunidad de Cajamarquilla y el depósito de relaves Vaso Campamento en terrenos de Atacocha”.

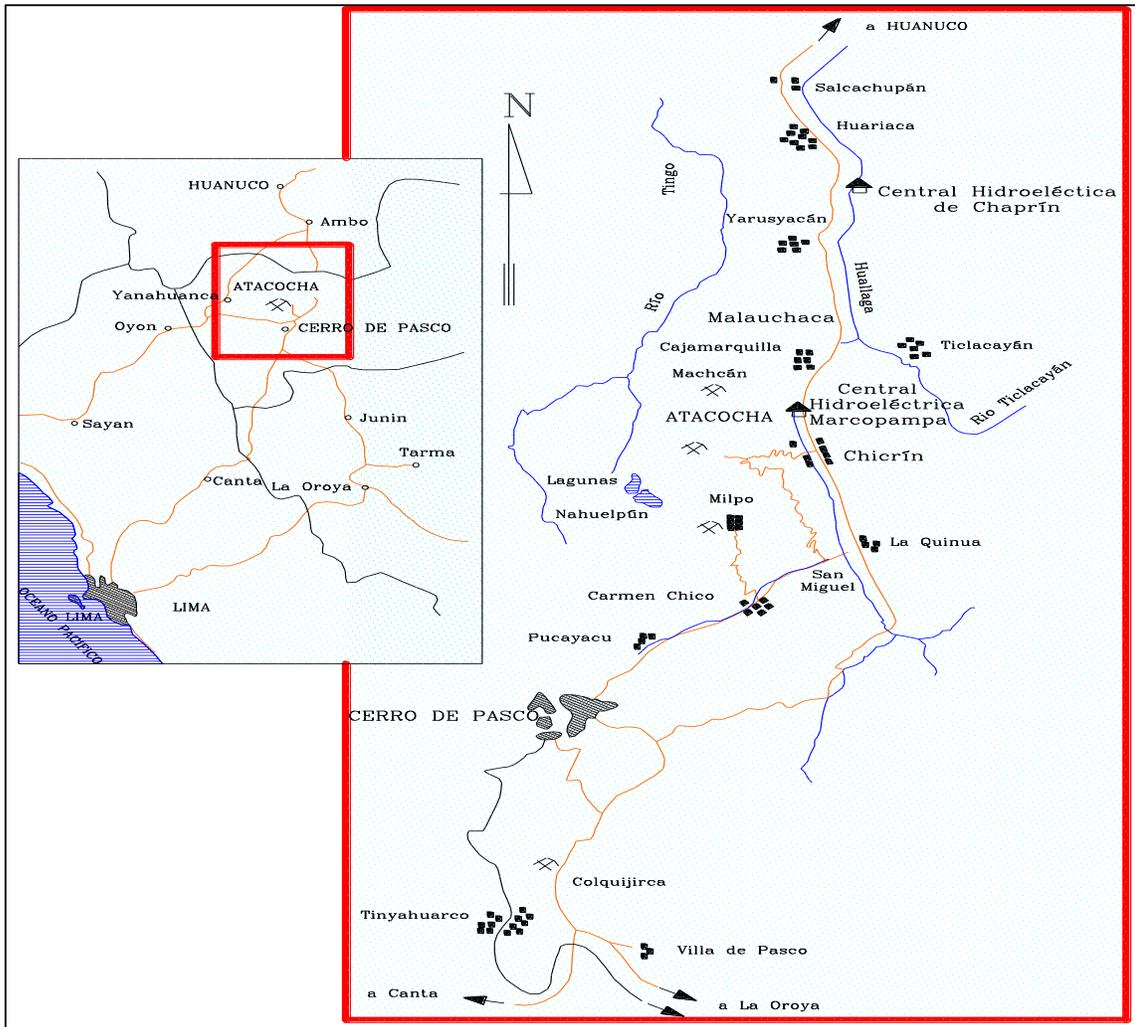


Figura 01: Plano de ubicación de la Compañía Minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

2.2.2 Accesibilidad

La principal vía de acceso al yacimiento desde la ciudad de Lima es la Carretera Central. La ruta es Lima, Chosica, La Oroya, Junín, Colquijirca, “El Cruce” (entre Cerro de Pasco y Huánuco) y Chicrín (donde se sitúan las oficinas administrativas de Compañía Minera Atacocha). Son 331 kilómetros de recorrido, unas 8.5 horas. El acceso a la mina Atacocha y al tajo San Gerardo desde Chicrín es mediante una vía transitable de 7 kilómetros que abarca una cuesta de 450 metros.

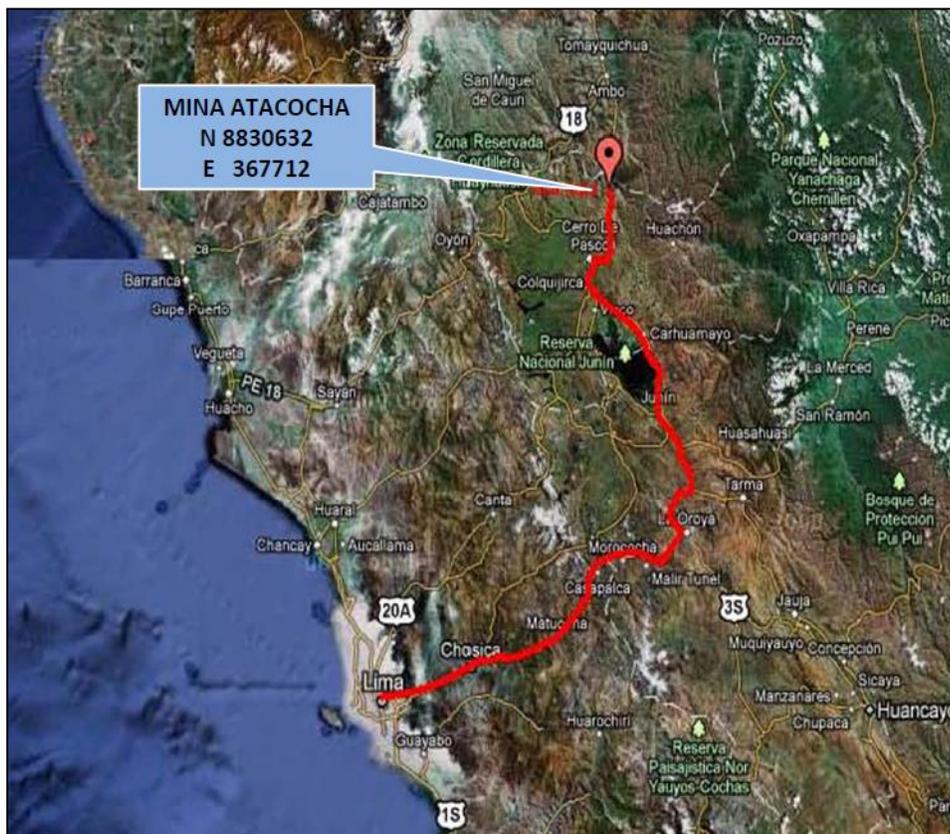


Figura 02: Mapa de acceso a la Compañía Minera Atacocha.

Fuente: Google Maps.

2.2.3 Clima y vegetación

El clima de Atacocha es típico de la sierra peruana. Es decir, un clima de puna caracterizado por ser seco y frío durante todo el año, con precipitaciones de cuatro a cinco meses del año en forma de lluvias, granizos o nevadas. Estos se acentúan de diciembre a marzo. De junio a agosto, generalmente, las precipitaciones son mínimas. El promedio local es de 956.6 milímetros por año.

Las temperaturas varían levemente de estación a estación, con pronunciadas permutas durante el día y la noche. Oscilan de 5 a 25 °C. La temperatura promedio anual es de 11,5 °C. El ambiente es mayormente seco, pues la humedad es relativamente baja.

La velocidad promedio de los vientos es de 2.2 kilómetros por hora y una dirección predominante nornoroeste. Estos son más violentos de junio a setiembre. Esta región posee una evaporación promedio anual de 1,556 milímetros.

2.2.4 Topografía y fisiografía

En el área de la Compañía Minera Atacocha existen hasta tres zonas morfológicas muy distintas: la superficie puna, la zona cordillerana y la zona de valles periglaciales. La topografía se caracteriza por relieves fuertemente ascendentes, que llegan hasta los 4,500 metros de altitud.

El área presenta una morfología con relieves suaves y fuertes pendientes. Las cotas varían de 4,000 a 4,500 metros, correspondiendo a las zonas más elevadas los cerros Santa Bárbara, y el cerro Cherchere. Las zonas más bajas corresponden a la quebrada de La Lagia y la quebrada Chicrín. Esta última corresponde al rasgo morfológico erosivo principal que disecta de Este a Oeste

a las altiplanicies del sector Atacocha. Esta a su vez es parte de la red hidrográfica de los ríos Tingo hacia el Oeste y por el Huallaga hacia el Este, el Pumaratanga. Este es el pico más alto de la zona, 4,560 metros. Los flancos del cañón del río Huallaga exhiben taludes de hasta 70°.

2.2.5 Reseña histórica

Atacocha es un yacimiento cuya explotación se inició en 1910. La mineralización del área ha sido conocida desde el Virreinato.

La Compañía Minera Atacocha S. A. A. fue constituida el 8 de febrero de 1936 por los españoles Pedro Montori y Francisco Gallo D. El ingeniero Edgardo Portaro fue el gestor para la preparación y desarrollo de la mina, a través de labores subterráneas, método que permanece en uso hasta la fecha. Se extrae zinc, plomo, cobre y plata. Desde un principio, la compañía buscó acondicionar las labores existentes en el momento en que se constituyó dentro de una posición como para recibir y acomodarse a un gradual proceso de mecanización en la explotación de la mina.

En el primer año de operaciones, las actividades se concentraron en la nivelación y ensanche del socavón San Ramón en el Nivel 4000 para ser utilizado como nivel de extracción de la mina. Los trabajos de explotación desarrollados en vetas a partir del Nivel 4000 permitieron comprobar que estas vetas representaban los límites de un cuerpo mineralizado único.

En los dos años siguientes de operación (1938), se terminaron de construir la Central Hidroeléctrica de Marcopampa (la segunda turbina recién fue instalada en 1943) y la Planta Concentradora 1 en Chicrín.

En 1952 se terminó la construcción del Nivel 3600, con una longitud de 2,700 metros, que permitió tener un nuevo nivel principal de acceso y transporte a las labores subterráneas. Así, se facilitó la extracción y transporte del mineral a la Planta Concentradora 2, ubicada también en Chicrín. En 1953 entró en funcionamiento la Central Hidroeléctrica de Chaprín.

A partir del desarrollo de las faenas de rastreo y extracción de mineral, además de las labores emprendidas a partir del pique 533 que unía el Nivel 3600 con el 3900, se descubrió otro importante cuerpo mineralizado por debajo. Se comprobó que se trataba de la mineralización más extensa descubierta en Atacocha.

Al inicio, las labores de explotación eran ejecutadas mediante el método de Squart Set. Hoy este ha sido reemplazado en su totalidad por el método de corte y relleno ascendente mecanizado con perforación horizontal en Breasting. En la zona alta, desde el año 2014, se ejecuta la explotación del tajo abierto San Gerardo.

“El 29 de octubre del año 2008, Votorantim Andina Perú S. A. C., empresa subsidiaria del Grupo Votorantim Metais, llegó a un acuerdo de compra con accionistas de la compañía para la adquisición de acciones de la clase A que representan el 91,00% de esta clase de acciones de la compañía. El precio acordado fue de 0,5126 dólares por acción. El 10 de noviembre del año 2008, La Compañía Minera Milpo S. A. A. se convirtió en titular indirecto de 233 788,781 acciones que representan el 69,75% de las acciones Clase A del capital social de la Compañía, al haber asumido la condición de titular del 100% de las acciones de Votorantim Andina Perú S. A. C. Es así que desde esa fecha, Atacocha forma parte del Grupo Milpo. La Compañía tiene una participación mayor del 25% en Atagold S. A., Corporación Minera San Manuel S. A., Minera Sinaycocha S. A. C., Calcios del Pacífico Sur S. A., Empresa Energética de Chaprín S. A.,

Corporación Peruana Cocachacra S. A. C., Finaminer S. A. y El Quinual S. A.” (Linares Mascaro, 2010).

“Es así que desde noviembre del 2008 forma parte del Grupo Milpo, como subsidiaria de Compañía Minera Milpo S. A. A. (“Milpo”), que posee 91.00% de las acciones representativas con derecho a voto (a través de Milpo Andina Perú S. A. C.), la cual a su vez, forma parte del importante grupo empresarial brasileño Votorantim” (Reyna, 2015: 3).

En 2013, debido a la política intensa de reducción de costos y a la caída del precio de los metales, se implementó un nuevo método de explotación: el minado a tajo abierto en San Gerardo, pues existían reservas en la parte superficial.

Esta unidad minera se encuentra en un proceso de integración operativa con la unidad minera El Porvenir, que pretende capturar importantes sinergias entre ambas unidades considerando su proximidad y similitudes operativas.

2.3 Geología

2.3.1 Geología regional

El yacimiento Atacocha se ubica en los Andes Centrales del Perú, en un contexto geológico regional constituido por rocas metamórficas, sedimentarias e intrusivas del Paleozoico, Mesozoico y Cenozoico, respectivamente separadas por discordancias de erosión.

Las secuencias estratigráficas que se definen a escala regional corresponden al Grupo Mitu, Grupo Pucará, Formación Goyllarisquizga y Formación Pocobamba. Estas unidades estratigráficas han sido instruidas en varias localidades por sistemas de intrusiones en dos generaciones de edad (11-15 Ma y 25-30 Ma).

Estos sistemas de intrusiones se definen en dos corredores estructurales definidos: el corredor estructural al Oeste (Cerro de Pasco-Colquijirca), en la meseta de Junín, y el corredor estructural Este (Milpo-Atacocha), en la faja subandina hacia la naciente de los valles amazónicos.

Los principales contextos estructurales de la región se caracterizan por los sistemas de fallas NS y NW-SE, donde se emplazan los distritos mineros de Cerro de Pasco-Colquijirca y el sistema estructural Norte-Sur (primario) y Este-Oeste (secundario) de Milpo-Atacocha-Machcan hacia la base de las secuencias del Pucará (Jurásico inferior).

En la región de Cerro de Pasco han sido reconocidos tres cinturones magmáticos de distinta edad relacionados a yacimientos hidrotermales de la familia de los pórfidos de cobre. Un cinturón antiguo (de 38 a 35 Ma) ha desarrollado sistemas hidrotermales epitermales de metales preciosos del tipo alta sulfuración en Quicay y Pacoyán. Un segundo *belt* más joven (29-26 Ma) comprende intrusivos generalmente dacíticos que han generado *skarns* asociados a mineralización de Zn-Pb-Ag-Cu en Milpo, Atacocha, Machcan y Vinchos.

Un cinturón más joven y prolífico es el desarrollado de 15 y 10 Ma y que comprende los históricos distritos mineros de Cerro de Pasco y Colquijirca. Se trata de centros volcánicos de tipo domo-diatrema, generalmente dacíticos relacionados con depósitos polimetálicos sin relación a *skarn* (cordilleranos), y pequeñas manifestaciones epitermales de metales preciosos del tipo alta sulfuración.

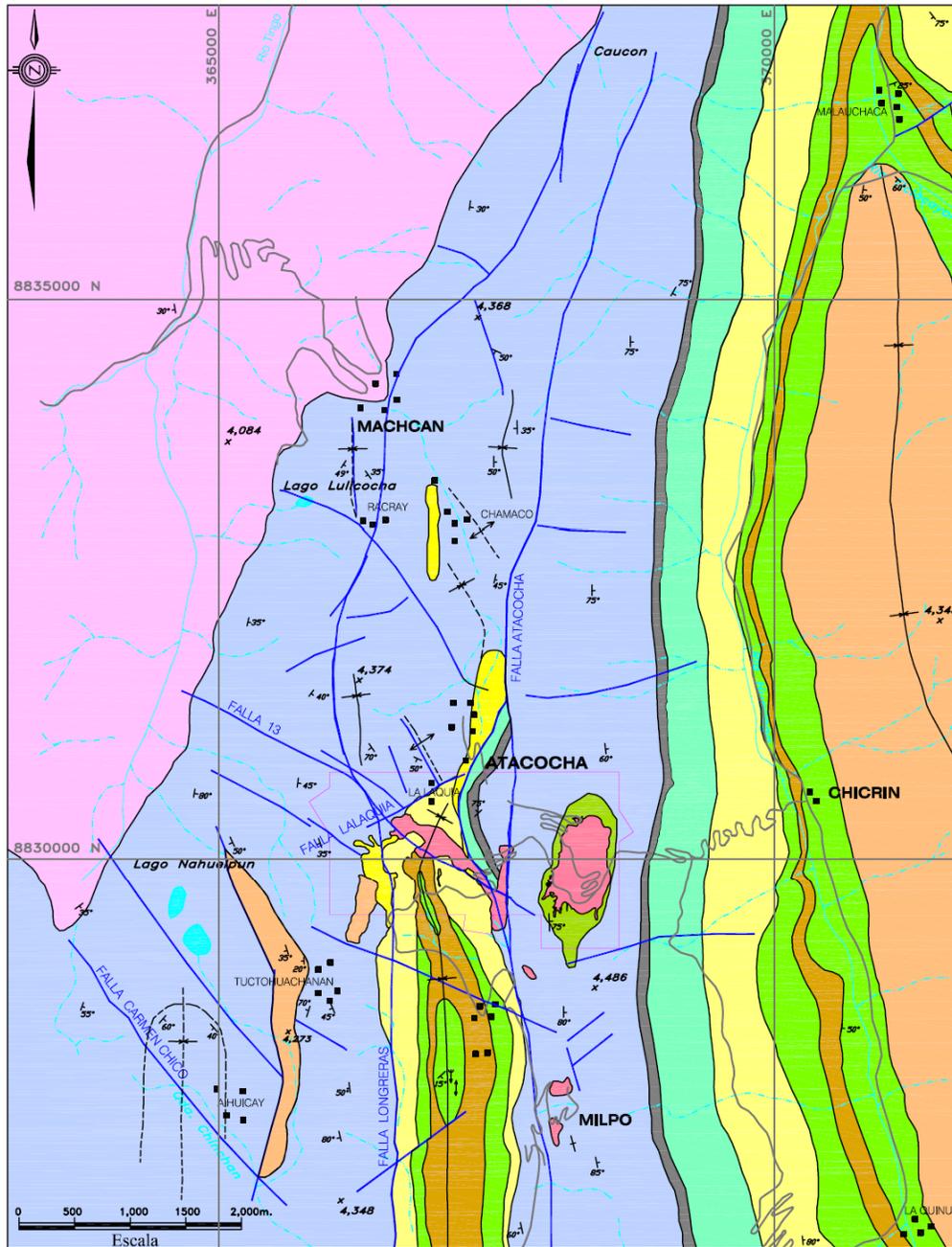


Figura 03: Plano geológico regional.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

2.3.1.1 Implicancias metalogenéticas

Según las condiciones geológicas regionales que presentan eventos de intrusiones cuarzodioríticas en un contexto de rocas calcáreas del Grupo Pucará y detríticas del Grupo Goyllarisquizga y sistemas de fallas activas durante los eventos de mineralización y preconditionando a estos, se describen los sistemas estructurales-geológicos que condicionan la ocurrencia de mineralización.

La intersección de estructuras tipo fallas y/o paleofallas activas durante la sedimentación son evidenciadas en el distrito Atacocha-Milpo por la acumulación de unidades litológicas locales, así como la complejidad o desarmonía estructural en relación con el contexto estructural de la zona.

Por otro lado, la presencia de intrusivos alterados y las evidencias de actividad hidrotermal premineralizantes relaciones tipo *skarn* cálcicos o magnesianos, brechas silíceas, silicificación, sericitización, cloritización, propilitización, etcétera y, principalmente, las evidencias de mineralización de sulfuros económicos acompañados de metales como Ag, Pb, Cu y Au, caracterizan esta región metalogenética. Así, han sido acumulados de manera preferente en trampas litológicas, estructurales, químicas o combinadas.

En Atacocha, el evento geológico mineralizante se manifiesta por la formación de *skarn* de granates en el sector de Santa Bárbara con mineralización de zinc, plomo, plata y bismuto, mientras que entre San Gerardo y Falla 1 y en profundidad se formaron cuerpos mineralizados de reemplazamientos (orebodies), vetas, brechas heterolíticas con mineral de Ag, Pb y Zn, asociados a alteraciones de *skarn* magnesianos y eventos hidrotermales de mediana-baja temperatura en forma adyacente o asociado a sistemas silíceos caracterizados por ensambles de sílice-sericita-halloysita.

2.3.2 Geología local

En el distrito de Atacocha predominan afloramientos de rocas clásticas y sedimentarias del mesozoico, que se han depositado en la gran cuenca de Pucará, igualmente son predominantes los afloramientos de rocas subvolcánicas de edad terciaria definidos en pequeños *stocks* (menores de 1 km²).

2.3.2.1 Litología y estratigrafía

En el área de operaciones mineras del yacimiento de Atacocha, se han diferenciado las siguientes unidades litológicas:

- a) **Grupo Pucará:** Unidades (A, B, C, D), Formación Chambará (E), Formación Aramachay (F), Formación Condorsinga y dolomías.
- b) **Brecha chértica**
- c) **Formación Goyllarisquizga:** Areniscas cuarzosas.
- d) **Basaltos**
- e) **Intrusivos:** Dacita, pórfido dacítico, cuarzo diorita con hornblenda o biotita.
- f) **Skarn:** Mármol, sílice wollastonita, *skarn* de granates, sílice *skarn*, pirita-arcillas-*skarn*.
- g) **Brecha silícea:** Sílice masiva, brecha silícea, sílice-*skarn*-clorita, sílice terrosa.

- h) Brecha hidrotermal:** Brechas calcáreas, brechas heterolíticas, brechas monolíticas, brechas cársticas.
- i) Las rocas carbonatadas del Grupo Pucará:** Constituyen las principales unidades estratigráficas que han sido diferenciados en seis unidades litológicas. Estas son:
- **Unidad A:** Se encuentra al Este de la falla Atacocha. Consta de calizas grises a gris oscuras, micritas a esparíticas con niveles de dolomías finas, calcarenitas y volcánicos finos verdosos. También se observan limolitas a dolomicritas compactas de tonalidad gris amarillenta. Esta unidad es la base de la Formación Chambará.
 - **Unidad B:** Se ubica al este de la unidad anterior definida por posición estratigráfica suprayacente. La principal característica es su color gris oscuro a negro. En litología se caracteriza por la presencia de calizas micritas y dolomicritas gris oscuras a negras en estratos delgados a tabulares con niveles lenticulares bituminosos. Se caracteriza en muchos lugares de la mina por la obliteración de marmolización, silicificación, en sus niveles más competentes. Estas rocas corresponden a la parte intermedia de la Formación Chambará.
 - **Unidad C:** En esta unidad estratigráfica se observa en el lado Este de la zona de trabajo, que consta de calizas chérticas monótonas grises micríticas a esparíticas en estratos métricos. También se han delimitado niveles dolomíticos. Se caracteriza por la dureza de las secuencias litológicas que las representa. Esta unidad corresponde a la parte intermedia de la Formación Chambará.

- **Unidad D:** Esta unidad litológica tiene amplia distribución y ha sido identificada en las secciones Atacocha y Santa Bárbara. Consta de calizas beige claras variando de *mudstone* a *grainstone* intercalado con niveles dolomíticos de tonalidad beige clara. También se observan horizontes chérticos y bituminosos. Esta unidad es la parte superior de la Formación Chambará.

- **Unidad E:** Es la unidad litológica guía del yacimiento de Atacocha por sus características litológicas que consta de calizas negras micríticas, margas a lutitas negras. En muchos lugares la característica de este conjunto rocoso es obliterada por la marmolización, silicificación, sílice-sericita-arcillas, etcétera. En muchos lugares de la mina, la roca se encuentra alterada, forma calizas recristalizadas con decoloración teniendo tonalidades claras sin llegar a mármol (decalcificación). Estas rocas corresponden a la Formación Aramachay del Grupo Pucará.

- **Unidad F:** Se la ha observado en la sección Atacocha. Corresponde a los niveles superiores del Grupo Pucará denominado como la Formación Condorsinga. Consta de calizas grises a grises claras *mudstone* a *packstone* con horizontes fosilíferos y niveles dolomíticos.

- **Dolomías:** Se las observa en diversa posición estratigráfica dentro del Grupo Pucará. Se caracterizan por su tonalidad gris clara variando de dolomicrita a doloesparita con estratificación definida y compacta. Por la alteración, ha perdido la estratificación que caracteriza a todo el Grupo Pucará en el yacimiento de Atacocha.

- **Brecha chértica:** Se la observa en la sección de Atacocha. Se ubica, según su posición estratigráfica, entre el Grupo Pucará y el Grupo Goyllarisquizga. Consta de brechas chérticas rojizas con fragmentos

de *chert*, calizas de tamaño seriado anguloso a subanguloso. La matriz es calcárea a silíceo. Se observan dos litologías. En una predominan fragmentos y matriz calcárea. En la otra predominan fragmentos y matriz silíceo. En algunas muestras se observan, tanto en la matriz como en los fragmentos silíceos, elementos fosilíferos. Ello indica su asociación marina. Por áreas la coloración es de blanquecina a grisácea, producto de la alteración sílice-sericita-halloysita o serpentina-jasperoides, respectivamente.

- **Areniscas cuarzosas:** Esta unidad litológica corresponde a parte del Grupo Goyllarisquizga, que se caracteriza por la predominancia de areniscas con abundantes granos de cuarzo del tamaño de arena. Algunos niveles tienen muchos granos de feldespatos o elementos arcillosos, que adquieren la denominación de arcosas. La matriz es arcillosa a silíceo, en los niveles sobre el 4000. Las características litológicas y de estratificación están definidas y fáciles de reconocer. Sin embargo, existen áreas con fuerte alteración hidrotermal que forman brechas hidrotermales con matriz de sílice-sericita-arcillas (halloysita, montmorillonita, kaolinita), debajo del Nivel 4000. La alteración ha obliterado con fuerte intensidad la roca original, lo que forman brechas silíceas, sílice masiva en la que aún es factible reconocer la presencia de granos de cuarzo y en escasos lugares la estratificación.
- **Basaltos:** Esta unidad subvolcánica a volcánica se observa en sondajes al suroeste de la mina debajo de las zonas de Cherchere y San Gerardo. Está constituida por basaltos grises a verdosos en masa fundamental constituida por vacuolas verdosas de zeolitas con indicios de flujos que engloba fenocristales de olivino, ilmenita, magnetita. El conjunto de rocas intrusivas tiene forma de diques subparalelos de

dirección principal Norte-Sur, lo que evidencia un control estructural de los diques. Se observa en tres lugares: una en la parte central de Santa Bárbara, otra en la parte sur y a lo largo de la falla Atacocha y la tercera al sur de la sección 3. Según características litológicas, se presentan similares. Se observan dos unidades litológicas principales, definidas por la presencia de cuarzo en forma de fenocristales que son dacita y pórfido dacita.

- **Dacita:** Se caracteriza por fenocristales de feldespatos y muy escaso cuarzo en masa fundamental microlítica. Se tienen dos variedades: una con predominio de biotita y la otra con mayor porcentaje de hornblenda.
- **Pórfido dacítico:** Se caracteriza por la abundancia de fenocristales de cuarzo. Se observan las dos variedades (biotita u hornblenda) citadas antes.
- **Cuarzo diorita:** Está constituido por cristales alargados de feldespatos de hasta 6 milímetros de eje mayor, con algunos ojos de cuarzo y agregados de cristales bien formados de biotitas negruscas, alterándose a colores verduscos y blanquecinos transparentes o cristales puntuales de hornblendas, en una matriz microcristalina de color grisáceo. Está compuesto por plagioclasas y cuarzo fino. Acompañan disseminaciones de pirita. También se distinguen las dos variedades citadas: biotita u hornblenda.

El siguiente grupo litológico se asocia a la alteración metasomática de contacto con la definición de rocas del sistema *skarn*. Las principales son:

- **Mármol:** Roca blanquecina de textura cristalizada-esparítica. De fuerte reacción al ácido clorhídrico (HCl). Se han observado dos tipos principales: mármol calcáreo y mármol dolomítico. Se observan relictos de textura de caliza fosilífera (bivalvos) y nódulos irregulares de sílice gris (chert) bordeados de wollastonita blanquecina y calcita.

- **Sílice-wollastonita:** Esta asociación mineralógica es parte del sistema de *skarn* cálcico. Es de gris claro a blanco lechoso con textura brechoide de agregados masivos y ocasionalmente de textura fibrosa radial de wollastonita. A veces quedan relictos de mármol blanquecino con bordes silíceos, además agregados de sílice gris en forma de nódulos irregulares, las que presentan un zoneamiento de sílice gris a los bordes pasando a sílice masiva gris brechada.

- **Skarn de granates:** Se ha adoptado la denominación de *skarn* cuando el porcentaje de granates es mayor de 50%, lo que permite diferenciar varias unidades que se relacionan con la mineralización. El *skarn* cálcico se identifica por granates marrones y verdes que se caracterizan por su grado de cristalización media a fina, de coloración marrón claro con tonalidades amarillentos (andradita) de aspecto sacaroideo. También se presentan de color verde claro (grosularia) de cristalización fina. El *skarn* de piroxenos es escaso en el yacimiento. Se asocia con granates verdes afaníticos de una tonalidad clara y con muy poca presencia de sulfuros. El *skarn* de magnetita se caracteriza por la magnetita. Se presenta en tramos de granates verdes y se asocian a la pirita y, menos frecuente, a la pirrotita.

- **Sílice-skarn:** Esta asociación mineralógica se constituye de sílice fina masiva con *skarn* en porcentaje menor de 30%. La sílice es mayor de 50%. Ocasionalmente se asocia con wollastonita, arcillas. El *skarn*

está en venillas, en ojos o diseminada. Ocupa la segunda etapa de cristalización.

- **Pirita-arcillas-skarn:** La siguiente asociación mineralógica está constituida por pirita fina masiva (Py I), que varía de 80% a 30%, arcillas blanquecinas, que varía de 10% a 30%, y *skarn* verde de grano medio a fino, que varía de 0% a 20%. En ciertas zonas la pirita reemplaza o adquiere la forma pseudomórfica de macrogranates.

La siguiente litología es del sistema silíceo y se relaciona con la alteración sílice-sericita-halloysita, observada principalmente al oeste de la falla Atacocha. Se diferenciaron las siguientes litologías:

- **Sílice masiva:** Es la litología principal de este tipo de roca y se constituye por sílice masiva fina blanquecina, la cual ha reemplazado en forma total al protolito que principalmente fue caliza. Cuando el protolito corresponde a arenisca o brecha chértica, los granos o fragmentos de sílice son factibles de reconocer. El color de la roca es blanco y de alta dureza, masivo compacto. Se han perdido los signos de sedimentación original.
- **Brecha silícea:** Se caracteriza por su color blanquecino de textura brechada, constituidas de fragmentos subredondeados a subangulares de tamaños variables desde milímetros hasta centímetros. También posee sílice opalina gris, sílice opalina blanco lechoso y sílice granular, englobadas en una matriz de sílice granular blanquecina, con venillas delgadas de sílice blanca. Ocasionalmente se observan pequeñas cavidades con intercrecimientos de cristales de cuarzo. Asimismo, engloba fragmentos de areniscas y de calizas del Grupo Pucará, dependiendo del protolito brechado.

- **Sílice-skarn-clorita:** Esta asociación litológica consta principalmente por sílice de gris a blanquecina masiva en una primera etapa, seguida por venas a vetillas de *skarn* verde acompañada de venillas de clorita y en algunas zonas con hematita. Está relacionada con un fuerte fracturamiento acompañada por mineralización económica.
- **Sílice terrosa:** Consta de sílice gris blanquecina suelta constituida por elementos de sílice, que han sido pobremente cementados por arcillas en escasa proporción. En algunos lugares tiene la apariencia de fuerte fracturamiento.

Las rocas del sistema de brechas hidrotermales y relacionadas con el último evento de alteración-mineralización han sido diferenciadas según las siguientes unidades litológicas:

- **Brechas calcáreas:** Consta de fragmentos subangulosos a subredondeados de calizas, mármol, etcétera. En algunas zonas los fragmentos son monolíticos y en otros son heterolíticos, de tamaños variados. La matriz es calcárea y de coloración gris. En algunas zonas es gris oscura algo bituminosa con muy escasa pirita.
- **Brechas heterolíticas:** Son rocas de color gris clara plomiza, de textura brechada, constituida por fragmentos y matriz. Los fragmentos son subangulosas, de calizas negras mudstone, sílice-blanquecinos, sílice con venillas de sílice-pirita, mármol con sílice-wollastonita y calcita. Los tamaños varían, se engloban en una matriz color negro bituminoso de raya suave y sedoso, acompañada de pirita diseminada. La mineralización se emplaza en la matriz en forma de venillas,

diseminadas, ojos o formas subredondeadas que son crecimiento o reemplazamiento de mena.

- **Brechas monolíticas:** Es muy similar a la brecha heterolítica. La única diferencia son los fragmentos, de una litología caliza o intrusivo, que predomina.
- **Brechas kársticas:** Están constituidas por fragmentos de calizas, mármol, sílice, skarnoides, intrusivos. Los fragmentos de brechas son de subangulosos a subredondeados. Se diferencian de otras por la matriz de sedimentos subhorizontales de material carbonatado con fragmentos de mineral. En algunos casos, el material tiene sedimentos laminares de sílice-sericita arcillas, lo que implica la mezcla de dos procesos kársticos calcáreos y kársticos hidrotermales.

2.3.3 Geología estructural

Las zonas de operación mineras actuales de Atacocha, secciones Atacocha, San Gerardo y Santa Bárbara, se ubican en el norte-noroeste y noreste de la intersección de las fallas principales Atacocha, Falla 1 y Falla 13.

Se observan dos zonas estructurales separadas por la falla Atacocha. La primera es la sección Santa Bárbara, al Este de la falla Atacocha, en el homoclinal con estratos de dirección Norte-Sur buzando 80° al Este atravesado por el intrusivo Santa Bárbara, que es un sistema de diques con dirección general Norte-Sur. La parte Sur tiene rumbo Norte-Noroeste. La parte central es Norte-Sur y la parte norte posee dirección Noreste, que implica fuerte control estructural.

La sección Atacocha está al Oeste de la falla Atacocha. Se ubica en profundidad, a lo largo del eje del sinclinal fallado y volcado, con dirección casi Norte-Sur, lo

cual indica fuerte compresión hacia el Este. En esta sección, a medida que se profundiza hacia el Sur, se caracterizan mayores ocurrencias de cuerpos intrusivos, que constituyen diques con dirección Norte-Sur.

Se han determinado tres sistemas o cuerpos intrusivos. El primero son los intrusivos, que son de dos direcciones principales: uno NS (Santa Bárbara) y el otro NW (San Gerardo). El segundo es el sistema silíceo de dirección Norte-Sur. El tercero son brechas heterolíticas de dirección principal Norte-Sur, con fuerte control estructural relacionado con las fallas Atacocha, 1 y 13.

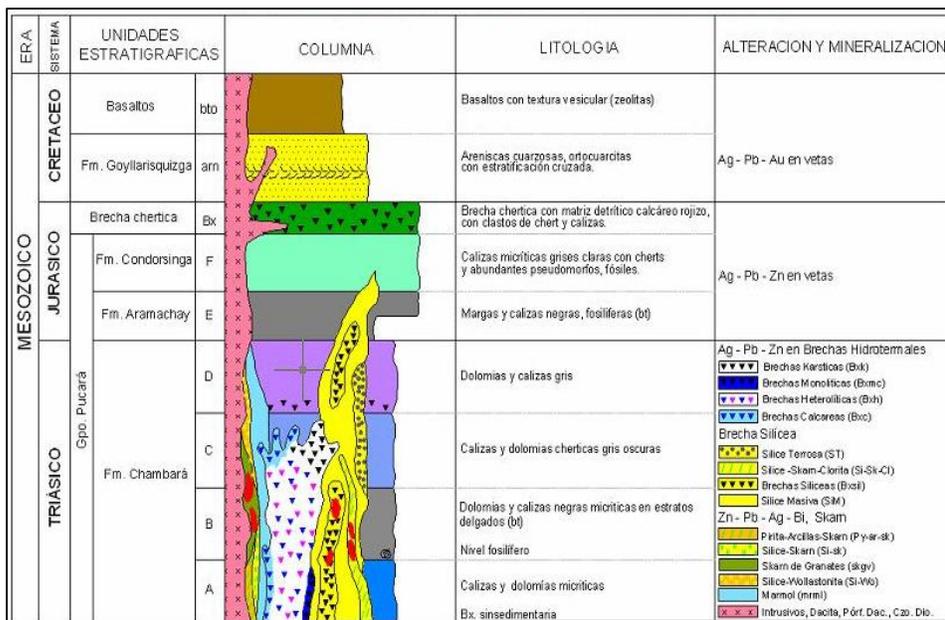


Figura 04: Columna geológica local de la mina Atacocha.

Fuente: D. Dávila (Dic-2005).

2.3.3.1 Análisis estructural pre-sin mineralización

Según las características estructurales descritas y que se relacionan con la mineralización en Atacocha, el contexto estructural pre-sin mineralización fue de la siguiente forma:

Alrededor de 30 millones de años (Oligoceno), el contexto estructural fue definido por la falla Atacocha, que presenta evidencias de corresponden a un sistema de fallas activas desde la formación de secuencias del Grupo Pucará, habiendo controlado la sedimentación del este grupo evidenciado por los cambios de grosores y facies de los carbonatos, Pucará tanto hacia el Este y Oeste de la falla Atacocha. También se manifiesta por la presencia de las brechas chérticas a calcáreas solo al Oeste de la falla Atacocha, en consecuencia las fases tectónicas Peruana e Incaica de 65 y 40 Ma.

Configuraron el patrón estructural algo similar al actual en la que el bloque Este fue rígido y el bloque Oeste fue más activo con formación de pliegues y fallas. Esto a consecuencia de que el empuje fue del Oeste al Este, formando pliegues simétricos a asimétricos con convergencia hacia el oeste en forma progresiva desde la Fase Peruana con suaves pliegues, luego aumentando el plegamiento en la Fase Incaica y definiendo suposición actual en las fases Quechua.

En el caso de Atacocha, la Falla 1, actuó como zona de debilidad corriendo casi paralelo al eje del sinclinal y a medida que ocurría el acortamiento los estratos que estaban en posición normal por efecto de acortamiento se reducía el espacio llegando a colocarse en posición invertida. Por ello, se tiene el sinclinal seccionado, aunque más que sinclinal constituye un zona de fallamiento y fracturamiento intenso y es la zona de debilidad por donde ascendieron los fluidos silíceos, brechas heterolíticas, fluidos mineralizantes, etcétera.

Los cuerpos intrusivos de 25 a 30 millones de años inician la historia del yacimiento de Atacocha, los cuales se emplazaron con marcado control estructural porque constituyen un sistema de diques con dos direcciones: una de Norte-Sur y la otra al Noroeste, las cuales son paralelas o son del sistema de las fallas alimentadoras Atacocha, 1 y 13.

Al final de las intrusiones, se configura el patrón estructural principal del yacimiento Atacocha, los cuales han gobernado el emplazamiento posterior del sistema síliceo y del sistema brechas “heterolíticas”, las cuales fueron reactivaciones de los patrones estructurales que controlaron el emplazamiento de los intrusivos indudablemente amoldándose a los espacios vacíos.

2.3.4 Estructuras mineralizadas

2.3.4.1 Alteración hidrotermal y procesos metasomáticos

El emplazamiento de zonas mineralizadas tienen como guía las alteraciones hidrotermales o los procesos metasomáticos. Para Atacocha, se han detectado dos tipos de mineralización. Uno es del tipo *skarn* y el otro es del tipo hidrotermal. Por las relaciones de campo, sucesión de eventos geológicos y secuencia paragenética, se ha determinado que el primer evento mineralizante fue el *skarn* y el segundo, el hidrotermal.

2.3.4.2 Tipos de alteración hidrotermal y su relación de emplazamiento

Según lo observado en las labores mineras en ambas secciones, se han diferenciado dos tipos principales de alteración. Una relacionada con *skarn*, que desarrolla los siguientes ensambles: mármol, sílice-wollastonita, *skarn* de granates, sílice-*skarn*, pirita-arcillas-*skarn*. La otra se asocia con sílice-sericita-halloysita, que corresponde al sistema hidrotermal, que diferencia dos fases mineralógicas. Una sílicea constituida por sílice masiva, brecha sílicea, sílice-*skarn*-clorita y sílice terrosa. La otra es del sistema de brechas formada por brecha calcáreas, brechas heterolíticas, brechas monolíticas y brechas kársticas.

Los intrusivos son datados de 25 a 30 millones de años. La alteración de *skarn* corta estos cuerpos de igual forma que la mena asociada al metasomatismo se caracteriza por estrellas de esfalerita en calcopirita. Las maclas de calcopirita en hojas de laurel indican alta temperatura coincidente con asociación a *skarn*.

El sistema silíceo, bien sea masiva, brechoide, en flujo y terrosa, corta al conjunto de metasomatismo (*skarn*). Se desarrolla un *skarn* asociado a la sílice que es posterior a la sílice. En las zonas de brecha silícea engloba fragmentos de mármol, skarnoides, que indican que el sistema silíceo es posterior.

El sistema de brechas es el último evento de la mineralización en Atacocha. Esto se evidencia porque los fragmentos de esta brecha son de caliza, mármol, sílice masiva, brecha silícea, *skarn*, lo que indica que fue posterior a los eventos citados.

2.3.4.3 Características mineralógicas de tipos y estilos de mineralización

Según las características mineralógicas, alteración, roca caja, modo de emplazamiento, relleno y/o reemplazamiento, distribución espacial, proximidad de intrusivo, etcétera, se han definido los siguientes tipos y estilos de mineralización:

- a) Cuerpos de *skarn* (Santa Bárbara, Pradera-Vasconia).** Estos cuerpos de *skarn* se caracterizan por la siguiente asociación mineralógica: pirita, calcopirita, esfalerita, galena. En algunos lugares se observan pirrotita, pirita II, bournonita y covelita, predominando las piritas en los niveles inferiores.

- b) Brechas calcáreas (Anita, Cristina).** La mena se encuentra en matriz constituida por pirita, esfalerita, galena, sulfuros finos. Además, se han identificado la asociación de pirita, oropimente, rejalgam y sulfuros finos (Nivel 3600) hacia los contactos de la brecha. Se tienen calizas marmolizadas con débil mineralización.
- c) Brechas heterolíticas (OB-17, OB-15).** La mena se encuentra principalmente en la matriz de la brecha heterolítica y consta de pirita, esfalerita, galena, sulfuros finos. Hacia la denominada veta T se observan pirita I y pirita II. La esfalerita es de colocación clara.
- d) Vetas (Veta-P, Veta-R).** La mena consta de venillas de mena asociada a venas de *skarn* en contacto con mármol. La mineralogía consta de pirita, calcopirita, esfalerita, galena, cuarzo y carbonatos.
- e) Brechas silíceas (OB-9).** La roca consta de brecha silícea. La mena está en venas de pirita, galena, esfalerita, sulfuros finos, distribuidos en la matriz de sílice-sericita-arcillas.
- f) Brechas heterolíticas (OB-13B, OB-13C).** La mineralogía es de pirita, calcopirita, esfalerita, galena y sulfuros finos, distribuida en la matriz de las brechas. También se observa mineralización en los contactos con mármol. Esta asociación es de esfalerita, galena y pirita.
- g) Cuerpos de mármol (OB-13).** Presenta la asociación mineralógica de pirita, esfalerita, galena, calcopirita y sulfuros finos. Se encuentra emplazada como cuerpos de reemplazamiento en *skarn* de granates verdes, mármol, sílice en la parte central.

2.3.5 Geología económica

El yacimiento de Atacocha corresponde a un ejemplo clásico de mineralización polimetálica en un ambiente de tipo pórfido. La actividad hidrotermal se relaciona con los pórfidos dacíticos con biotita (\pm anfíbol) y cuarzo de Atacocha, San Gerardo y Santa Bárbara, datados alrededor de 30 Ma (referencias citadas en Merino y otros, 2005, y San Manuel, 2005).

Cada pórfido está constituido por intrusiones subverticales elongadas de algunos cientos de metros en su mayor dimensión horizontal y alineadas con un claro control estructural. Los intrusivos de Atacocha están constituidos por múltiples cuerpos intrusivos alienados en dirección NW-SE (paralelos a la Falla 13), el pórfido San Gerardo sobre la Falla Atacocha (NS y en dirección NW-SE) y el pórfido de Santa Bárbara por varios cuerpos que parecen tener una dirección preferencial NS.

La hipótesis más probable es que la mayor parte de estas intrusiones porfídicas se han originado de varias cúpulas de una misma cámara magmática. Vetillas de tipo D (qz-ser) orientadas en direcciones similares a las del sistema principal de Atacocha (N120 a 140E) caracterizan los pórfidos de Santa Bárbara y San Gerardo.

2.3.5.1 Geología económica

Por relaciones de corte, se pueden distinguir la siguiente secuencia de eventos posteriores a las intrusiones porfídicas.

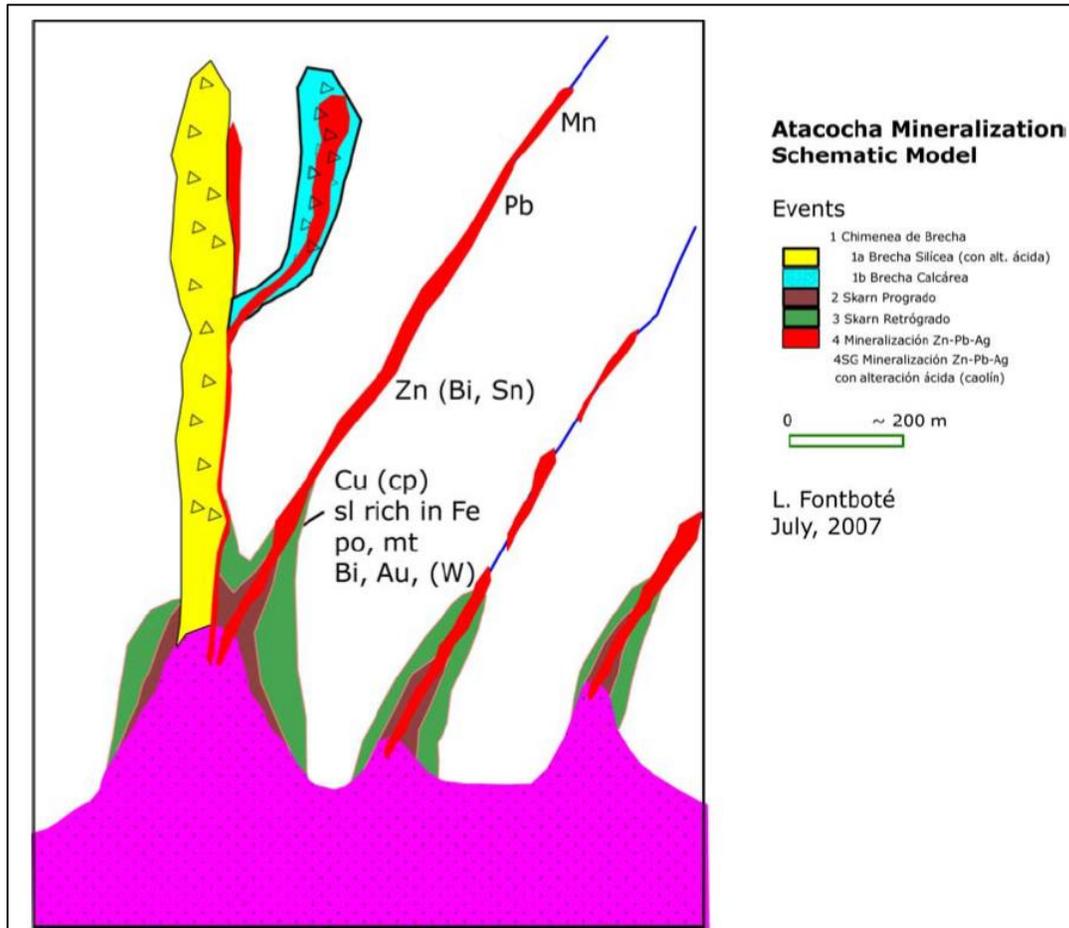


Figura 05: Modelo esquemático de mineralización de la mina Atacocha.

Fuente: L. Fontboté (julio de 2007).

- 1. Chimeneas de brechas:** Están formadas esencialmente por la ascensión rápida de fluidos hidrotermales ricos en volátiles que constituyen una primera fase de segregación de fluidos y que quizá están mezclados con aguas de origen meteórico infiltradas. Desde el punto de vista descriptivo, hay dos subtipos principales:

- 2. Brecha silíceas:** Constituida generalmente por clastos calcáreos silicificados y con matriz de polvo de roca igualmente silicificada, cuarzo microcristalino y pirita. En un afloramiento al Sur del intrusivo de Santa Bárbara, 368 070 E, 8 824 460 N. La matriz contiene también cristales no deformados de biotita, wollastonita y, según Merino y otros (2005), de feldespatos. En una de las muestras recogidas durante esta visita también hay clastos de roca intrusiva alterados (muestra FPE-251). Las brechas silíceas están frecuentemente acompañadas por sericitización y caolinitización, que indican que los fluidos que las han formado eran ácidos.
- 3. Brecha calcárea:** Constituida principalmente por clastos y matriz calcáreos, en parte decarbonatizados y silicificados. El ejemplo mejor conocido es el del OB17, que presenta una gradación inversa del tamaño de los clastos, lo que apoya el origen por disolución y colapso parcial. El emplazamiento de los dos tipos de brechas es también controlado estructuralmente en direcciones NW y NS y no puede excluirse que, en parte, los fluidos hidrotermales se hayan emplazado en brechas tectónicas. Según la roca de caja afectada son monomícticas o, menos frecuentemente, heteromícticas.
- 4. Skarn progrado:** Se emplaza principalmente en los bordes de los intrusivos (en especial Santa Bárbara), pero también siguiendo fracturas NW y, en menor medida, en las partes inferiores de las chimeneas de brecha.
- 5. Skarn retrógrado:** Con formación de abundante pirita, pirrotita, esfalerita, y magnetita y clorita. Se emplaza en áreas mayores que las afectadas por el skarn progrado y, especialmente cerca del pórfido de Atacocha, tiene un control estructural (NW). La pirita puede ser masiva y se emplaza en posición proximal. La mayor parte de la calcopirita se forma en este evento 3 y en las partes proximales. La esfalerita es principalmente marmatítica (3a) y en los

estadios tardíos o en posición distal esfalerita rubia (3b). En partes proximales se encuentra también molibdenita.

6. Mineralización zonada: De Pb-Zn-Ag en vetas y en brechas calcáreas con esfalerita, paulatinamente más rubia (figura 15), galena, tetrahedrita, cuarzo/calcita, rodocrosita. Este tipo de mineralización está generalmente zonada en vertical (algunas de las vetas se reconocen por más de 1 kilómetro en sentido vertical). En las partes más distales la galena es más abundante que la esfalerita y puede haber altos contenidos de Mn (rodocrosita, rodonita, alabandita). En partes más proximales hay minerales de Bi así como conteniendo Sn (estannita). El zoneamiento es el típico que resulta de la disminución de temperatura del fluido hidrotermal. La mayoría de la mineralización asignada a este evento 4 no presenta alteración visible asociada. Sin embargo, en parte, se observa alteración ácida (4SG). Así en la mineralización del sector San Gerardo, incluida la parte inferior del OB17, y en el OB 9, hay alteración con caolín visible (por ejemplo, en el stop 555 del OB9 con abundante kaolín intercrecido con galena y esfalerita). El desarrollo principal de mineralización de Pb-Zn-Ag en vetas es en el sector de Atacocha y San Gerardo y de brechas calcáreas.

2.3.5.2 Los cuatro eventos como parte de un mismo sistema

Por relaciones de corte, se pueden distinguir la siguiente secuencia de eventos posteriores a las intrusiones porfídicas.

Estos cuatro eventos se interpretan como partes de la evolución del sistema mineralizante relacionado a la intrusión porfídica, una evolución que es parecida a la observada en otros distritos y que es controlada por escape de volátiles (evento 1), metasomatismo a alta temperatura (evento 2) y paulatino descenso de la temperatura de fluidos hidrotermales de origen magmático (eventos 3 a 4).

Alteraciones ácidas aparecen solo en la fase inicial (evento 1) y en la final (evento 4), lo que es típico para estos sistemas. Se debe subrayar que este modelo puede explicarse por segregación de fluidos hidrotermales de origen magmático provenientes de varios focos "en paralelo" que corresponderían a apófisis en la parte superior de una gran cámara magmática.

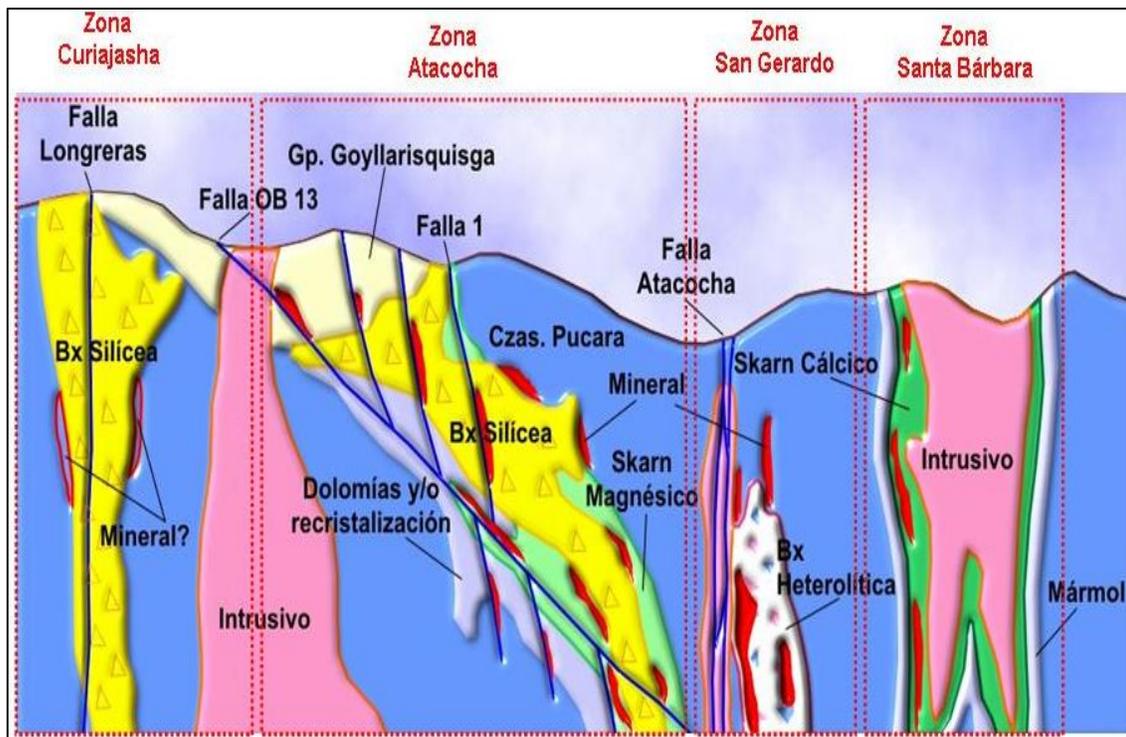


Figura 06: Sección geológica esquemática (yacimento Atacocha).

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

2.4 Bases teóricas

“Una de las etapas más importantes dentro de un proyecto minero es la adecuada selección de los equipos de transporte inmersos dentro del proceso productivo minero, ya que los costos estimados para el proyecto pueden cambiar en gran medida con respecto a los reales en función a la selección del tipo de unidad de

transporte a utilizar. Es así que en la explotación de un yacimiento minero el dimensionamiento del número de unidades de la flota para transporte de material resultará del análisis de la gran cantidad de información, tanto tecnológica como práctica, las cuales permitirán determinar las mejores alternativas para la extracción y el manejo de los recursos involucrados” (Alberto, J., 2012)

De tal manera que, el acarreo y transporte de material minado componen las actividades que determinan la maniobra fundamental en una explotación minera; siendo las mencionadas anteriormente las encargadas del traslado del material que fue fracturado en el proceso de voladura considerándolas por tal motivo como un conjunto de actividades complementarias. Para ello, es esencial un plan eficaz en el cual la etapa del carguío opere de manera conjunta con la del transporte (*match factor*), pues en casi todas las operaciones mineras forman un constituyente de elevado coste. “Debiendo recurrir al análisis de distintas combinaciones de equipos compatibles entre sí y con la operación” (Alberto, J., 2012).

(Vásquez, A. & Galdames, B. & Le-Feauz, R., 2011 pág. 152). Nos dice: “Para el proceso de dimensionamiento de la flota de camiones es necesario definir los siguientes puntos: Envergadura del proyecto (vida de la mina, reservas, etcétera), programa de producción (movimiento de material), parámetros de diseño (malla de perforación, perfiles de transporte, restricciones en dimensiones generales de operación, altura de bancos, pendientes, etcétera). tecnología disponible (equipos y maquinarias), factores operacionales (días de trabajo, sistemas de turnos, índices operacionales, etc.), factores de relación Mina-Equipos (resistencia a la rodadura, abrasividad del material, etcétera). rendimientos y costos estimados”.

Antes de ser evaluada la flota de equipos para el carguío y transporte deberá cumplirse inicialmente con lo siguiente (Alberto, J., 2012):

- “Dimensionamiento de equipos: carguío y transporte: compatibilidad física entre los equipos de carguío y transporte con la explotación, es decir, la flota de equipos sea capaz de operar en la faena en condiciones normales de operación y seguridad (en función de la altura de bancos, dimensiones operacionales, selectividad, etcétera)”.
- “Compatibilidad física entre el equipo de carguío y el de transporte, es decir que el equipo de carguío sea capaz de operar en conjunto con el equipo de transporte (altura de descarga del carguío vs altura de carga del transporte)”.

Según (Alberto, J., 2012), para el caso del transporte se debe considerar:

- “El número de horas, turnos y días por periodo en que opera el transporte, son los mismos que en el caso del carguío (no puede operar uno sin el otro)”.
- “Se tendrá que maximizar la utilización de la capacidad del transporte en función de la capacidad del carguío o viceversa (garantizar que el número de paladas para llenar el equipo de transporte sea lo más próximo a un número entero, de modo de maximizar el factor de llenado o aprovechamiento de la capacidad del transporte)”.
- Se tendrá que optimizar el tiempo de llenado del transporte en función del tiempo de carguío, es decir que el número de paladas para llenar al equipo de transporte sea tal que no perjudique el rendimiento global de la flota”.

En función a estos puntos, se definirán las mejores alternativas, las cuales serán evaluadas según criterios de selección que permitirán definir el número óptimo de camiones para nuestro proyecto (Alberto, J., 2012).

2.4.1 Tipos de los medios de transporte y carguío

2.4.1.1 Transporte por trenes

Se entiende por esto al conjunto formado por una locomotora (la unidad de potencia que genera el movimiento) y una serie de vagones de mina que transportan el material. La locomotora puede ser a batería o utilizar un motor diésel. La ventaja de la primera es que no emite gases que requieran un aumento en la demanda por ventilación. Los carros del convoy pueden tener capacidades entre 1.0 y 8.0 yd³ aproximadamente. Estos pueden descargar de manera frontal, lateral o por el fondo (EducarChile, 2012).

2.4.1.2 Transporte por camiones

Corresponde a la unidad de transporte más común utilizada en explotación de minas. Los camiones mineros están especialmente diseñados para acarrear tonelajes mayores. Además, poseen características de diseño especiales para su utilización en minería. Pueden acarrear sobre 350 toneladas de material en cada ciclo, lo que genera un bajo costo de operación (EducarChile, 2012).

2.4.1.3 Transporte por fajas transportadoras

“Una de las alternativas es el transporte de mineral de mina a través de fajas transportadoras, sistema que presenta grandes ventajas con respecto al transporte convencional, algunas de las cuales describimos a continuación: El transporte de material puede tener pendientes de +/- 30%, con mejor eficiencia que camiones y trenes, las fajas pueden ser instaladas en diferentes niveles, ser movibles y adecuarse a las necesidades de operación, puede cruzar carreteras, rampas, líneas de tren y otras obstrucciones a través de puentes y soportes, pueden tener grandes longitudes, tienen una relativa uniformidad en la demanda de energía y electricidad, tienen alta disponibilidad y el mantenimiento se reduce a costos mínimos, ayuda a mantener los costos de operación pese a la inflación y aumento en los costos de combustible, tienen gran capacidad y con chancadoras primarias en el tajo, pueden trasladarse según las necesidades de operación. Actualmente en el mercado hay chancadoras para cada necesidad particular. Entre algunas desventajas o limitaciones, podemos mencionar: - El diámetro del material está limitado a 8" y como máximo a 12", por lo que es necesario una parrilla o chancadora en el tajo. - Los costos de mantenimiento son mayores cuando las dimensiones de los bloques de material son grandes y hay bastante agua” (Sarmiento Mejía, G. & Tejada Bedoya, Z., 2008 págs. 81 - 82).

2.4.1.4 Transporte por tranvía

Existe la posibilidad de que los camiones, al ascender por la rampa de una mina a rajo abierto, se conecten a un sistema eléctrico. Las ventajas de este sistema es que se mejoran las velocidades de transporte y, por tanto, la productividad, y que se reemplaza parte del uso de combustible del camión por energía eléctrica. La mayor desventaja es que le quita flexibilidad al sistema de transporte (EducarChile, 2012).

2.4.1.5 (Cruzat G, A., 2008) Transporte por mototraillas

Requiere de buenas carreteras para minimizar los costos de llantas. Es rápido, pero limitado, económicamente a distancias de 1.6 kilómetros. Tiene una excelente movilidad, limitada a materiales suaves y fáciles de romper; materiales hasta 24 pulgadas de tamaño.

2.4.2 Combinación de sistemas de carguío y transporte

Es recomendable una adecuada combinación entre los medios de carguío y transporte en función a sus capacidades, así:

- Pala-tren
- Pala-camión
- Pala-camión-tren
- Pala-camión-faja transportadora

Los ciclos de operación son:

- **Ciclo camiones:** Carguío, transporte, descarga, retorno y aparcamiento.
- **Ciclo trenes:** Carguío, transporte, descarga y retorno.

2.4.3 Camiones en tajo abierto

Golosinki (2013: 85) brinda la siguiente clasificación:

2.4.3.1 Camiones de descarga trasera (camión tolva)

Los tamaños son de 360 toneladas; máxima carga, flexibilidad en la descarga, pues puede descargar donde se requiera. Es decir, no se requiere una dependencia para descargar. Las pendientes a subir eficientemente de 10% a 12%, los lugares con resistencia a la rodadura elevados no son problema para este tipo de camiones. Se requieren buenos caminos (de marcas confiables y reconocidas en el mercado minero). No es económico transportar material por grandes distancias mayores a 8 kilómetros.

2.4.3.2 Camiones de descarga inferior

Son buenos para transportar material en largas distancias, gradeabilidad baja. Puede subir pendientes de 4% a 6%. No puede andar con resistencia a la rodadura muy alta. Para la descarga, necesita una facilidad especial para facilitar la descarga inferior, no hay flexibilidad en la destinación del material.

2.4.3.3 Camiones de un cuerpo en unidades (KRESS)

Son una combinación de descarga trasera e inferior. El rendimiento decae en gradeabilidad y capacidad de carga, requiere una facilidad para descargar, utilizado principalmente en el transporte de carbón.

2.4.3.4 Camiones articulados

Son aquellos que tienen tracción en todos sus ejes, capaces de enfrentarse a altas resistencias a la rodadura y a pobres condiciones del suelo, relativamente de tamaños pequeños (50 tn).

2.4.3.5 Camiones tipo volquete

Son aquellos que permiten una operación sencilla. Su utilización está destinada a los recorridos de distancias medianas y largas. Sus capacidades son pequeñas y oscilan de 25 a 38 toneladas entre los más comunes.

2.4.4 Ciclo de operación de los camiones

El ciclo de operación de camiones es el conjunto de fases que se da a lo largo del todo el transporte del material minado. Está representado por las siguientes fórmulas:

$$\text{TIEMPO DE CICLO} = T_c + T_t + T_d + T_r$$

$$\text{TIEMPO DE CICLO} = T_f + T_v$$

Donde:

- **Tc:** Tiempo de carga.
- **Tt:** Tiempo de transporte.
- **Td:** Tiempo de descarga.
- **Tr:** Tiempo de retorno ó regreso.
- **Tf:** Tiempo fijo: Tiempo de carga, descarga, otras demoras
- **Tv:** Tiempo variable: tiempo de transporte y retorno.

2.4.5 Factores que afectan la *performance* de los camiones

Cruzat (2008: 16), docente de la Universidad de la Serena en Chile, en el capítulo 6 de su manual *Carga y transporte*, cita que los diferentes factores que afectan en la *performance* de los camiones se agrupan en dos:

2.4.5.1 Factores para producción

- Buena fragmentación.
- Propiedades del material.
- Condiciones mecánicas y eléctricas del equipo.
 - Fuerza de jale o tipo.
 - Tracción.
 - Velocidades.
- Habilidad y eficiencia del operador.

2.4.5.2 Factores de acarreo

- Capacidad de la unidad.
- Distancia de acarreo.
- Condiciones de la carretera (pendiente compensada).
 - Resistencia de rodamiento (RR).
 - Resistencia a la pendiente (RP).
 - Resistencia al viento (aire).
 - Resistencia de fricción interna.
- Ciclo de operación.
- Factores climatológicos, presión atmosférica, temperatura, etcétera.

El tamaño óptimo del camión para una distancia dada se puede obtener graficando los costos unitarios *versus* el tamaño de los camiones y obteniendo el mínimo de la curva. A medida que profundiza el tajo, la distancia aumentará. Con el método anterior, se deben graficar diferentes curvas y se deben hallar los tamaños óptimos de los camiones para cada banco. Estos puntos siguen aproximadamente una línea recta.

2.4.6 Rendimiento y flota de camiones

Golosinki (2013) cita las siguientes fórmulas para hallar el rendimiento y número de flota de los camiones en una operación minera:

2.4.6.1 Cálculo de producción horario de camiones

$$\frac{\text{ton}}{\text{hr}} = \frac{N_{\text{Ciclos}}}{\text{hora}} * \frac{\text{Capacidad}}{\text{Ciclo}} * f \text{ de llenado} * \text{eficiencia combinada}$$

2.4.6.2 Camiones requeridos

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{\text{Producción requerida/hora}}{\text{Producción camión/hora}}$$

2.4.6.3 Flota total

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{\text{Producción requerida/hora}}{\text{Producción camión/hora}}$$

2.4.6.4 Número de camiones por pala

$$N^{\circ} \text{ Camiones/Pala} = \frac{60 * \text{Ciclo de trabajo por camión}}{\text{Ciclo de pala} * N^{\circ} \text{ pases}}$$

2.4.7 Índices de disponibilidad y utilización de equipos a tajo abierto

En el artículo “Simulación determinística y estocástica para dimensionar, y seleccionar equipo y elegir alternativas de minado en la explotación minera superficial”, Ortiz S., Canchari S., Iglesias L. y Gonzales T. (2007: 40-42) citan los siguientes ítems sobre los índices de disponibilidad y utilización de equipos:

2.4.7.1 Disponibilidad mecánica (DM)

$$DM = \frac{HP - (MP + RME) * 100}{HP}$$

$$DM = \frac{\text{Horas disponibles}}{\text{Horas Programadas}}$$

Donde:

- **HP** : Horas programadas para operar el equipo.
- **MP** : Horas de mantenimiento preventivo.
- **RME** : Horas de reparaciones mecánicas y eléctricas.

2.4.7.2 Disponibilidad del equipo (DE)

$$DE = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD) * 100}{HP}$$

$$DE = \frac{\text{Horas de operación}}{\text{Horas Programadas}}$$

Donde:

- **DO:** Demoras operativas (accidentes, derrumbes, traslado).
- **OD:** Otras demoras (falta de repuestos, herramientas y charlas de seguridad).

2.4.7.3 Utilización efectiva del equipo (UE)

$$UE = \frac{HP - (MP + RME + DO + OD + DF) * 100}{HP}$$

$$DE = \frac{\text{Horas Trabajadas}}{\text{Horas Programadas}}$$

Donde:

- **DF:** Demoras fijas (órdenes, marcación tarjeta, vestuarios, refrigerio, etcétera)

2.4.8 Costos de producción en minería superficial

2.4.8.1 Costos de transporte por camiones

En la tesis “Diseño y aplicación de un modelo económico para la toma de decisiones en reemplazo de equipo de acarreo en una mina a cielo”, de la

Universidad de Colima, Colombia, Preciado Hernández (2001: 117) afirma que los rubros más influyentes en los costos de transporte por camiones son:

Tabla 01: Costos de transporte por camiones en porcentajes

| COSTOS DE TRANSPORTE POR CAMIONES | |
|-------------------------------------|------------|
| RUBRO | PORCENTAJE |
| Costo por llantas | 40% |
| Costo de mantenimiento | 30% |
| Costo de lubricantes y combustibles | 20% |
| Labor y operador | 10% |

Fuente: Preciado Hernández, J. 2001.

2.4.8.2 Costos de explotación a cielo abierto

En la revista *Mining*, Chadwick (1996: 15) publicó el artículo “Carga y transporte a cielo abierto”. Ahí se señala que Caterpillar informa que ha desarrollado estudios por todo el mundo, en una diversidad de explotaciones mineras. Estos muestran que “los costos de explotación a cielo abierto” pueden descomponerse en:

Tabla 02: Costos de explotación a cielo abierto en porcentajes

| COSTOS DE EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO | |
|---------------------------------------|------------|
| RUBRO | PORCENTAJE |
| Arrastre | 40% |
| Sostenimiento | 25% |
| Carga | 20% |
| Perforación-voladura | 15% |

Fuente: Revista *Mining* (noviembre de 1996).

2.4.8.3 Costo total de producción en cielo abierto

A base de los costos suministrados por cinco minas a cielo abierto de Estados Unidos, se ha confeccionado el siguiente gráfico de porcentajes de costos aproximados:

Tabla 03: Costo total de producción en cielo abierto en porcentajes

| COSTO TOTAL DE PRODUCCIÓN EN CIELO ABIERTO | |
|--|-------------|
| RUBRO | PORCENTAJE |
| Voladura | 25% |
| Carguío | 10% |
| Transporte | 34% |
| Chancado | 20% |
| Equipos auxiliares | 7% |
| Servicios auxiliares | 4% |
| Gastos generales | 18% |
| Total de costos de producción | 100% |

Fuente: Revista *Mining* (noviembre de 1996).

2.4.9 Definición de términos básicos

- **Acarreo de material:** Traslado de materiales hacia un destino señalado.
- **Actividad minera:** “Es el ejercicio de las actividades de exploración, explotación, labor general, beneficio, comercialización, y transporte

minero, en concordancia con la normatividad vigente” (Decreto Supremo N° 025-2016-EM, 2016).

- **Banco o cara:** Es la parte de toda mina a tajo abierto o subterránea en la cual se realizan labores de minado.
- **BCM:** Un metro cúbico como se encuentra en estado natural.
- **BFA:** De las siglas en inglés Bank Face Angle, significa ángulo de la cara del banco.
- **Botaderos:** “Conocidos también como canchas de depósito de mineral de baja ley o ganga. Usualmente se localizan en el entorno de la mina y fuera de la zona mineralizada” (Decreto Supremo N° 025-2016-EM, 2016).
- **Capacidad:** “Se refiere al volumen de material que una unidad de carguío o transporte puede contener en un momento dado (por ejemplo, el volumen del balde de una pala o de la tolva de un camión)” (Aguirre Barahona, J., 2013 pág. 8).
- **Carguío de material:** Este es el proceso de carga de material a los equipos de transporte. Este carguío se realiza con equipos como cargadores provistos con cuchara, y en otros casos con equipos especiales.
- **Densidad del material:** Es el peso por unidad de volumen del material.

- **Dimensionamiento de flota:** Conjunto de operaciones matemáticas realizadas para determinar el resultado dado en una expresión numérica de la cantidad ideal de camiones necesarios para la satisfacción del equipo de carguío y producción de la mina con la productividad y eficiencia requeridas.

- **Disponibilidad del equipo (DE):** Mide el tiempo de trabajo que realiza el equipo. Es el rendimiento de la operatividad. Descontando las demoras fijas.

- **Disponibilidad mecánica (DM):** Mide el tiempo en que el equipo está mecánica y eléctricamente operativo. El índice evalúa la eficiencia del mantenimiento.

- **Factor de acoplamiento (*match factor*):** “Es la adecuada coordinación entre equipos de carguío y transporte de material, el cual representa una consideración muy importante en los proyectos mineros, siendo el número de elementos y las dimensiones de los equipos los factores esenciales a determinar dentro del proceso de optimización” (Gómez Echeandía, S., 2011 pág. 2).

- **Factor de esponjamiento:** El esponjamiento es la cantidad por la cual el volumen de la roca se expande cuando se somete a una voladura o se excava, y se expresa como porcentaje. El factor de esponjamiento se utiliza para convertir la densidad o el volumen del banco a densidad o volumen suelto.
- **Factor de llenado del balde:** El factor de llenado del balde es el porcentaje de la capacidad del balde de la excavadora que realmente se utiliza cada vez que el balde cava y levanta su carga.
- **Factor de llenado del camión:** El factor de llenado del camión es el porcentaje de la capacidad de diseño del camión que realmente se utiliza en un transporte promedio.
- **Flota de transporte de material en minería superficial:** Conjunto de vehículos destinados al acarreo de material minado en una operación minera a cielo abierto.
- **Fragmentación:** El rompimiento de una masa sólida en pedazos, por efecto de una voladura.
- **KPH:** Es la abreviatura de kilómetros por hora.
- **LCM:** Un metro cúbico de material expandido como resultado de haberlo movido.
- **NSR:** De las siglas en inglés Net Smelter Return, significa regalía por retorno neto de fundición. Representa un flujo futuro que se calcula sobre el nivel de producción de minerales de una concesión minera.

- **Ore:** Palabra en inglés que significa mineral.
- **Ore Pass:** “Conducto de extracción y/o traspaso de mineral también conocido como pique de traspaso” (Bohorquez Huara, A., 2013 pág. 8).
- **Producción de material:** “Volumen o peso total de material que debe manejarse en una operación minera específica. Puede referirse tanto al mineral con valor económico que se extrae, como al estéril que debe ser removido para acceder al primero” (Cabrera Ortiz, 2013).
- **SR:** De las siglas Striping Ratio, significa relación de desmonte o descapote. Es la relación entre el número de toneladas movidas de desmonte para obtener cierto número de toneladas de mineral en minería superficial.
- **Tasa de producción:** “Corresponde al volumen o peso de producción teórico por unidad de tiempo de un equipo determinado” (Cabrera Ortiz, 2013).
- **Tonelaje kilómetro por hora (TKPH):** Es el número de toneladas de material (mineral o desmonte) que puede ser transportado en una hora.
- **Utilización efectiva del equipo (UE):** Es el rendimiento neto de la operatividad del equipo. Llamado utilización neta o real del equipo.
- **Vetas:** “Cuerpos de mineral en forma alargada, limitados por planos irregulares de rocas denominadas "cajas". Generalmente una veta es

muy parada o vertical. Cuando la veta aparece tendida o echada en el Perú se le llama 'manto'" (Hepburn, M., 2017).

- **Waste:** Palabra en inglés que significa desmonte.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 Método y alcance de la investigación

3.1.1 Método de la investigación

La investigación que se desarrollará en esta tesis utiliza el método científico como método general y el método descriptivo como método específico.

3.1.2 Tipo de la investigación

Esta tesis tendrá como tipo de investigación la aplicada.

3.1.3 Nivel de la investigación

Se tiene como nivel de investigación el descriptivo simple.

3.2 Diseño de la investigación

Esta investigación tiene como diseño el descriptivo simple.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Para Ary y otros (1989), “la población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

Ahora bien, para el caso de la presente investigación, la población estará constituida por la Compañía Minera Atacocha.

3.3.2 Muestra

Se tomará como muestra al tajo San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, pues es el ahí donde se realizará toda la investigación.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para contrastar la hipótesis propuesta, se realizará una investigación no experimental de tipo descriptivo que permita analizar el proyecto. Para ello, se optará por la revisión de fuentes bibliográficas referidas al tema de investigación (libros, informes de tesis, revistas, publicaciones, boletines, etcétera). Asimismo, se harán observaciones por parte del participante, con fundamentos teóricos concernientes al tema de investigación y se realizarán las comparaciones con otros resultados.

3.5 Técnicas de tratamiento de datos

En primera instancia, se recopilará información con la que cuenta la compañía minera. Se hará un análisis interno y externo de la misma.

Finalmente se estructurará una base de indicadores de los estándares óptimos que nos permitan procesar esta información.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS Y RESULTADOS

4.1 Reservas minerales

4.1.1 Tipo de mineral

Morales Condori (2012) señala: “Regionalmente el área está constituida por rocas metamórficas, sedimentarias e intrusivas del paleozoico, mesozoico y cenozoico respectivamente y separadas por discordancias”.

Agrega: “Estructuralmente se tiene fallas de orientación NS y NW, los yacimientos de El Porvenir y Atacocha se encuentran emplazados en la falla regional Milpo Atacocha y asociados a intrusivos dacíticos. Al norte se tiene el proyecto de Machcan que se encuentra asociado a la falla Longreras y sistema tensional NW y asociado a un stock de intrusivo dacítico que aflora en menor área”. El yacimiento se encuentra dividido en cuatro zonas importantes:

- ❖ **Zona Curiajasha**, en actual exploración, busca cuerpos distales y de contacto.

- ❖ **Zona Atacocha**, aquí los cuerpos mineralizados son distales con mineralización de Pb, Zn, Cu y Ag y los de contacto tienen mineralización de Zn y Cu.
- ❖ **Zona San Gerardo**, aquí la mineralización distal de Pb, Ag, Zn se manifiesta como vetas y brechas.
- ❖ **Zona Santa Bárbara**, aquí la mineralización de contacto son Zn y Cu. Los cuerpos se encuentran en la aureola del *stock* dacítico”.

La mineralización se relaciona con la secuencia de eventos:

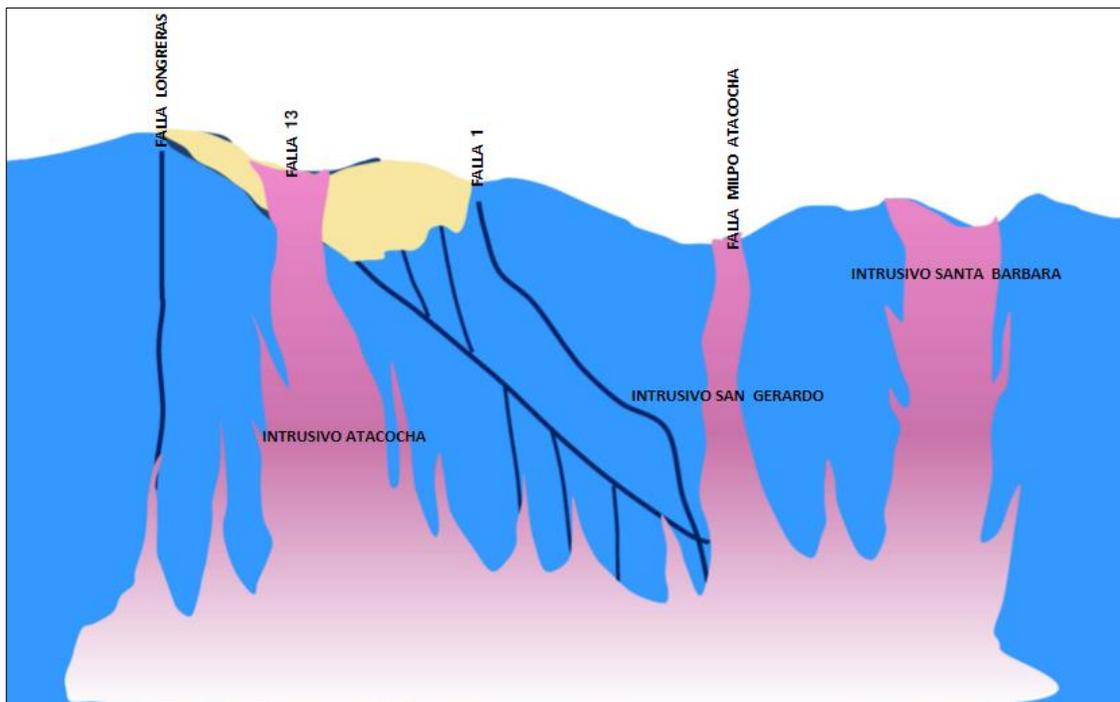


Figura 07: Secuencia de mineralización de la unidad minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

a) Primer evento: Ocurrencia de chimeneas de brechas

Ascensión rápida de fluidos hidrotermales ricos en volátiles (ver figura 8).

b) Segundo evento: Ocurrencia de Skarn progrado

Se emplaza principalmente en los bordes de los intrusivos (ver figura 9).

c) Tercer evento: Ocurrencia de chimeneas de brechas

Formación abundante de piritita, pirrotita, esfalerita, calcopirita, magnetita y clorita (ver figura 10).

d) Cuarto evento: Ocurrencia de chimeneas de brechas

Formación esfalerita, galena, tetraedrita, cuarzo/calcita, rodocrosita (ver figura 11).

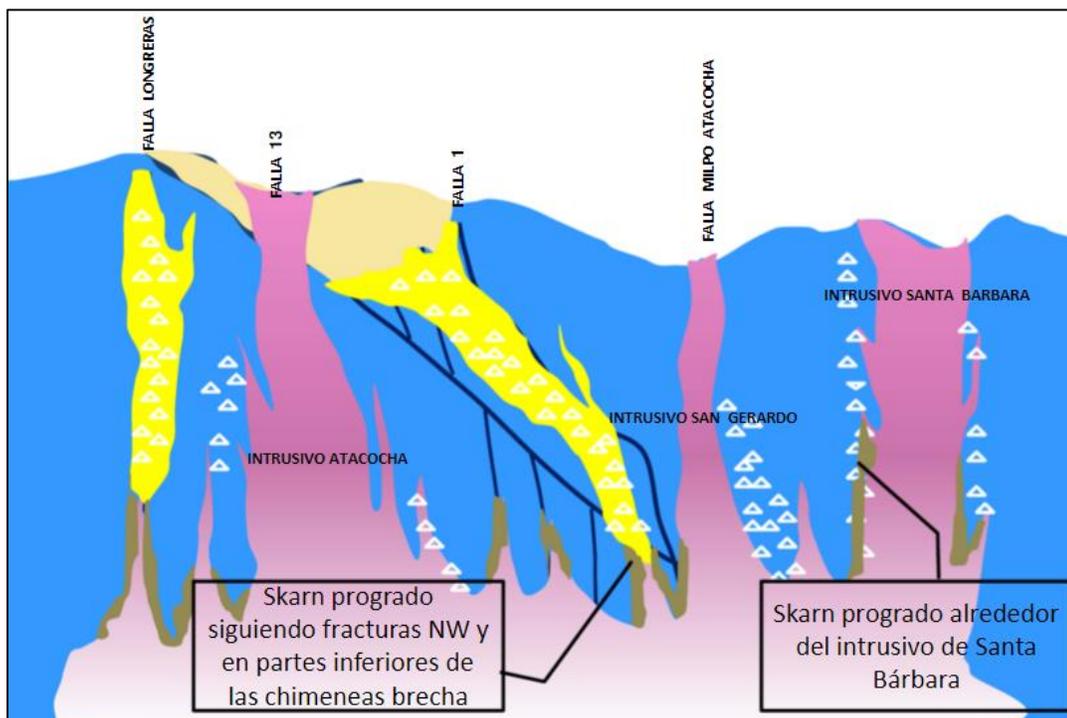


Figura 08: Primer evento de mineralización de la unidad minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

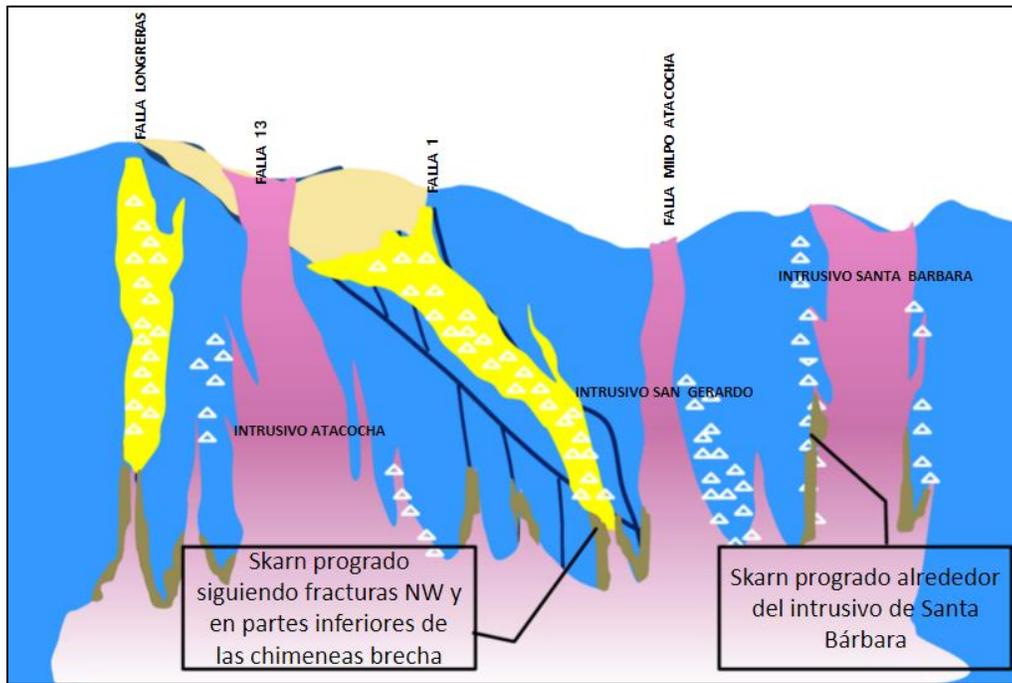


Figura 09: Segundo evento de mineralización de la unidad minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

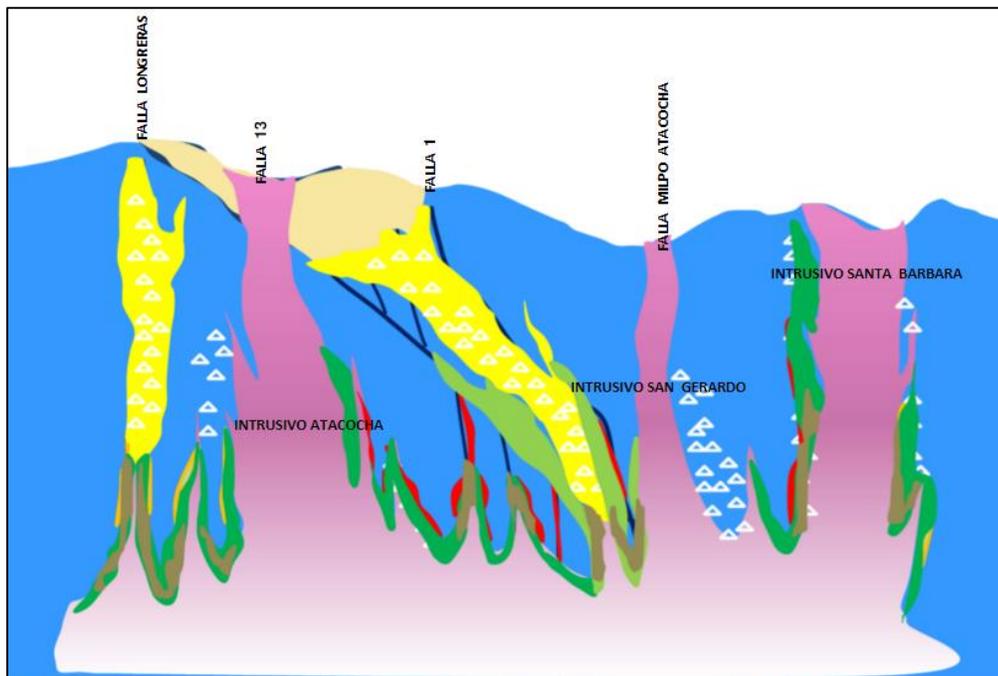


Figura 10: Tercer evento de mineralización de la unidad minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

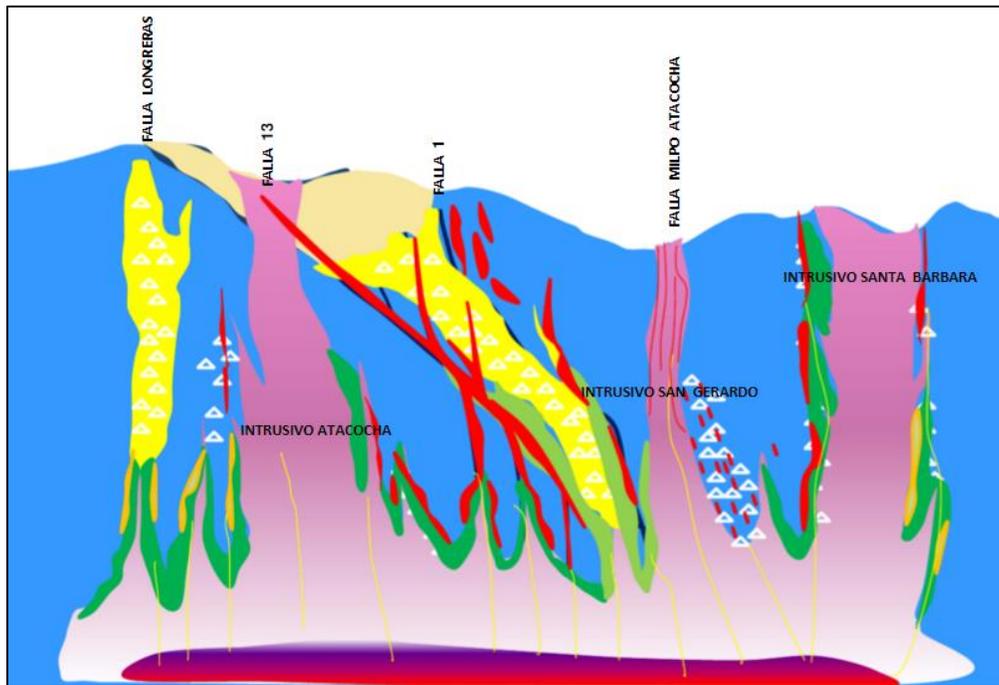


Figura 11: Cuarto evento de mineralización de la unidad minera Atacocha.

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

4.1.2 Método y cálculo de reservas minerales

La información para el cálculo de pit final se realizó sobre el modelo geológico de recursos medidos e indicados entregado por el área de geología desarrollada en el *software* Mine-Sight, con fecha de corte a noviembre de 2015.

La distribución de estructuras mineralizadas en el tajo San Gerardo se muestra en la siguiente figura:

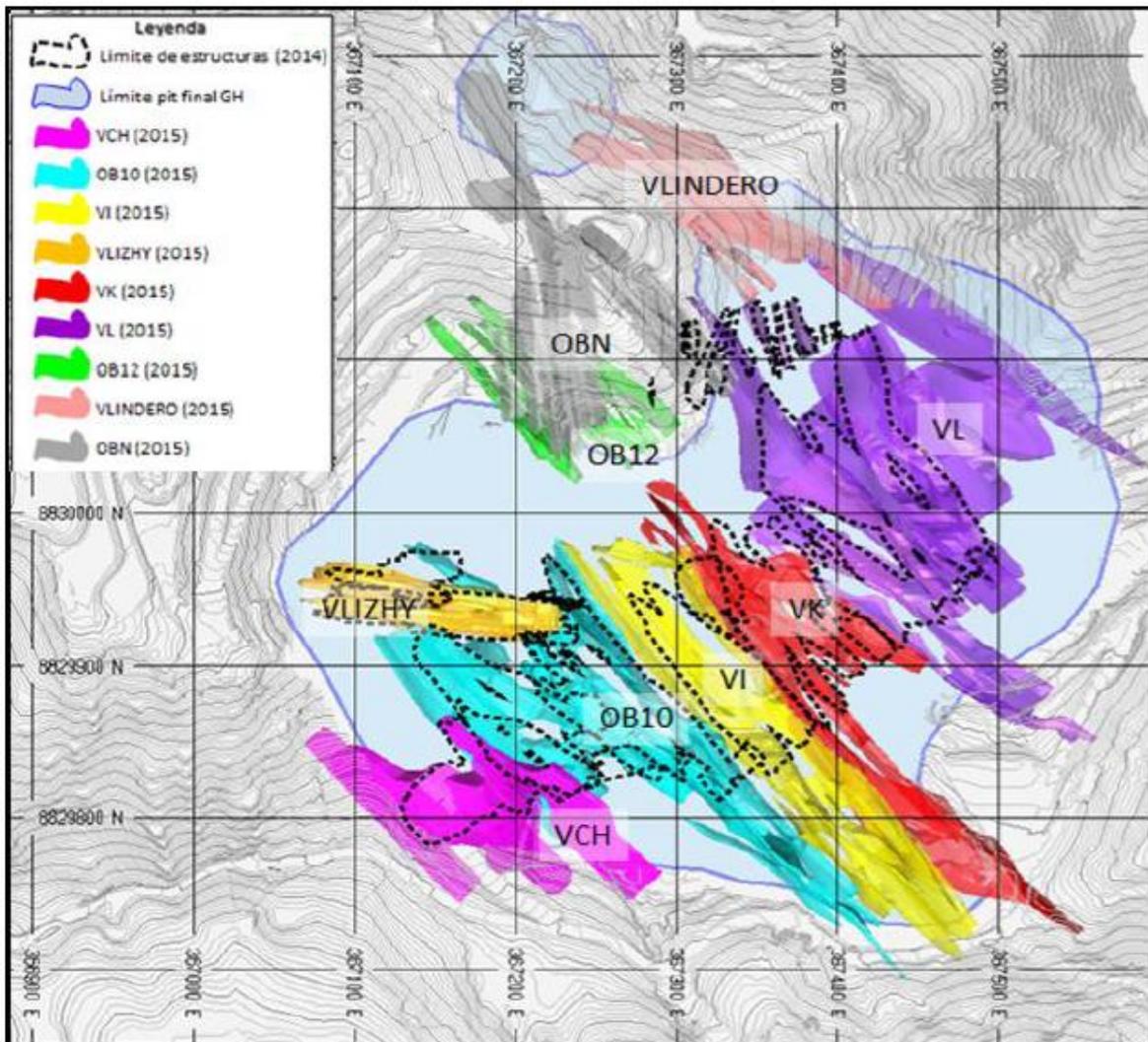


Figura 12: Distribución de estructuras mineralizadas (sector San Gerardo).

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

El modelo geológico se orienta de Sur a Norte y tiene un tamaño de bloque de $4 \times 4 \times 6$ y cuenta con $375 \times 350 \times 80 = 10.5$ MM bloques. La extensión del modelo se muestra a continuación:

Tabla 04: Características del proyecto en Minesight

| CARACTERÍSTICAS DEL PROYECTO MINESIGHT | | | | |
|--|-----------|-----------|---------------|-------------------|
| COORDENADAS | MÍNIMO | MÁXIMO | TAMAÑO BLOQUE | NÚMERO DE BLOQUES |
| Este | 366,750 | 368,250 | 4 | 375 |
| Norte | 8,829,400 | 8,830,800 | 4 | 350 |
| Elevación | 4,000 | 4,480 | 6 | 80 |

Fuente: Informe de inventarios de recursos minerales de la unidad minera Atacocha (San Gerardo), febrero de 2016.

La descripción de los ítems creados en el modelo de bloques para realizar la optimización y sus valores de almacenamiento se muestran en las tablas siguientes.

Tabla 05: CATGE: Categoría de recursos geológicos

| CATGE: CATEGORÍA DE RECURSOS GEOLÓGICOS | | |
|---|--------|--|
| DESCRIPCIÓN | CÓDIGO | OBSERVACIÓN |
| Medido | 1 | Se usó para evaluar económicamente el bloque |
| Indicado | 2 | Se usó para evaluar económicamente el bloque |
| Inferido | 3 | - |

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

Tabla 06: Elementos: minerales y densidad

| ELEMENTOS: MINERALES Y DENSIDAD | |
|---------------------------------|---|
| ZNDI | Zinc (%) (zinc diluido en el bloque 4 × 4 × 6) |
| PBDI | Plomo (%) (plomo diluido en el bloque 4 × 4 × 6) |
| AGDI | Plata (oz/t) (plata diluido en el bloque 4 × 4 × 6) |
| CUDI | Cobre (%) (cobre diluido en el bloque 4 × 4 × 6) |
| NSRDI | NRS calculado con leyes diluidas |
| DENS1 | Densidad diluida (t/m ³) |
| DENS1 | Densidad en roca caja (tn/m ³) 2.6 t/m ³ |

Fuente: Departamento de Geología de la Compañía Minera Atacocha.

4.1.2.1 Reservas y recursos mineros

Los recursos reportados del modelo geológico a diciembre de 2015 sobre un cut-off 15 \$/tn (Medido + Indicado + Inferido) es de 6.7 MM toneladas con una ley de 1.20% Zn, 1.22% Pb, 1.31 opt Ag y 0.05% Cu (ver tabla 07).

Tabla 07: Reporte de recursos del tajo San Gerardo de la unidad minera Atacocha

| REPORTE DE RECURSOS A UN CUT-OFF DE \$15/Tn | | | | | | |
|---|------------------|--------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| RECURSOS | Tn | NSR \$/T | Zn % | Pb % | Cu % | Ag Oz/Tn |
| Medidos | 843,477 | 38.53 | 1.25 | 1.20 | 0.05 | 1.32 |
| Indicados | 3,866,546 | 37.48 | 1.17 | 1.22 | 0.05 | 1.27 |
| Medidos + Indicados | 4,709,993 | 37.67 | 1.19 | 1.22 | 0.05 | 1.28 |
| Inferidos | 2,072,175 | 39.03 | 1.23 | 1.21 | 0.05 | 1.39 |
| Total | 6,782,169 | 38.08 | 1.20 | 1.22 | 0.05 | 1.31 |

* Recursos reportados con leyes diluidas.

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha (diciembre de 2015).

A base del cono operativo, se reportó sobre un cut-off de 15 \$/tn, 2.2 MM toneladas de reservas con un valor promedio de NSR 40.04 \$/tn.

Tabla 08: Reporte de reservas del tajo San Gerardo de la unidad minera Atacocha

| REPORTE DE RESERVAS DENTRO DEL CONO OPERATIVO | | | | | | |
|---|-----------|----------|------|------|------|--------|
| RECURSOS | Tn | NSR \$/T | Zn % | Pb % | Cu % | Ag OPT |
| Probada | 291,659 | 41.32 | 1.22 | 1.37 | 0.05 | 1.45 |
| Probables | 1,944,822 | 39.48 | 1.21 | 1.39 | 0.04 | 1.28 |
| Total de reservas | 2,236,481 | 40.04 | 1.21 | 1.38 | 0.04 | 1.30 |
| Cut-Off (\$/T) | 15 | | | | | |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha (diciembre de 2015).

4.1.3 Resumen y detalle de las reservas minerales

Tabla 09: Resumen y detalle de las reservas mineras de la unidad minera Atacocha

| RESUMEN Y DETALLE DE LAS RESERVAS MINERAS | | | | | | | | |
|---|------------------|-------------------|------------|-------------|-------------|---------------|-------------|--------------|
| Bancos | Mineral t | Desmonte t | S.R. | Ley Zn % | Ley Pb % | Ley Ag Onz/Tn | Ley Cu % | NSR \$/Tn |
| 4336 | 0 | 655 | - | - | - | - | - | - |
| 4330 | 0 | 25,110 | - | - | - | - | - | - |
| 4324 | 0 | 143,954 | - | - | - | - | - | - |
| 4318 | 18,104 | 508,814 | 28.10 | 0.96 | 1.13 | 0.93 | 0.02 | 29.68 |
| 4312 | 34,613 | 957,940 | 27.68 | 0.96 | 1.25 | 1.20 | 0.03 | 39.94 |
| 4306 | 49,897 | 1,201,382 | 24.08 | 1.07 | 1.28 | 1.22 | 0.06 | 39.86 |
| 4300 | 60,371 | 1,219,379 | 20.20 | 0.98 | 1.20 | 1.18 | 0.04 | 38.10 |
| 4294 | 59,700 | 1,169,900 | 19.60 | 1.03 | 1.17 | 1.19 | 0.03 | 44.97 |
| 4288 | 67,815 | 1,080,040 | 15.93 | 0.95 | 1.25 | 1.15 | 0.04 | 33.86 |
| 4282 | 86,745 | 998,494 | 11.51 | 1.13 | 1.36 | 1.17 | 0.04 | 43.44 |
| 4276 | 82,678 | 1,024,674 | 12.39 | 1.14 | 1.39 | 1.19 | 0.05 | 42.42 |
| 4270 | 175,067 | 1,040,468 | 5.94 | 1.16 | 1.35 | 1.22 | 0.05 | 41.09 |
| 4264 | 241,647 | 1,011,144 | 4.18 | 1.19 | 1.48 | 1.27 | 0.05 | 44.05 |
| 4258 | 254,088 | 974,353 | 3.83 | 1.25 | 1.43 | 1.13 | 0.05 | 46.04 |
| 4252 | 276,408 | 890,041 | 3.22 | 1.06 | 1.52 | 1.26 | 0.05 | 30.72 |
| 4246 | 276,924 | 790,634 | 2.86 | 1.35 | 1.40 | 1.21 | 0.06 | 33.75 |
| 4240 | 207,039 | 472,350 | 2.28 | 1.41 | 1.35 | 1.15 | 0.05 | 42.58 |
| 4234 | 123,293 | 339,948 | 2.76 | 1.35 | 1.48 | 1.41 | 0.04 | 36.02 |
| 4228 | 79,331 | 294,393 | 3.71 | 1.40 | 1.53 | 1.43 | 0.05 | 37.40 |
| 4222 | 36,108 | 241,906 | 6.70 | 1.26 | 1.45 | 1.44 | 0.04 | 31.95 |
| 4216 | 30,772 | 179,526 | 5.83 | 1.39 | 1.34 | 1.34 | 0.05 | 48.99 |
| 4210 | 29,898 | 113,544 | 3.80 | 1.42 | 1.37 | 1.53 | 0.04 | 45.19 |
| 4204 | 24,726 | 63,443 | 2.57 | 1.33 | 1.52 | 1.61 | 0.04 | 46.13 |
| 4198 | 14,206 | 18,647 | 1.31 | 1.38 | 1.46 | 1.66 | 0.04 | 45.05 |
| 4192 | 7,050 | 35 | 0.00 | 1.40 | 1.59 | 1.71 | 0.04 | 39.75 |
| Total | 2,236,481 | 14,760,775 | 6.6 | 1.21 | 1.38 | 1.3 | 0.04 | 40.04 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha (diciembre de 2015).

Para el tajo San Gerardo, se ha estimado una reserva total de 2'236,481 toneladas de mineral extraíble con un NSR promedio de 40.04 \$/tn y un total de desmonte de 14'760,775 toneladas, los que serán llevados a la Planta de Chicrín (mineral económico) o a los botaderos de desmonte, según el caso. La relación desmonte a mineral es de 6.6, en la tabla mostrada antes se evidencia el resumen las reservas de mineral y desmonte del tajo abierto San Gerardo.

4.1.4 Vida de la mina

Siendo la producción de U. E. A. Atacocha, tajo San Gerardo, se tiene un preminado, retiro de *top soil* y preparación de accesos de cuatro meses y en los siguientes doce meses se tendrá una producción de 795,092 tn/año para mantener una producción sostenida de 90,000 tn/mes, lo cual con las reservas del tajo San Gerardo 2'236,481 toneladas. Por lo tanto, se asume que la vida del tajo San Gerardo es de 28 meses equivalente a 2,33 años. Esto tendrá una variación debido a que la producción está incrementándose.

4.2 Planeamiento de minado

Vidal Loli (2010: 16) dice: “En la planificación de una empresa minera, es donde se precisan los resultados deseados y se programan las actividades con sus tiempos y recursos asociados, con el propósito de concretar la misión”.

“Particular importancia en el ámbito minero, constituye todo el proceso de generación de planes mineros de producción, en atención a que las definiciones de tonelajes a tratar, como el de sus leyes asociadas, establecen el rendimiento económico del negocio” (Vidal Loli 2010: 16).

“La planificación se puede entender como un desarrollo racional, mediante el cual los recursos humanos, físicos y financieros son orientados hacia la materialización de un objetivo previamente definido. Dicho de otro modo, es investigar (para generar opciones), elegir (una de ellas) y preparar las tareas pertinentes para materializar aquello que se dese materializar” (Vidal Loli 2010: 16).

4.2.1 Definición de planeamiento de minado

“Es el proceso de planificación, el que permite identificar y pronosticar el que hacer, de modo de alcanzar los objetivos de la empresa, junto con los presupuestos, los planes de ventas, los programas de inversión, las estimaciones de recursos y otros” (Vidal Loli 2010: 17).

“Para el caso de una empresa minera, es la planificación la encargada de definir el plan minero de producción. Dicho plan identifica el origen, la cantidad y la calidad de material a beneficiar, como también las estrategias, tiempos, y recursos requeridos para la materialización de lo programado” (Vidal Loli 2010: 17).

“Esta planificación minera debe reunir atributos de alta relevancia que es necesario asimilar, aceptar, y considerar en cada una de las tareas constitutivas, tales atributos son: La coherencia, que sea sistémico y además dinámico” (Vidal Loli 2010: 17).

“El sistema de planificación minero debe ser coherente, en el sentido de asegurar una plena y permanente armonía entre la estrategia de producción de corto, mediano, largo plazo y la misión empresarial. Como consecuencia de lo anterior, los planes mineros deben constituir e camino base para acceder al objetivo del negocio, aceptando todas las restricciones técnicas y económicas

que imponga el mercado, o que definan los propietarios de la empresa o finalmente las condiciones naturales del yacimiento” (Vidal Loli 2010: 17).

“El sistema de planificación minero debe ser sistémico, en el sentido de aceptar que la obtención del plan minero de producción, es el resultado de varias iteraciones y continuas retroalimentaciones que deben verificarse producto de los aportes que hagan los distintos sistemas constituyentes de la empresa” (Vidal Loli 2010: 17).

“El sistema de planificación minero debe ser además dinámico, en el sentido de reconocer que esta tarea está soportada por las mejores estimaciones de las variables relevantes, para el mediano y largo plazo, por lo tanto resulta natural e imprescindible que la planificación esté sujeta a constantes revisiones en la medida que se disponga de mayor información” (Vidal Loli 2010: 17).

“Cambios en los costos, en los avances tecnológicos, en las restricciones de mercado, en las restricciones de disponibilidad de recursos, entre otros, implicarán revisión y modificación de los planes mineros de producción” (Vidal Loli 2010: 18).

4.2.2 Diseño y análisis de estabilidad de taludes

4.2.2.1 Análisis de estabilidad de taludes

El estudio de estabilidad del tajo San Gerardo fue realizado por Vector Perú S. A. C. Como parte de esta investigación, se analizaron los datos geológicos existentes y se revisaron los antiguos núcleos de taladros de perforación. Se recomendaron y perforaron nuevos taladros. Se hicieron nuevos logueos de núcleos de taladros de perforación. Finalmente, se desarrolló un nuevo modelo geomecánico para taludes finales y se definió la inclinación de banco, los taludes globales y taludes entre rampas.

Para el análisis de estabilidad de los taludes, se usaron los parámetros promedio de resistencia del macizo rocoso con el criterio de Hoek-Brown. Para los materiales de suelo, se utilizaron parámetros de Mohr-Coulomb. Cada sección geomecánica, mostrada en el estudio "Diseño de taludes de tajo", desarrollado por Vector Perú S. A. C., fue analizada tomando en cuenta las condiciones de drenaje de los diversos materiales;

El criterio del valor de factor de seguridad mínimo estático de 1.2 se ha adoptado debido a que en el diseño de tajos abiertos no existe la preocupación respecto a la protección de infraestructura específica. Para el diseño, se utilizaron herramientas del *software* minero como se muestra en la tabla 10.

Tabla 10: Factores de seguridad para cada sector

| FACTORES DE SEGURIDAD PARA CADA SECTOR | | | | | | | | |
|--|---------|-----------|---------------------|---------|---------------------|------------|---------------|------------|
| Sector de diseño | BFA (°) | Berma (m) | Ángulo de talud (°) | | Factor de seguridad | | | |
| | | | Interrampa | General | Estático | | Seudoestático | |
| | | | | | Drenado | No drenado | Drenado | No drenado |
| Zona 1 | 60 | 4 | 47 | 25 | 1.643 | 1.592 | 1.228 | 1.134 |
| Zona 2 | 65 | 3 | 35 | 30 | 1.738 | 1.495 | 1.217 | 1.046 |
| Zona 3 | 70 | 3 | 35 | 31 | 1.655 | 1.419 | 1.163 | 1 |
| Zona 4 | 65 | 3 | 35 | 25 | 1.413 | 1.381 | 1.051 | 1.007 |
| Zona 5 | 60 | 4 | 45 | 29 | 1.707 | 1.554 | 1.254 | 1.136 |
| Zona 6 | 65 | 3 | 45 | 27 | 1.586 | 1.337 | 1.164 | 1.068 |
| Zona 7 | 70 | 3 | 45 | 25 | 1.639 | 1.475 | 1.211 | 1.103 |
| Zona 8 | 65 | 3 | 45 | 28 | 1.49 | 1.407 | 1.096 | 1.02 |

* **BFA:** Ángulo de cara de banco (°)

Fuente: Estudio Estabilidad de Taludes Vector Perú S. A. C.

4.2.2.2 Diseño del tajo San Gerardo

El diseño del tajo final se basa en un cono de un NSR de 15 \$/tn de material, con la inclusión de una rampa de 10 metros de ancho y una pendiente máxima de rampa de 10%. Las características del depósito hacen que la relación desmonte/mineral sigan una tendencia de 5.42@7.74, encontrando un ratio promedio de 6.6 con unas leyes promedios de 1.21% de zinc, 1.38% de plomo, 1.30 Onz/tn de plata y 0.04% de cobre. El tajo final tendrá las siguientes características, 500 m x 800 m (40 hectáreas), 144 m de profundidad hasta la zona de salida a superficie (Cota 4336 metros de altitud aproximadamente).

Los parámetros utilizados se muestran a continuación en la siguiente tabla

Tabla 11: Parámetros de diseño del tajo San Gerardo

| PARÁMETROS DE DISEÑO DEL TAJO SAN GERARDO | |
|--|-----------|
| Ancho de rampa | 11 m |
| Gradiente de rampa | 0.1 |
| Altura de banco | 6 m |
| Talud de banco | 60°-70° |
| Ancho de berma | 3.0 @ 4.0 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.3 Plan de minado

4.2.3.1 Estrategia de minado

Teniendo en cuenta las características mineralógicas, morfogenéticas y geotécnicas del yacimiento, el método de explotación que se desarrollará en la mina es el de tajo abierto. Mediante profundización por banqueo, las operaciones mineras se desarrollarán de modo progresivo y sistemático, según el plan de minado.

El secuenciamiento de minado permitirá reducir los costos de costos por transporte. La secuencia de minado tendrá como objetivo desarrollar una operación minera con ratio de desmonte elevado, priorizando el minado de las vetas y brechas de menor ley de Pb, Ag y Zn en los primeros 12 meses. En los siguientes 18 meses se minarán los bancos inferiores del pit que tienen mayores leyes de Pb, Ag y Zn y la extracción de desmonte será mínimo. El objetivo es mantener rentable la operación minera.

4.2.3.2 Programa de minado

Se ha estimado un total de 2'236,481 toneladas de mineral extraíble con un NSR promedio de 40.04 \$/tn y 14'760,775 toneladas de desmante del tajo San Gerardo. Los cuales se proyectan extraer en 2.33 años, equivalente a 28 meses.

En la tabla 12 se muestra resumen el plan de minado de las reservas estimadas de mineral y desmante.

Tabla 12: Plan de minado del tajo San Gerardo

| PLAN DE MINADO SAN GERARDO | | | | |
|----------------------------|---------------------|----------------------|-----------------|--------------|
| Semestre | Mineral tn | Desmante tn | Stripping Ratio | NSR \$/Tn |
| 0 | - | 1,254,056.00 | - | - |
| 1 | 320,092.00 | 2,475,939.00 | 7.74 | 37.73 |
| 2 | 475,000.00 | 2,572,169.00 | 5.54 | 38.95 |
| 3 | 540,000.00 | 3,029,000.00 | 5.61 | 41.18 |
| 4 | 540,000.00 | 3,249,998.00 | 6.02 | 41.15 |
| 5 | 361,389.00 | 2,179,613.00 | 6.03 | 41.76 |
| Total | 2,236,481.00 | 14,760,775.00 | 6.6 | 40.04 |

*Stripping Ratio (S.R): Relación de desbroce.

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

En las figuras 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19 y 20 se muestra la secuencia de minado del tajo San Gerardo.

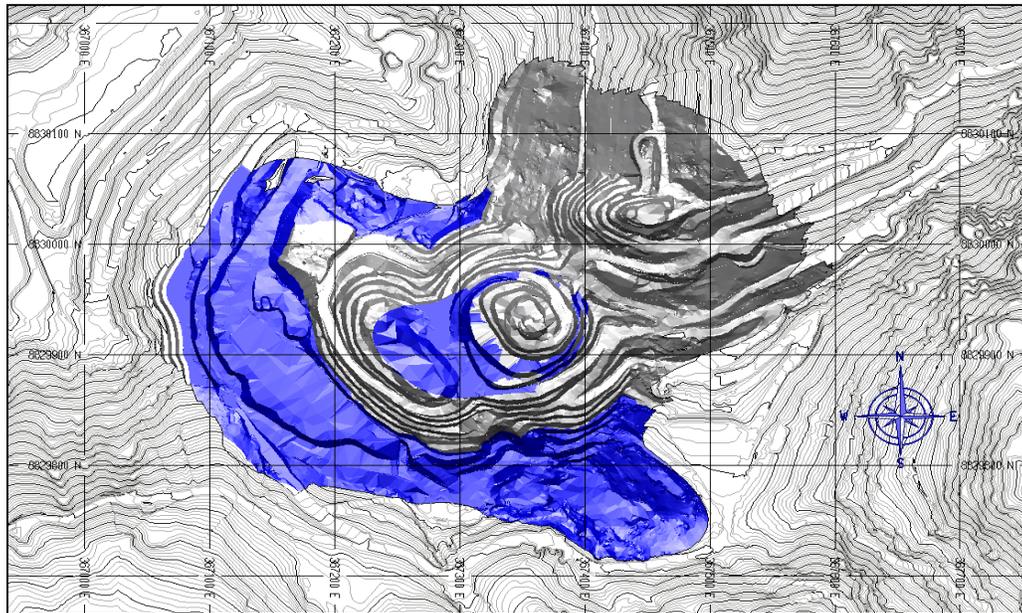


Figura 13: Programa de minado del primer semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

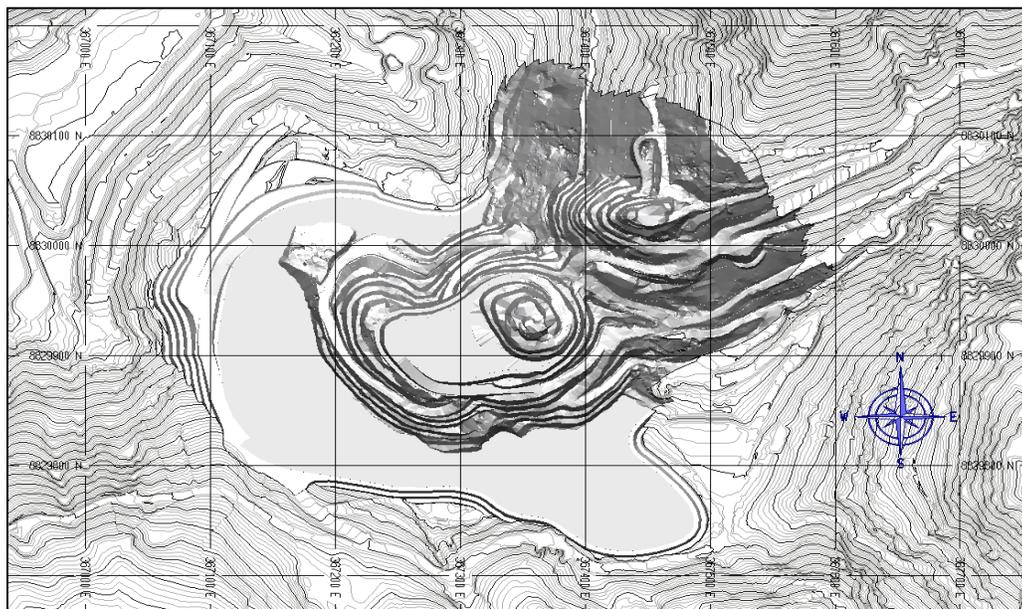


Figura 14: Ejecución de minado del primer semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

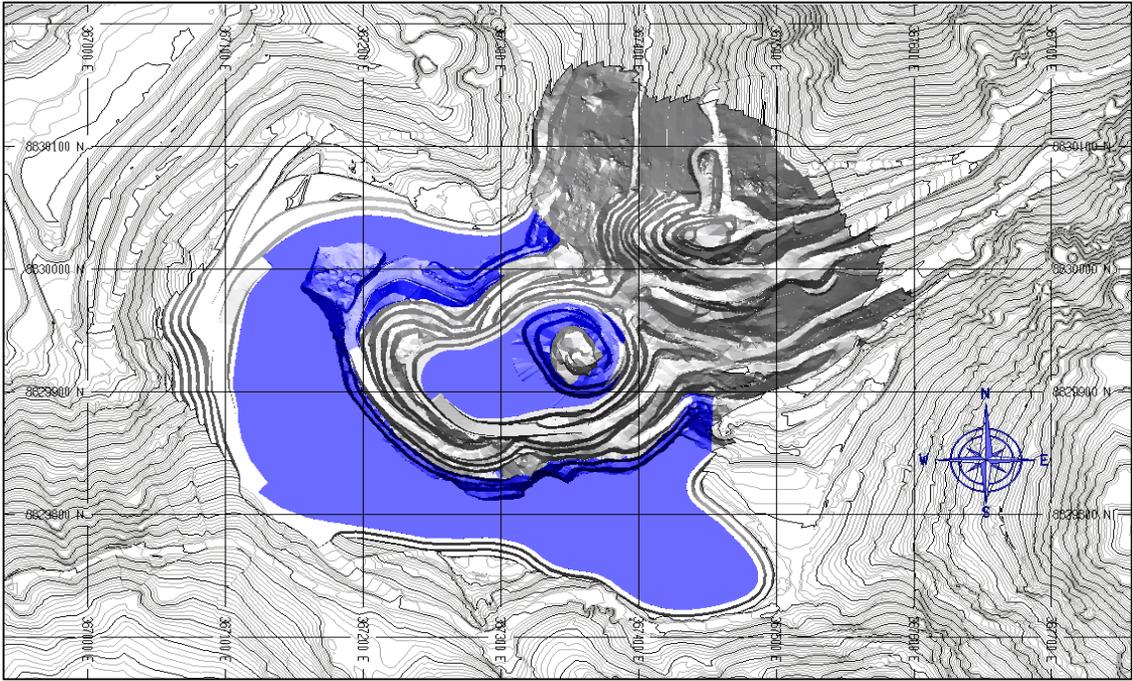


Figura 15: Programa de minado del segundo semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

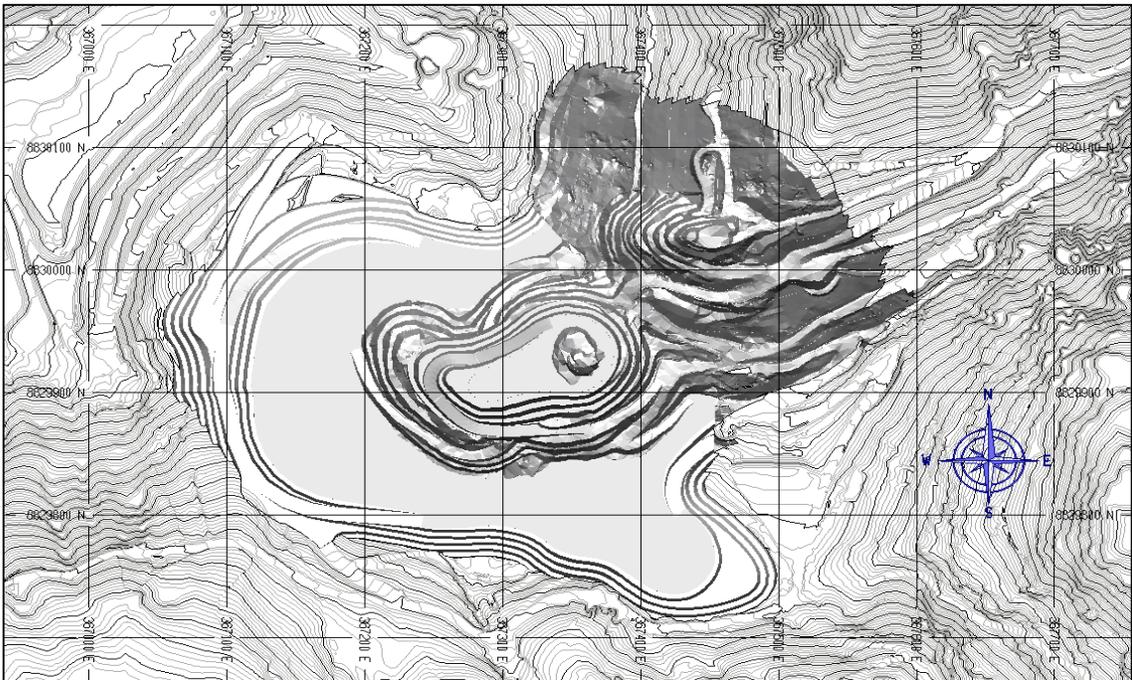


Figura 16: Ejecución de minado del segundo semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

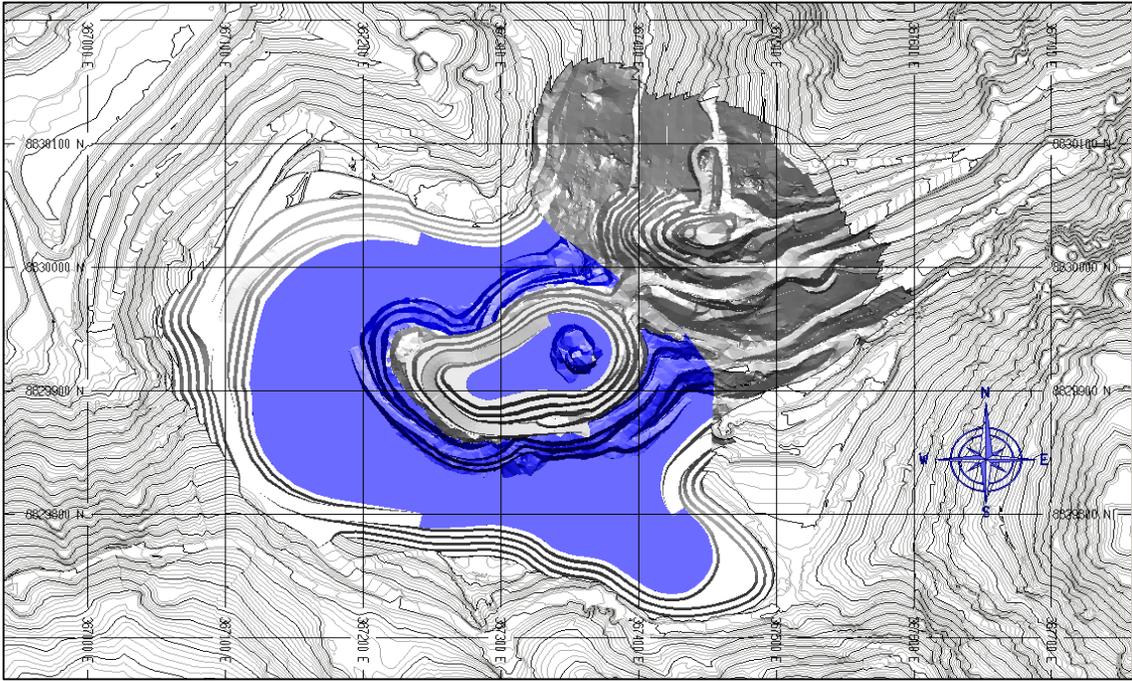


Figura 17: Programa de minado del tercer semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

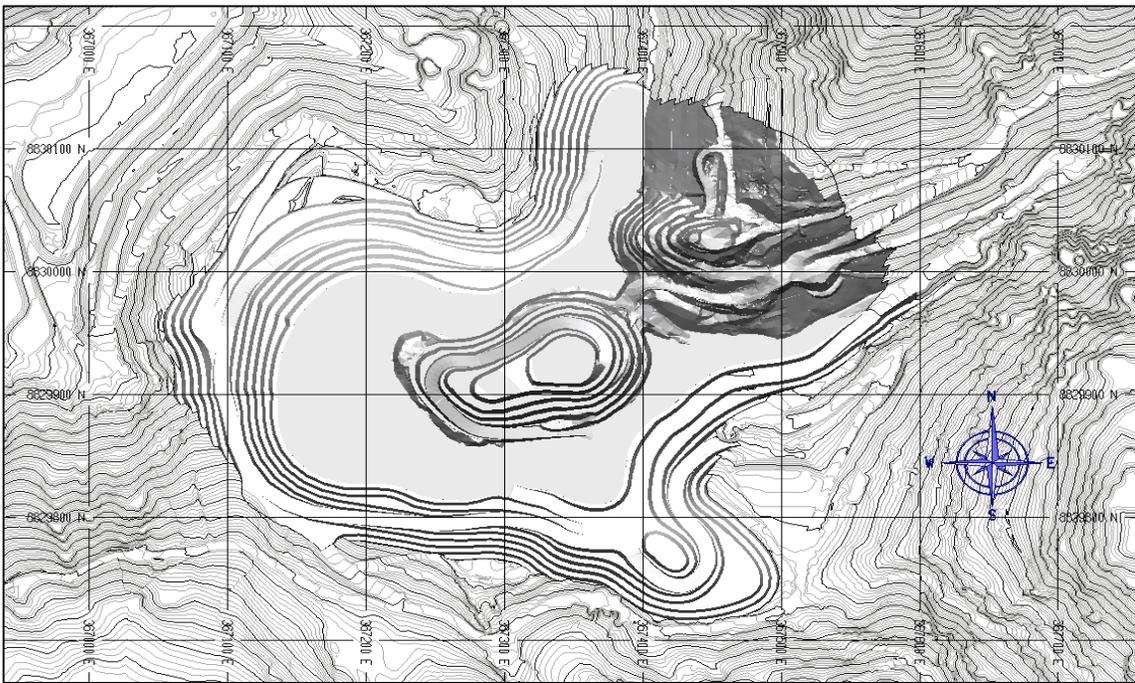


Figura 18: Ejecución de minado del tercer semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

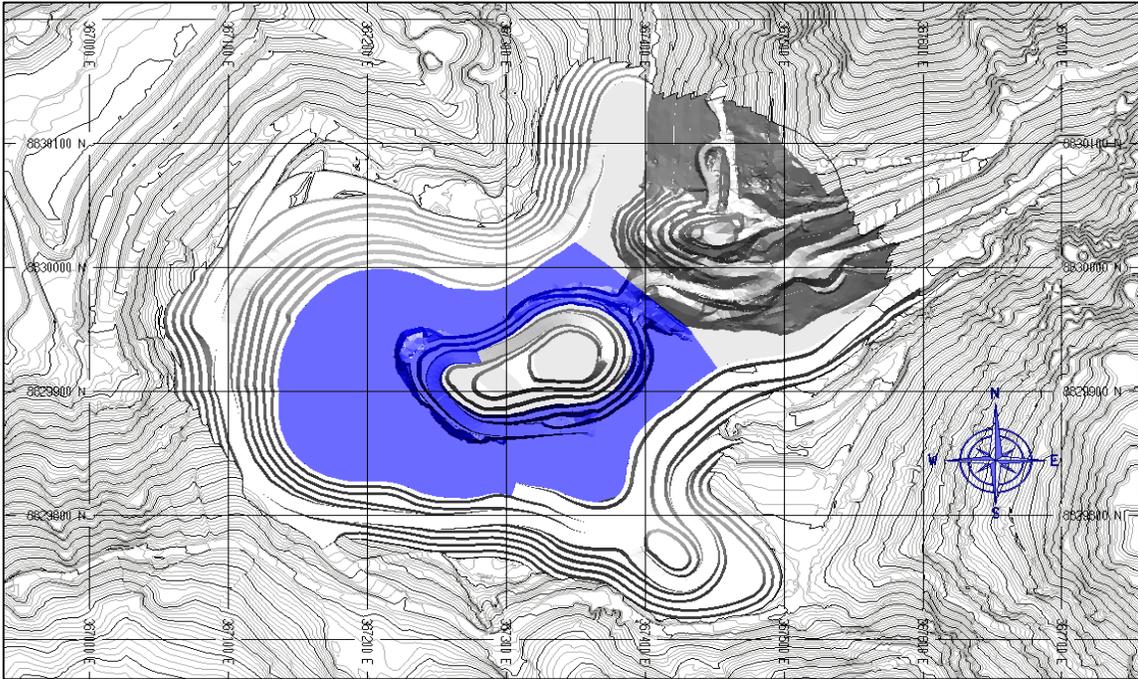


Figura 19: Programa de minado del cuarto semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

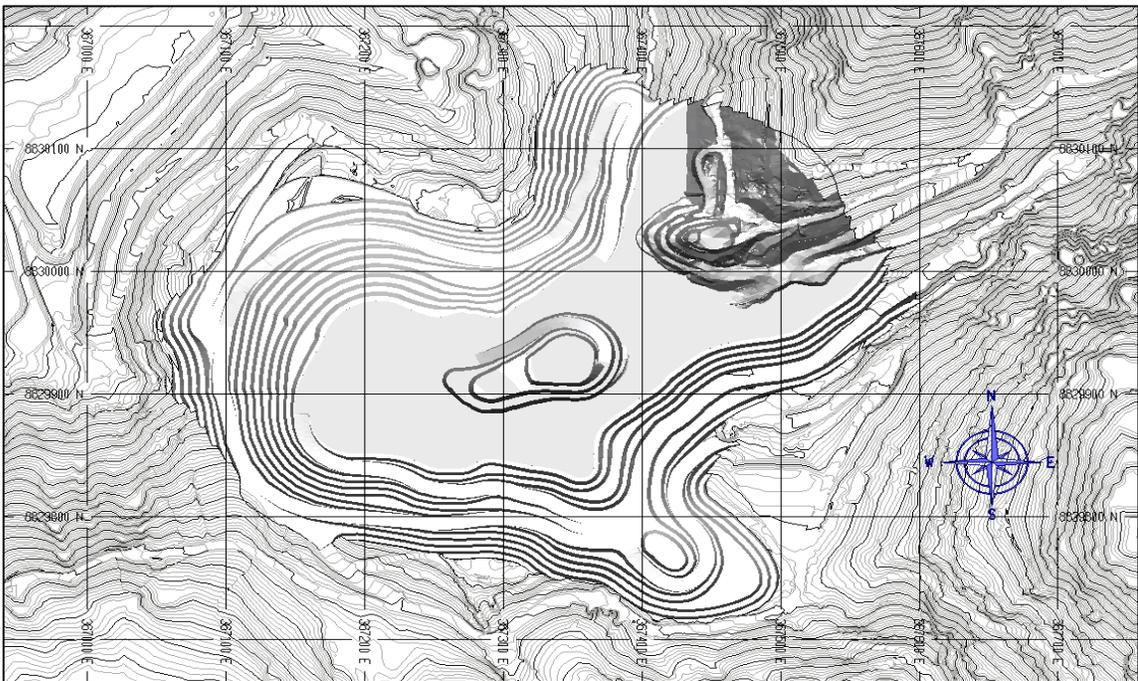


Figura 20: Ejecución de minado del cuarto semestre.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

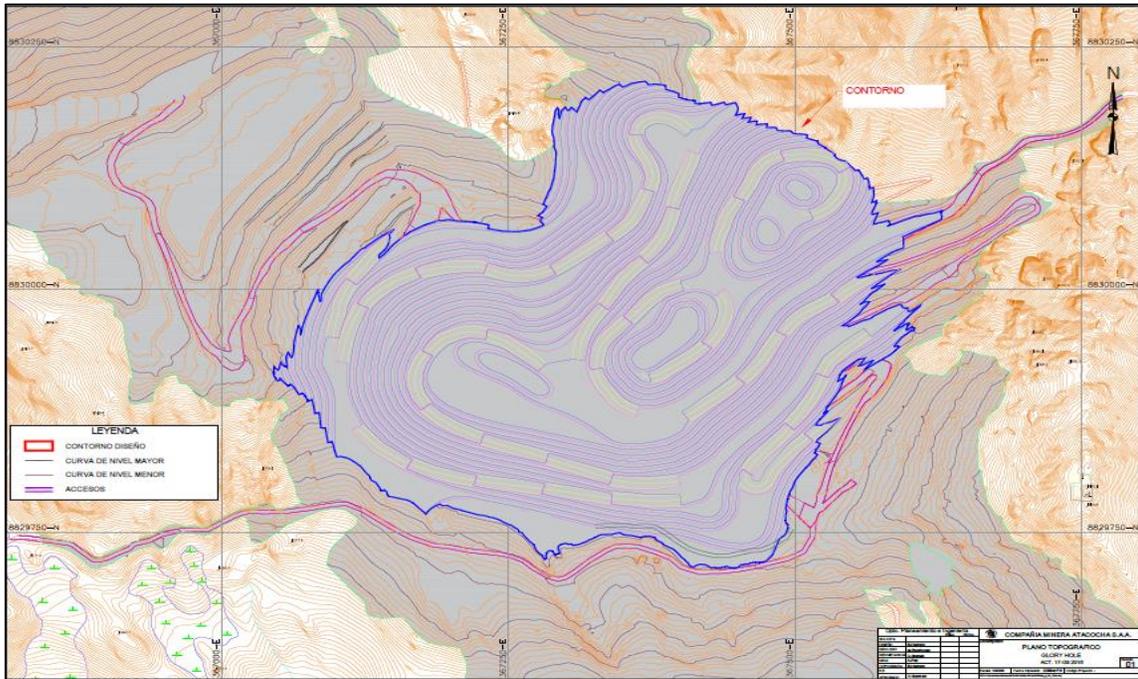


Figura 21: Diseño final del tajo San Gerardo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.4 Control del plan de minado

Para el control de plan de minado, el área de planeamiento de la Compañía Minera Atacocha considera dos importantes aspectos:

- **Largo plazo.** Comprende el cálculo de reservas y reevaluaciones del modelo geológico, según el avance de minado con datos actualizados de los taladros de voladura (*blast holes*).

Asimismo ejecuta optimizaciones de *pits* a diferentes precios y costos de minado, también el diseño de los *pits* finales económicos y botaderos. Hace planes operativos a largo plazo tanto del tajo abierto y botaderos con el análisis de sensibilidad de la rentabilidad del proyecto.

- **Corto plazo.** Abarca la elaboración de planes mensuales. Indica el volumen, tonelaje y ley proyectada para el mes. Toma en cuenta el promedio de contenido fino mensual establecido por el planeamiento a largo plazo.

Se direcciona la operación minera para el cumplimiento de los planes a largo plazo. Se coordina y evalúa con las áreas operativas y de procesos metalúrgicos, la factibilidad de los planes mensuales, semanales y diarios.

Se efectúan reportes diarios de producción. Se coordina con las áreas de Mina, Geología, Mantenimiento y Planta Concentradora para cumplir con los objetivos de producción mensual y semanal.

También se coordinan trabajos de topografía para las operaciones y levantamientos topográficos, demarcación de polígonos, proyectos y actualizaciones diarias de las zonas del tajo y botaderos según los estándares de seguridad establecidos en la Compañía Minera Atacocha.

A continuación se detalla un modelo de planeamiento a corto plazo para el tajo San Gerardo.

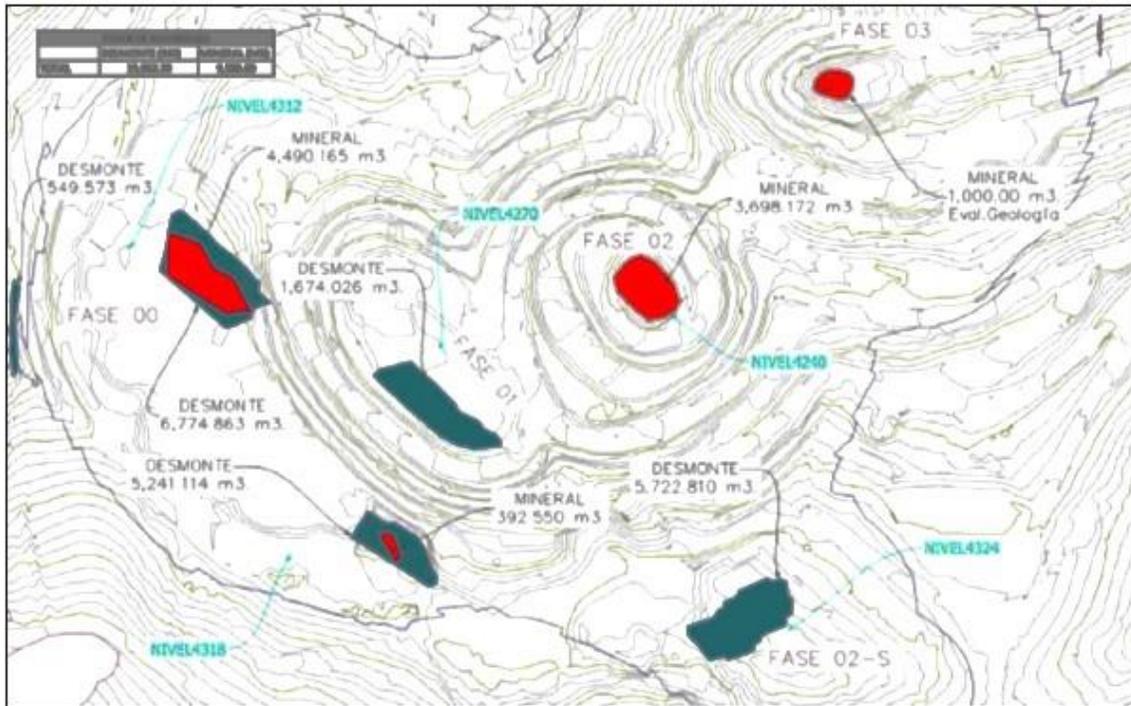


Figura 22: Plano de stock de material de la semana 15 de San Gerardo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Corto Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

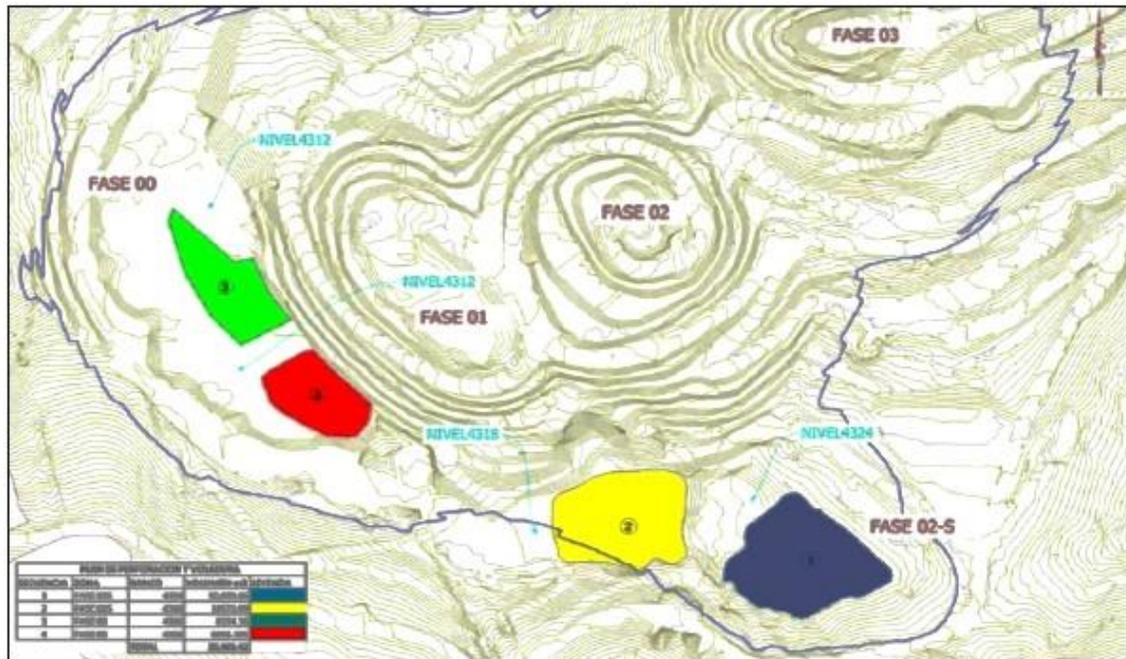


Figura 23: Plan de perforación y voladura de la semana 15 de San Gerardo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Corto Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

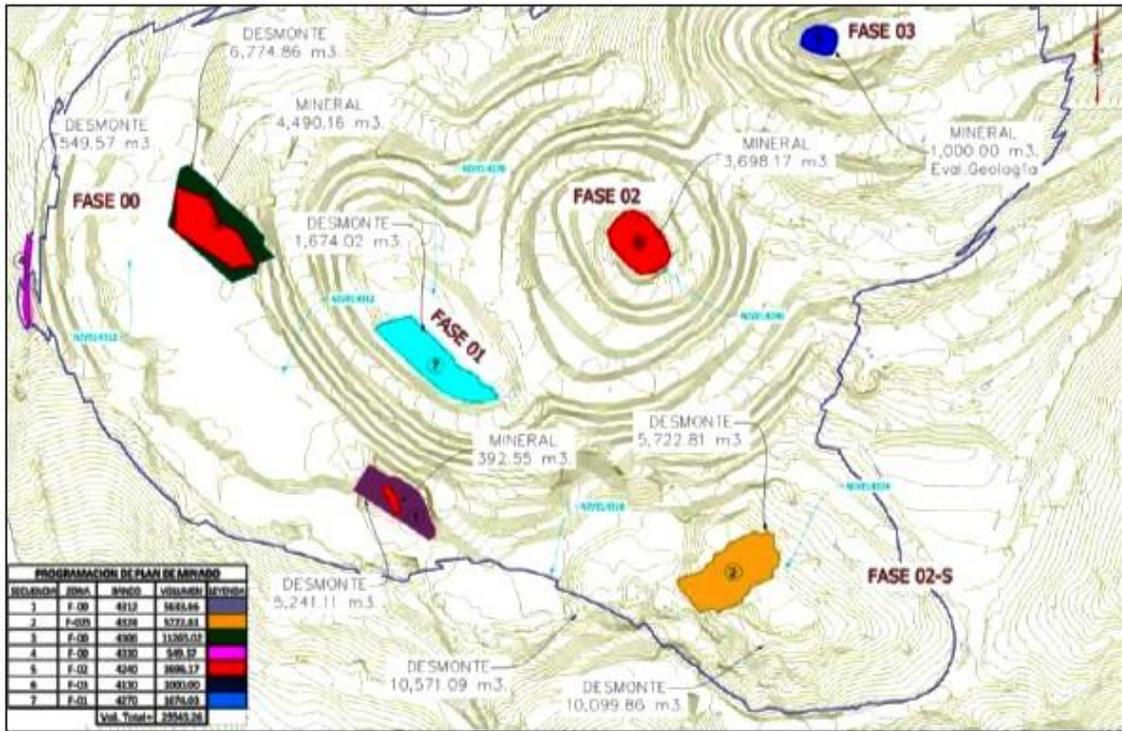


Figura 24: Plan de minado de la semana 15 del tajo San Gerardo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Corto Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.5 Botadero de desmonte

El depósito de desmonte se ubica al oeste del tajo San Gerardo. La zona donde está localizado es apropiada, pues, además de reducir los costos de acarreo, su topografía ofrece una disposición conveniente para esta instalación. El área aproximada que abarca el depósito de desmonte es de 406,900 m².

Según el plan de minado, en el botadero de desmonte se depositará el material de desmonte procedente de las labores de mina del tajo San Gerardo.

Este botadero o depósito de desmonte tendrá una capacidad final aproximada de 14'760,775 toneladas métricas, que equivalen a 5'900,000 m³.

Los taludes de apilamiento de diseño del botadero usan bancos de 8 metros de alto, taludes intermedios de 1.33H:1V y bermas con un ancho de 9,33 metros, que registran un talud en general de 2,5H:1V por cada tres bancos considerados. Durante el carguío, se puede requerir cambios y/o ajustes si el ángulo de reposo del mismo no fuera el indicado o los bancos pudieran cambiar de ancho a causa de derrumbes o deslizamientos de la cara del talud del botadero.

Tabla 13: Parámetros de diseño del botadero de desmonte

| PARÁMETROS DE DISEÑO - BOTADERO DE DESMONTE | |
|---|-----------|
| Parámetros de diseño | Unidades |
| Angulo de talud de banco | 1V:1.33H |
| Angulo de reposo final | 1V:2.5H |
| Ancho de berma | 9.33 m |
| Altura de conformación | 27 m |
| Altura de banco | 8 m |
| Volumen de deposición _ m ³ | 5,900,000 |
| Área de apilamiento _ m ² | 406,900 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

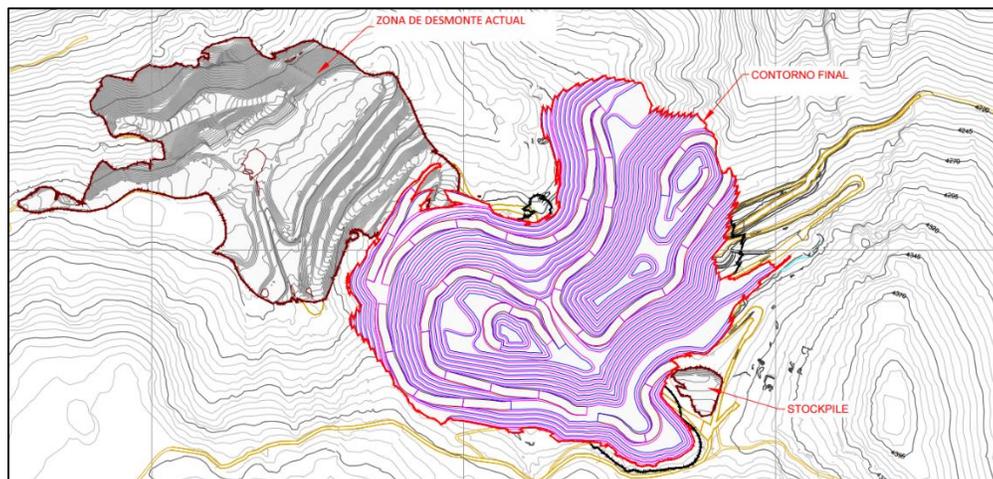


Figura 25: Botadero de desmonte y contorno final del tajo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de Largo Plazo de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.6 Plan de llenado del botadero de desmonte

Considerando la secuencia de extracción del tajo San Gerardo durante los seis semestres, se ha elaborado la secuencia de llenado de los botaderos de material de desmonte. En la tabla 14 se muestra el plan de llenado del botadero. Una vez terminada la explotación del *pit* hasta su límite final, se realizará el cierre progresivo y disminuirá la distancia de acarreo de desmonte.

Tabla 14: Plan de llenado del botadero de desmonte

| PLAN DE LLENADO DEL BOTADERO DE DESMONTE | | | |
|--|---------------|-------------------|-------------------------|
| Sector | Semestre vida | Desmonte tn | Desmonte m ³ |
| Botadero | 0 | 1,254,056 | 482,329 |
| | 1 | 2,475,939 | 952,284 |
| | 2 | 2,572,169 | 989,296 |
| | 3 | 3,029,000 | 1,165,000 |
| | 4 | 3,249,998 | 1,249,999 |
| | 5 | 2,179,613 | 838,313 |
| TOTAL | | 14,760,775 | 5,677,221 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

Para realizar una correcta ejecución del botadero de material inerte, se han implementado las obras siguientes:

4.2.6.1 Dique de retención en el pie del depósito de desmonte

El dique de retención fue diseñado al pie de la pila de material inerte para evitar que el material pueda caer por el talud del depósito. La sección del dique de retención se compone por taludes de 2H:1V y este es conformado con relleno estructural y con técnicas de compactación según las determinaciones relacionadas para este tipo de estructuras.

4.2.6.2 Camino de acceso

En la parte superior del talud del dique de retención se ha diseñado un camino de acceso, el cual se empalma en su punto de inicio con accesos existentes en el área. Se ha considerado un ancho del acceso perimetral de 8.0 metros libres (adicional al ancho de las bermas de seguridad), para proveer condiciones adecuadas de tránsito durante su construcción.

Asimismo, para incrementar la vida útil del acceso, los diseños consideran la instalación de una capa de rodadura de 200 milímetros de grosor. La capa de rodadura del acceso tiene una pequeña inclinación (cerca al 2%), y deriva el agua de escorrentía superficial fuera de la capa de rodadura del acceso hacia los taludes adyacentes.

4.2.6.3 Canal de coronación

La cuneta de coronación colecta el flujo de escorrentía superficial de las laderas aguas arriba del depósito de desmonte. Para ello, se ha considerado una cuneta de coronación de sección trapezoidal, con taludes laterales de 1H:1V, y un revestimiento con piedra y mortero (tipo emboquillado), para prevenir daños por erosión. La cuneta requerirá una inspección periódica y mantenimiento durante toda de su vida útil.

En cada punto de descarga del flujo de escorrentía superficial conducido por las cunetas de coronación se han construido estructuras para el control de erosión y sedimentos. A partir de esta estructura, el flujo seguirá los cauces naturales del terreno existente.

4.2.6.4 Sistema de subdrenaje del botadero

El sistema de subdrenaje tiene por objetivo captar los flujos de agua subterránea que se originen dentro de los límites del depósito de desmonte, y así derivar los flujos hacia una poza de monitoreo y luego a la planta de tratamiento de aguas ácidas.

El sistema está constituido por una red de tuberías perforadas de pared doble de primera clase de 200 y 100 milímetros de diámetro. Tanto los drenes principales como los drenes secundarios están confinados en una zanja trapezoidal de 600 milímetros de profundidad (mínimo) y ancho variable en función al diámetro de la tubería, que están rellenas con grava para drenaje y encapsuladas en geotextil no tejido. Los subdrenes principales son tuberías perforadas de pared doble de 300 milímetros de diámetro, y están instalados en las zonas más bajas dentro de los límites del depósito de desmonte.

4.2.6.5 Sistema de impermeabilización, revestimiento y protección

El sistema de revestimiento consiste en la colocación de una capa de suelo de baja permeabilidad de 300 milímetros (mínimo) de espesor sobre la superficie de nivelación. Luego se colocó una geomembrana de polietileno de baja densidad lineal (LLDPE) de 1,5 milímetros de espesor, texturada por un solo lado (SST), que se cubrió con una capa de sobrerrevestimiento (material granular) de 0,50 metros de espesor.

4.2.6.6 Sistema de colección de aguas ácidas

La red de tuberías ha sido diseñada para reducir la carga hidráulica de los flujos de infiltración en el sistema de revestimiento del botadero de desmonte y para acelerar la colección y evacuación de las aguas ácidas.

Las aguas ácidas son captadas mediante tuberías laterales perforadas de HDPE de pared doble, de 100 milímetros de diámetro, las cuales conducen las aguas ácidas hacia las tuberías principales perforadas de HDPE de pared doble de 200 milímetros de diámetro.

Las tuberías principales y laterales están colocadas directamente sobre la geomembrana de LLDPE SST de 1,5 milímetros y tienen una pendiente mínima de 2%.

Los resultados de las pruebas de permeabilidad en el material de sobrerrevestimiento indican que no existe la necesidad de cubrir las tuberías principales con grava de drenaje. Por ello, se están colocando las tuberías sobre la geomembrana, la cual está apoyada sobre una capa de 0,30 metros (mínimo) de revestimiento de suelo de baja permeabilidad.

4.2.6.7 Apilamiento del material

El arreglo de botadero fue definido en función de los criterios de diseño por la Compañía Minera Atacocha y las condiciones topográficas del lugar.

El apilamiento del material se ha realizado manteniendo un retiro promedio de 5,0 metros con respecto a la berma perimetral interior del botadero. La disposición de la pila ha sido diseñada considerando los siguientes criterios: todas las banquetas deben apilarse considerando un talud de reposo de

1,33H:1V. Asimismo, se ha considerado un ancho de 9,33 metros en las banquetas.

El talud global de las banquetas será de 2,5H:1V. Sin embargo, el talud global del botadero será de 3,25H:1V. Todas las capas poseerán 8 metros de altura con superficies planas.

4.2.7 Plan de monitoreo de estabilidad física del botadero

Se apilarán las capas con ligeras pendientes, lo que permitirá un drenaje superficial adecuado en las banquetas del depósito de desmonte. Además, se ha considerado un coeficiente sísmico de 0.17 para el análisis y diseño de estabilidad de taludes del botadero.

Los resultados obtenidos en los análisis de estabilidad realizados para el depósito de desmonte indican que la configuración de los taludes presenta apropiadas condiciones de estabilidad, teniendo factores de seguridad que son mayores que los mínimos recomendados en los criterios de diseño asumidos en este estudio, tanto para la condición estática como pseudoestática, y para los dos tipos de falla analizadas (circular y bloque).

Tabla 15: Resultados del análisis de estabilidad

| RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE ESTABILIDAD | | | |
|--|-------------------|---------------------|----------------------|
| Sección geotécnica analizada | Caso | Factor de seguridad | |
| | | Estático | Seudoestático k=0.17 |
| 1-1' | Falla Circular | 1.97 | 1.19 |
| | Falla tipo bloque | 1.94 | 1.13 |
| 2-2' | Falla Circular | 1.8 | 1.16 |
| | Falla tipo bloque | 1.78 | 1.09 |
| 3-3' | Falla Circular | 1.8 | 1.16 |
| | Falla tipo bloque | 1.76 | 1.1 |

Fuente: Departamento de Geomecánica de la Compañía Minera Atacocha.

4.2 Mina

4.2.1 Control de las operaciones

El proceso productivo de la unidad operativa está controlado a través de un plan de minado que considera tonelaje de mineral, desmonte y leyes a explotarse durante la vida del tajo San Gerardo. Para este proceso, se tiene un control en la secuencia de minado del tajo con las principales actividades mineras que se describen a continuación.

4.2.2 Operaciones de mina

Las operaciones unitarias más importantes dentro de operaciones de mina son:

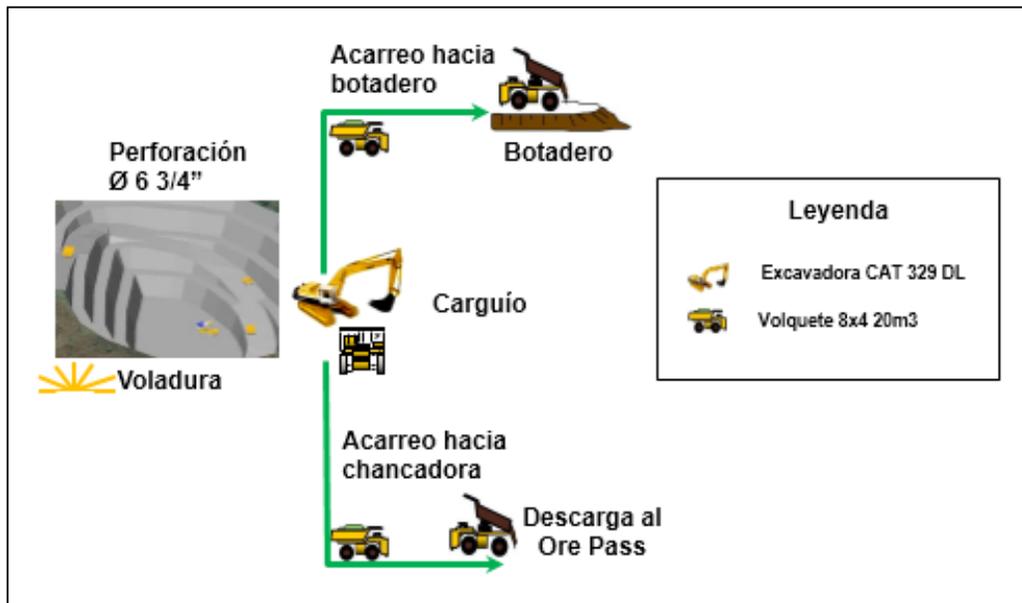


Figura 26: Diagrama de flujo de las operaciones de minado.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.2.1 Perforación

Para la perforación, se utilizan dos perforadoras: una rotativa D245S y otra de martillo de fondo L8.

Para los taladros de producción, se tiene el diámetro de perforación de 6 3/4" y 6.50 metros de longitud total de perforación. Este último incluye 0.50 metros de sobreperforación para obtener un piso uniforme. Esto se realiza con la perforadora rotativa.

Mientras que los taladros precorte se ejecutan con la perforadora de martillo de fondo, cuyo diámetro de perforación es de 4 1/2" y 6.0 metros de longitud, estos no cuentan sobreperforación.

Los diseños de las mallas de perforación dependen de la dureza de la roca y densidad del material. Estas están en función de los siguientes parámetros técnicos:

- Malla 1: 5.2 × 6.0 metros – desmonte.
- Malla 2: 4.5 × 5.2 metros – mineral.

El diseño de las mallas de perforación es un factor muy importante, pues el buen resultado de la voladura es mérito del buen diseño de la malla y su adecuada perforación.

El monitoreo de la operación se realiza día a día a través de un sistema de control de producción y *performance* de equipos (velocidad de perforación, fragmentación de rocas por voladura, velocidad de carguío, ciclos de acarreo, t/hr, t/ciclo, disponibilidad y utilización de equipos, costos unitarios en cada

operación unitaria), dirigido por un supervisor. La información obtenida nos permite calcular los rendimientos e identificar desviaciones con respecto a lo planeado y tomar acciones correctivas en el momento.

Las principales variables medidas para las perforadoras son productividad, disponibilidad mecánica, utilización, factor de uso, vida útil de accesorios de perforación (brocas y aceros de perforación). Estas variables serán medidas y revisadas en forma horaria, por guardia, semanal, por acumulado mensual y acumulado anual.

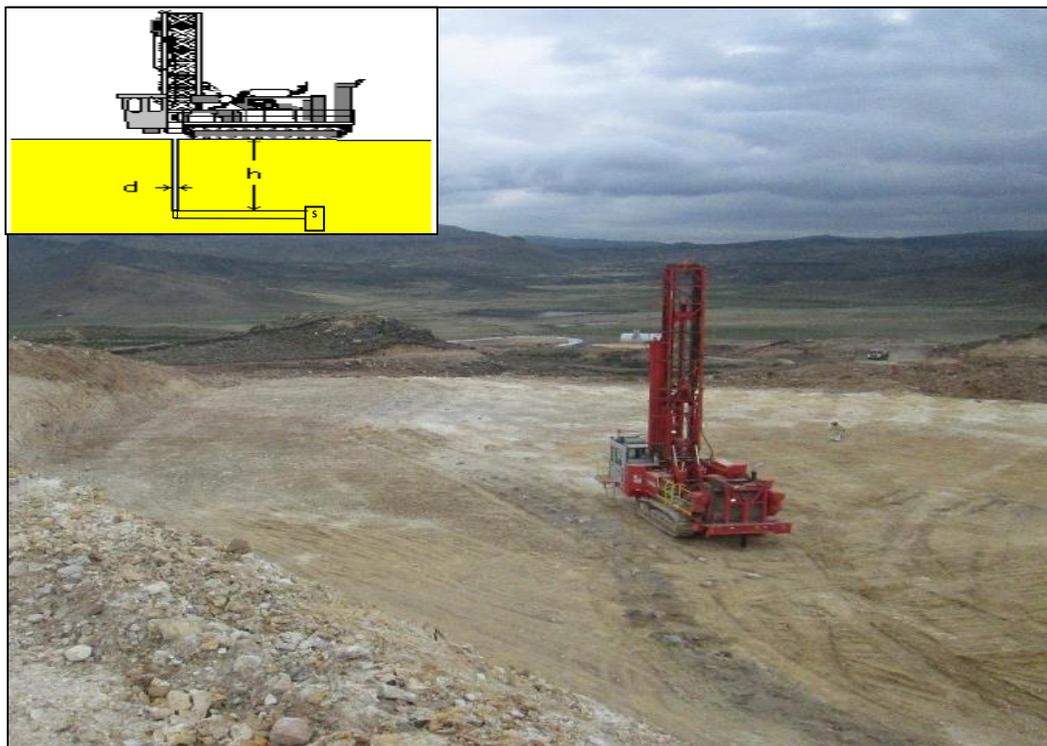


Figura 27: Perforadora D245S en el tajo San Gerardo.

Fuente: Fotografía propia.

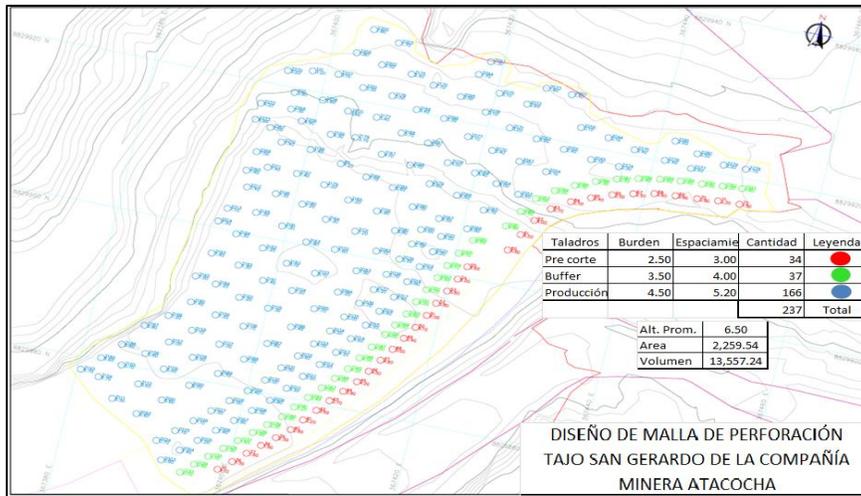


Figura 28: Diseño de malla de perforación del tajo San Gerardo.

Fuente: Planeamiento Corto Plazo de Compañía Minera Atacocha.

Para el cálculo de perforadoras, tomaremos en consideración los siguientes parámetros:

❖ Volumen total de mineral = 798,743 m³

➤ Malla para mineral:

B = 4.5

E = 5.2

H = 6.0

SD = 0.5

• Volumen por taladro = 152.10 m³

❖ Volumen total de desmonte = 5,677,221 m³

➤ Malla para desmonte

| | | |
|----|---|-----|
| B | = | 5.2 |
| E | = | 6.0 |
| H | = | 6.0 |
| SD | = | 0.5 |

- **Volumen por taladro = 202.80 m³**

- **Número de taladros total:**

Taladros mineral + Taladros desmonte

$$5,252 + 27,995$$

$$33,247$$

- **Rango de penetración de la perforadora = 43.50 mL/hr**
- **Rango de penetración de la perforadora = 58 Taladros/Gdía**
 = 116 Taladros/día
 = 3,481 Taladros/mes
- **Disponibilidad mecánica = 85 %**
- **Utilización efectiva = 85 %**

Tabla 16: Cantidad de taladros por periodo

| Periodo | Volumen | Taladros | Volumen | Taladros | Taladros totales |
|---------|---------|----------|---------|----------|------------------|
| set-15 | 283244 | 1397 | | 0 | 1397 |
| oct-15 | 319578 | 1576 | | 0 | 1576 |
| nov-15 | 320378 | 1580 | | 0 | 1580 |
| dic-15 | 330856 | 1631 | | 0 | 1631 |
| ene-16 | 294993 | 1455 | 40092 | 264 | 1718 |
| feb-16 | 408207 | 2013 | 50000 | 329 | 2342 |
| mar-16 | 445958 | 2199 | 55000 | 362 | 2561 |
| abr-16 | 445533 | 2197 | 55000 | 362 | 2559 |
| may-16 | 440664 | 2173 | 60000 | 394 | 2567 |
| jun-16 | 440585 | 2173 | 60000 | 394 | 2567 |
| jul-16 | 440540 | 2172 | 60000 | 394 | 2567 |
| ago-16 | 430000 | 2120 | 70000 | 460 | 2581 |
| set-16 | 420000 | 2071 | 80000 | 526 | 2597 |
| oct-16 | 420001 | 2071 | 85000 | 559 | 2630 |
| nov-16 | 409999 | 2022 | 90000 | 592 | 2613 |
| dic-16 | 451629 | 2227 | 90000 | 592 | 2819 |
| ene-17 | 500000 | 2465 | 90000 | 592 | 3057 |
| feb-17 | 500000 | 2465 | 90000 | 592 | 3057 |
| mar-17 | 510000 | 2515 | 90000 | 592 | 3107 |
| abr-17 | 490000 | 2416 | 90000 | 592 | 3008 |
| may-17 | 525000 | 2589 | 90000 | 592 | 3180 |
| jun-17 | 504000 | 2485 | 90000 | 592 | 3077 |
| jul-17 | 535000 | 2638 | 90000 | 592 | 3230 |
| ago-17 | 540000 | 2663 | 90000 | 592 | 3254 |
| set-17 | 545000 | 2687 | 90000 | 592 | 3279 |
| oct-17 | 540000 | 2663 | 90000 | 592 | 3254 |
| nov-17 | 545000 | 2687 | 90000 | 592 | 3279 |
| dic-17 | 545000 | 2687 | 90000 | 592 | 3279 |
| ene-18 | 546000 | 2692 | 90000 | 592 | 3284 |
| feb-18 | 545000 | 2687 | 90000 | 592 | 3279 |
| mar-18 | 545000 | 2687 | 90000 | 592 | 3279 |
| abr-18 | 543614 | 2681 | 91386 | 601 | 3281 |

Fuente: Elaboración propia.

Solo se necesita una perforadora para ambos caso, pues el rendimiento máximo es de 3481 taladros/mes y los taladros máximos a perforar es en enero de 2018 con 3284 taladros.

4.2.2.2 Voladura

El objetivo es fragmentar el macizo rocoso a través de agentes de voladura. Los taladros son cargados con aproximadamente 110.88 kilos de material explosivo por taladro. Con accesorios de voladura, se garantiza la mayor seguridad posible y la mejor fragmentación del material.

De existir presencia de agua, el anfo pesado es utilizado en una proporción de 40/60 y el factor de potencia estimado es de 0.28 kg/tn. Los taladros de producción son primados con *booster* de 1 libra y dos fulminates por seguridad. Para evitar impacto de sonido, se inicia la voladura con línea silenciosa (similar a Fanel LSEF).

En lo que respecta a este tema, se realizan y aplican los siguientes controles: calibración de camiones mezcladores, medición de densidad de nitrato, medición de dispersión de faneles y retardos.

En lo que concierne al sistema de control y reportes realizados, estos son: consumo de nitrato y emulsión diario, *stock* de material disponible en mina (diario), factor de potencia (por disparo), tiempo de demora por disparo de los principales equipos (por disparo), número de disparos a la semana, tonelaje promedio volado por taladro y totales semanal y mensual, además del control de la vibración, que es un tema muy importante en la perforación y voladura de rocas en el tajo San Gerardo.



Figura 29: Carguío de taladros con camión fábrica en el tajo San Gerardo.

Fuente: Fotografía propia.

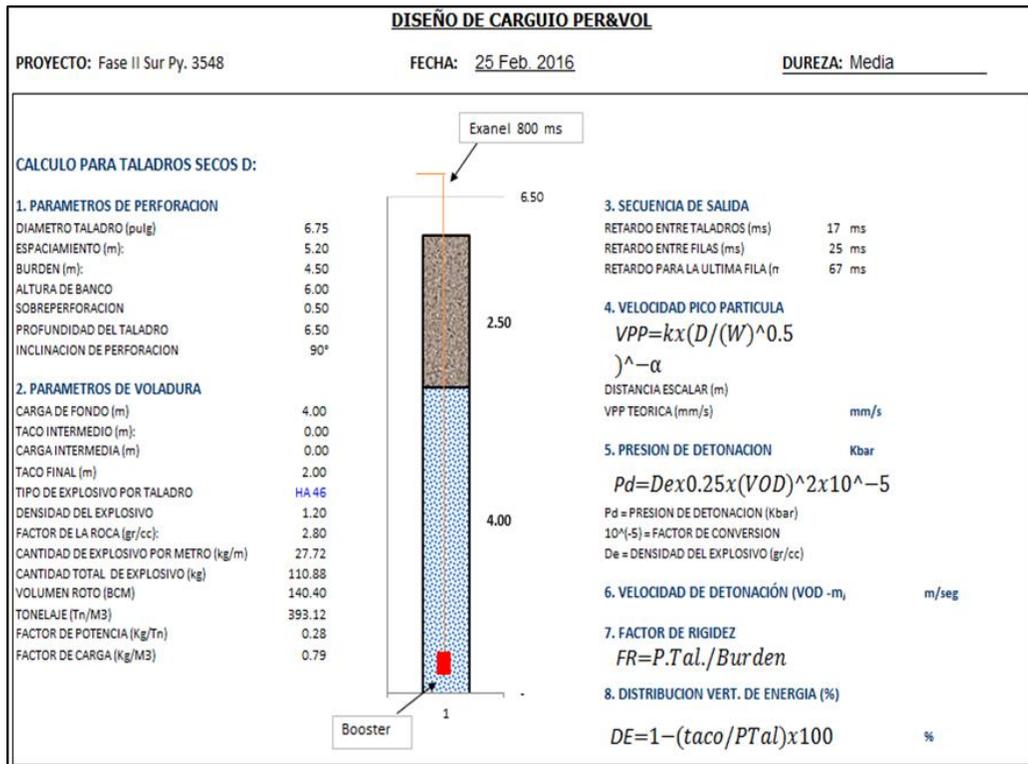


Figura 30: Diseño de carguío de taladros del tajo San Gerardo.

Fuente: Perforación y voladura de la Compañía Minera Atacocha.

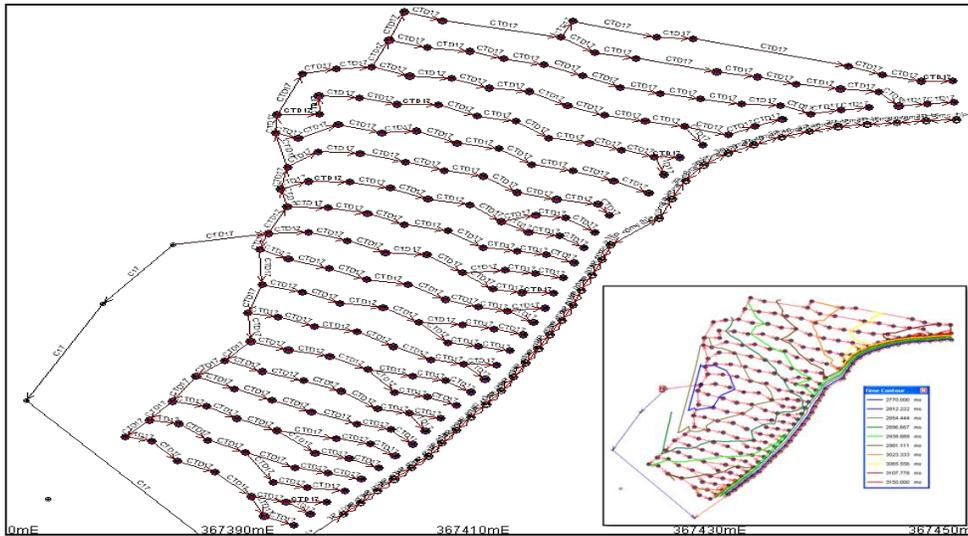


Figura 31: Diseño de amarre del proyecto a disparar en el tajo San Gerardo.

Fuente: Perforación y voladura de la Compañía Minera Atacocha.

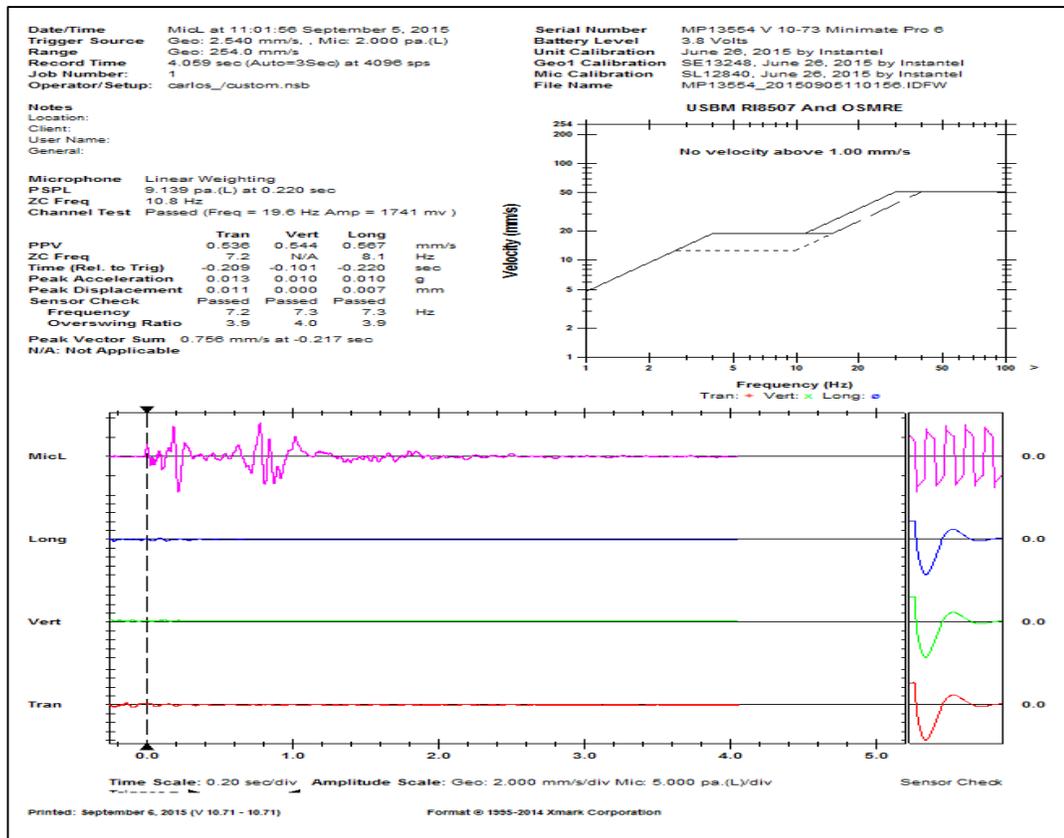


Figura 32: Resultado de la vibración en el tajo San Gerardo.

Fuente: Perforación y voladura de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.2.3 Carguío

Las operaciones de carguío se realizan mediante el uso de maquinaria pesada como: excavadoras, las cuales cargan camiones de 20 m³ de capacidad. Estos son:

- 2 excavadoras Komatsu - 3.5 m³

Para esta tesis, usaremos las excavadoras Komatsu PC 600 en los frentes de trabajo.



Figura 33: Carguío de material disparado en el tajo San Gerardo.

Fuente: Fotografía propia.

4.2.2.4 Acarreo

Para el acarreo de mineral, se utilizan camiones de 20 m³ para transportar el mineral del tajo al echadero mediante una rampa con pendiente máxima de 10% y 11 metros de ancho mínimo. Se mantienen los parámetros de diseño de las vías.

Para el acarreo se cuenta con la siguiente flota:

- “5-12 “ camiones operativos para el material
- “1 “ camión en *stand by*



Figura 34: Acarreo de material disparado en el tajo San Gerardo.

Fuente: Fotografía propia.

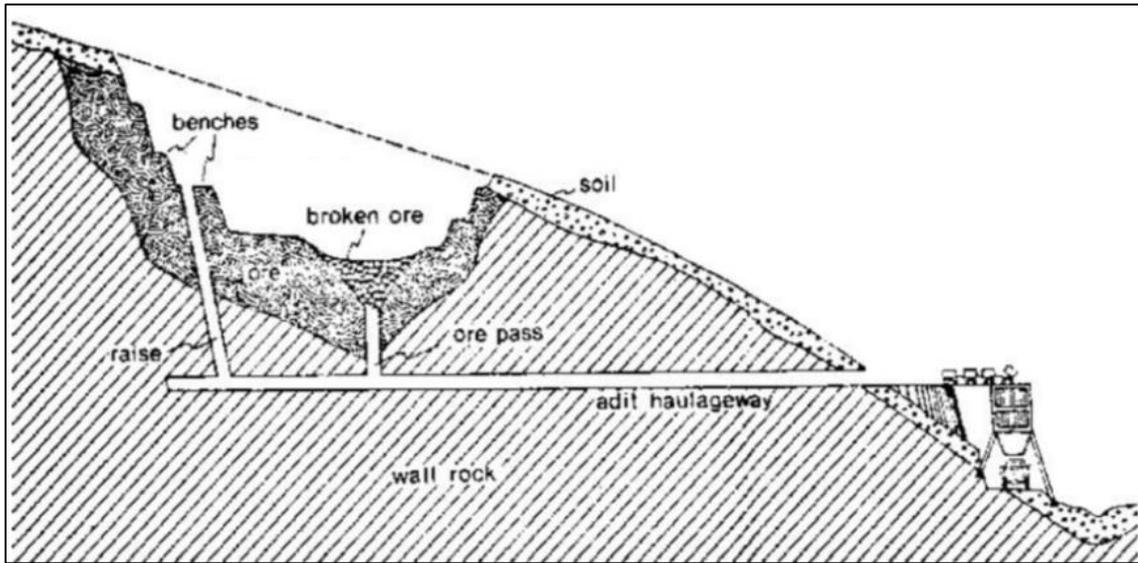
Tabla 17: Transporte de material al *ore pass* y/o desmontera

| TRANSPORTE DE MINERAL A ORE PASS | | |
|--|----------------|----------|
| Ítem | Unidades | Cantidad |
| Velocidad ida (cargado) | km/h | 12 |
| Velocidad vuelta (vacío) | km/h | 15 |
| Distancia (ida y vuelta) | km | 2.2 |
| Tiempo de carga | min | 2.5 |
| Tiempo de descarga | min | 1.0 |
| Tiempo de cuadrado, acomodo, espera y pérdidas | min | 1.5 |
| Volumen de transporte (promedio) | m ³ | 20 |
| BCM transportado (promedio) | Bcm | 16 |
| Tonelaje (promedio) | tn | 37.79 |
| Resumen | | |
| Ciclo (promedio) | min | 20.4 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.2.5 Transporte del mineral a la planta concentradora

Para el transporte del mineral hacia la planta concentradora, se utiliza una infraestructura subterránea, mediante la cual el *open pit* es conectado a un *ore pass* por donde el mineral roto cae al nivel inferior 3600 mediante la gravedad y seguidamente se transporta a la planta concentradora. Este método es de reducido impacto al medio ambiente.



* Vista en sección.

Figura 35: Transporte de mineral a planta concentradora. Sección.

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

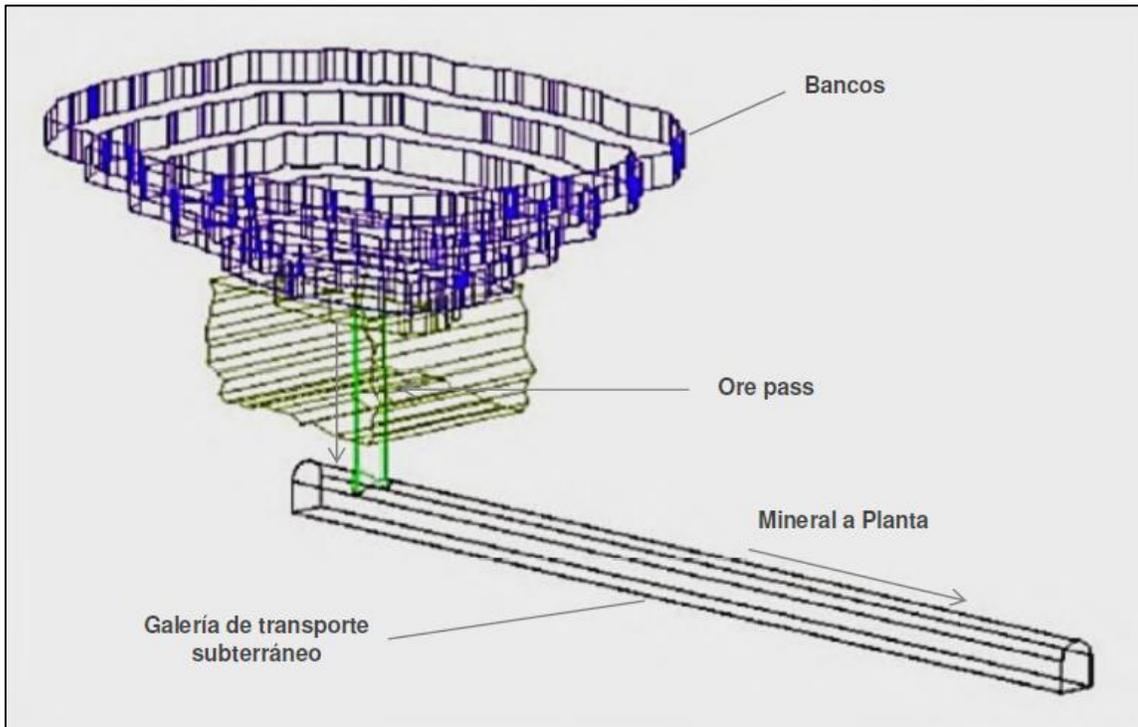


Figura 36: Transporte de mineral a la planta concentradora.

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

4.2.2.6 Servicios auxiliares

Las vías principales de accesos hacia el tajo abierto, botadero de desmonte, están acondicionadas y mantenidas mediante el uso de dos motoniveladoras y un camión cisterna para el regado con agua. Esto permite tener las vías en buen estado y evitar el polvo originado por el paso de vehículos y maquinarias.

Estos equipos están encargados básicamente del apoyo en las áreas de carguío, nivelación de pisos, acumulación de material para alimentar a los equipos de carguío, limpieza de frentes, en las zonas de acceso. También en la limpieza de vías, construcción de bermas, construcción de accesos, regado de vías y en las zonas de descarga, empuje de material y nivelación de pisos. Para ello, se cuenta con tractores de oruga, motoniveladoras y cisternas de agua. Los equipos a usar son:

- 1 tractor oruga CAT modelo D8R
- 1 tractor oruga CAT modelo D6R
- 1 motoniveladora CAT 140H
- 5 luminarias
- 2 cisternas de agua para regar vías (5,000 gal.)
- 1 cisterna de combustible (3,000 gal.)

4.2.2.7 Mantenimiento mecánico

Se cuenta con un taller de mantenimiento equipado para realizar de manera oportuna las reparaciones de los equipos, como el mantenimiento preventivo de los equipos de la operación. Para ello también se tienen equipos para la lubricación, movilización de repuestos, armado de componentes, etcétera.

4.2.2.8 Supervisión mina

Para la movilización del personal de supervisión, se utilizan camionetas Toyota Hilux Tracción 4 × 4, los cuales están asignadas una a cada área (gerencia general, superintendencia mina, mantenimiento, ingeniería, perforación y voladura, operaciones, geología mina y topografía).

4.2.2.9 Desbroce

La limpieza y el desbroce incluyen la remoción de suelos orgánicos superficiales, vegetación, raíces, etcétera. El transporte y apilado de este material se realiza en los botaderos de Top Soil. El área utilizada por las diferentes instalaciones suma aproximadamente 100 hectáreas. Las más importantes son las áreas que ocupan el tajo y botadero de desmonte.

4.2.2.10 Costos mina

Los costos considerados para el minado del tajo San Gerardo son:

Tabla 18: Costo de minado de mineral del tajo San Gerardo

| MINERAL | | |
|-----------------------|---------------|--------------|
| PARTIDAS | P.U. US\$/BCM | P.U. US\$/tn |
| Perforación | 0.346 | 0.123 |
| Voladura | 0.055 | 0.020 |
| Carguío | 0.240 | 0.086 |
| Acarreo menor a 1 km | 0.611 | 0.218 |
| Acarreo mayor a 1 km | 0.332 | 0.119 |
| Servicios | 0.438 | 0.156 |
| SUBTOTAL | 2.022 | 0.722 |
| GG y utilidades (24%) | 2.507 | 0.895 |
| TOTAL | 4.529 | 1.618 |

Fuente: Departamento de Mina de la Compañía Minera Atacocha.

Tabla 19: Costo de minado de desmonte del tajo San Gerardo

| DESMONTE | | |
|-----------------------|------------------|-----------------|
| PARTIDAS | P.U. US\$/BCM | P.U. US\$/tn |
| Perforación | 0.346 | 0.133 |
| Voladura | 0.055 | 0.021 |
| Carguío | 0.240 | 0.092 |
| Acarreo menor a 1 km | 0.611 | 0.235 |
| Acarreo mayor a 1 km | 0.664 | 0.255 |
| Servicios | 0.438 | 0.168 |
| SUBTOTAL | 2.354 | 0.905 |
| GG y utilidades (24%) | 2.919 | 1.123 |
| TOTAL | 5.273 | 2.028 |

Fuente: Departamento de Mina de la Compañía Minera Atacocha.

4.3 Planta concentradora

Con capacidad de 5000 tn/día, la planta concentradora de la Compañía Minera Atacocha utiliza el sistema de concentración por flotación diferencial, que es el proceso mediante el cual dos o más especies valiosas son recuperadas en concentrados separados.

En el caso de mineral de plomo-zinc, el plomo se flota en un concentrado de plomo inhibiendo la flotación de zinc. Después de que la flotación del plomo ha terminado, el zinc es activado y recuperado en un concentrado separado.

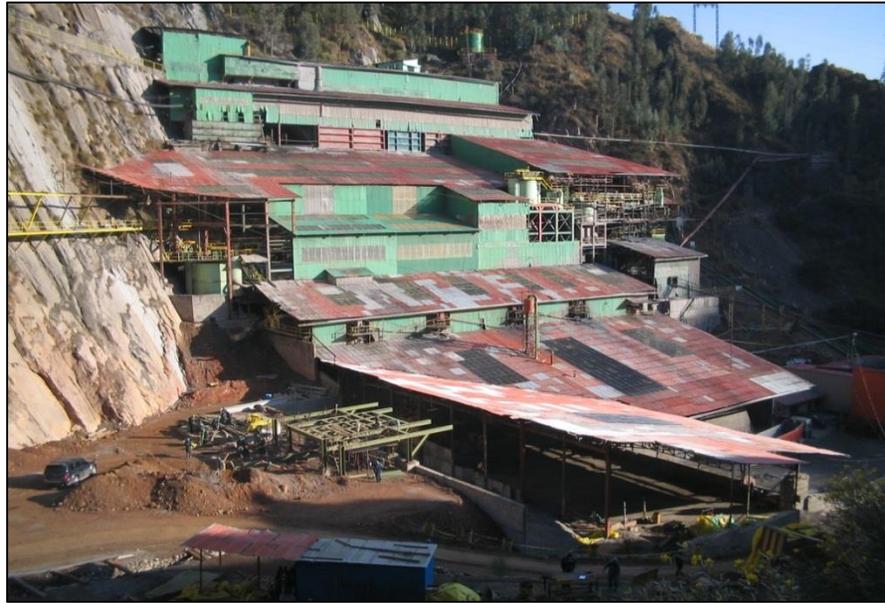


Figura 37: Planta de tratamiento del tajo San Gerardo.

Fuente: Fotografía propia.

4.4 Selección de equipos de carguío y acarreo

Una vez ejecutado el planeamiento de minado con el programa de producción y desbroce por semestres, se calcula la flota de camiones que serán cargados por cada excavadora Komatsu PC 600.

Es necesario recalcar que el presente estudio es el cálculo del inicio al final de toda la vida del tajo San Gerardo. Por ello, se calculará el número óptimo de la flota de camiones que laborarán según el planeamiento, que se visualiza más adelante.

Para el cálculo del número óptimo de la flota de camiones, se conservarán factores técnicos, como el tipo de material a ser transportado, gradiente de la rampa, factor de esponjamiento. Esto debido a que para el cálculo de velocidades para camiones tipo volquetes se usan velocidades promedios, siendo diferente

el caso para camiones fuera de carretera que incluye más ítems, como cálculo de radio de curvatura, resistencia a la rodadura y altitud.

La variable principal que variará a causa de la mayor distancia debido a la profundización es el tiempo de transporte y retorno hacia y desde el botadero y *ore pass*, donde el material será llevado hacia la planta concentradora, conservando los otros tiempos del ciclo de operación parecidos a las condiciones actuales.

Para la vida de la mina, se ha desarrollado el siguiente programa de producción:

4.4.1 Programa de producción

Tabla 20: Programa de producción

| PROGRAMA DE PRODUCCIÓN | | | | | | | | | |
|------------------------|--------|--------|----------|----------|---------------|----------|-----------|---------|-----------------|
| AÑO | MES | ORE | LEY Zn % | LEY Pb % | LEY Ag Onz/tn | LEY Cu % | NSR \$/tn | WASTE | STRIPPING RATIO |
| 2015 | set-15 | - | - | - | - | - | - | 283,244 | - |
| | oct-15 | - | - | - | - | - | - | 319,578 | - |
| | nov-15 | - | - | - | - | - | - | 320,378 | - |
| | dic-15 | - | - | - | - | - | - | 330,856 | - |
| 2016 | ene-16 | 40,092 | 0.75 | 0.90 | 1.07 | 0.04 | 27.75 | 294,993 | 7.36 |
| | feb-16 | 50,000 | 1.13 | 1.11 | 1.26 | 0.03 | 35.68 | 408,207 | 8.16 |
| | mar-16 | 55,000 | 1.21 | 1.25 | 1.46 | 0.05 | 39.94 | 445,958 | 8.11 |
| | abr-16 | 55,000 | 1.26 | 1.24 | 1.41 | 0.05 | 39.89 | 445,533 | 8.10 |
| | may-16 | 60,000 | 1.26 | 1.16 | 1.32 | 0.05 | 38.15 | 440,664 | 7.34 |
| | jun-16 | 60,000 | 1.24 | 1.22 | 1.99 | 0.05 | 44.97 | 440,585 | 7.34 |
| | jul-16 | 60,000 | 1.11 | 1.20 | 1.19 | 0.05 | 35.86 | 440,540 | 7.34 |
| | ago-16 | 70,000 | 1.20 | 1.24 | 1.43 | 0.05 | 39.44 | 430,000 | 6.14 |
| | set-16 | 80,000 | 1.22 | 1.23 | 1.33 | 0.05 | 38.62 | 420,000 | 5.25 |
| | oct-16 | 85,000 | 1.23 | 1.21 | 1.35 | 0.06 | 38.68 | 420,001 | 4.94 |
| | nov-16 | 90,000 | 1.25 | 1.26 | 1.41 | 0.06 | 40.05 | 409,999 | 4.56 |
| | dic-16 | 90,000 | 1.26 | 1.22 | 1.56 | 0.05 | 41.04 | 451,629 | 5.02 |
| 2017 | ene-17 | 90,000 | 1.05 | 1.12 | 1.57 | 0.05 | 37.99 | 500,000 | 5.56 |
| | feb-17 | 90,000 | 1.15 | 1.14 | 1.35 | 0.06 | 37.10 | 500,000 | 5.56 |
| | mar-17 | 90,000 | 1.35 | 1.31 | 1.52 | 0.06 | 42.58 | 510,000 | 5.67 |
| | abr-17 | 90,000 | 1.35 | 1.36 | 1.63 | 0.05 | 44.24 | 490,000 | 5.44 |
| | may-17 | 90,000 | 1.18 | 1.22 | 1.80 | 0.05 | 42.55 | 525,000 | 5.83 |
| | jun-17 | 90,000 | 1.23 | 1.26 | 1.70 | 0.05 | 42.60 | 504,000 | 5.60 |
| | jul-17 | 90,000 | 1.29 | 1.25 | 1.41 | 0.05 | 40.29 | 535,000 | 5.94 |
| | ago-17 | 90,000 | 1.25 | 1.24 | 1.55 | 0.05 | 41.12 | 540,000 | 6.00 |
| | set-17 | 90,000 | 1.22 | 1.20 | 1.48 | 0.05 | 39.68 | 545,000 | 6.06 |
| | oct-17 | 90,000 | 1.27 | 1.22 | 1.68 | 0.05 | 42.34 | 540,000 | 6.00 |
| | nov-17 | 90,000 | 1.22 | 1.24 | 1.71 | 0.04 | 42.35 | 545,000 | 6.06 |
| dic-17 | 90,000 | 1.13 | 1.25 | 1.66 | 0.04 | 41.09 | 545,000 | 6.06 | |
| 2018 | ene-18 | 90,000 | 1.15 | 1.24 | 1.58 | 0.04 | 40.43 | 546,000 | 6.07 |
| | feb-18 | 90,000 | 1.24 | 1.25 | 1.65 | 0.04 | 42.05 | 545,000 | 6.06 |
| | mar-18 | 90,000 | 1.21 | 1.23 | 1.76 | 0.06 | 42.59 | 545,000 | 6.06 |
| | abr-18 | 91,386 | 1.23 | 1.25 | 1.65 | 0.06 | 41.99 | 543,614 | 5.95 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

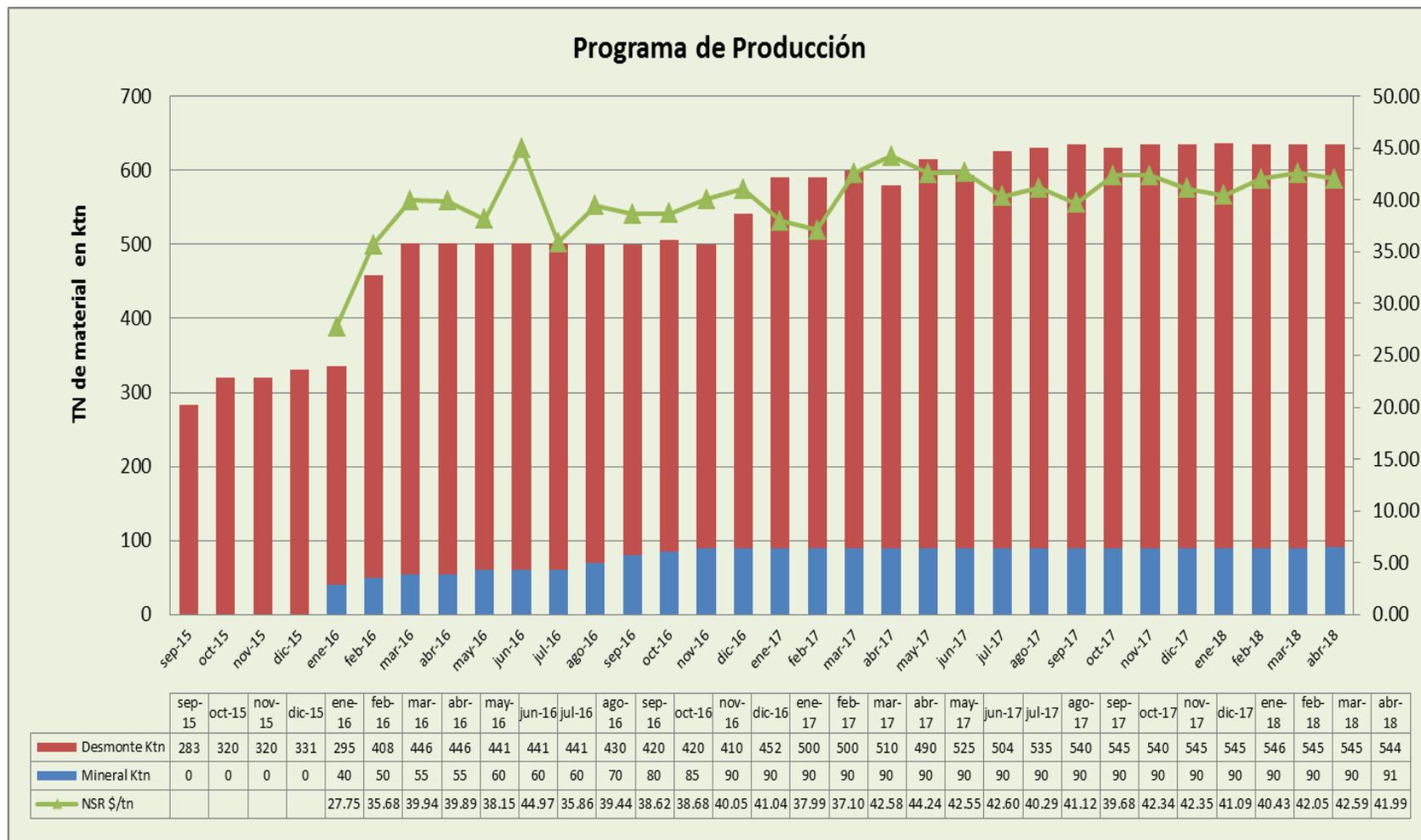


Figura 38: Programa de producción del tajo San Gerardo.

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha.

4.4.1.1 Cálculo del número de la flota de camiones requeridos para la producción y acarreo de desmonte

Con el programa de preminado y producción, en el tiempo de vida del tajo San Gerardo se tiene propuesto producir 2'236'481 toneladas de mineral y 14'760'775 toneladas de desmonte, lo cual hace un total de 16'997'256 toneladas de materia. Para ello, se tiene una producción requerida de material según el cuadro siguiente:

Tabla 21: Programa de producción

| AÑO | MES | ORE | WASTE | MATERIAL | ORE Tn/día | WASTE Tn/día | MATERIAL Tn/día |
|-------------|--------|--------|---------|----------|---------------|-----------------|--------------------|
| 2015 | set-15 | - | 283,244 | 283,244 | - | 9,441 | 9,441 |
| | oct-15 | - | 319,578 | 319,578 | - | 10,653 | 10,653 |
| | nov-15 | - | 320,378 | 320,378 | - | 10,679 | 10,679 |
| | dic-15 | - | 330,856 | 330,856 | - | 11,029 | 11,029 |
| 2016 | ene-16 | 40,092 | 294,993 | 335,085 | 1,336 | 9,833 | 11,169 |
| | feb-16 | 50,000 | 408,207 | 458,207 | 1,667 | 13,607 | 15,274 |
| | mar-16 | 55,000 | 445,958 | 500,958 | 1,833 | 14,865 | 16,699 |
| | abr-16 | 55,000 | 445,533 | 500,533 | 1,833 | 14,851 | 16,684 |
| | may-16 | 60,000 | 440,664 | 500,663 | 2,000 | 14,689 | 16,689 |
| | jun-16 | 60,000 | 440,585 | 500,584 | 2,000 | 14,686 | 16,686 |
| | jul-16 | 60,000 | 440,540 | 500,540 | 2,000 | 14,685 | 16,685 |
| | ago-16 | 70,000 | 430,000 | 500,000 | 2,333 | 14,333 | 16,667 |
| | set-16 | 80,000 | 420,000 | 500,000 | 2,667 | 14,000 | 16,667 |
| | oct-16 | 85,000 | 420,001 | 505,000 | 2,833 | 14,000 | 16,833 |
| | nov-16 | 90,000 | 409,999 | 500,000 | 3,000 | 13,667 | 16,667 |
| | dic-16 | 90,000 | 451,629 | 541,629 | 3,000 | 15,054 | 18,054 |

| | | | | | | | |
|-------------|--------|---------|---------|---------|--------|--------|--------|
| 2017 | ene-17 | 90,000 | 500,000 | 590,000 | 3,000 | 16,667 | 19,667 |
| | feb-17 | 90,000 | 500,000 | 590,000 | 3,000 | 16,667 | 19,667 |
| | mar-17 | 90,000 | 510,000 | 600,000 | 3,000 | 17,000 | 20,000 |
| | abr-17 | 90,000 | 490,000 | 580,000 | 3,000 | 16,333 | 19,333 |
| | may-17 | 90,000 | 525,000 | 615,000 | 3,000 | 17,500 | 20,500 |
| | jun-17 | 90,000 | 504,000 | 594,000 | 3,000 | 16,800 | 19,800 |
| | jul-17 | 90,000 | 535,000 | 625,000 | 3,000 | 17,833 | 20,833 |
| | ago-17 | 90,000 | 540,000 | 630,000 | 3,000 | 18,000 | 21,000 |
| | set-17 | 90,000 | 545,000 | 635,000 | 3,000 | 18,167 | 21,167 |
| | oct-17 | 90,000 | 540,000 | 630,000 | 3,000 | 18,000 | 21,000 |
| | nov-17 | 90,000 | 545,000 | 635,000 | 3,000 | 18,167 | 21,167 |
| dic-17 | 90,000 | 545,000 | 635,000 | 3,000 | 18,167 | 21,167 | |
| 2018 | ene-18 | 90,000 | 546,000 | 636,000 | 3,000 | 18,200 | 21,200 |
| | feb-18 | 90,000 | 545,000 | 635,000 | 3,000 | 18,167 | 21,167 |
| | mar-18 | 90,000 | 545,000 | 635,000 | 3,000 | 18,167 | 21,167 |
| | abr-18 | 91,386 | 543,614 | 635,000 | 3,046 | 18,120 | 21,167 |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Atacocha

Se trabaja con dos guardias por día, de 12 horas cada una y con una disponibilidad mecánica del 85% y utilización de los equipos del 85%, con lo cual se tendrían 17.34 horas operativas por día.

Para calcular la disponibilidad mecánica y utilización de los camiones y las excavadoras, se tomaron estándares operacionales de mineras similares en el método de minado de los tajos abiertos del grupo Buenaventura en sus unidades: La Zanja, Tantahuatay y Breapampa, como se muestra en el cuadro siguiente:

Tabla 22: Disponibilidad mecánica y utilización de equipos

| | EQUIPO | Disponibilidad mecánica | Utilización |
|---|---|-------------------------|-------------|
| Minera La Zanja S. R. L. Tda | Excavadora Komatsu PC 600LC8 | 85% | 85% |
| | Camión volquete Tolva RMB – 8 × 4 - 20 m ³ | 85% | 85% |
| | Camión volquete Tolva ACS - 6 × 4 - 15 m ³ | 85% | 85% |
| Cía. Minera Coimolache Tantahuatay | Excavadora sobre orugas - 329D CAT | 85% | 85% |
| | Camión volquete Actros 4143K-20 m ³ | 85% | 85% |
| | Camión volquete Tolva Fameca - B6 × 4 - 15 m ³ | 85% | 85% |
| Cía. Minera Buenaventura Breapampa | Excavadora CAT 329 | 85% | 85% |
| | Camión volquete Volvo FMX 8 × 4 R | 85% | 85% |
| | Camión volquete Volvo FMX 6 × 4 R | 85% | 85% |

Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía de Minas Buenaventura.

El porcentaje de esponjamiento que se ha considerado es 25% para el mineral y desmonte, debido a que las densidades tienen una variación de 0.2.

- Las densidades que se tiene para el mineral es de 2.8 tn/m³ y 2.6 tn/m³ para el desmonte, sabiendo que *el stripping ratio* es de 6.6 se obtiene densidad promedio de material de 2.63 tn/m³.

Seguidamente se detallan algunos criterios que se han tomado en cuenta para la elección de la maquinaria adecuada:

- ✓ “Resistencia a la pendiente, representa el mayor esfuerzo que debe realizar la máquina para trabajar en sentido contrario a la pendiente, o el menor esfuerzo si lo hace en el sentido de la pendiente, en condiciones promedio se le asignan los valores siguientes” (Ayllón, p. 33).

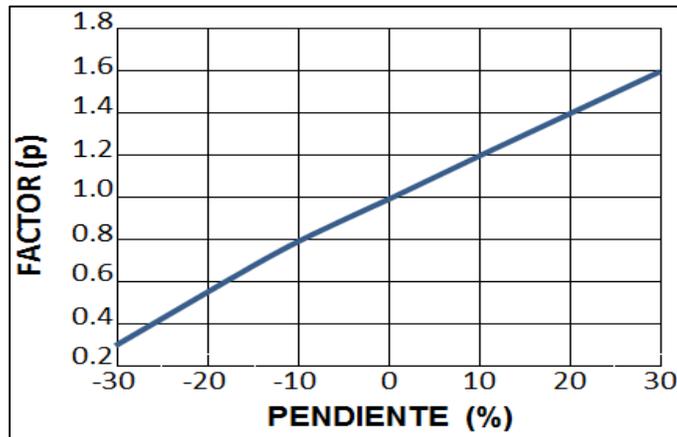


Figura 39: Resistencia a la pendiente.

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

Tabla 23: Resistencia a la pendiente

| Pendiente | Factor "p" |
|-----------|------------|
| 15% | 0.81 |
| 10% | 0.89 |
| 5% | 0.95 |
| 0% | 1.00 |
| -5% | 1.07 |
| -10% | 1.14 |
| -15% | 1.20 |

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

- ✓ “Resistencia a la rodadura, este factor evalúa la resistencia que ofrece el camino al movimiento de las ruedas, para lo cual utilizaremos los valores siguientes” (Ayllón, p. 33).

Tabla 24: Factor de rodado

| Condiciones del camino | Factor "r" |
|---------------------------|------------|
| Plano y firme | 0.98 |
| Mal conservado pero firme | 0.95 |
| De arena y grava suelta | 0.90 |
| Blando y sin conservación | 0.85 |

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

- ✓ Número de pases: según la combinación excavadora, camión lo óptimo para cargar un camión debe estar entre el rango de tres a cinco pases para esta actividad.
- ✓ Factor de llenado del camión: 90%

El ciclo del acarreo de los camiones. El ciclo es la suma de tiempos fijos y variables recurrentes y secuenciales de la operación unitaria del equipo de carguío, acarreo como se muestra en el siguiente gráfico:



Figura 40: Etapas del cálculo del número de camiones.

Fuente: Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG, vol. 10, nro. 19, pp. 38-50 (2007) UNMSM.

En vías regularmente conservadas las velocidades que pueden desarrollar los camiones en condiciones promedio, pueden ser las siguientes:

Tabla 25: Tiempo de trabajo

| Condiciones de trabajo | | Velocidad Km/Hr | | |
|------------------------|-----------------------|-----------------|-----------|-------|
| | | D<1Km | 1Km<D>5Km | D>5Km |
| Con carga | Camino plano | 15-20 | 25-30 | 30-36 |
| | Con subidas y bajadas | 10-15 | 13-17 | 14-20 |
| Sin carga | Camino plano | 20-25 | 30-40 | 40-50 |
| | Con subidas y bajadas | 15-18 | 18-25 | 25-40 |

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

Con esta base de datos, se procederá con la estimación del número de camiones requeridos en la operación.

4.4.1.2 Cálculo del número de flota de camiones

El cálculo de la flota de camiones se detallará en toda la vida de la mina, el cual se ha disgregado en semestres desde el semestre 0 hasta el semestre 5, incluye el preminado y el minado en su plenitud. El primer procedimiento es efectuar el cálculo de los tiempos de ciclo para los camiones tanto al *ore pass* como al botadero, con las distancias establecidas en el siguiente cuadro:

Tabla 26: Cálculo de velocidad promedio cargado

| | AB | BC | CD | DE | EF | FG | GH | HI | IJ |
|----------------------------------|------------------|-------|-------|-------|-------|-------|------|-------|-------|
| Pendiente | 6% | 10% | 2% | 9% | 9% | 10% | 5% | 0% | 10% |
| Distancia (mts) | 25 | 411 | 174 | 160 | 308 | 166 | 78 | 76 | 152 |
| Velocidad (KPH) | 14 | 13 | 15 | 13.5 | 13.5 | 13 | 14.5 | 16 | 13 |
| Factor "p" | 0.94 | 0.89 | 0.99 | 0.91 | 0.91 | 0.89 | 0.95 | 1 | 0.89 |
| Factor "r" | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 |
| Velocidad corregida (KPH) | 12.9 | 11.34 | 14.55 | 12.04 | 12.04 | 11.34 | 13.5 | 15.68 | 11.34 |
| Tiempo total de acarreo | 0.13 Hrs | | | | | | | | |
| Velocidad promedio | 12.13 KPH | | | | | | | | |

Fuente: Elaboración propia.

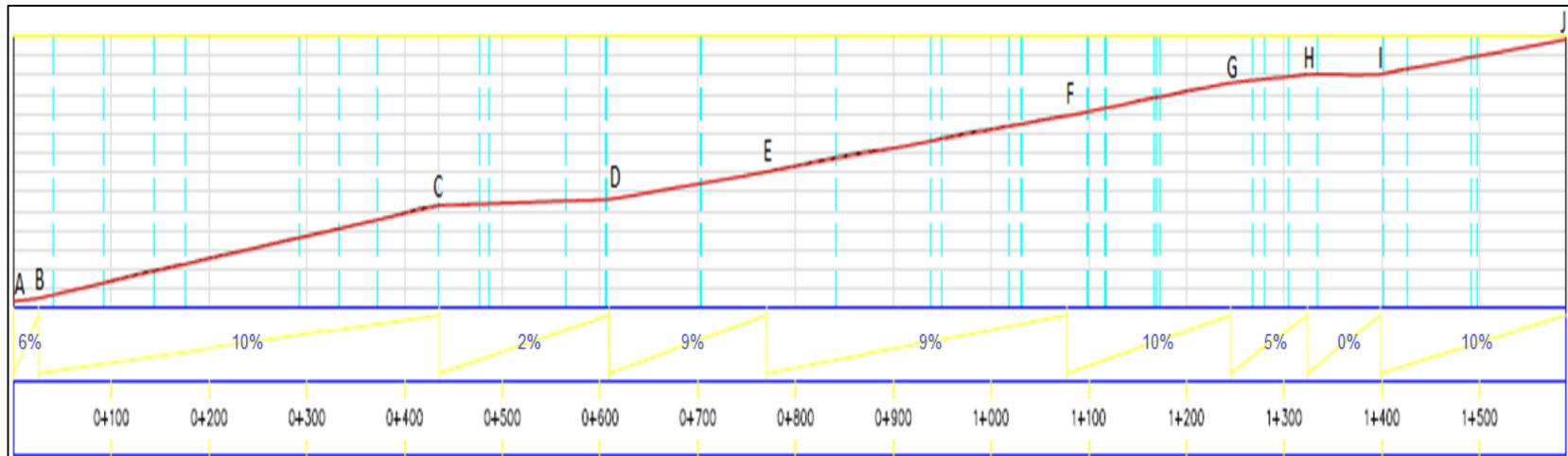


Figura 41: Acarreo de material del tajo al ore pass y/o desmontera.

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

Tabla 27: Cálculo de velocidad promedio vacío

| | JI | IH | HG | GF | FE | ED | DC | CB | BA |
|----------------------------------|------------------|------|------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Pendiente | -10% | 0% | -5% | -10% | -9% | -9% | -2% | -10% | -6% |
| Distancia (mts) | 152 | 76 | 78 | 166 | 308 | 160 | 174 | 411 | 25 |
| Velocidad (KPH) | 13.1 | 25 | 14.5 | 13.1 | 13.5 | 13.5 | 16 | 13.1 | 14 |
| Factor "p" | 1.14 | 1 | 1.07 | 1.14 | 1.12 | 1.12 | 1.01 | 1.14 | 1.08 |
| Factor "r" | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 | 0.98 |
| Velocidad corregida (KPH) | 14.64 | 24.5 | 15.2 | 14.64 | 14.82 | 14.82 | 15.84 | 14.64 | 14.82 |
| Tiempo (Hrs) | 0.1 | | | | | | | | |
| Velocidad promedio | 15.15 KPH | | | | | | | | |

Fuente: Elaboración propia.

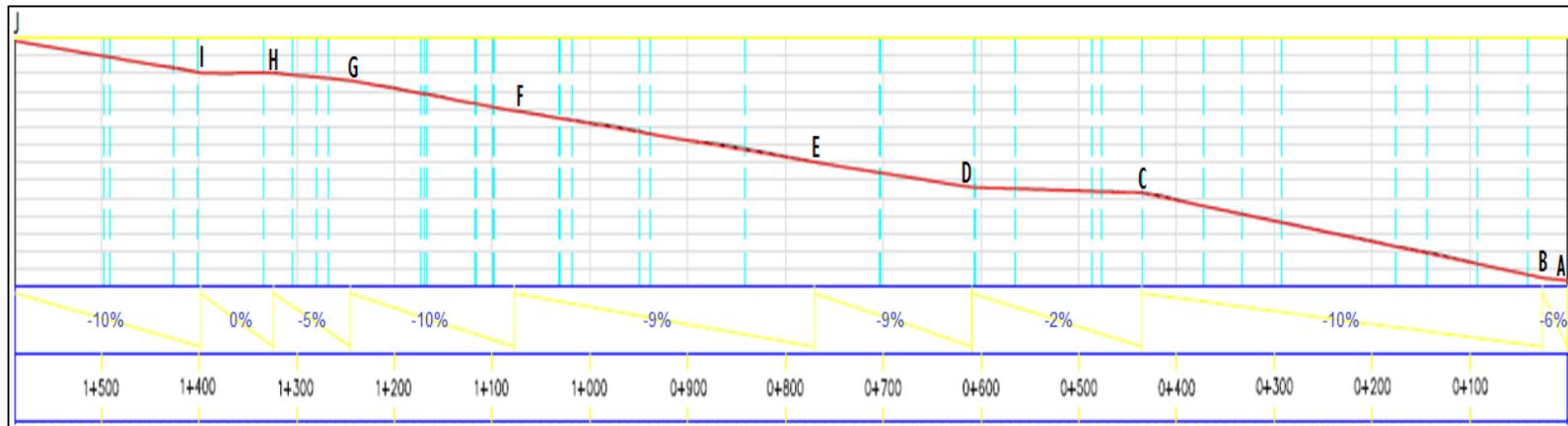


Figura 42: Acarreo del ore pass y/o desmontera al tajo San Gerardo.

Fuente: Texto guía *Maquinaria y equipo de construcción*, de Jaime Ayllón.

Una vez calculados los tiempos de transporte para la operación de la mina, se procede a determinar los tiempos totales del ciclo. Para ello, se tienen los números de hora a trabajar durante el día, la producción diaria, los tiempos de carguío, acarreo y retorno cumpliendo el ciclo del transporte para cada camión.

Para calcular el número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, haremos el estudio correspondiente con dos opciones:

4.4.1.2.1 Opción 1

Se considera lo siguiente:

- Excavadora Komatsu PC 600 de 3.5 m³
- Camiones de 20 m³

Además de la siguiente combinación:

Tabla 28: Consideraciones generales

| Consideraciones generales | | |
|-------------------------------------|-------|----------------|
| Capacidad de camión | 20 | m ³ |
| Capacidad de camión | 16 | BCM |
| Capacidad de camión real (promedio) | 37.79 | tn |
| Costo horario | 48.34 | \$/Hr |
| Costo de posesión | 12.54 | \$/Hr |
| Costo de operación | 35.79 | \$/Hr |
| Distancia de transporte (promedio) | 1.55 | Kms |
| Ciclo de transporte (promedio) | 3.1 | Kms |
| Cantidad de llantas | 12 | # |

Fuente: Elaboración propia.

Consideraciones para el cálculo de camiones de 20m³

Tabla 29: Consideraciones generales 2015-II-2016-I

| | | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Capacidad de camión | BCM | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 |
| Capacidad de camión real | tn | 37.44 | 37.44 | 37.44 | 37.44 | 37.78 | 37.75 | 37.76 | 37.76 |
| Costo horario | \$/Hr | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.30 | 1.30 | 1.35 | 1.35 | 1.40 | 1.40 | 1.40 | 1.45 |
| Ciclo de transporte | Kms | 2.60 | 2.60 | 2.70 | 2.70 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.90 |
| Cantidad de llantas | # | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 30: Consideraciones generales 2016-II

| | | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Capacidad de camión | BCM | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 |
| Capacidad de camión real | tn | 37.79 | 37.79 | 37.79 | 37.84 | 37.90 | 37.92 | 37.96 | 37.92 |
| Costo horario | \$/Hr | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.45 | 1.45 | 1.45 | 1.50 | 1.50 | 1.50 | 1.55 | 1.55 |
| Ciclo de transporte | Kms | 2.90 | 2.90 | 2.90 | 3.00 | 3.00 | 3.00 | 3.10 | 3.10 |
| Cantidad de llantas | # | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 31: Consideraciones generales 2017-I

| | | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Capacidad de camión | BCM | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 |
| Capacidad de camión real | tn | 37.88 | 37.88 | 37.87 | 37.89 | 37.86 | 37.88 | 37.85 | 37.85 |
| Costo horario | \$/Hr | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.55 | 1.50 | 1.60 | 1.60 | 1.60 | 1.60 | 1.70 | 1.70 |
| Ciclo de transporte | Kms | 3.10 | 3.00 | 3.20 | 3.20 | 3.20 | 3.20 | 3.40 | 3.40 |
| Cantidad de llantas | # | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32: Consideraciones generales 2017-II

| | | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Capacidad de camión | BCM | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 |
| Capacidad de camión real | tn | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 |
| Costo horario | \$/Hr | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.75 | 1.75 | 1.75 | 1.73 | 1.72 | 1.60 | 1.75 | 1.75 |
| Ciclo de transporte | Kms | 3.50 | 3.50 | 3.50 | 3.46 | 3.44 | 3.20 | 3.50 | 3.50 |
| Cantidad de llantas | # | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33: Cálculo del número de camiones de 20m³ 2015-I-2016-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 20 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
| Número de camiones | # | 5 | 5 | 6 | 6 | 6 | 8 | 9 | 9 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 |
| Número de pases Equipo de carguío 3,5 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 6.5 | 6.5 | 6.8 | 6.8 | 7.0 | 7.0 | 7.0 | 7.3 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 5.2 | 5.2 | 5.4 | 5.4 | 5.6 | 5.6 | 5.6 | 5.8 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 18.2 | 18.2 | 18.7 | 18.7 | 19.1 | 19.1 | 19.1 | 19.6 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 2,601 | 2,601 | 3,121 | 3,121 | 3,121 | 4,162 | 4,682 | 4,682 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Rendimiento | tn/hr | 123 | 123 | 120 | 120 | 119 | 119 | 119 | 116 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 743 | 743 | 904 | 904 | 915 | 1,220 | 1,373 | 1,389 |
| Extracción de equipo de acarreo | Tn/día | 2,141 | 2,141 | 2,089 | 2,089 | 2,059 | 2,057 | 2,057 | 2,010 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 64,230 | 64,230 | 62,670 | 62,670 | 61,770 | 61,710 | 61,710 | 60,300 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 283,244 | 319,578 | 320,378 | 330,856 | 335,085 | 458,207 | 500,958 | 500,533 |
| Requerimiento de camiones | Und | 5 | 5 | 6 | 6 | 6 | 8 | 9 | 9 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 34: Cálculo del número de camiones de 20m³ 2016-II

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 20 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| Periodo | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 | |
| Número de camiones | # | 9 | 10 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 |
| Número de pases equipo de carguío 3,5 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 7.3 | 7.3 | 7.3 | 7.5 | 7.5 | 7.5 | 7.8 | 7.8 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 5.8 | 5.8 | 5.8 | 6.0 | 6.0 | 6.0 | 6.2 | 6.2 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 19.6 | 19.6 | 19.6 | 20.0 | 20.0 | 20.0 | 20.5 | 20.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 4,682 | 4,682 | 4,682 | 4,682 | 4,682 | 4,682 | 4,682 | 5,202 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Rendimiento | tn/hr | 116 | 116 | 116 | 114 | 114 | 114 | 111 | 111 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 1,389 | 1,389 | 1,389 | 1,405 | 1,405 | 1,405 | 1,419 | 1,577 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 2,011 | 2,011 | 2,011 | 1,969 | 1,972 | 1,973 | 1,932 | 1,930 |
| Extracción de equipo de acarreo | Tn/mes | 60,330 | 60,330 | 60,330 | 59,070 | 59,160 | 59,190 | 57,960 | 57,900 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 500,663 | 500,584 | 500,540 | 500,000 | 500,000 | 505,000 | 500,000 | 541,629 |
| Requerimiento de camiones | Und | 9 | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 35: Cálculo del número de camiones de 20m³ 2017-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 20 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
| Número de camiones | # | 11 | 10 | 11 | 11 | 11 | 11 | 12 | 12 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 |
| Número de pases equipo de carguío 3,5 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 7.8 | 7.5 | 8.0 | 8.0 | 8.0 | 8.0 | 8.5 | 8.5 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 6.2 | 6.0 | 6.4 | 6.4 | 6.4 | 6.4 | 6.8 | 6.8 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 20.5 | 20.0 | 20.9 | 20.9 | 20.9 | 20.9 | 21.8 | 21.8 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 5,722 | 5,202 | 5,722 | 5,722 | 5,722 | 5,722 | 6,242 | 6,242 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Rendimiento | tn/hr | 111 | 114 | 109 | 109 | 109 | 109 | 104 | 104 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 1,735 | 1,561 | 1,752 | 1,752 | 1,752 | 1,752 | 1,947 | 1,947 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 1,928 | 1,971 | 1,886 | 1,887 | 1,885 | 1,886 | 1,807 | 1,807 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 57,840 | 59,130 | 56,580 | 56,610 | 56,550 | 56,580 | 54,210 | 54,210 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 590,000 | 590,000 | 600,000 | 580,000 | 615,000 | 594,000 | 625,000 | 630,000 |
| Requerimiento de camiones | Und | 11 | 10 | 11 | 11 | 11 | 11 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 36: Cálculo del número de camiones de 20m³ 2017-II-2018-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 20 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
| Número de camiones | # | 12 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 |
| Número de pases equipo de carguío 3,5 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 8.8 | 8.8 | 8.8 | 8.7 | 8.6 | 8.0 | 8.8 | 8.8 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 7.0 | 7.0 | 7.0 | 6.9 | 6.9 | 6.4 | 7.0 | 7.0 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 22.3 | 22.3 | 22.3 | 22.1 | 22.0 | 20.9 | 22.3 | 22.3 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 6,242 | 6,242 | 6,242 | 6,242 | 6,242 | 6,242 | 6,242 | 6,242 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Rendimiento | tn/hr | 102 | 102 | 102 | 103 | 103 | 109 | 102 | 102 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 1,964 | 1,964 | 1,964 | 1,957 | 1,954 | 1,912 | 1,964 | 1,964 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 1,770 | 1,770 | 1,770 | 1,785 | 1,792 | 1,885 | 1,770 | 1,771 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 53,100 | 53,100 | 53,100 | 53,550 | 53,760 | 56,550 | 53,100 | 53,130 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 635,000 | 630,000 | 635,000 | 635,000 | 636,000 | 635,000 | 635,000 | 635,000 |
| Requerimiento de camiones | Und | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 37: Cálculo del número de flota de camiones opción 1

| AÑO | Mes | Camiones rodando | Stand By | Total | Horas | | Costo \$/hr | | Costo total |
|--------|--------|------------------|----------|-------|------------|-----------|-------------|----------|-------------|
| | | | | | Operativas | Efectivas | Operativo | Stand By | |
| 2015 | set-15 | 5 | 1 | 6 | 3,121 | 2,295 | 48.34 | 18.84 | 126,487 |
| | oct-15 | 5 | 1 | 6 | 3,121 | 2,589 | 48.34 | 18.84 | 135,171 |
| | nov-15 | 6 | 1 | 7 | 3,641 | 2,660 | 48.34 | 18.84 | 147,054 |
| | dic-15 | 6 | 1 | 7 | 3,641 | 2,747 | 48.34 | 18.84 | 149,621 |
| 2016 | ene-16 | 6 | 1 | 7 | 3,641 | 2,823 | 48.34 | 18.84 | 151,870 |
| | feb-16 | 8 | 1 | 9 | 4,682 | 3,863 | 48.34 | 18.84 | 202,158 |
| | mar-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,224 | 48.34 | 18.84 | 222,584 |
| | abr-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,320 | 48.34 | 18.84 | 225,411 |
| | may-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,317 | 48.34 | 18.84 | 225,347 |
| | jun-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,317 | 48.34 | 18.84 | 225,327 |
| | jul-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,316 | 48.34 | 18.84 | 225,315 |
| | ago-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,404 | 48.34 | 18.84 | 227,906 |
| | set-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,397 | 48.34 | 18.84 | 227,709 |
| | oct-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,439 | 48.34 | 18.84 | 228,923 |
| | nov-16 | 9 | 1 | 10 | 5,202 | 4,490 | 48.34 | 18.84 | 230,426 |
| dic-16 | 10 | 1 | 11 | 5,722 | 4,868 | 48.34 | 18.84 | 251,402 | |
| 2017 | ene-17 | 11 | 1 | 12 | 6,242 | 5,309 | 48.34 | 18.84 | 274,189 |
| | feb-17 | 10 | 1 | 11 | 5,722 | 5,192 | 48.34 | 18.84 | 260,944 |
| | mar-17 | 11 | 1 | 12 | 6,242 | 5,519 | 48.34 | 18.84 | 280,379 |
| | abr-17 | 11 | 1 | 12 | 6,242 | 5,333 | 48.34 | 18.84 | 274,891 |
| | may-17 | 11 | 1 | 12 | 6,242 | 5,658 | 48.34 | 18.84 | 284,495 |
| | jun-17 | 11 | 1 | 12 | 6,242 | 5,463 | 48.34 | 18.84 | 278,733 |
| | jul-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 5,999 | 48.34 | 18.84 | 304,344 |
| | ago-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,047 | 48.34 | 18.84 | 305,775 |
| | set-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,222 | 48.34 | 18.84 | 310,918 |
| | oct-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,172 | 48.34 | 18.84 | 309,458 |
| | nov-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,222 | 48.34 | 18.84 | 310,918 |
| dic-17 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,171 | 48.34 | 18.84 | 309,434 | |
| 2018 | ene-18 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,156 | 48.34 | 18.84 | 308,980 |
| | feb-18 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 5,844 | 48.34 | 18.84 | 299,783 |
| | mar-18 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,222 | 48.34 | 18.84 | 310,918 |
| | abr-18 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,221 | 48.34 | 18.84 | 310,888 |

Fuente: Elaboración propia.

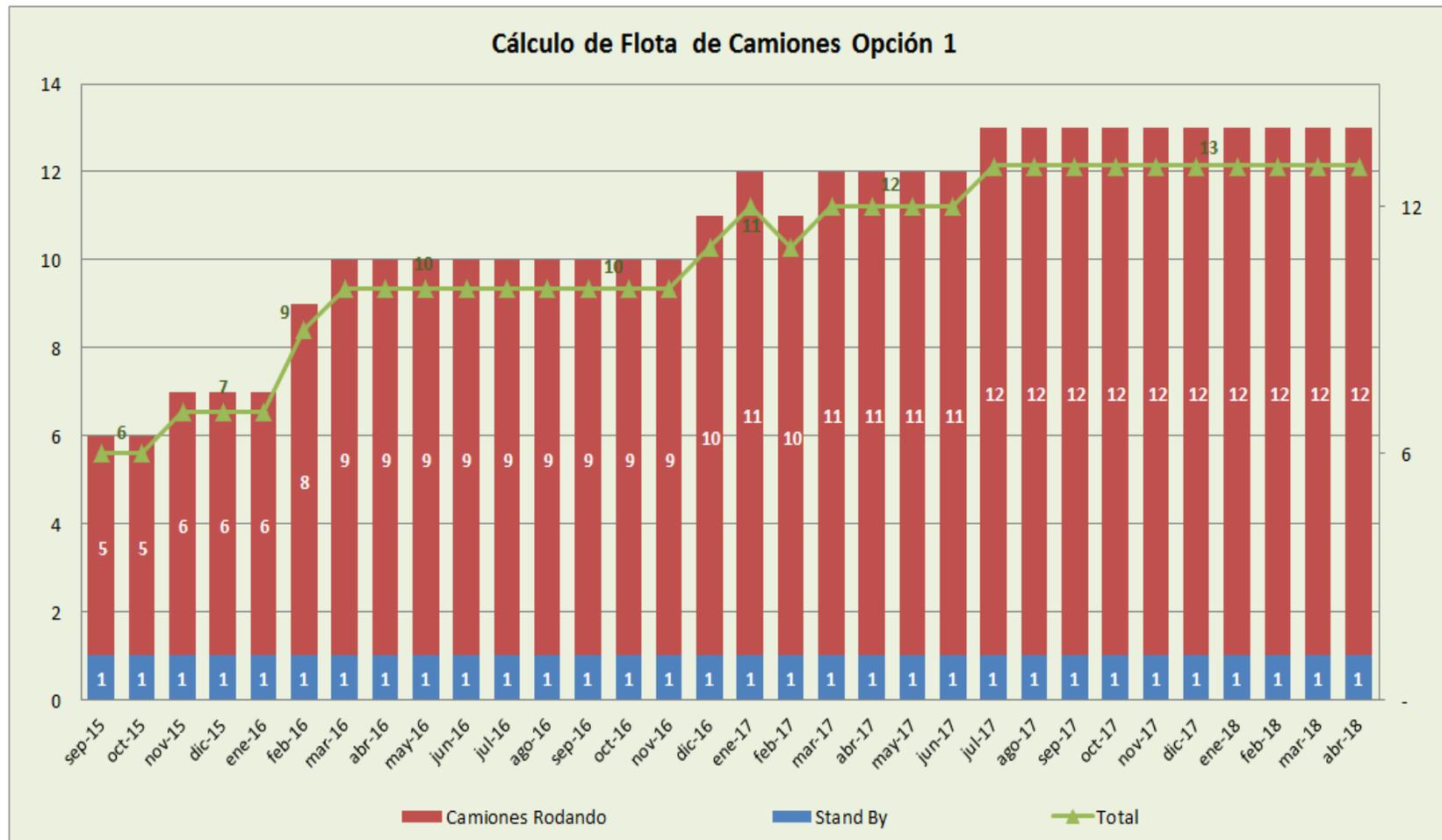


Figura 43: Cálculo del número de flota de camiones opción 1.

Fuente: Elaboración propia.

Consideraciones para el cálculo de excavadoras Komatsu PC 600 de 3.5 m³

Tabla 38: Cálculo de excavadoras año 2015-II-2016-I

| | | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 |
| Capacidad balde | BCM | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 |
| Capacidad balde real | tn | 7.48 | 7.48 | 7.48 | 7.48 | 7.55 | 7.54 | 7.54 | 7.54 |
| Costo horario | \$/Hr | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 39: Cálculo de excavadoras año 2016-II

| | | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 |
| Capacidad balde | BCM | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 |
| Capacidad balde real | tn | 7.55 | 7.55 | 7.55 | 7.56 | 7.57 | 7.57 | 7.58 | 7.57 |
| Costo horario | \$/Hr | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 40: Cálculo de excavadoras año 2017-I

| | | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 | 3.5 |
| Capacidad balde | BCM | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.80 |
| Capacidad balde real | tn | 7.56 | 7.56 | 7.56 | 7.57 | 7.56 | 7.56 | 7.56 | 7.56 |
| Costo horario | \$/Hr | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 | 122.47 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 | 91.93 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 41: Cálculo de excavadoras año 2017-II-2018-I

| | | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 | 20 |
| Capacidad de camión | BCM | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 | 16 |
| Capacidad de camión real | tn | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 | 37.85 |
| Costo horario | \$/Hr | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 | 48.34 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 | 12.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 | 35.79 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.75 | 1.75 | 1.75 | 1.73 | 1.72 | 1.60 | 1.75 | 1.75 |
| Ciclo de transporte | Kms | 3.50 | 3.50 | 3.50 | 3.46 | 3.44 | 3.20 | 3.50 | 3.50 |
| Cantidad de llantas | # | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m³ 2015-II-2016-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m ³ | | | | | | | | | |
|--|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
| Número de excavadoras | # | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Horas por excavadora operativas | % | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 1,040 | 1,040 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 897 | 897 | 897 | 897 | 905 | 905 | 905 | 905 |
| Extracción | tn/mes | 466,717 | 466,717 | 466,717 | 466,717 | 471,012 | 470,634 | 470,658 | 470,662 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 15,557 | 15,557 | 15,557 | 15,557 | 15,700 | 15,688 | 15,689 | 15,689 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 897 | 897 | 897 | 897 | 905 | 905 | 905 | 905 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 283,244 | 319,578 | 320,378 | 330,856 | 335,085 | 458,207 | 500,958 | 500,533 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 43: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m³ 2016-II

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora PC 600 3.5 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 |
| Número de excavadoras | # | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Horas por excavadora operativas | % | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 905 | 905 | 905 | 907 | 908 | 909 | 910 | 909 |
| Extracción | tn/mes | 471,019 | 471,020 | 471,020 | 471,743 | 472,461 | 472,760 | 473,179 | 472,682 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 15,701 | 15,701 | 15,701 | 15,725 | 15,749 | 15,759 | 15,773 | 15,756 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 905 | 905 | 905 | 907 | 908 | 909 | 910 | 909 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 500,663 | 500,584 | 500,540 | 500,000 | 500,000 | 505,000 | 500,000 | 541,629 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 44: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m³ 2017-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora PC 600 3.5 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
| Número de excavadoras | # | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Horas por excavadora operativas | % | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 908 | 908 | 908 | 908 | 907 | 908 | 907 | 907 |
| Extracción | tn/mes | 472,193 | 472,193 | 472,102 | 472,288 | 471,971 | 472,156 | 471,887 | 471,846 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 15,740 | 15,740 | 15,737 | 15,743 | 15,732 | 15,739 | 15,730 | 15,728 |
| Extracción de equipo de carguio | tn/hr | 908 | 908 | 908 | 908 | 907 | 908 | 907 | 907 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 590,000 | 590,000 | 600,000 | 580,000 | 615,000 | 594,000 | 625,000 | 630,000 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 45: Cálculo de flota de la excavadora PC 600 de 3.5 m³ 2017-II-2018-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora PC 600 3.5 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
| Número de excavadoras | # | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 | 15.56 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Horas por excavadora operativas | % | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 | 1,040 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 907 |
| Extracción | tn/mes | 471,805 | 471,846 | 471,805 | 471,805 | 471,797 | 471,805 | 471,805 | 471,884 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 15,727 | 15,728 | 15,727 | 15,727 | 15,727 | 15,727 | 15,727 | 15,729 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 907 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 635,000 | 630,000 | 635,000 | 635,000 | 636,000 | 635,000 | 635,000 | 635,000 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 46: Cálculo del número de flota de excavadoras opción 1

| Año | Mes | Minado | Stand By | Total | Horas | | Costo \$/hr | | Costo total \$ |
|------|--------|--------|----------|-------|------------|-----------|-------------|----------|----------------|
| | | | | | Operativas | Efectivas | Operativo | Stand By | |
| 2015 | set-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 316 | 122.47 | 35.46 | 45,916 |
| | oct-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 356 | 122.47 | 35.46 | 49,440 |
| | nov-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 357 | 122.47 | 35.46 | 49,518 |
| | dic-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 369 | 122.47 | 35.46 | 50,534 |
| 2016 | ene-16 | 1 | 0 | 1 | 520 | 370 | 122.47 | 35.46 | 50,648 |
| | feb-16 | 1 | 0 | 1 | 520 | 506 | 122.47 | 35.46 | 62,515 |
| | mar-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 554 | 122.47 | 35.46 | 85,070 |
| | abr-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 553 | 122.47 | 35.46 | 85,029 |
| | may-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 553 | 122.47 | 35.46 | 85,005 |
| | jun-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 553 | 122.47 | 35.46 | 84,998 |
| | jul-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 553 | 122.47 | 35.46 | 84,993 |
| | ago-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 551 | 122.47 | 35.46 | 84,868 |
| | set-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 551 | 122.47 | 35.46 | 84,795 |
| | oct-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 556 | 122.47 | 35.46 | 85,243 |
| | nov-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 550 | 122.47 | 35.46 | 84,722 |
| | dic-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 596 | 122.47 | 35.46 | 88,759 |
| 2017 | ene-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 650 | 122.47 | 35.46 | 93,449 |
| | feb-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 650 | 122.47 | 35.46 | 93,449 |
| | mar-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 661 | 122.47 | 35.46 | 94,419 |
| | abr-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 639 | 122.47 | 35.46 | 92,480 |
| | may-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 678 | 122.47 | 35.46 | 95,874 |
| | jun-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 654 | 122.47 | 35.46 | 93,837 |
| | jul-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 689 | 122.47 | 35.46 | 96,843 |
| | ago-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 695 | 122.47 | 35.46 | 97,328 |
| | set-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,813 |
| | oct-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 695 | 122.47 | 35.46 | 97,328 |
| | nov-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,813 |
| | dic-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,813 |
| 2018 | ene-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 701 | 122.47 | 35.46 | 97,910 |
| | feb-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,813 |
| | mar-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,813 |
| | abr-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 700 | 122.47 | 35.46 | 97,803 |

Fuente: Elaboración propia.

4.4.1.2.2 Opción 2

Se está considerando lo siguiente:

- Excavadora Caterpillar 339 DL 2.7 m³
- Camiones de 15 m³

Además de la siguiente combinación:

Tabla 47: Consideraciones generales

| | | |
|-------------------------------------|----------------|-------|
| Capacidad de camión | m ³ | 15 |
| Capacidad de camión | BCM | 12 |
| Capacidad de camión real (promedio) | tn | 27.14 |
| Costo horario | \$/Hr | 36.31 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 8.17 |
| Costo de operación | \$/Hr | 28.14 |
| Distancia de transporte (promedio) | Kms | 1.55 |
| Ciclo de transporte (promedio) | Kms | 3.10 |
| Cantidad de llantas | # | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Consideraciones para el cálculo de camiones de 15m³

Tabla 48: Consideraciones generales 2015-II-2016-I

| | | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Capacidad de camión | BCM | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Capacidad de camión real | tn | 27.14 | 27.14 | 27.14 | 27.14 | 27.39 | 27.37 | 27.37 | 27.37 |
| Costo horario | \$/Hr | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 |
| Costo de operación | \$/Hr | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.30 | 1.30 | 1.35 | 1.35 | 1.40 | 1.40 | 1.40 | 1.45 |
| Ciclo de transporte | Kms | 2.60 | 2.60 | 2.70 | 2.70 | 2.80 | 2.80 | 2.80 | 2.90 |
| Cantidad de llantas | # | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 49: Consideraciones generales 2016-II

| | | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Capacidad de camión | BCM | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Capacidad de camión real | tn | 27.39 | 27.39 | 27.39 | 27.44 | 27.48 | 27.50 | 27.52 | 27.49 |
| Costo horario | \$/Hr | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 |
| Costo de operación | \$/Hr | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.45 | 1.45 | 1.45 | 1.50 | 1.50 | 1.50 | 1.55 | 1.55 |
| Ciclo de transporte | Kms | 2.90 | 2.90 | 2.90 | 3.00 | 3.00 | 3.00 | 3.10 | 3.10 |
| Cantidad de llantas | # | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 50: Consideraciones generales 2017-I

| | | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Capacidad de camión | BCM | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Capacidad de camión real | tn | 27.46 | 27.46 | 27.46 | 27.47 | 27.45 | 27.46 | 27.44 | 27.44 |
| Costo horario | \$/Hr | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 |
| Costo de operación | \$/Hr | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.55 | 1.50 | 1.60 | 1.60 | 1.60 | 1.60 | 1.70 | 1.70 |
| Ciclo de transporte | Kms | 3.10 | 3.00 | 3.20 | 3.20 | 3.20 | 3.20 | 3.40 | 3.40 |
| Cantidad de llantas | # | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 51: Consideraciones generales 2017-II-2018-I

| | | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
|--------------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad de camión | m ³ | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Capacidad de camión | BCM | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Capacidad de camión real | tn | 27.44 | 27.44 | 27.44 | 27.44 | 27.44 | 27.44 | 27.44 | 27.44 |
| Costo horario | \$/Hr | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 | 36.31 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 | 8.17 |
| Costo de operación | \$/Hr | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 | 28.14 |
| Distancia de transporte | Kms | 1.75 | 1.75 | 1.75 | 1.73 | 1.72 | 1.60 | 1.75 | 1.75 |
| Ciclo de transporte | Kms | 3.50 | 3.50 | 3.50 | 3.46 | 3.44 | 3.20 | 3.50 | 3.50 |
| Cantidad de llantas | # | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 52: Consideraciones generales 2015-II-2016-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 15 m ³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
| Número de camiones | # | 7 | 7 | 8 | 8 | 8 | 12 | 12 | 13 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 |
| Número de pases equipo de carguío 2.7 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 6.5 | 6.5 | 6.8 | 6.8 | 8.4 | 8.4 | 8.4 | 8.7 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 5.2 | 5.2 | 5.4 | 5.4 | 5.6 | 5.6 | 5.6 | 5.8 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 18.2 | 18.2 | 18.7 | 18.7 | 20.5 | 20.5 | 20.5 | 21.0 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 3,641 | 3,641 | 4,162 | 4,162 | 4,162 | 6,242 | 6,242 | 6,763 |
| Disponibilidad | % | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 520 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 89 | 89 | 87 | 87 | 80 | 80 | 80 | 78 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 905 | 905 | 1,048 | 1,048 | 989 | 1,484 | 1,484 | 1,625 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 1,552 | 1,552 | 1,515 | 1,515 | 1,391 | 1,390 | 1,390 | 1,357 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 46,560 | 48,112 | 45,450 | 46,965 | 43,121 | 40,310 | 43,090 | 40,710 |
| Requerimiento de camiones | Und | 283,244 | 319,578 | 320,378 | 330,856 | 335,085 | 458,207 | 500,958 | 500,533 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 53: Consideraciones generales 2017-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 15 m³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
| Número de camiones | # | 11 | 10 | 11 | 11 | 11 | 11 | 12 | 12 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 | 4.56 |
| Número de pases equipo de carguío 2,7 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 | 12 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 7.8 | 7.5 | 8.0 | 8.0 | 8.0 | 8.0 | 8.5 | 8.5 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 6.2 | 6.0 | 6.4 | 6.4 | 6.4 | 6.4 | 6.8 | 6.8 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 20.5 | 20.0 | 20.9 | 20.9 | 20.9 | 20.9 | 21.8 | 21.8 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 5,722 | 5,202 | 5,722 | 5,722 | 5,722 | 5,722 | 6,242 | 6,242 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Rendimiento | tn/hr | 111 | 114 | 109 | 109 | 109 | 109 | 104 | 104 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 1,735 | 1,561 | 1,752 | 1,752 | 1,752 | 1,752 | 1,947 | 1,947 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 1,928 | 1,971 | 1,886 | 1,887 | 1,885 | 1,886 | 1,807 | 1,807 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 57,840 | 59,130 | 56,580 | 56,610 | 56,550 | 56,580 | 54,210 | 54,210 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 590,000 | 590,000 | 600,000 | 580,000 | 615,000 | 594,000 | 625,000 | 630,000 |
| Requerimiento de camiones | Und | 11 | 10 | 11 | 11 | 11 | 11 | 12 | 12 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 54: Consideraciones generales 2017-II-2018-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones de 15 m³ | | | | | | | | | |
|---|----------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|---------------|
| Periodo | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 | |
| Número de camiones | # | 18 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 | 4.26 |
| Número de pases equipo de carguío 2,7 m ³ balde | # | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo por baldada | seg | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Velocidad de cargado | km/hr | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Tiempo de viaje de cargado | min. | 10.5 | 10.5 | 10.5 | 10.4 | 10.3 | 9.6 | 10.5 | 10.5 |
| Tiempo de descarga | min. | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 | 1.0 |
| Velocidad de vacío | km/hr | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Tiempo de viaje vacío | min. | 7.0 | 7.0 | 7.0 | 6.9 | 6.9 | 6.4 | 7.0 | 7.0 |
| Tiempo de espera y pérdidas | min. | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 | 3.0 |
| Tiempo de ciclo tramo 1-2 km | minutos | 24.0 | 24.0 | 24.0 | 23.8 | 23.7 | 22.5 | 24.0 | 24.0 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 9,364 | 9,364 | 9,364 | 9,364 | 9,364 | 9,364 | 9,364 | 9,364 |
| Disponibilidad | % | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Utilización | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas por camión operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 520 |
| Perfil de transporte | kms/mes | 69 | 69 | 69 | 69 | 69 | 73 | 69 | 69 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/día | 2,376 | 2,376 | 2,376 | 2,369 | 2,365 | 2,317 | 2,376 | 2,376 |
| Extracción de equipo de acarreo | tn/mes | 1,190 | 1,190 | 1,190 | 1,200 | 1,205 | 1,269 | 1,190 | 1,190 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 35,700 | 36,890 | 35,700 | 37,200 | 37,355 | 35,532 | 36,890 | 35,700 |
| Requerimiento de camiones | Und | 635,000 | 630,000 | 635,000 | 635,000 | 636,000 | 635,000 | 635,000 | 635,000 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 55: Cálculo del número de flotas de camiones opción 2

| Año | Mes | Camiones rodando | Stand By | Total | Horas | | Costo \$/hr | | Costo total |
|------|--------|------------------|----------|-------|------------|-----------|-------------|----------|-------------|
| | | | | | Operativas | Efectivas | Operativo | Stand By | |
| 2015 | set-15 | 7 | 1 | 8 | 4,162 | 3,165 | 36.31 | 12.85 | 127,743 |
| | oct-15 | 7 | 1 | 8 | 4,162 | 3,571 | 36.31 | 12.85 | 137,268 |
| | nov-15 | 8 | 1 | 9 | 4,682 | 3,669 | 36.31 | 12.85 | 146,241 |
| | dic-15 | 8 | 1 | 9 | 4,682 | 3,789 | 36.31 | 12.85 | 149,055 |
| 2016 | ene-16 | 8 | 1 | 9 | 4,682 | 4,179 | 36.31 | 12.85 | 158,218 |
| | feb-16 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 5,720 | 36.31 | 12.85 | 221,095 |
| | mar-16 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,253 | 36.31 | 12.85 | 233,606 |
| | abr-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,400 | 36.31 | 12.85 | 243,741 |
| | may-16 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,397 | 36.31 | 12.85 | 236,980 |
| | jun-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,396 | 36.31 | 12.85 | 243,642 |
| | jul-16 | 12 | 1 | 13 | 6,763 | 6,395 | 36.31 | 12.85 | 236,943 |
| | ago-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,530 | 36.31 | 12.85 | 246,800 |
| | set-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,520 | 36.31 | 12.85 | 246,567 |
| | oct-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,581 | 36.31 | 12.85 | 247,999 |
| | nov-16 | 13 | 1 | 14 | 7,283 | 6,662 | 36.31 | 12.85 | 249,887 |
| | dic-16 | 14 | 1 | 15 | 7,803 | 7,224 | 36.31 | 12.85 | 269,763 |
| 2017 | ene-17 | 15 | 1 | 16 | 8,323 | 7,877 | 36.31 | 12.85 | 291,775 |
| | feb-17 | 16 | 1 | 17 | 8,843 | 7,698 | 36.31 | 12.85 | 294,261 |
| | mar-17 | 16 | 1 | 17 | 8,843 | 8,195 | 36.31 | 12.85 | 305,901 |
| | abr-17 | 16 | 1 | 17 | 8,843 | 7,918 | 36.31 | 12.85 | 299,421 |
| | may-17 | 16 | 1 | 17 | 8,843 | 8,402 | 36.31 | 12.85 | 310,762 |
| | jun-17 | 16 | 1 | 17 | 8,843 | 8,112 | 36.31 | 12.85 | 303,957 |
| | jul-17 | 17 | 1 | 18 | 9,364 | 8,919 | 36.31 | 12.85 | 329,593 |
| | ago-17 | 17 | 1 | 18 | 9,364 | 8,992 | 36.31 | 12.85 | 331,285 |
| | set-17 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,257 | 36.31 | 12.85 | 344,187 |
| | oct-17 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,183 | 36.31 | 12.85 | 342,459 |
| | nov-17 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,257 | 36.31 | 12.85 | 344,187 |
| | dic-17 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,179 | 36.31 | 12.85 | 342,378 |
| 2018 | ene-18 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,155 | 36.31 | 12.85 | 341,814 |
| | feb-18 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 8,678 | 36.31 | 12.85 | 330,616 |
| | mar-18 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,257 | 36.31 | 12.85 | 344,187 |
| | abr-18 | 18 | 1 | 19 | 9,884 | 9,255 | 36.31 | 12.85 | 344,151 |

Fuente: Elaboración propia.

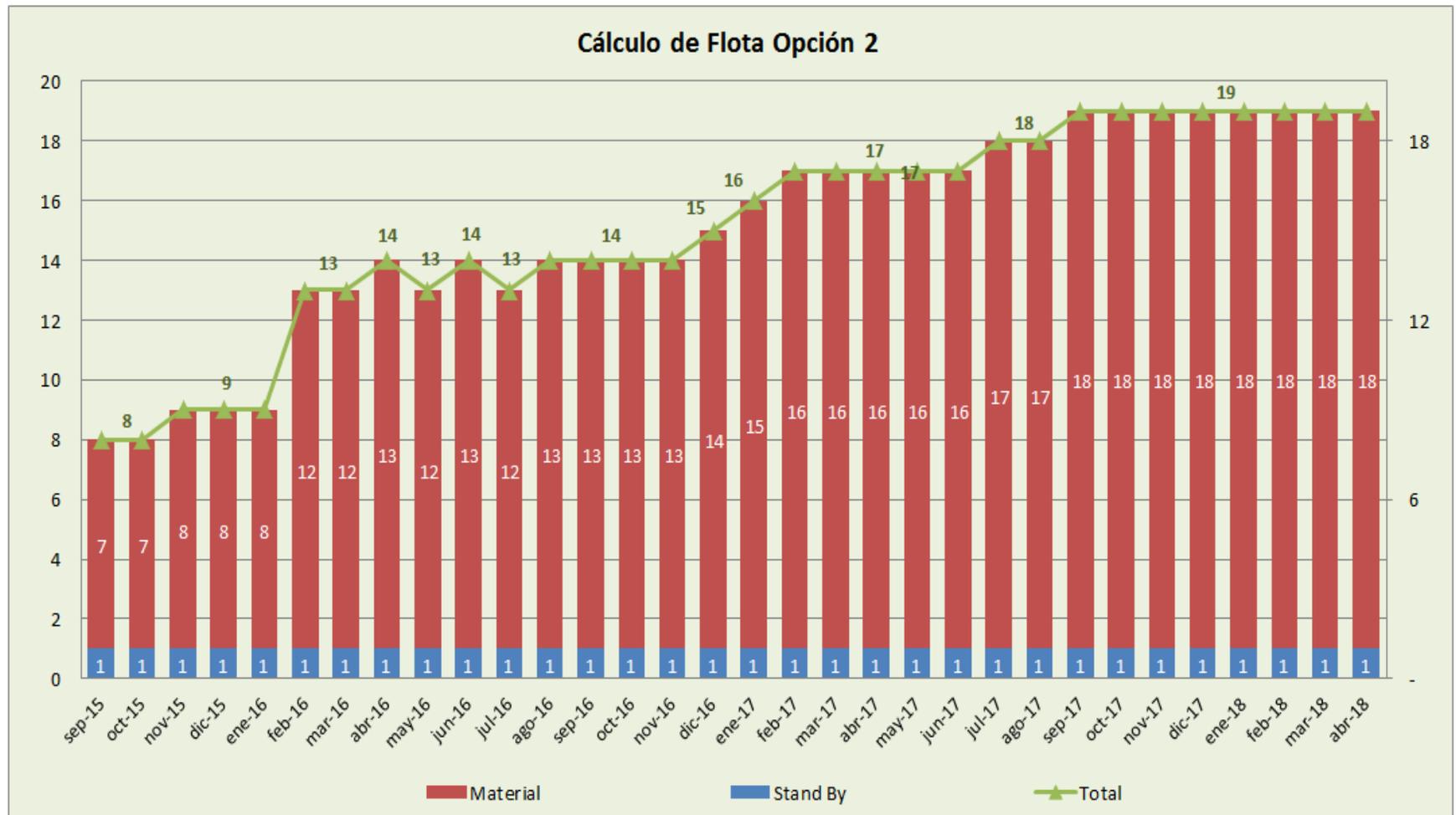


Figura 44: Cálculo del número de flota de camiones opción 2.

Fuente: Elaboración propia.

Consideraciones para el cálculo de excavadoras caterpillar 329 DL de 2.7 m³

Tabla 56: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2015-II-2016-I

| | | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 |
| Capacidad balde | BCM | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 |
| Capacidad balde real | tn | 6.46 | 6.46 | 6.46 | 6.46 | 6.52 | 6.51 | 6.51 | 6.51 |
| Costo horario | \$/Hr | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 57: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2016-II

| | | may-16 | jun-16 | jul-16 | ago-16 | set-16 | oct-16 | nov-16 | dic-16 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 |
| Capacidad balde | BCM | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 |
| Capacidad balde real | tn | 6.52 | 6.52 | 6.52 | 6.53 | 6.54 | 6.54 | 6.55 | 6.54 |
| Costo horario | \$/Hr | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 58: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2017-I

| | | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 |
| Capacidad balde | BCM | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 |
| Capacidad balde real | tn | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.54 | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 |
| Costo horario | \$/Hr | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 | 113.20 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 59: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2017-II-2018-I

| | | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
|----------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Capacidad balde | m ³ | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 | 2.7 |
| Capacidad balde | BCM | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 | 2.16 |
| Capacidad balde real | tn | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 | 6.53 |
| Costo horario | \$/Hr | 113.2 | 113.2 | 113.2 | 113.2 | 113.2 | 113.2 | 113.2 | 113.2 |
| Costo de posesión | \$/Hr | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 | 30.54 |
| Costo de operación | \$/Hr | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 | 82.65 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 60: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2015-II-2016-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora Cat 329 DL de 2.7 m ³ | | | | | | | | | |
|--|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-15 | oct-15 | nov-15 | dic-15 | ene-16 | feb-16 | mar-16 | abr-16 |
| Número de excavadoras | # | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 |
| Horas por excavadora operativas | % | 520 | 520 | 520 | 520 | 520 | 1,040 | 1,040 | 1,040 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 775 | 775 | 775 | 775 | 782 | 782 | 782 | 782 |
| Extracción | tn/mes | 403,159 | 403,159 | 403,159 | 403,159 | 406,870 | 406,543 | 406,564 | 406,567 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 13,439 | 13,439 | 13,439 | 13,439 | 13,562 | 13,551 | 13,552 | 13,552 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 775 | 775 | 775 | 775 | 782 | 782 | 782 | 782 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 283,244 | 319,578 | 320,378 | 330,856 | 335,085 | 458,207 | 500,958 | 500,533 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 1 | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 | 2 | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 61: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2017-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora Cat 329 DL de 2.7 m ³ | | | | | | | | | |
|--|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| | Periodo | ene-17 | feb-17 | mar-17 | abr-17 | may-17 | jun-17 | jul-17 | ago-17 |
| Número de excavadoras | # | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 |
| Horas por excavadora operativas | % | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 784 | 784 | 784 | 784 | 784 | 784 | 784 | 784 |
| Extracción | tn/mes | 407,890 | 407,890 | 407,811 | 407,971 | 407,698 | 407,858 | 407,625 | 407,589 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 13,596 | 13,596 | 13,594 | 13,599 | 13,590 | 13,595 | 13,587 | 13,586 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 6,798 | 6,798 | 6,797 | 6,800 | 6,795 | 6,798 | 6,794 | 6,793 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 590,000 | 590,000 | 600,000 | 580,000 | 615,000 | 594,000 | 625,000 | 630,000 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 62: Cálculo con excavadoras CAT 329 DL de 2.7 m³ 2017-II-2018-I

| Cálculo del número de unidades de la flota de la excavadora Cat 329 DL de 2.7 m³ | | | | | | | | | |
|--|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| | Periodo | set-17 | oct-17 | nov-17 | dic-17 | ene-18 | feb-18 | mar-18 | abr-18 |
| Número de excavadoras | # | 2 |
| Consumo de combustible diésel | gls/hr | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 | 12.59 |
| Tiempo por baldada | # | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 | 30 |
| Número de pases | seg | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |
| Tiempo de carguío | min. | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 | 2.5 |
| Tiempo de ciclo/camión | minutos | 2.5 |
| Total de horas operativas | Hrs/mes | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 | 60 |
| Horas por excavadora operativas | % | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 | 120 |
| Disponibilidad | % | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Utilización | Hrs/día | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% | 85% |
| Horas operativas | Hrs/mes | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 | 17.34 |
| Rendimiento | tn/hr | 783 | 784 | 783 | 783 | 783 | 783 | 783 | 784 |
| Extracción | tn/mes | 407,555 | 407,589 | 407,555 | 407,555 | 407,548 | 407,555 | 407,555 | 407,622 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/día | 13,585 | 13,586 | 13,585 | 13,585 | 13,585 | 13,585 | 13,585 | 13,587 |
| Extracción de equipo de carguío | tn/hr | 6,793 | 6,793 | 6,793 | 6,793 | 6,792 | 6,793 | 6,793 | 6,794 |
| PRODUCCIÓN MENSUAL MATERIAL | Tn | 635,000 | 630,000 | 635,000 | 635,000 | 636,000 | 635,000 | 635,000 | 635,000 |
| Requerimiento de excavadoras | Und | 2 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 63: Cálculo del número de flotas de excavadoras opción 2

Fuente: Elaboración propia.

| Año | Mes | Minado | Stand By | Total | Horas | | Costo \$/hr | | Costo total |
|------|--------|--------|----------|-------|------------|-----------|-------------|----------|-------------|
| | | | | | Operativas | Efectivas | Operativo | Stand By | |
| 2015 | set-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 365 | 113.20 | 35.46 | 46,857 |
| | oct-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 412 | 113.20 | 35.46 | 50,501 |
| | nov-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 413 | 113.20 | 35.46 | 50,581 |
| | dic-15 | 1 | 0 | 1 | 520 | 427 | 113.20 | 35.46 | 51,632 |
| 2016 | ene-16 | 1 | 0 | 1 | 520 | 428 | 113.20 | 35.46 | 51,750 |
| | feb-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 586 | 113.20 | 35.46 | 82,470 |
| | mar-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 641 | 113.20 | 35.46 | 86,720 |
| | abr-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 640 | 113.20 | 35.46 | 86,677 |
| | may-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 640 | 113.20 | 35.46 | 86,652 |
| | jun-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 640 | 113.20 | 35.46 | 86,644 |
| | jul-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 640 | 113.20 | 35.46 | 86,640 |
| | ago-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 638 | 113.20 | 35.46 | 86,510 |
| | set-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 637 | 113.20 | 35.46 | 86,435 |
| | oct-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 643 | 113.20 | 35.46 | 86,898 |
| | nov-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 636 | 113.20 | 35.46 | 86,359 |
| | dic-16 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 690 | 113.20 | 35.46 | 90,534 |
| 2017 | ene-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 752 | 113.20 | 35.46 | 95,385 |
| | feb-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 752 | 113.20 | 35.46 | 95,385 |
| | mar-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 765 | 113.20 | 35.46 | 96,388 |
| | abr-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 740 | 113.20 | 35.46 | 94,382 |
| | may-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 785 | 113.20 | 35.46 | 97,893 |
| | jun-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 758 | 113.20 | 35.46 | 95,787 |
| | jul-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 798 | 113.20 | 35.46 | 98,896 |
| | ago-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 804 | 113.20 | 35.46 | 99,397 |
| | set-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 811 | 113.20 | 35.46 | 99,898 |
| | oct-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 804 | 113.20 | 35.46 | 99,397 |
| | nov-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 811 | 113.20 | 35.46 | 99,898 |
| | dic-17 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 811 | 113.20 | 35.46 | 99,898 |
| 2018 | ene-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 812 | 113.20 | 35.46 | 99,999 |
| | feb-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 811 | 113.20 | 35.46 | 99,898 |
| | mar-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 811 | 113.20 | 35.46 | 99,898 |
| | abr-18 | 2 | 0 | 2 | 1,040 | 810 | 113.20 | 35.46 | 99,888 |

4.4.1.2.3 Evaluación económica de minado del tajo San Gerardo

4.4.1.2.3.1 Alternativa 1

Tabla 64: Alternativa I

| LABORES | VOLUMEN | TONELAJE | PU | COSTO (\$/tn) | COSTO (\$/tn) | COSTO TOTAL (\$/tn) |
|---|----------------|------------|--------------|-------------------|-------------------|-------------------------|
| | m ³ | TM | US\$ | PREPARACIÓN | OPERATIVO (\$/tn) | OPERATIVO + PREPARACIÓN |
| Preminado del tajo San Gerardo | 482,329 | 1,254,056 | 1.618 | 2,029,063 | | |
| Minado de desmonte del tajo San Gerardo | 5,194,892 | 13,506,719 | 1.618 | 21,853,871 | | |
| Transporte de OP hacia planta | 798,743 | 2,236,481 | 2.295 | | 5,132,724 | |
| | | | | | | |
| Producción del tajo San Gerardo | 798,743 | 2,236,481 | 2.028 | | 4,535,583 | |
| Total | | 19,233,737 | | 23,882,934 | 9,668,307 | 33,551,241 |
| Costo US\$/TM | | | | 10.68 | 4.32 | 15.00 |

Fuente: Elaboración propia.

Valor por elemento (1%)

| | Pb | Zn | Ag | Cu |
|---------|-------|------|------|------|
| Mineral | 11.18 | 9.68 | 9.47 | 0.00 |

Reservas geológicas

Tabla 65: Reservas geológicas-Alternativa I

| BLOQUES DE MINERAL | TM | % Pb | % Zn | Ag (oz/TM) | Cu (%) | VALOR |
|-------------------------------|------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| | | | | Onz/TM | Onz/TM | US\$ |
| Recursos del tajo San Gerardo | 2,236,481 | 1.38 | 1.21 | 1.38 | 0.04 | 40.04 |
| Total | 2,236,481 | 1.38 | 1.21 | 1.38 | 0.04 | 40.04 |

Fuente: Elaboración propia.

Reservas minables

Reservas acumuladas 2,236,481 TMS
 Minable del tajo San Gerardo **2,236,481 TMS**

Valor de mineral incluye costo producción + planta = 40.04 US\$/TM

Total del valor de mineral = 89,545,065 US\$ (1)

Total del costo de minado de material = **33,551,241** US\$ (2)

UTILIDAD = 55,993,824 US\$

Costo de preparación por TM = 10.68 US\$/TM

Costo de operación por TM = 4.32 US\$/TM

Costo de preparación + Operación por TM = 15.00 US\$/TM

La inversión se paga con = 596,501 TM

Tabla 66: Flujo de caja-Alternativa I

| FLUJO DE CAJA | | | | |
|---------------------------|----------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
| TIEMPO (SEMESTRES) | TONELADAS EXTRAÍDAS | EGRESOS | INGRESOS | TOTAL MES |
| 0 | | 23,882,934 | 0 | -23,882,934 |
| 1 | 320,092 | 1,383,758 | 10,252,771 | 8,869,013 |
| 2 | 475,000 | 2,053,425 | 19,018,228 | 16,964,803 |
| 3 | 540,000 | 2,334,420 | 21,620,723 | 19,286,303 |
| 4 | 540,000 | 2,334,420 | 21,620,723 | 19,286,303 |
| 5 | 361,389 | 1,562,285 | 14,469,428 | 12,907,144 |
| Total | 2,236,481 | 33,551,241 | 86,981,872 | 53,430,631 |

Fuente: Elaboración propia.

| | |
|--------------------------|---------------------|
| Tasa de descuento | 12.0% |
| VAN | \$27,561,007 |
| TIR | 52% |
| B/C | 2.59 |

4.4.1.2.3.2 Alternativa 2

Tabla 67: Alternativa II

| LABORES | VOLUMEN | TONELAJE | PU | COSTO (\$/tn) | COSTO (\$/tn) | COSTO TOTAL (\$/tn) |
|---|----------------|------------|--------------|-------------------|-------------------|-------------------------|
| | m ³ | TM | US\$ | PREPARACIÓN | OPERATIVO (\$/tn) | OPERATIVO + PREPARACIÓN |
| Preminado del tajo San Gerardo | 482,329 | 1,254,056 | 1.821 | 2,283,636 | | |
| Minado de desmonte del tajo San Gerardo | 5,194,892 | 13,506,719 | 1.821 | 24,595,735 | | |
| Transporte de OP hacia planta | 798,743 | 2,236,481 | 2.295 | | 5,132,724 | |
| | | | | | | |
| Producción del tajo San Gerardo | 798,743 | 2,236,481 | 2.235 | | 4,998,535 | |
| Total | | 19,233,737 | | 26,879,371 | 10,131,259 | 37,010,630 |
| Costo US\$/TM | | | | 12.02 | 4.53 | 16.55 |

Fuente: Elaboración propia.

Valor por elemento (1%)

| | Pb | Zn | Ag | Cu |
|---------|-------|------|------|------|
| Mineral | 11.18 | 9.68 | 9.47 | 0.00 |

Reservas geológicas

Tabla 68: Reservas geológicas-Alternativa II

| BLOQUES DE MINERAL | TM | % Pb | % Zn | Ag (oz/TM) | Cu (%) | VALOR |
|-------------------------------|------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| | | | | Onz/TM | Onz/TM | US\$ |
| Recursos del tajo San Gerardo | 2,236,481 | 1.38 | 1.21 | 1.38 | 0.04 | 40.04 |
| Total | 2,236,481 | 1.38 | 1.21 | 1.38 | 0.04 | 40.04 |

Fuente: Elaboración propia.

Reservas minables

Reservas acumuladas 2,236,481 TMS
 Minable del tajo San Gerardo **2,236,481 TMS**

Valor de mineral incluye costo producción + Planta = 40.04 US\$/TM
 Total del valor de mineral = 89,545,065 US\$ (1)
 Total del costo de minado de material = -37,010,630 US\$ (2)

UTILIDAD = 52,534,435 US\$

Costo de preparación por TM = 12.02 US\$/TM
 Costo de operación por TM = 4.53 US\$/TM
 Costo de preparación + Operación por TM = 16.55 US\$/TM
 La inversión se paga con = 671,340 TM

Tabla 69: Flujo de caja-Alternativa II

| FLUJO DE CAJA | | | | |
|---------------------------|----------------------------|-------------------|-------------------|-------------------|
| TIEMPO (SEMESTRES) | TONELADAS EXTRAÍDAS | EGRESOS | INGRESOS | TOTAL MES |
| 0 | | 26,879,371 | 0 | -26,879,371 |
| 1 | 320,092 | 1,450,017 | 10,252,771 | 8,802,754 |
| 2 | 475,000 | 2,151,750 | 19,018,228 | 16,866,478 |
| 3 | 540,000 | 2,446,200 | 21,620,723 | 19,174,523 |
| 4 | 540,000 | 2,446,200 | 21,620,723 | 19,174,523 |
| 5 | 361,389 | 1,637,092 | 14,469,428 | 12,832,336 |
| Total | 2,236,481 | 37,010,630 | 86,981,872 | 49,971,242 |

Fuente: Elaboración propia.

| | |
|--------------------------|---------------------|
| Tasa de descuento | 12.0% |
| VAN | \$24,590,445 |
| TIR | 45% |
| B/C | 2.35 |

En la sección 4.1.2, referente a las condiciones para este ejercicio, se considera una subcontratación. Es decir, externalización o tercerización. Para ello, se designa el proceso en el cual la organización; en este caso la Cía. Minera Atacocha, contrata a otras empresas externas para que se hagan cargo de cierta parte de su actividad o producción. Esto conlleva a que no tendremos un CAPEX, mucho menos un OPEX, pues esto pertenece a la empresa contratista encargada de realizar el minado, debido a que la explotación del tajo San Gerardo es de 28 meses, lo cual no sería rentable para la compañía adquirir equipos, contratar personal, etcétera, por ser un tiempo muy corto de explotación.

Tabla 70: Cuadro de rendimiento

| Cuadro de rendimiento tn/hr | | | | | |
|-----------------------------|--|--|--|--|---------|
| Periodo | Opción 1 | | Opción 2 | | tn |
| | Flota de camiones de 20 m ³ | Flota de excavadoras de 3.5 m ³ | Flota de camiones de 15 m ³ | Flota de excavadoras de 2.7 m ³ | |
| set-15 | 123 | 897 | 89 | 775 | 283,244 |
| oct-15 | 123 | 897 | 89 | 775 | 319,578 |
| nov-15 | 120 | 897 | 87 | 775 | 320,378 |
| dic-15 | 120 | 897 | 87 | 775 | 330,856 |
| ene-16 | 119 | 905 | 80 | 782 | 335,085 |
| feb-16 | 119 | 905 | 80 | 782 | 458,207 |
| mar-16 | 119 | 905 | 80 | 782 | 500,958 |
| abr-16 | 116 | 905 | 78 | 782 | 500,533 |
| may-16 | 116 | 905 | 78 | 782 | 500,663 |
| jun-16 | 116 | 905 | 78 | 782 | 500,584 |
| jul-16 | 116 | 905 | 78 | 782 | 500,540 |
| ago-16 | 114 | 907 | 77 | 783 | 500,000 |
| set-16 | 114 | 908 | 77 | 785 | 500,000 |
| oct-16 | 114 | 909 | 77 | 785 | 505,000 |
| nov-16 | 111 | 910 | 75 | 786 | 500,000 |
| dic-16 | 111 | 909 | 75 | 785 | 541,629 |
| ene-17 | 111 | 908 | 75 | 784 | 590,000 |
| feb-17 | 114 | 908 | 77 | 784 | 590,000 |
| mar-17 | 109 | 908 | 73 | 784 | 600,000 |
| abr-17 | 109 | 908 | 73 | 784 | 580,000 |
| may-17 | 109 | 907 | 73 | 784 | 615,000 |
| jun-17 | 109 | 908 | 73 | 784 | 594,000 |
| jul-17 | 104 | 907 | 70 | 784 | 625,000 |
| ago-17 | 104 | 907 | 70 | 784 | 630,000 |
| set-17 | 102 | 907 | 69 | 783 | 635,000 |
| oct-17 | 102 | 907 | 69 | 784 | 630,000 |
| nov-17 | 102 | 907 | 69 | 783 | 635,000 |
| dic-17 | 103 | 907 | 69 | 783 | 635,000 |
| ene-18 | 103 | 907 | 69 | 783 | 636,000 |
| feb-18 | 109 | 907 | 73 | 783 | 635,000 |
| mar-18 | 102 | 907 | 69 | 783 | 635,000 |
| abr-18 | 102 | 907 | 69 | 784 | 635,000 |

Fuente: Elaboración propia.

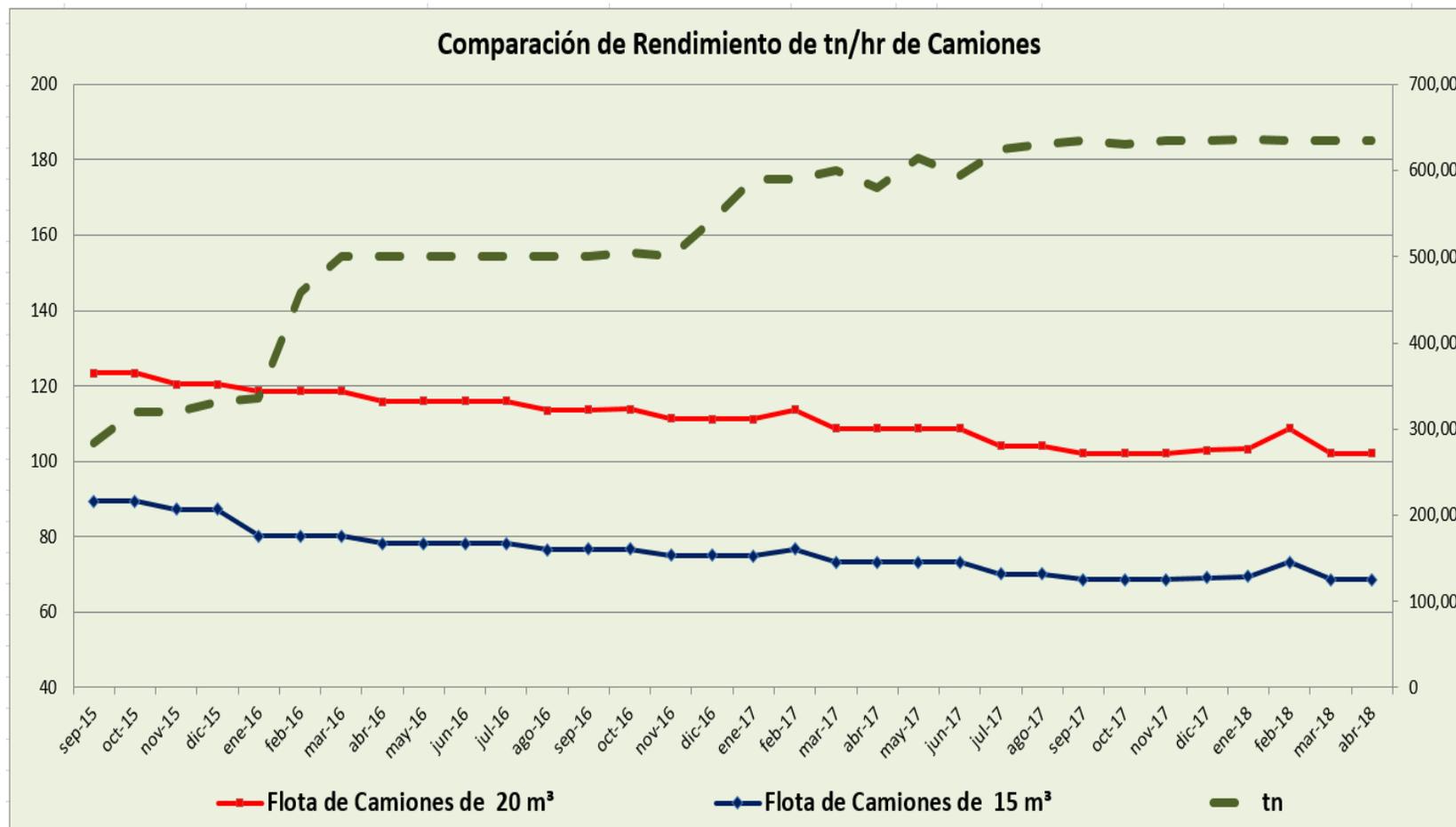


Figura 45: Comparativo de rendimientos de camiones de 15 m³ y 20 m³.

Fuente: Elaboración propia.

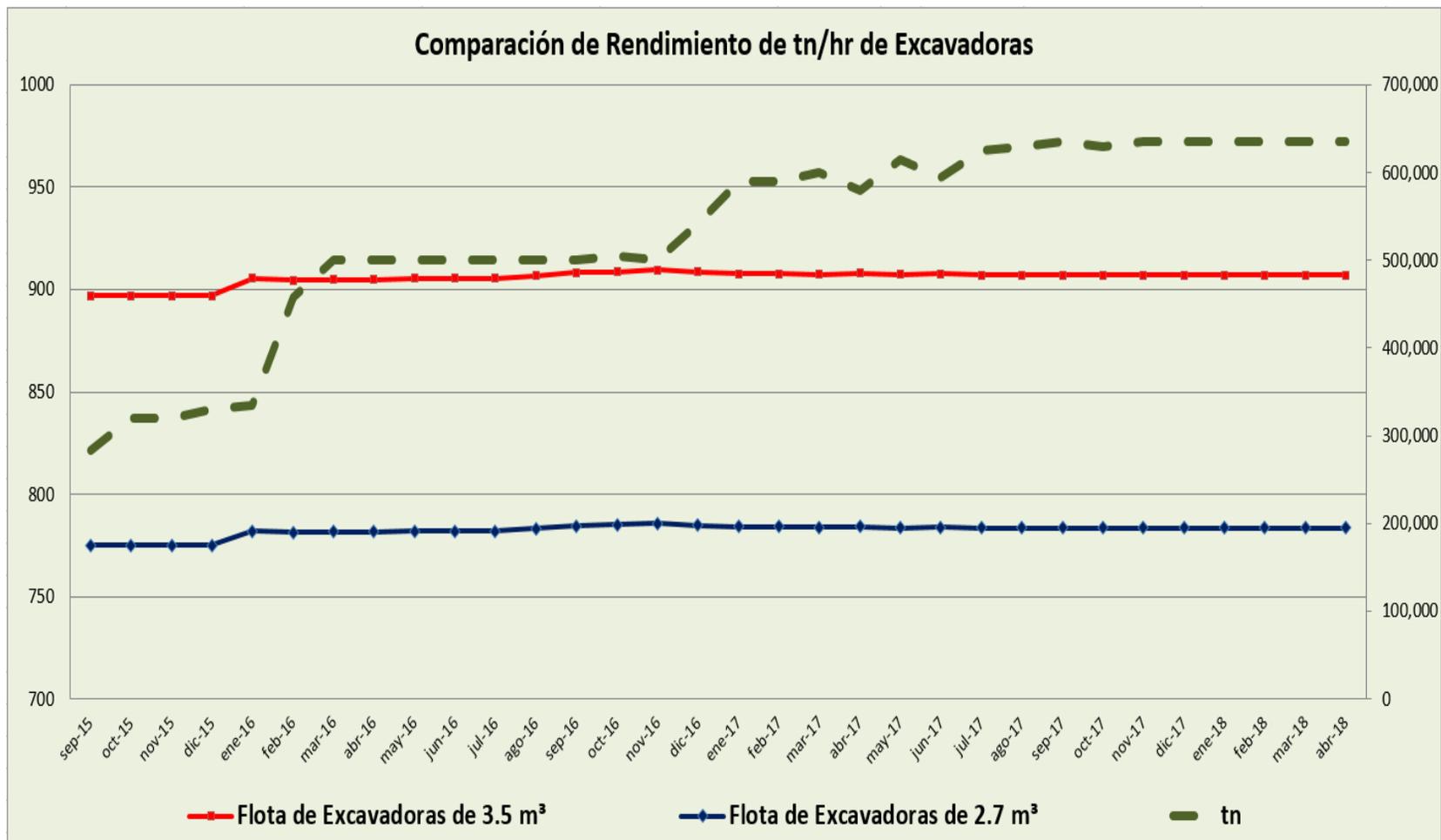


Figura 46: Comparativo de rendimientos de excavadoras de 2.7 y 3.5 m³.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 71: Cuadro de rendimiento

| Cuadro de productividad en \$/tn | | | | |
|----------------------------------|--|--|--|--|
| Periodo | Opción 1 | | Opción 2 | |
| | Flota de camiones de 20 m ³ | Flota de excavadoras de 3.5 m ³ | Flota de camiones de 15 m ³ | Flota de excavadoras de 2.7 m ³ |
| set-15 | 0.447 | 0.162 | 0.451 | 0.165 |
| oct-15 | 0.423 | 0.155 | 0.430 | 0.158 |
| nov-15 | 0.459 | 0.155 | 0.456 | 0.158 |
| dic-15 | 0.452 | 0.153 | 0.451 | 0.156 |
| ene-16 | 0.453 | 0.151 | 0.472 | 0.154 |
| feb-16 | 0.441 | 0.166 | 0.483 | 0.180 |
| mar-16 | 0.444 | 0.170 | 0.466 | 0.173 |
| abr-16 | 0.450 | 0.170 | 0.487 | 0.173 |
| may-16 | 0.450 | 0.170 | 0.473 | 0.173 |
| jun-16 | 0.450 | 0.170 | 0.487 | 0.173 |
| jul-16 | 0.450 | 0.170 | 0.473 | 0.173 |
| ago-16 | 0.456 | 0.170 | 0.494 | 0.173 |
| set-16 | 0.455 | 0.170 | 0.493 | 0.173 |
| oct-16 | 0.453 | 0.169 | 0.491 | 0.172 |
| nov-16 | 0.461 | 0.169 | 0.500 | 0.173 |
| dic-16 | 0.464 | 0.164 | 0.498 | 0.167 |
| ene-17 | 0.465 | 0.158 | 0.495 | 0.162 |
| feb-17 | 0.442 | 0.158 | 0.499 | 0.162 |
| mar-17 | 0.467 | 0.157 | 0.510 | 0.161 |
| abr-17 | 0.474 | 0.159 | 0.516 | 0.163 |
| may-17 | 0.463 | 0.156 | 0.505 | 0.159 |
| jun-17 | 0.469 | 0.158 | 0.512 | 0.161 |
| jul-17 | 0.487 | 0.155 | 0.527 | 0.158 |
| ago-17 | 0.485 | 0.154 | 0.526 | 0.158 |
| set-17 | 0.490 | 0.154 | 0.542 | 0.157 |
| oct-17 | 0.491 | 0.154 | 0.544 | 0.158 |
| nov-17 | 0.490 | 0.154 | 0.542 | 0.157 |
| dic-17 | 0.487 | 0.154 | 0.539 | 0.157 |
| ene-18 | 0.486 | 0.154 | 0.537 | 0.157 |
| feb-18 | 0.472 | 0.154 | 0.521 | 0.157 |
| mar-18 | 0.490 | 0.154 | 0.542 | 0.157 |
| abr-18 | 0.490 | 0.154 | 0.542 | 0.157 |

Fuente: Elaboración propia.

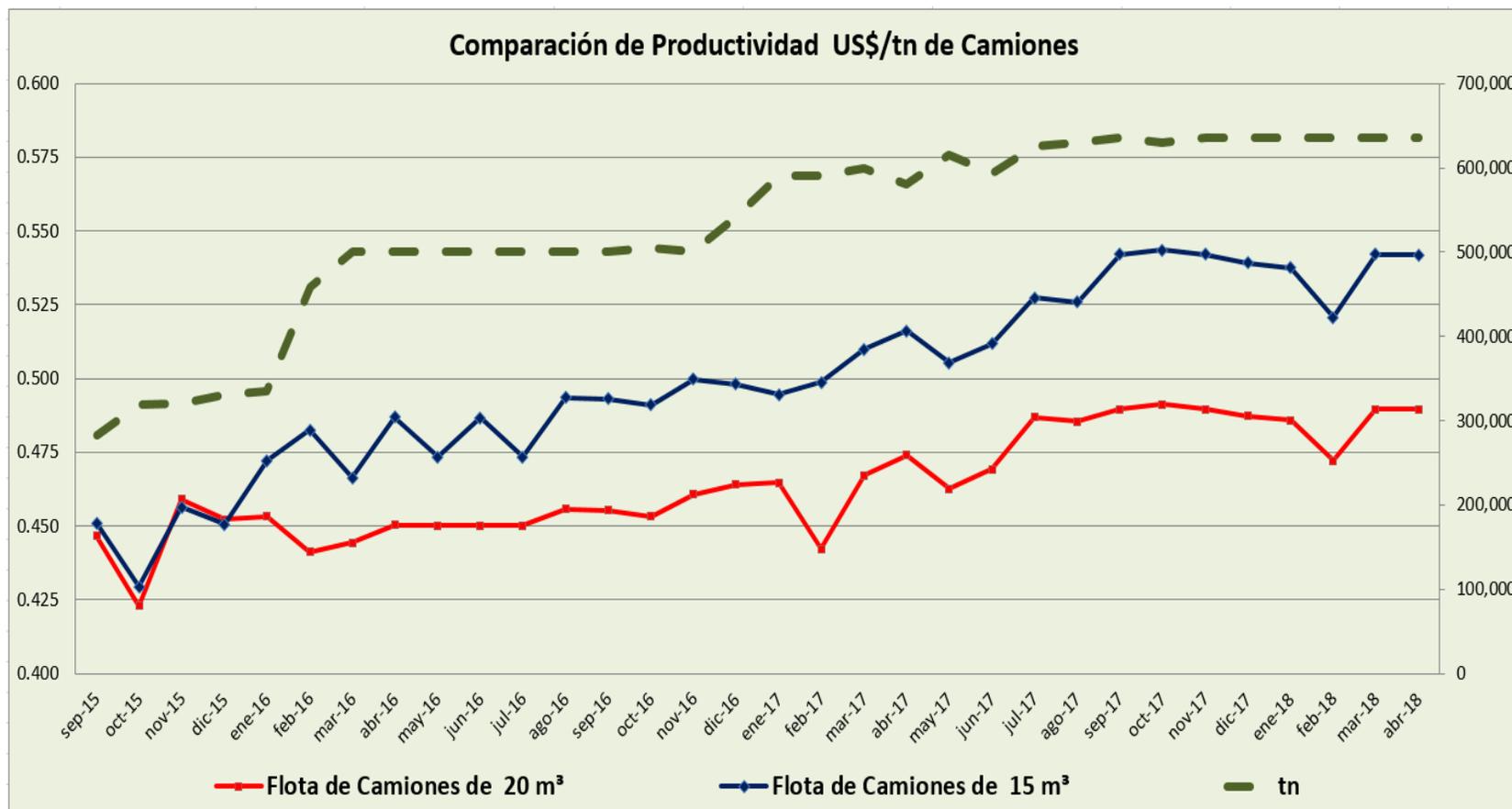


Figura 47: Comparativo de productividad de camiones de 15 y 20 m³.

Fuente: Elaboración propia.

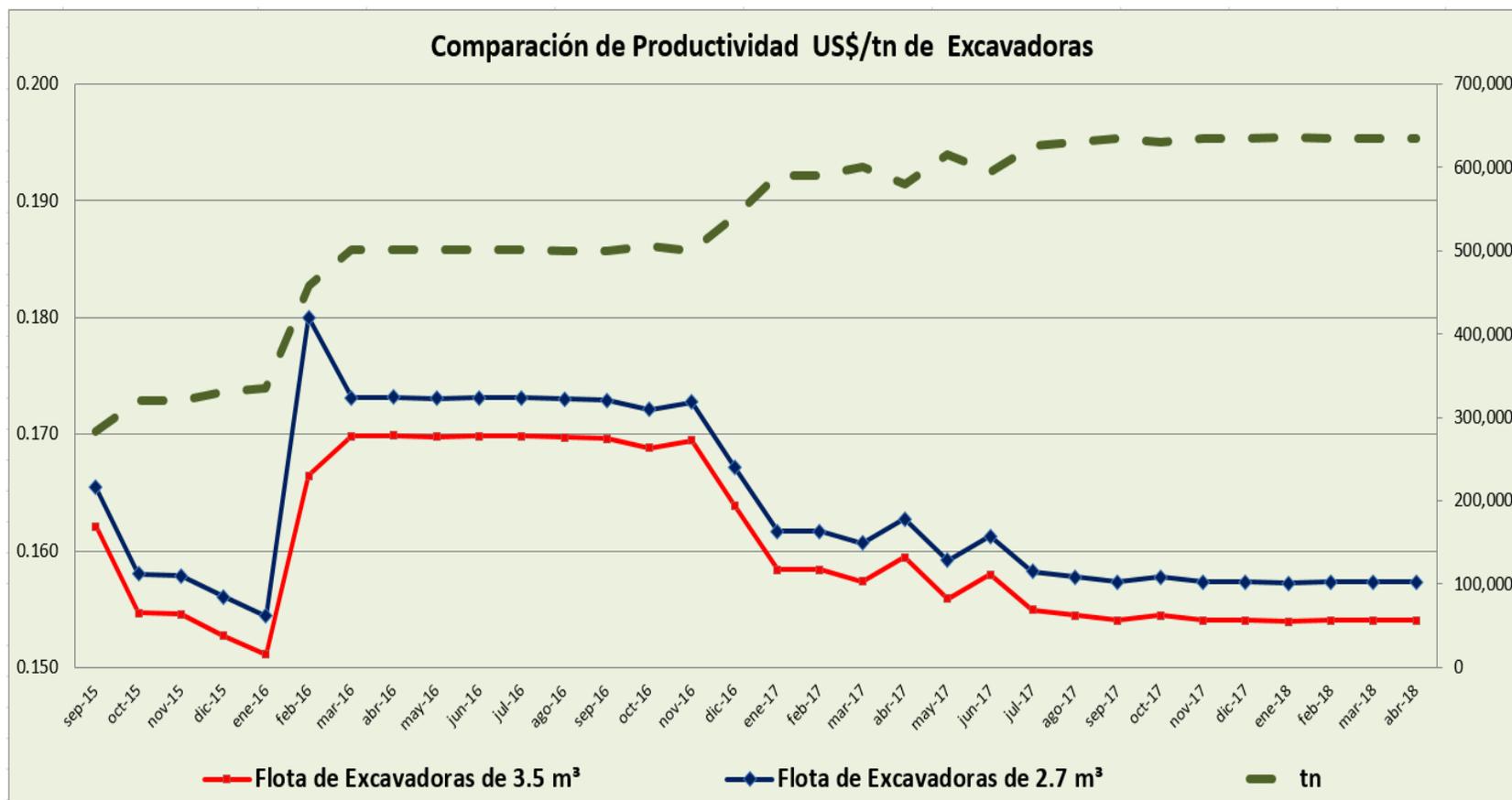


Figura 48: Comparativo de productividad de excavadoras de 2.7 y 3.5 m³.

Fuente: Elaboración propia.

Por ser un dimensionamiento de flota de todo el proyecto, no es confiable entrar a detalle para ver variables como *stand by*, disponibilidad física, etcétera.

Tabla 72: Cuadro distribución de horas

| | | 24 | Horas | |
|-------------------------|-----|-----|-------|----------------------|
| Reparaciones | 0.2 | 3.6 | 3.6 | Reparaciones |
| Disponibilidad mecánica | 0.9 | 20 | 3.06 | Demoras operativas |
| Utilización | 0.7 | 17 | 17.3 | Utilización efectiva |

Fuente: Elaboración propia.

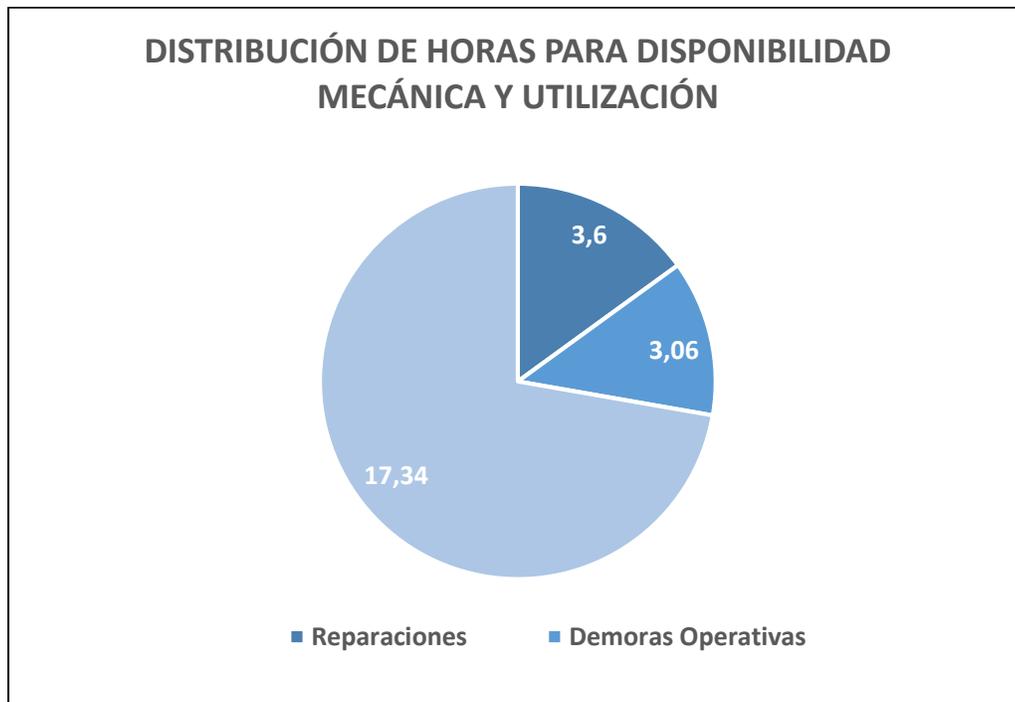


Figura 49: Distribución de horas.

Fuente: Elaboración propia.

| | |
|-------------------------|-----|
| Disponibilidad mecánica | 85% |
| Utilización efectiva | 85% |



4.4.1.2.4 Comparativo

Tabla 73: Opción I versus Opción II

| Criterios evaluados | Unidades | Opción 1 | Opción 2 |
|---------------------------------|-----------|---|---|
| | | Camión de 20 m ³ con excavadora 3.5 m ³ | Camión de 15 m ³ con excavadora 2.7 m ³ |
| Costo de acarreo | USD \$ | 7,937,762 | 8,596,485 |
| Cantidad de camiones inicial | Und | 5 | 7 |
| Cantidad de camiones final | Und | 12 | 18 |
| Productividad de camión | tn/hr | 111 | 76 |
| Productividad de acarreo | Tn/H-gdia | 962 | 659 |
| Costo de excavadora | USD \$ | 2,701,837 | 2,776,150 |
| Cantidad de excavadoras inicial | Und | 1 | 1 |
| Cantidad de excavadoras final | Und | 2 | 2 |
| Productividad excavadora | tn/hr | 906 | 782 |
| Productividad de carguío | Tn/H-gdia | 7,855 | 6,780 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 74: Calificación de las opciones propuestas

| Criterios evaluados | Peso | Opción 1 | | Opción 2 | |
|---------------------------------|------|------------|-----------|------------|-----------|
| | | Puntaje | Ponderado | Puntaje | Ponderado |
| Costo de acarreo | 10 | 10 | 100 | 9 | 90 |
| Cantidad de camiones inicial | 9 | 10 | 90 | 9 | 81 |
| Cantidad de camiones final | 8 | 10 | 80 | 9 | 72 |
| Productividad de camión | 7 | 10 | 70 | 9 | 63 |
| Productividad de acarreo | 6 | 10 | 60 | 9 | 54 |
| Costo de excavadora | 5 | 10 | 50 | 9 | 45 |
| Cantidad de excavadoras inicial | 4 | 9 | 36 | 10 | 40 |
| Cantidad de excavadoras final | 3 | 8 | 24 | 9 | 27 |
| Productividad excavadora | 2 | 10 | 20 | 9 | 18 |
| Productividad de carguío | 1 | 10 | 10 | 9 | 9 |
| | | 540 | | 499 | |

Fuente: Elaboración propia.

4.5 Sistema Dispatch

En la compañía minera Atacocha se utiliza el *software* PEVOFLEET, una herramienta de registro de datos en tiempo real aplicado a los movimientos los camiones o volquetes en una determinada área dominado por un sistema similar a un Dispatch. Se basa en un archivo .xls con macros y programación VBA. Así, mediante una configuración simple, se puede registrar la data. El objetivo es facilitar al área de ingeniería y oficina técnica determinar la cantidad de viajes realizados por cada camión, por destino, por tipo de material y origen.

4.5.1 Acerca de los supuestos y limitaciones

Por estar desarrollado para una situación específica, PEVOFLEET tiene los siguientes supuestos:

- ✓ Se aplica a un *open pit*, donde la señal de radio es consistente desde todos los puntos a todos los puntos que involucra el *pit*.
- ✓ Existe al menos un controlador por cada excavadora, donde cada excavadora se encuentra en un punto de carguío (fase o banco).
- ✓ Existe un registrador en la central (mirador) del *pit*, quien se comunica mediante radio con los controladores.
- ✓ En condiciones normales deben estar presentes controladores tanto de día como de noche.
- ✓ El controlador tiene pleno conocimiento del mecanismo de reporte (datos de interés en el momento adecuado).

- ✓ El registrador tiene pleno conocimiento de herramientas de Excel, base de datos y macros. Sobre todo de la forma que la supervisión requiere los resultados.

4.5.2 Marco conceptual del sistema Dispatch

- **Camión o volquete:** En este caso puede ser de diferentes capacidades. Están debidamente identificados con un código como PVX-ATA-VOLxx, donde xx es un número asignado al camión por convención para el proyecto.
- **Controlador:** Es una persona capacitada para realizar el control en campo, ubicado relativamente cerca a la excavadora que realiza el carguío. Asimismo, se supone que este está en una fase o banco. Entiende del protocolo de reporte. Además, cuenta con un formato de control propio.
- **Registrador:** Personal debidamente capacitado tanto en sistemas operativos, Office y Excel, además del protocolo de registro e informe de datos. Se ubica en una central, cuenta con una PC, radio, conexión a internet. Está presente en ambos turnos.
- **Pevofleet:** *Software* preparado para la acumulación de data la versión 1 ofrece hasta cuatro opciones de entrada (controladores).

4.5.3 Arquitectura del proyecto

El proyecto se basa en controladores que están cerca a las excavadoras y estos reportan por radio a la central acerca de su placa, ubicación y destino.

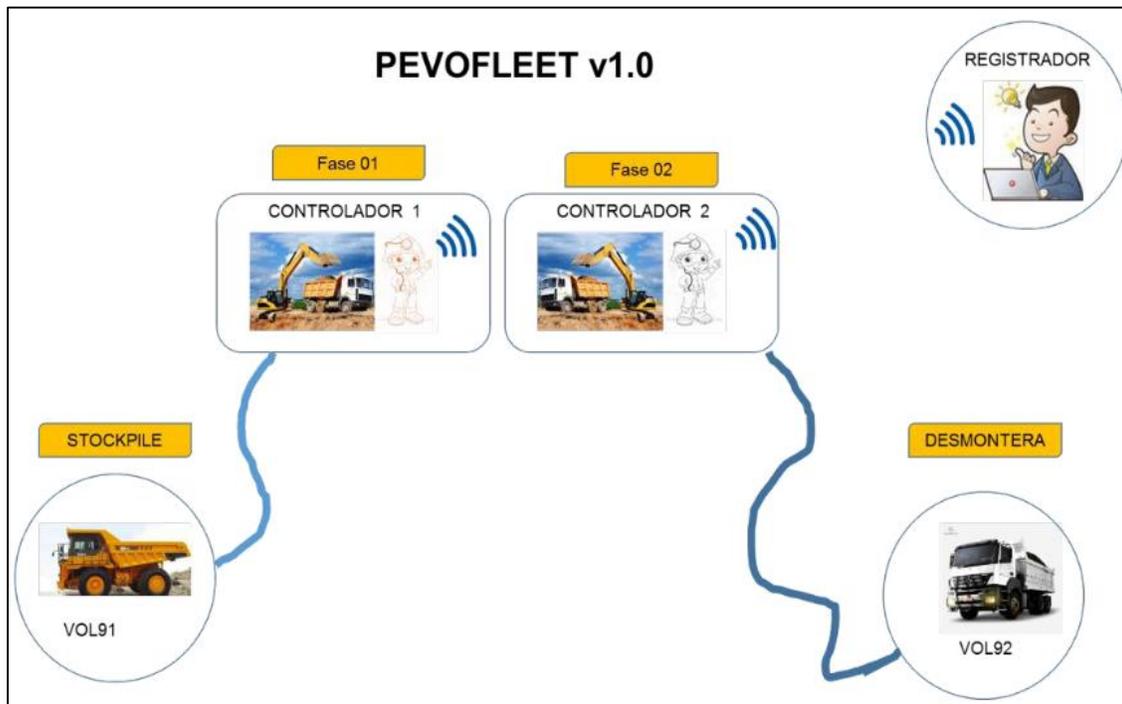


Figura 50: Arquitectura del sistema Pevofleet v1.0.

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4 Base de datos

Para usar Pevofleet, se deberá configurar ciertos parámetros muy sencillos.

4.5.4.1 Volquetes

Se cuenta con una lista adecuada, actualizada debidamente codificada digital y físicamente.

Tabla 75: Codificación de camiones en el sistema Pevofleet

| CAMIONES | PLACA | C.T m3 | C.R. m3 |
|----------|---------|--------|---------|
| VOL88 | D10-745 | 15 | 12 |
| VOL89 | D9S-899 | 15 | 12 |
| VOL90 | AFP-894 | 15 | 12 |
| VOL91 | D1F-731 | 15 | 12 |
| VOL92 | D9T-776 | 15 | 12 |
| VOL96 | D1H-775 | 15 | 12 |
| VOL97 | AEW-719 | 15 | 12 |
| VOL98 | ADX-704 | 15 | 12 |
| VOL99 | CSR-902 | 15 | 12 |
| VOL100 | CSR-907 | 15 | 12 |
| VOL101 | F1K-864 | 20 | 16 |
| VOL102 | D9S-874 | 15 | 12 |
| VOL103 | ACH-875 | 20 | 16 |
| VOL104 | C7R-747 | 15 | 12 |
| VOL105 | D6P-808 | 20 | 16 |
| VOL106 | B8V-797 | 15 | 12 |
| VOL107 | W1O-745 | 15 | 12 |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.2 Excavadoras

Las excavadoras deben ser identificadas en campo por códigos únicos. El *software* permite un *nick name* para las excavadoras.

Tabla 76: Codificación de excavadoras en el sistema Pevofleet

| EXCAVADORAS | CODIGO |
|-------------|-----------|
| EXCAV01 | TIBURON 1 |
| EXCAV02 | TIBURON 2 |
| EXCAV03 | LA BALA |
| EXCAV04 | DOOSAN |
| EXCAV05 | HERCULES |
| EXCAV06 | TIBURON 3 |
| EXCAV07 | TIBURON 4 |
| EXCAV08 | TIBURON 5 |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.3 Registradores

El cuadro de registradores debe ser actualizado según quienes lo utilizarán.

Tabla 77: Codificación de registradores en el sistema Pevofleet

| REGISTRADOR |
|-------------|
| N. CHAMORRO |
| L. CUTIPA |
| C. VALENTIN |
| J. OLLANTAY |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.4 Densidad de material

Actualizar las densidades de material en Ton/m³.

Tabla 78: Densidad del material en el sistema Pevofleet

| MATERIAL | DENSIDAD |
|----------|----------|
| Mineral | 2.8 |
| Desmante | 2.6 |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.5 Orígenes

Los orígenes pueden ser agregados o configurados según requerimiento.

Tabla 79: Orígenes del material en el sistema Pevofleet

| FRENTE/CARGA |
|--------------|
| FASE 0 |
| FASE 1 |
| FASE 2 |
| FASE 3 |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.6 Excavadoras

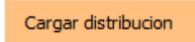
Este cuadro de la hoja “controladores” no debe ser eliminado ni modificado, pues se relaciona con el botón  y su recopilación se hace con el botón . Hay que tener cuidado con la data de este cuadro por si se configura de manera convencional.

Tabla 80: Excavadoras en el sistema Pevofleet

| CONTROLADOR | EXCAVADORA | FRENTE DE CARGA | FECHA | REGISTRADOR |
|-------------|------------|-----------------|------------|-------------|
| P. VARGAS | EXCAV01 | FASE 0 | 01/02/2016 | N. CHAMORRO |
| J. ROQUE | EXCAV02 | FASE 1 | | |
| A. SINCHE | EXCAV03 | FASE 2 | | |
| W. JARA | EXCAV04 | FASE 3 | | |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.7 Acumulador de data

Para ingresar al acumulador de data, abra el archivo, active los modos de uso de macros y haga clic en el botón 

El formulario de acumulación de data tiene los campos prediseñados para agregar registros a la hoja [Registro].

En primer lugar, se deberá registrar la fecha y el nombre de quien registrará la data. Ojo se deberá respetar el formato de fecha.



Formulario de acumulación de data con los campos:

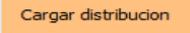
- Etiqueta: "Escriba fecha: Ej. 29/01/2016" sobre un campo de texto que contiene "01/02/2016".
- Etiqueta: "REGISTRADOR" sobre un menú desplegable que muestra "J. CARNERO".

Luego, a inicio de guardia (o a la hora de la repartición de guardia), se podrá saber la asignación de los controladores, por excavadoras y frentes.

| | CONTROLADOR | EXCAVADORA | FRENTE DE CARGA |
|------------------------------------|-------------|------------|-----------------|
| <input checked="" type="radio"/> 9 | P. VARGAS | EXCAV01 | FASE 0 |
| <input type="radio"/> 10 | J. ROQUE | EXCAV02 | FASE 1 |
| <input type="radio"/> 11 | A. SINCHE | EXCAV03 | FASE 2 |
| <input type="radio"/> 12 | W. JARA | EXCAV04 | FASE 3 |

Figura 51: Asignación de controladores.

Fuente: Pevoex 2016.

Para guardar la configuración, use el botón  y para cargar la última configuración guardada presionar en el botón .

Cuando se hayan configurado los orígenes, controladores y excavadoras, se registrará la salida de los volquetes a su destino, siguiendo el protocolo de reporte como: “Aquí Vargas, volquete 99 sale hacia desmontera”.

Figura 52: Sistema de control en el sistema Pevofleet.

Fuente: Pevoex 2016.

Una vez recibo la data y confirmado la guardia que corresponde a la fecha ingresada, se presiona el botón 

Finalmente, los datos se registrarán en las celdas del Excel.

Tabla 81: Registro de datos

| Fecha | Hora | Código | Controlador | Destino | Material | Viaje | Registrador | Gdia | Excavadora | Origen |
|------------|-------|--------|-------------|------------|----------|-------|-------------|------|------------|--------|
| 02/01/2016 | 10:55 | VOL97 | P. VARGAS | Desmontera | Desmonte | 1 | N. CHAMORRO | Día | EXCAV01 | FASE 0 |
| 02/01/2016 | 14:10 | VOL96 | P. VARGAS | Desmontera | Desmonte | 1 | N. CHAMORRO | Día | EXCAV02 | FASE 0 |

Fuente: Pevoex 2016.

Las columnas coloreadas son cálculos a base de los datos ingresados y configuraciones realizadas en la base de datos.

Tabla 82: Registro de datos II

| Placa | Capacidad Teórica (m ³) | Capacidad Real (m ³) | Densidad (Promedio) | m ³ Transportado | Tn Transportado | Semana | Mes | Excavadora |
|---------|-------------------------------------|----------------------------------|---------------------|-----------------------------|-----------------|--------|-----|------------|
| AEW-719 | 20 | 16.13 | 2.63 | 20 | 37.78 | 1 | 2 | TIBURON 1 |
| D1H-775 | 20 | 16.13 | 2.63 | 20 | 37.78 | 1 | 2 | TIBURON 1 |

Fuente: Pevoex 2016.

4.5.4.8 Reporte semanal

El reporte semanal se configura mediante una tabla dinámica que permite filtrar el número de semana. Los inicios de semana son los viernes según la compañía minera cliente. Estos se pueden configurar en la columna semana.

| REPORTE SEMANAL DE PRODUCCIÓN | | | |
|--|---------------|--------------|--|
| Proyecto: Explotacion de San Gerardo Cliente: Compañía Minera Atacocha Contratista: Pevoex Contratistas SAC | | | |
| Semana Semana 4 | | | |
| Material Transportado (Tn) | | Material | |
| Fecha | Desmorte (Tn) | Total (Tn) | |
| 26/01/2016 | 345.6 | 345.6 | |
| Total (Tn) | 345.6 | 345.6 | |

Figura 53: Reporte semanal de producción en el sistema Pevofleet.

Fuente: Pevoex 2016.

La siguiente gráfica muestra el comportamiento en la semana seleccionada para ambos materiales (tanto mineral como desmorte). Opcionalmente se pueden configurar los *labels* de metas diarias según el material transportado. Las unidades de la grafica están en Tn. De igual forma es dinámico, por lo que se puede configurar el modo de reporte.

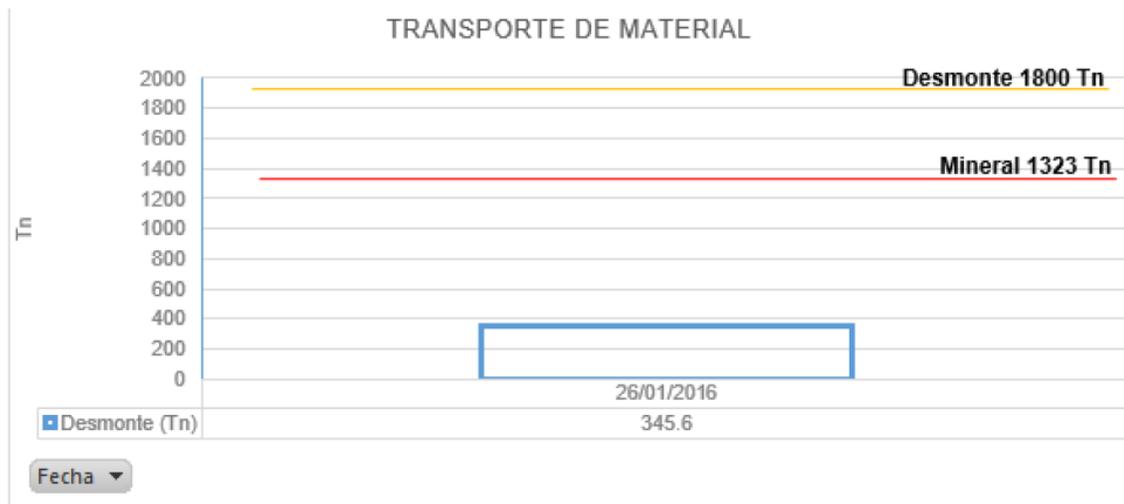


Figura 54: Reporte de transporte de material en el sistema Pevofleet.

Fuente: Pevoex 2016.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1 Conclusiones

Las conclusiones que se desprenden del desarrollo de esta tesis son las siguientes:

- Como se ha aprecia en los capítulos anteriores, el objetivo de la operación de carguío y transporte es trasladar el material minado de un lugar a otro a un menor costo. Además, para controlar cualquier actividad esta debe ser medida. Así, este trabajo de investigación demuestra que es factible y viable medir las operaciones del ciclo de transporte y a base de este cálculo hallar el número adecuado de camiones para esta operación minera.
- Se debe optimizar el uso de excavadoras, para lo cual si se agregan camiones a la operación sin que haya una relación *match factor* cercano a uno, esta solo trae menor productividad y consecuentemente mayores costos.
- El cálculo adecuado de la flota de camiones permite mantener en óptimas condiciones la relación \$/Ton para el costo de operaciones mineras. El excedente o la faltante de camiones influye directamente en los costos

unitarios de la operación minera.

- El costo de un camión de 20 m³ es aproximadamente 48.34 \$/hr, como se puede apreciar en el desarrollo de la tesis. Si se tiene un excedente de camiones, se generarán tiempos muertos, pues estos equipos se verán en la obligación de esperar a que se liberen las excavadoras.
- Si el número de camiones fuera menor al que se necesita, entonces las excavadoras tendrían tiempos muertos incrementando el tiempo de ciclo de transporte de los camiones, lo cual se traduce en menor producción horaria y mayor costo por unidad cargada y transportada adicionalmente al costo por tener las excavadoras sin trabajar.
- El costo por hora de una excavadora es de 122.47\$/hr aproximadamente. Por ello, es primordial tener una cantidad óptima de camiones para cumplir con los requerimientos de producción y que las excavadoras estén el menor tiempo posible inactivas y/o paradas para así evitar pérdidas económicas.

5.2 Recomendaciones

Las recomendaciones son:

- La presente tesis es válida como una base para estudios de la etapa de factibilidad del tajo San Gerardo, de la Compañía Minera Atacocha, pues permite determinar el número óptimo de unidades de la flota de camiones. Por ello, es recomendable compendiar abundante información para tener datos más precisos y confiables.

- Este ejercicio destinado para el cálculo del número óptimo de camiones del tajo San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, podemos utilizarlo mucho antes que se comience con la explotación, en la etapa del preminado, en el inicio de la explotación del tajo y durante el desarrollo de la mina. Por ello, los parámetros pueden variar debido a que las condiciones en cada etapa son diferentes y tendremos resultados nuevos.
- Se debe tener en cuenta el deterioro prematuro de los camiones, lo cual disminuye el valor de rescate de las unidades.
- Todas las variables que se utilizan en esta tesis son idénticas a la realidad. Pueden ser cambiadas o mejoradas para un desenvolvimiento de los cálculos en esta operación minera u otra.
- En relación con el Dispatch, este es de vital importancia para la administración de la operación en el tajo abierto, pero cabe resaltar que el funcionamiento del mismo es cuando está en marcha la operación de minado.

5.3. Referencias bibliográficas

- **Aguirre Barahoma, J. 2013.** *Manejo de materiales*. Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad de Antofagasta. Antofagasta: s. n., pp. 8, diapositivas.

- **Alarie, S y Gamache, M. 2010.** “*Overview of Solution Strategies Used in Truck Dispatching Systems for Open Pit Mines*”. S .l.: *International Journal of Mining Reclamation and Enviroment*, 16.

- **Alberto, J. 2012.** Ingeniería de Minas. *El Rincón Minero*. [En línea] 19 de abril de 2012. [Citado el 7 de mayo de 2016.] Recursos didácticos. <https://goo.gl/YAekgL>.

- **Alberto, J. 2012.** Ingeniería de Minas. *Rincón Minero*. [En línea] 21 de abril de 2012. [Citado el 19 de marzo de 2016.] Recursos didácticos. <https://goo.gl/9FdRsN>.

- **Ary, D. y otros. 1989.** *Introducción a la investigación pedagógica*. México: Mc. Graw-Hill.

- **Ayllón, J.** *Maquinaria y equipo de construcción*.

- **Baldeón Quispe, Z. 2010.** *Gestión en las operaciones de transporte y acarreo para el incremento de la productividad en la Cía. Minera Condestable S. A.* Facultad de Ingeniería de Minas, Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima: s. n., pág. 62, tesis de pregrado.

- **Bohorquez Huara, A. 2013.** *Chimeneas y rampas como desarrollo de producción*. Universidad Nacional de Cajamarca. Cajamarca: s. n., pág. 8.

- **Cabrera Ortiz, J. 2013.** Universidad de Chile. Santiago: s. n. Diapositivas.

- **Chadwiwick, J. 1996.** *Carga y transporte a cielo abierto*, pág. 15.

- **Cruzat G, A. 2008.** *Carguío y transporte*. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad La Serena. Santiago de Chile: s. n., pág. 16, Curso.
- **Decreto Supremo 025-2016-EM. 2016.** *Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería*.
- **Educar Chile. 2012.** Educar Chile. [En línea] 10 de febrero de 2012. [Citado el 5 de marzo de 2016.] <https://goo.gl/5tQkx7>.
- **Esteban Rodriguez, D. 2013.** *Modelo analítico para el dimensionamiento de flota de transporte en minería a cielo abierto: análisis de prioridades de atención según rendimiento*. Escuela de Ingeniería, Pontificia Universidad Católica de Chile. Santiago de Chile: s. n., pág. 101, tesis de posgrado.
- **Golosinki, T. S. 2013.** *Factores que afectan al sistema de carguío y transporte*. Intercade Consultancy & Training, pág. 85, diapositivas.
- **Gómez Echeandía, S. 2011.** *Dimensionamiento óptimo de flotas de equipos para proyectos de movimiento de tierras*. Facultad de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Piura. Piura: s. n., pág. 7, artículo científico.
- **Gonzales Paihua, T. 2010.** *Diseño de minas a tajo abierto*. Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería. Lima: s. n., pág. 152, tesis de pregrado.
- **Hepburn, M. 2017.** Glosario de terminología minera, Manual de minería. [En línea] 17 de diciembre de 2017. [Citado el 12 de agosto de 2016.] <https://goo.gl/FGnb38>.

- **Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. 2005.** Instituto de Ingenieros de Minas del Perú. [En línea]. www.iimp.org.pe.
- **Linares Mascaró, E. 2010.** Varietates. [En línea] 3 de agosto de 2010. [Citado el 17 de abril de 2016.] <https://goo.gl/G2ubOU>.
- **Meza Castro, J. 2011.** *Desarrollo de un modelo para la aplicación de simulación a un sistema de carguío y acarreo de desmonte en una operación minera a tajo abierto.* Facultad de Ingeniería de Minas, Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima: s. n., págs. 93-95, tesis de pregrado.
- **Morales Condori J. 2012.** *Geología Atacocha.*
- **Oswaldo Ortiz S., Godelia Canchari S., Silvia Iglesias L. y Mario Gonzales T. 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, págs. 40-42.
- **Preciado Hernández, J. 2001.** *Diseño y aplicación de un modelo económico para la toma de decisiones en reemplazo de equipo de acarreo en una mina a cielo abierto.* Facultad de Contabilidad y Administración de Manzanillo, Universidad de Colima. Manzanillo-Colima: s. n., pág. 117, tesis de maestría.
- **Reyna, G. 2015.** *Informe de clasificación de riesgo de la Compañía Minera Atacocha S. A. A. Class & Asociados S. A.* Lima: s. n., pág. 3. Sesión de Comité 21.

- **Sarmiento Mejía, G. y Z. Tejada Bedoya. 2008.** *Transporte de mineral por medio de fajas transportadoras.* Facultad de Ingeniería, Universidad Nacional Jorge Basadre Groodman. Tacna: Unidad de Tecnologías de la Información, págs. 81-82.

- **Vásquez, A., Galdames, B. y Le-Feauz, R. 2011.** *Apunte preliminar diseño y operaciones de minas a cielo abierto.* Departamento de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile. Santiago de Chile: s. n., pág. 156.

- **Vidal Loli, M. 2010.** *Estudio del cálculo de flota de camiones para una operación minera a cielo abierto.* Facultad de Ingeniería de Minas, Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima: s. n., pág. 64, tesis de pregrado.

5.3 Anexos

MATRIZ DE CONSISTENCIA

| DISEÑO TEÓRICO | | | |
|--|--|--|---|
| PROBLEMA | OBJETIVOS | HIPÓTESIS | VARIABLE |
| <p>¿Es factible efectuar el cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - ¿Es factible determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha? - ¿Es factible determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha? | <p>Determinar la factibilidad del cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha. - Determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha. | <p>El cálculo del número de unidades de la flota de camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha, es factible y viable.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS:</p> <ul style="list-style-type: none"> - Determinar la productividad de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha es factible y viable. - Determinar la eficiencia de los camiones en el tajo abierto San Gerardo, perteneciente a la Compañía Minera Atacocha es factible y viable. | <p>Cálculo del número de unidades de la flota de camiones</p> |

OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES

| VARIABLE | DEFINICIÓN CONCEPTUAL | DIMENSIÓN | SUBDIMENSIÓN | INDICADORES |
|--|---|---|--------------------------|------------------|
| Cálculo del número de unidades de la flota de camiones | Es el conjunto de operaciones matemáticas realizadas para determinar el resultado dado en una expresión numérica de la cantidad de camiones necesarios para la satisfacción del equipo de carguío y producción de la mina con la productividad y eficiencia requeridas. | Es el conjunto de operaciones matemáticas realizadas para determinar el resultado en una expresión numérica de la cantidad de camiones. | Productividad del camión | BCM/hora |
| | | | Eficiencia del camión | Tiempo del ciclo |

DISEÑO METODOLÓGICO

| METODOLOGÍA | | | | |
|-------------|-------------|--------------------|--------------------------|------------------|
| TIPO | NIVEL | DISEÑO | POBLACIÓN | MUESTRA |
| Aplicada | Descriptivo | Descriptivo simple | Compañía Minera Atacocha | Tajo San Gerardo |