

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Organización de los trabajos realizados en el sistema de carga transporte respecto al volumen extraído de roca en la mina San Guillermo mediante el cálculo de coeficientes para optimizar el sistema carga-transporte.”

TESIS DE GRADO

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERÍA EN MINAS

Presentada por:

Leonardo Omar Conde Suarez

Omar Fernando Tinoco Rogel

GUAYAQUIL – ECUADOR

Año: 2016

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por ser mi guía en todo momento porque sin él nada es posible.

A mis padres Carlos Iván Conde Camba y Jacqueline Viky Suárez Herrera por su apoyo incondicional en cada etapa de mi vida.

A la ESPOL por la formación académica y profesional y profesores que han sido guías en esta etapa.

Agradezco al personal de la Mina San Guillermo por permitir la realización de este proyecto y toda la ayuda brindada.

A mi compañero de proyecto Omar Fernando Tinoco Rogel por haber compartido esta experiencia.

A la Msc. Esmilka López quien impartió conocimientos para la realización del trabajo

Al PhD Paúl Carrión Mero quien ha sido paciente y un excelente guía con nosotros.

Leonardo Omar Conde Suárez

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a Dios, mis padres Jacqueline Suárez Herrera, Carlos Iván Conde Camba, mis abuelos Rufino Manuel Conde Lavayen, Angélica Ube, Jacinto Suárez, y que en paz descansa mi abuela Rosa Alba Lidia Camba Franco, mis tíos, padrino Roberto Blum Samaniego, madrina Carola Saltos Uquillas e hijo Carlos Luis Díaz Saltos y demás familiares. También a mi mejor amigo Jorge Antonio Mendoza Barros, Adriana Elizabeth Gualli Aldás y demás compañeros y amigos que siempre me han dado aliento para seguir adelante.

Leonardo Omar Conde Suárez

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por ser mi guía en todo momento porque sin él nada es posible.

A mis padres Franco Alejandro Tinoco Matamoros y Gloria Rogel Rivera por su apoyo incondicional en cada etapa de mi vida.

A la ESPOL por la formación académica y profesional y profesores que han sido guías en esta etapa.

Agradezco al personal de la Mina San Guillermo por permitir la realización de este proyecto y toda la ayuda brindada.

A mi compañero de proyecto Leonardo Conde Suarez por haber compartido esta experiencia.

A la Msc. Esmilka López quien impartió conocimientos para la realización del trabajo

Al PhD Paúl Carrión Mero quien ha sido paciente y un excelente guía con nosotros.

Omar Fernando Tinoco Rogel

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a Dios, mis padres Franco Tinoco Matamoros, Gloria Rogel Rivera, mis hermanos David Tinoco Rogel, Anahí Tinoco Rogel, mis tíos, Cumanda Tinoco Matamoros, Flor Inés Tinoco Matamoros y Efraín Tinoco Matamoros y demás familiares.

Omar Fernando Tinoco Rogel

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

PhD. Paúl Carrión
DOCENTE DE LA
MATERIA INTEGRADORA

DECLARACIÓN EXPRESA

“La responsabilidad del contenido de esta Tesis de Grado, me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma a la ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL”

Leonardo Omar Conde Suárez

Omar Fernando Tinoco Rogel

RESUMEN

El presente proyecto realiza una identificación en el **sistema de carga transporte** en la Mina San Guillermo ubicada en el cantón Nobol recinto Petrillo, el método de explotación de la mina se realiza a cielo abierto de materiales de construcción (andesita).

Mediante una serie de vistas técnicas se realizó un registro de todos los equipos utilizados en sistema de carga transporte, se determinó que el tiempo de ciclo carga transporte era muy elevado. Luego del registro se identificó que el sistema era discontinuo por las diferentes maniobras que realizaban los equipos de carga y transporte.

Se sugirió investigar cuales son los tiempos de ciclo óptimos para la explotación a cielo abierto en sistema discontinuo, se realizaron cálculos para las condiciones establecidas en la mina.

Se determinaron valores de productividad del volquete y de la excavadora, previo la obtención del coeficiente de utilización que permite reflejar datos de productividad reales.

ÍNDICE GENERAL

| | |
|--|----|
| CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN | 1 |
| 1.1 Generalidades | 1 |
| 1.2 Ubicación de la zona de estudio | 3 |
| 1.3 Datos Socioeconómicos | 3 |
| 1.3.1 Clima | 4 |
| 1.3.2 Hidrografía | 4 |
| 1.4 El Problema | 5 |
| 1.4.1 Planteamiento del Problema | 5 |
| 1.5 OBJETIVOS | 11 |
| 1.5.1 Objetivo General | 11 |
| 1.5.2 Objetivos Específicos | 11 |
| 1.6 METODOLOGÍA GENERAL | 12 |
| CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO | 14 |
| 2.1 Canteras | 14 |
| 2.2 Sistemas de Explotación. | 14 |
| 2.2.1 Sistema totalmente discontinuo. | 15 |
| 2.2.2 Sistema mixto con trituradora estacionaria dentro de la explotación. ..15 | |
| 2.2.3 Sistema mixto con trituradora semimóviles dentro de la explotación ...15 | |
| 2.2.4 Sistema continuo con trituradora móvil y arranque discontinuo15 | |
| 2.2.5 Sistema de transporte mixto y arranque continuo | 16 |
| 2.2.6 Sistema de arranque y transporte continuos | 16 |
| 2.3 Operaciones Básicas Y Clasificación De Los Equipos. | 16 |
| 2.3.1 Capacidad de los cazos y factores de llenado. | 17 |
| 2.3.2 Tiempos de ciclo y factores de corrección. | 19 |
| 2.3.3 Producción Horaria De Los Volquetes | 21 |
| 2.3.4 Tiempos fijos de carga, maniobras y descarga, y esperas | 22 |
| 2.3.6 Equilibrio entre el tamaño de los volquetes y los equipos de carga | 23 |
| 2.3.9 Transporte Discontinuo | 31 |
| 2.3.9.1 Tipos de unidades. | 33 |
| 2.3.9.2 Características generales y de diseño | 34 |
| 2.3.9.3 Práctica operativa | 34 |
| CAPÍTULO 3: TRABAJO DE CAMPO | 35 |
| 3.1 Visita de Campo y Reconocimiento | 35 |
| 3.2 Geología | 36 |

| | |
|--|-----------|
| 3.3 Relieve | 36 |
| 3.4 Datos obtenidos en Campo..... | 37 |
| 3.4.1 Parque de Máquinas | 37 |
| 3.4.2 Distancias, Tiempos y Velocidades tomadas en Campo..... | 38 |
| CAPÍTULO 4: CÁLCULOS Y RESULTADOS..... | 40 |
| 4.1 Cálculo de roca fragmentada al año. | 40 |
| 4.2 Cálculo de tiempos de ciclo..... | 40 |
| 4.3 Cálculo de la productividad del camión..... | 43 |
| 4.3.1 Productividad teórica (Qt)..... | 43 |
| 4.3.2 Productividad técnica del camión (Qt _{tec})..... | 44 |
| 4.3.3 Productividad de explotación (Q _e)..... | 44 |
| 4.4 Número de camiones servidos por excavadora (N _{ce})..... | 44 |
| 4.5 Determinación del parque de transporte (N _c). | 45 |
| 4.6 Determinación del número de camiones que integran el parque de equipos de transporte. | 46 |
| 4.7 Determinación del coeficiente de utilización de los equipos | 46 |
| CAPITULO 5: ANÁLISIS DE RESULTADOS | 46 |
| CAPITULO 6: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | 48 |
| 6.1 Conclusiones..... | 48 |
| 6.2 Recomendaciones | 49 |
| CAPÍTULO 7. ANEXOS | 51 |
| Anexo 1 | 51 |
| Anexo 2..... | 52 |
| Anexo 3..... | 53 |
| Anexo 4..... | 54 |
| CAPÍTULO 8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS..... | 56 |

ABREVIATURAS

HeH Hidalgo e Hidalgo

ARCOM Agencia de Regulación y Control Minero

GAD Gobierno Autónomo Descentralizado

SENPLADES Secretaria Nacional De Planificación Y Desarrollo

INEC instituto Nacional De Estadísticas Y Censos

S. A Sociedad Anónima

mm milímetro

Km² kilómetro cuadrado

m³ metro cúbico

Kw kilowatt

Hp horse power o caballos de fuerza

rpm revoluciones por minuto

seg segundos

min minutos

h horas

SIMBOLOGÍA

MT millones de toneladas

% porcentaje

°C grados Celsius

d distancia de transportación

vc velocidad media de desplazamiento lleno

vv velocidad media de desplazamiento vacío

ke coeficiente de esponjamiento

KII coeficiente de llenado del camión

Ec capacidad nominal de la caja del camión

Tce tiempo de ciclo de la excavadora

Kg kilogramo

Ku coeficiente de Utilización

m³/seg metro cúbico por segundo

m³/min metro cúbico por minuto

m³/h metro cúbico por hora

m³/t metro cúbico por turno

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|-----------|
| Figura 1. Producción de áridos a nivel mundial en millones de toneladas en el 2004 | 2 |
| Figura 2. Ubicación de la Mina San Guillermo | 3 |
| Figura 3. Porcentaje poblacional según actividad realizada | 5 |
| Figura 4. Ubicación de los puntos de control en la Mina San Guillermo | 8 |
| Figura 5. Esquema de procesos en el sistema de carga transporte | 8 |
| Figura 6. Frente de explotación y tolva de recepción de la roca fragmentada de la Mina San Guillermo..... | 9 |
| Figura 7. Cantera para extracción de áridos | 14 |
| Figura 8. Relación entre las capacidades de los cazos de las excavadoras y las alturas de banco optimas..... | 21 |
| Figura 9. Relación entre las capacidades de los volquetes y equipos de carga...24 | 24 |
| Figura 10. Acoplamiento entre palas de ruedas y volquetes | 24 |
| Figura 11. Volquete de tipo convencional..... | 34 |
| Figura 12. Frente de Explotación | 35 |
| Figura 13. Lugar de almacenamiento de roca..... | 35 |
| Figura 14. Equipos utilizados en el sistema carga-transporte..... | 38 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|-----------|
| Tabla 1. Datos Generales cantón Nobol | 3 |
| Tabla 2. Placa de la excavadora utilizada en la Mina San Guillermo | 10 |
| Tabla 3. Rangos de tamaño absoluto de bloque | 18 |
| Tabla 4. Rangos según excavabilidad por equipo | 18 |
| Tabla 5. Rangos del factor de llenado según fragmentación de roca..... | 19 |
| Tabla 6. Valores medios de tiempo vs menor trayecto posible | 20 |
| Tabla 7. Tiempos de ciclo de una excavadora | 20 |
| Tabla 8. Valores de ángulos de giro y factor de giro..... | 21 |
| Tabla 9. Condiciones de Operación (tiempos)..... | 23 |
| Tabla 10. Condiciones de Operación (tiempos)..... | 24 |
| Tabla 11. Tabla de Datos | 37 |
| Tabla 12. Maquinaria utilizada en la proceso carga-transporte | 37 |
| Tabla 13. Toma de datos de n viajes realizados durante un periodo de 2 días. | 38 |
| Tabla 14. Tiempos de maniobra de una excavadora tomados de un día | 39 |
| Tabla 15. Volúmenes de roca fragmentada vs unidad de tiempo | 40 |

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN.

1.1 Generalidades

La Ingeniería de minas en su explotación de los recursos naturales se divide en dos grandes técnicas muy conocidas que son minería subterránea y minería superficial o minería a cielo abierto. Existe una gran cantidad de yacimientos superficiales no metálicos a nivel de la provincia del Guayas-Ecuador, por lo que el método más utilizado es a cielo abierto.

En la figura 1 se muestra un resumen de los líderes mundiales en producción de áridos en el año 2004 en primer lugar se encuentra China con 4500 MT en segundo lugar está el continente europeo de 3100 MT y en tercer lugar EEUU con 2500 MT lo que demuestra este cuadro es que la industria de la extracción de áridos es una de las industrias más significativas del mundo representando el 60% (17.655 Millones de Toneladas anuales) de producción mundial total.

Para la realización de las actividades principalmente en obras de vialidad, puentes, túneles, puertos, hidroeléctricas y edificaciones como lo ofrece la compañía Hidalgo e Hidalgo (HeH constructores) es plenamente necesario la identificación de sectores estratégicos de adquisición de la materia prima, es por ello que la compañía HeH cuenta con una cantera ubicada vía la costa kilómetro 31 ½ del cual se extraen grandes cantidades de áridos para la utilización de los proyectos antes mencionados.

El análisis en la producción de una empresa es fundamental, dado que está relacionado directamente con la rentabilidad que esta pueda tener. Principalmente el enfoque se le va a dar a este proyecto está dado por la producción de materiales de construcción en la compañía. Producción de materiales de construcción en la provincia del guayas en millones de toneladas en el 2015 fue de 4.20 millones de m³, **7.66 MT**. En la figura 1 se muestra la producción a nivel mundial

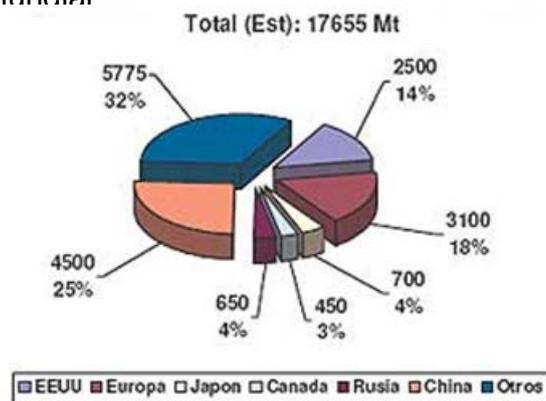


Figura 1. Producción de áridos a nivel mundial en millones de toneladas en el 2004

Fuente: CHILE, I. Couso, P. Morales, L. Arancibia y R. Torres Muñoz. Investigadores Área de "Recursos Naturales, Ciencia, Tecnología e Industria". Asesoría Parlamentaria BCN, 1 de junio de 2009. Informe Restauración ambiental de los pozos lasteros en la legislación comparada

(Desarrollo, SENPLADES - Secretaria Nacional de Planificación y, 2014)

Entre las principales actividades que se realizan en el cantón Nobol tenemos:
Industrias manufactureras representado por el 42,3%, comercio al por mayor y al por menor - reparación de vehículos automotores y motocicletas representado por el 29,5% y actividades de alojamiento y de servicio de comidas representado por el 7,1%, explotación de minas y canteras y otras actividades de servicios el porcentaje faltante.

1.2 Ubicación de la zona de estudio

La mina San Guillermo propiedad de la compañías Hidalgo e Hidalgo (HeH), se encuentra ubicada en el kilómetro 31 ½ vía Daule (Guayaquil) en la Provincia del Guayas, Cantón Nobol, Parroquia Narcisa de Jesús con coordenadas (x,y) (609.300, 9.783.700) y con una extensión total de 369.994,67001956.



Figura 2. Ubicación de la Mina San Guillermo
Fuente: ARCOM Geo portal

1.3 Datos Socioeconómicos

Tabla 1. Datos Generales cantón Nobol

| | |
|--|---|
| Nombre del GAD | NOBOL |
| Fecha de la creación del cantón | 21 DE JULIO DE 1992 |
| Población total al 2014 | 19600 |
| Extensión | 137152 Km ² |
| Límites | Norte: Daule Sur: Guayaquil Este: Río Daule Oeste: Isidro Ayora y Lomas de Sargentillo |
| Rango altitudinal | 15 msnm |

1.3.1 Clima

En el cantón existen dos zonas climáticas, una zona de clima Tropical megatérmico Húmedo y una zona tropical Megatérmica Semi-Húmeda, con temperaturas diarias de 24 a 27°C, y precipitaciones anuales de 700 a 1100 mm.

En el territorio existen zonas de déficit hídrico para actividades del sector agrícola que suele estar entre (500 – 700) mm con zonas de evapotranspiración potencias entre (1500 – 1600) mm que varía incrementándose desde el oriente hasta el occidente.

Por lo general se tiene un estimado del número de días secos medios anuales varía entre (150 - 180) en el intervalo medio anual de (Julio – Diciembre). El período vegetativo favorable para la agricultura esta entre (140 – 150) desde (Enero – Junio).

1.3.2 Hidrografía

El sistema fluvial que influye en el cantón, está conformado por la sub cuenca hidrográfica del río Daule, que cubre una superficie de 3 Km²; Además el río Magro, con una superficie de 0.3 Km²; el río y estero Bijagual con un área de 5 Km²; Estero Petrillo, con un área de 2 Km² aproximadamente dentro del cantón.

Delimitación de cuencas y cuerpos de agua existentes en el cantón.

Establecimiento de la oferta hídrica actual, caudal ecológico, calidad del agua y de los factores de riesgo para mantenerla (deforestación, deterioro de cauces, contaminación, sobreexplotación).

Sectores con Acceso al Agua Potable

- ✓ Actualmente Nobol se ve abastecido de Agua potable, por parte de Interagua, con un consumo promedio de 390.286 m³.
- ✓ En el sector urbano el consumo promedio por habitante es de 48 m³.



Figura 3. Porcentaje poblacional según actividad realizada

Fuente: INEC – Censo de Población y Vivienda 2010

1.4 El Problema

1.4.1 Planteamiento del Problema

Pregunta clave

¿Es eficiente el equipamiento en el parque de máquinas de la cantera San Guillermo, para la producción requerida?

(Hidalgo, s.f) Existen diferentes empresas que se encargan de mantenimiento, rehabilitación y administración de obras públicas entre ellas tenemos: CONORTE la misma fue fundada en el año de 1997 por empresarios extranjeros debido a una licitación otorgada por Consejo Provincial del Guayas.

En 1999 HeH S.A. tuvo oportunidades de ingresar a la concesionaria, donde se decía que podría haber incertidumbre y dificultades por el evento denominado “Fenómeno del Niño”.

Rehabilitar las vías de la provincia fue un reto para CONORTE ya que uno de sus objetivos era contribuir al desarrollo del país y atender a las personas afectadas por dicho fenómeno.

CONORTE es responsable de vías concesionadas entre las cuales se tiene: Grupo No. 1 del sector norte de la provincia del Guayas.

Tiene obras significativas como el Puente Alterno Norte; la carretera Guayaquil-El Empalme, zona agrícola en la que se cultiva arroz, banano, cacao, gran variedad de frutas tropicales y café, y donde se destaca la producción maderera como el laurel, teca, pechiche, caña guadúa, palo de balsa, entre otros. HeH ha invertido en otras obras que sirven para los diferentes sectores: desarrollo urbano, agrícola, público entre esas obras están:

- ✓ El Puente Alterno Norte
- ✓ La carretera Guayaquil – El Empalme
- ✓ Sistema de asistencia técnica, hospitalaria y de comunicación en caso de emergencia como los SOS.

La importancia de tener la materia prima suficiente para realizar dichas depende del equipamiento que tiene la mina San Guillermo es por eso que HeH invirtió en adquisición de equipos de alta tecnología, para sus oficinas y estaciones de peaje, con el fin de contabilizar y registrar el acceso de vehículos, su categoría, hora de paso, teniendo fotografías y video, lo cual sirve para identificar características y placas. Además este sistema cuenta con otros beneficios como:

- ✓ Prepago de Peaje sin detenerse mediante la realización de una recarga en la oficina central o estaciones de peaje.

- ✓ Dicha construcción y el respectivo mantenimiento optimizan el tiempo de viaje entre provincias, incrementando el desarrollo de los diferentes lugares conocidos como potencias turísticas y económicas, lo que conlleva el desarrollo del país.

(Estudios Mineros de Perú, s.f) En minería de superficie existen parámetros, que son importantes para determinar las características de las diferentes máquinas utilizadas en la extracción de roca, parámetros como: **porosidad, contenido de agua, peso volumétrico, alteración, alterabilidad, mineralogía, granulometría y densidad de roca extraída.**

La roca extraída a tratar se define como andesita basáltica mediante ensayos previos realizados y se asemejan a parámetros teóricos establecidos como:

- ✓ **Porosidad % 10.77**
- ✓ **Absorción de agua % 4.86**
- ✓ **Densidad de roca de (2.44-2.8) ton/m³**
- ✓ **Resistencia a la compresión (1500-2500) Kg/cm²**

En la figura 4 se muestra el recorrido que debe realizar el volquete.



Figura 4. Ubicación de los puntos de control en la Mina San Guillermo

Fuente: Google Earth

Luego de tener claro las características de la roca a extraer se realizan una serie de **procesos** lo que respecta a un **sistema**.



Figura 5. Esquema de procesos en el sistema de carga transporte

Fuente: Estudios Mineros de Perú, s.f

(Estudios Mineros de Perú, s.f) El **sistema** utilizado en la cantera es **totalmente discontinuo**, lo que quiere decir que la operación de arranque, con voladura, se lleva a cabo con equipos discontinuos y el transporte se efectúa con volquetes mineros. Es actualmente el sistema más implantado debido a su gran flexibilidad y versatilidad.

Luego de la disposición en la tolva de recepción para el tratamiento físico de la roca esta es clasificada transportada y almacenada por bandas. Otro factor indispensable es el **tiempo** que tarda en llegar desde el frente de explotación hasta el lugar de disposición de la roca fragmentada, y es relevante para el cálculo del ritmo de producción en una cantera.



Figura 6. Frente de explotación y tolva de recepción de la roca fragmentada de la Mina San Guillermo

Este factor sirve para determinar **coeficientes de utilización** y **coeficientes de disponibilidad** de los equipos en este caso se analizaran los volquetes y las excavadoras. En la tabla 2 se muestran las especificaciones técnicas y modelo de la excavadora.

Tabla 2. Placa de la excavadora utilizada en la Mina San Guillermo

| | |
|---|------------------------------|
| EXCAVADORA | DOOSAN/DAEWOO 225 LCV |
| Potencia del motor SAE J1995 Bruto | 116 Kw (155Hp) a 1900rpm |
| Potencia del motor SAE J1995 Neto | 110 Kw (148Hp) a 1900rpm |
| Peso operativo | 21500 Kg |
| Capacidad de la cuchara SAE | 0.8 m ³ |

(Estudios Mineros de Perú, s.f) Es bien conocido que en el conjunto de los equipos de transporte, los camiones extra viables constituyen el sistema más extendido e importante actualmente en la en la minería. Estos vehículos pueden clasificarse, según su diseño y modo operativo, en dos grandes grupos:

VOLQUETES

Son unidades generalmente de dos ejes (uno de dirección y otro motriz), y de tres ejes en los de mayor capacidad o en las unidades pequeñas articuladas (un eje de dirección y dos motrices).

Tienen capacidades desde 30 a 320 toneladas, potencia desde 225 a 2.250 HP., taras desde 30 a 265 toneladas transmisiones mecánicas o eléctricas.

CAMIONES CON DESCARGAS POR EL FONDO

Unidades tipo tractorremolque de tres ejes o de chasis rígido con dos ejes.

Capacidades desde 70 a 180 toneladas.
Potencias desde 315 a 1.100 HP.

Taras desde 45 a 170 toneladas

1.5 OBJETIVOS

1.5.1 Objetivo General

Organizar los trabajos realizados en el sistema de carga transporte respecto al volumen extraído de roca en la mina San Guillermo mediante el cálculo de coeficientes que permitan la optimización del sistema carga-transporte y el cumplimiento de la demanda de áridos de la mina.

1.5.2 Objetivos Específicos

Interpretar datos de tiempos en los distintos ciclos carga - transporte.

Calcular el coeficiente de utilización de los volquetes.

Determinar la productividad del equipo de transporte

Valorar el número óptimo de camiones según la productividad requerida.

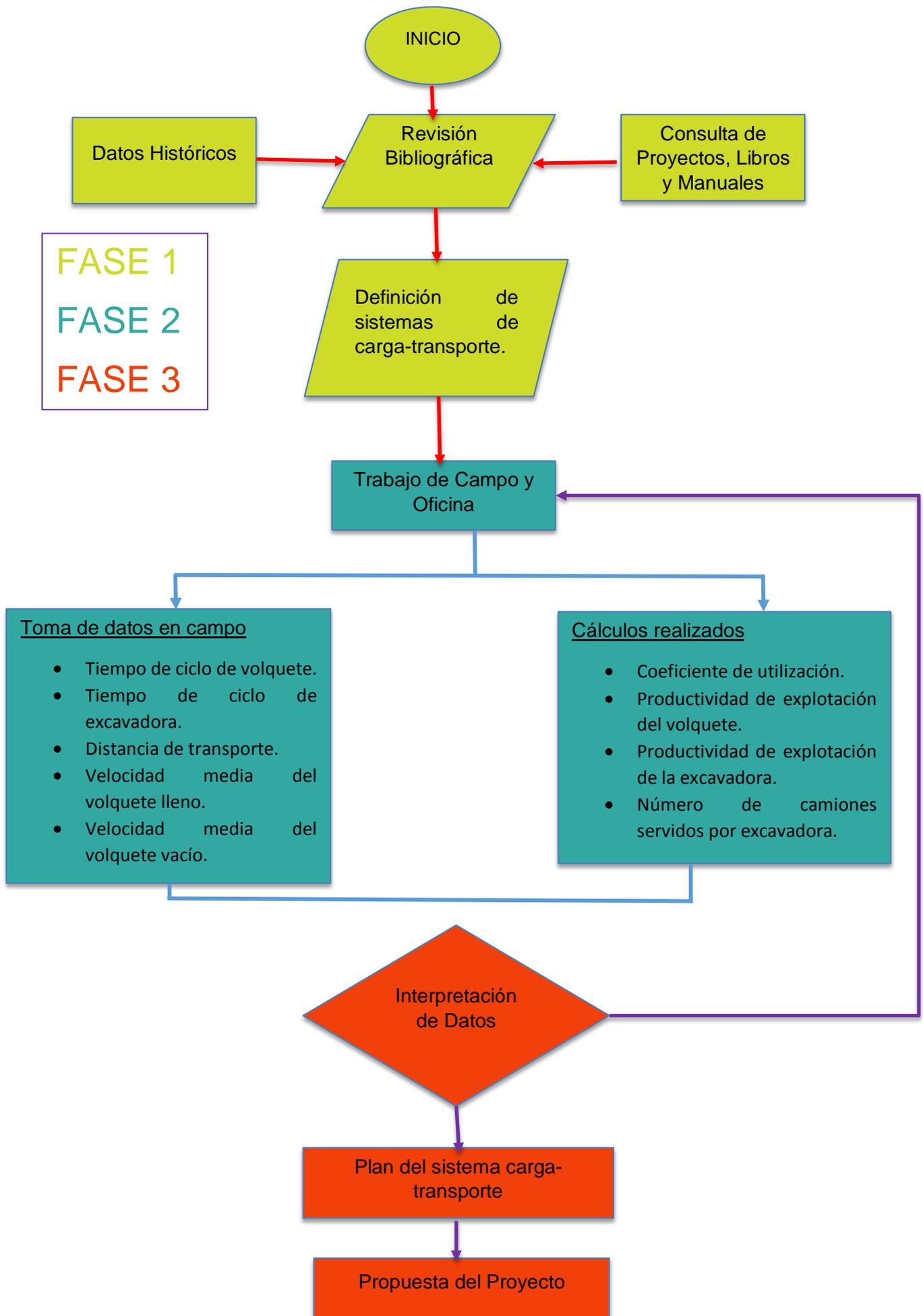
1.6 METODOLOGÍA GENERAL.

En la primera fase se recopilaron datos mediante información bibliográfica y consulta de proyectos, libros y manuales de minería a cielo abierto.

Con la información recopilada y en comparación de las condiciones se define el sistema de carga transporte.

En la segunda fase se realiza el trabajo de campo y oficina mediante las visitas técnicas realizadas, se procede a la toma de datos como velocidades de transporte de vacío, velocidad de transporte lleno tiempos de maniobra de la excavadora, inventario de la maquinaria disponible en la mina, características de los equipos, tiempos de jornadas de trabajo y demás datos para la realización del proyecto. Luego de la toma de datos se realizan los cálculos de coeficientes que permiten la determinación de la productividad, tanto de la excavadora como la del volquete y el número necesario de camiones servido por excavadora. Dentro de los cálculos realizados se tomó como prioridad los tiempos productivos no tecnológicos, este dato es imprescindible para la determinación de coeficientes de utilización de equipos lo cual van a incrementar o disminuir valores de productividad. Estos datos de productividad están basados en la producción por voladura.

La siguiente y última fase está comprendida por la interpretación de datos, según lo obtenido se puede realizar un plan para la optimización del sistema carga y transporte. Realizar una propuesta del proyecto para mantener el sistema o realizar posibles actividades de mejora. Dentro de los resultados obtenidos se tiene que la productividad depende mucho del tiempo de parada de los equipos se recomienda implementar la adición de una trituradora que permita disminuir ese tiempo de parada de los equipos de transposte.



CAPÍTULO 2: MARCO TEÓRICO

2.1 Canteras

Este método de explotación se lo ha implementado para la explotación de materiales de construcción e infraestructura. Es uno de los métodos más implementados o usados debido a la demanda de este tipo de material a lo largo de todo el tiempo, ya que así mismo es uno de los más antiguos.

Debido al bajo costo del material extraído las canteras se encuentran muy cercanas al lugar de requerimiento y son yacimientos de grandes dimensiones con tiempos de vida relativamente largos. El método de explotación aplicado suele ser el banqueo con uno o vario niveles.

Las canteras pueden dividirse en dos grandes grupos:

El primero canteras donde se arranca y se transporta el material hacia las trituradoras para una posterior clasificación según sea la aplicación que se le dé al material de construcción y una segunda donde se arranca cuidadosamente grandes bloques paralelepípedos que posteriormente se cortan y elaboran.

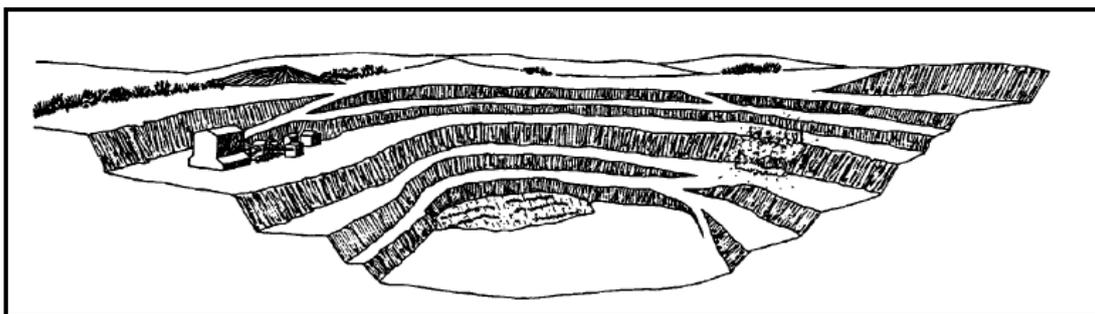


Figura 7. Cantera para extracción de áridos

Fuente: Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto

2.2 Sistemas de Explotación.

Los métodos de explotación están dados por diferentes tipos de arranque, carga y transporte y según la continuidad que estos tengan. Se clasifican en:

2.2.1 Sistema totalmente discontinuo.

La operación de arranque, con o sin voladura, se lleva a cabo con equipos discontinuos y el transporte se efectúa con volquetes mineros. Es, actualmente, el sistema más implantado debido a su gran flexibilidad y versatilidad.

2.2.2 Sistema mixto con trituradora estacionaria dentro de la explotación.

Una parte de la operación se realiza con medios semejantes al sistema anterior, hasta una trituradora instalada dentro de la explotación, con la que se consigue una granulometría adecuada para efectuar desde ese punto el transporte continuo por cintas.

2.2.3 Sistema mixto con trituradora semimóviles dentro de la explotación.

Conceptualmente es igual al sistema anterior, pero con mayor flexibilidad, ya que la trituradora puede cambiarse de emplazamiento cada cierto tiempo, invirtiendo en estos traslados varios días o semanas.

2.2.4 Sistema continuo con trituradora móvil y arranque discontinuo

En este sistema se prescinde del transporte con volquetes, ya que la trituradora móvil acompaña constantemente por el tajo al equipo de arranque y carga discontinuo.

2.2.5 Sistema de transporte mixto y arranque continuo.

Esta es una variante de la alternativa 3, donde se ha sustituido el arranque discontinuo por una roto pala o equipo similar. Es un sistema poco utilizado, aunque algunas minas lo aplican.

2.2.6 Sistema de arranque y transporte continuos

Es, por excelencia, el sistema que presenta un mayor porcentaje de electrificación, ya que todas las unidades, excepto las auxiliares, van accionadas por motores eléctricos.

A su vez, en cada uno de esos sistemas la maquinaria utilizada puede ser distinta, pues, por ejemplo, en el arranque continuo es posible emplear roto palas o minadores, y en el transporte continuo, bandas transportadoras convencionales, cintas de alta pendiente, minero ductos, etc.

Revisar imagen en el anexo 1

2.3 Operaciones Básicas Y Clasificación De Los Equipos.

El ciclo minero o de las explotaciones mineras son fases sucesivas u operaciones básicas que se realizan tanto al material estéril como al mineral o roca, para obtener un producto con las propiedades deseables.

Las fases que engloba el ciclo minero son, generalmente, las siguientes:

- ✓ Arranque
- ✓ Carga
- ✓ Transporte
- ✓ Vertido

El arranque es, por necesidad, la primera de las operaciones para el movimiento de los materiales, y consiste en fragmentar éstos a un tamaño adecuado para su posterior manipulación por los equipos de fases subsiguientes.

La fragmentación de la roca puede efectuarse fundamentalmente por dos métodos bien definidos: indirectos, es decir, por medio de la energía liberada por los explosivos colocados en el interior de los macizos rocosos dentro de barrenos, y directos, por la acción mecánica de una herramienta montada sobre un equipo.

La carga consiste en la recogida del material ya fragmentado para depositarlo seguidamente, en la mayoría de los casos, sobre otro equipo o instalación adyacente.

El transporte es la fase que posee en la actualidad una mayor repercusión económica sobre el ciclo de explotación, y que puede cifrarse entre el 40 y el 60% del coste total e incluso de la inversión en equipos principales. Se basa en la extracción o desplazamiento de los diferentes materiales hasta las plantas de tratamiento, en el caso de los minerales, o hasta los vertederos, en el caso de los estériles.

2.3.1 Capacidad de los cazos y factores de llenado.

El factor de llenado del cazo, "F", se expresa como el porcentaje de la carga media sobre la teórica máxima posible, según las condiciones en que se encuentre el material apilado. En la Tabla 4, se recogen algunos valores típicos según tres clases de material a cargar y el equipo que realiza dicha operación.

Un aspecto importante a tener en cuenta en el grado de llenado es la influencia que tiene el tamaño del cazo con respecto a la granulometría media del material. Puede definirse, pues, el "Tamaño Relativo-TR" por la siguiente expresión:

$$TR = \frac{TA}{C}$$

Donde:

TA= Tamaño absoluto del bloque

Tabla 3. Rangos de tamaño absoluto de bloque

| | |
|-------------|----------------|
| Muy pequeño | < 5cm |
| Mediano | 5 cm – 30 cm |
| Muy grande | 90 cm – 300 cm |

Tabla 4. Rangos según excavabilidad por equipo

| ESTADO DEL MATERIAL A CARGAR | EQUIPO DE CARGA | | |
|---------------------------------|-----------------|-------------|-------------|
| | Pala de ruedas | Excavadora | Dragalina |
| Fácilmente excavable | 0,95 - 1,00 | 0,95 - 1,00 | 0,95 - 1,00 |
| Excavabilidad media | 0,80 - 0,95 | 0,85 - 0,95 | 0,85 - 0,95 |
| Difícilmente excavable | 0,50 - 0,80 | 0,75 - 0,85 | 0,70 - 0,80 |

C=Dimensión crítica del cazo del equipo de carga, relacionada con cualquiera de los lados de una cuchara aproximadamente cúbica. Según Adler (1986), para las excavadoras los grados de llenado varían con el tamaño relativo de los bloques, de acuerdo con los valores de la Tabla 5. En determinadas circunstancias, el valor de "TR" debe modificarse en función de las características de los materiales y forma de trabajo. Por ejemplo, se pasa de una TR, de 1/4 a 1/2 cuando el material es pegajoso y se incrementan los tiempos de vertido, o se reduce el valor de "TR" de 1/2 a 1/4 si el método de arranque es dinámico, si las juntas están saturadas de agua que actúa como lubricante, si existen juntas orientadas oblicuamente a la dirección principal del movimiento, etc.

Tabla 5. Rangos del factor de llenado según fragmentación de roca

| ROCA FRACTURADA O FRAGMENTADA | | FACTOR DE LLENADO "F" |
|-----------------------------------|----------------------|-----------------------|
| DESCRIPCION | TAMAÑO RELATIVO "TR" | |
| Muy bien volada, suelos | $\leq 1/8$ | 0,8 - 1,0 |
| Bien volada | 1,4 - 1/8 | 0,7 - 0,9 |
| Bloques gruesos de roca prevolada | 1,4 - 1/2 | 0,5 - 0,8 |
| Roca mal volada o fragmentada | 2 1/2 | 0,4 - 0,6 |

2.3.2 Tiempos de ciclo y factores de corrección.

Los Tiempos de ciclo, "Te", de cada carga elemental que se deposita sobre la unidad de transporte están relacionados con las características del material a cargar y la capacidad de cazo de los equipos.

En la Tabla 6 se dan unos valores medios de esos tiempos considerando que las palas describen el menor trayecto posible y que las excavadoras y dragalinas efectúan un giro de 90°.

El factor de corrección por altura de carga, "H", debe tenerse en cuenta por ejemplo, las excavadoras de cables trabajan en bancos con una altura muy inferior o superior a la normal, bien porque se trata del primer banco de apertura de una mina, porque extrae el paquete de mineral de menor potencia, etc.

En la Tabla 7 se indican los factores de corrección para diferentes alturas, expresadas como un porcentaje de la altura óptima.

Tabla 6. Valores medios de tiempo vs menor trayecto posible

| TAMAÑO DEL CAZO | PALAS DE RUEDAS | EXCAVADORAS | DRAGALINAS |
|--|----------------------------|-------------|------------|
| Menor de 3 m ³ (4 yd ³) 4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³) 9 m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³) | Excavabilidad Mala | | |
| | 0,60 min | 0,45 min | 0,65 min |
| | 1,00 min | 0,60 min | 0,85 min |
| Menos de 3 m ³ (4 yd ³) 4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³) 9 m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³) | Excavabilidad Media | | |
| | 0,50 min | 0,40 min | 0,55 min |
| | 1,00 min | 0,50 min | 0,65 min |
| Menos de 3 m ³ (4 yd ³) 4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³) 9 m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³) | Excavabilidad Buena | | |
| | 0,40 min | 0,30 min | 0,40 min |
| | 0,50 min | 0,40 min | 0,50 min |
| | 0,80 min | 0,60 min | 0,75 min |

Tabla 7. Tiempos de ciclo de una excavadora

| Volumen cucharón (m ³) | Tiempo de las fases de trabajo, en segundos. | | | | |
|---------------------------------------|--|----------------|----------|------------|-------|
| | Carga | Giro con carga | Descarga | Giro vacío | Total |
| 0.76 | 5 | 4 | 2 | 3 | 14 |
| 0.76-1.15 | 6 | 4 | 2 | 3 | 15 |
| 1.5-1.9 | 6 | 4 | 3 | 4 | 17 |
| 2.3 | 7 | 5 | 4 | 4 | 20 |
| 2.7 | 7 | 6 | 4 | 5 | 22 |
| 3.0 | 7 | 6 | 4 | 5 | 22 |
| 3.8 | 78 | 7 | 4 | 6 | 24 |

En la Figura 8 se muestran las alturas óptimas que corresponden a una gama de excavadoras de cables de hasta 15 m.

El factor de giro "A", es de gran importancia, ya que los tiempos medios de ciclo de una excavadora de cables se basan en un giro de la superestructura de 90°. Si el ángulo de giro es distinto debe introducirse un factor de corrección, tal como se indica en la Tabla 8.

Las palas de ruedas pueden utilizarse como equipos de carga y transporte en determinadas circunstancias.

Cuando esto sucede, los ciclos de trabajo comprenden un tiempo fijo y otro variable.

El tiempo fijo corresponde a las maniobras, carga y descarga, y debe sumarse al de desplazamiento, cuya estimación puede llevarse a cabo a partir de gráficos que proporcionan los fabricantes, como los de la Figura 8.

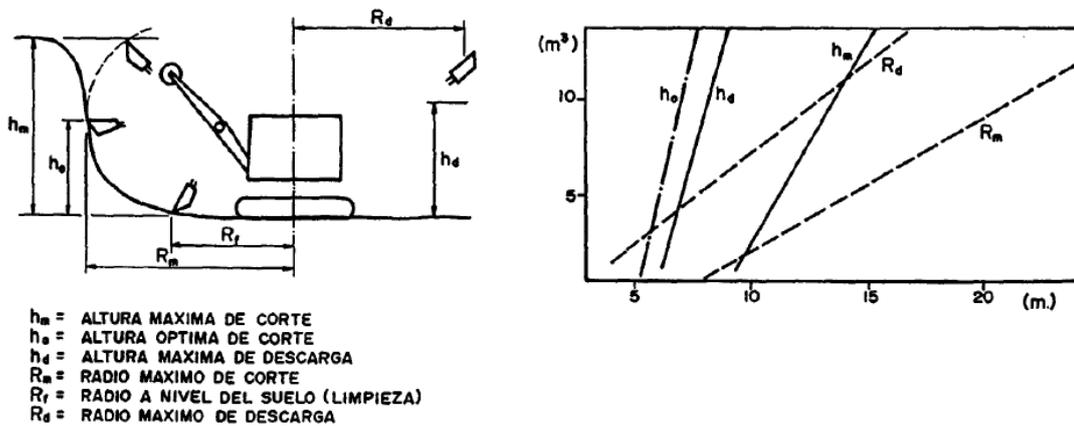


Figura 8. Relación entre las capacidades de los cazos de las excavadoras y las alturas de banco óptimas

Tabla 8. Valores de ángulos de giro y factor de giro.

| ÁNGULO DE GIRO (°) | 45 | 60 | 75 | 90 | 120 | 150 | 180 |
|--------------------|------|------|------|------|------|------|------|
| Factor de giro "A" | 1,19 | 1,11 | 1,05 | 1,00 | 0,91 | 0,83 | 0,77 |

Para determinar los tiempos medios de acarreo de mineral de una pala de 9.1 m³ Revisar imagen en el anexo 2

2.3.3 Producción Horaria De Los Volquetes

La producción horaria de un volquete se determina mediante la expresión:

$$P(m^3 s/h) = \frac{60 \cdot C_{v1} \cdot E}{T_c}$$

$$P(t/h) = \frac{60 \cdot C_{v2} \cdot E}{T_c}$$

Donde:

$$C_{v1,2} = \text{Capacidad del volquete (m}^3\text{s ó t)}$$

$$T_c = \text{Tiempo de ciclo (min)}$$

$$E = \text{Eficiencia de la operación (Tanto por uno)}$$

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

A continuación, se expone la metodología de cálculo del rendimiento y dimensionamiento de una flota de volquetes.

2.3.4 Tiempos fijos de carga, maniobras y descarga, y esperas

El tiempo de carga de un volquete es función de la capacidad de la excavadora o pala que se utilice y de la duración del ciclo de las mismas. Este tiempo puede obtenerse, pues, a partir de las expresiones:

$$\text{Tiempo de carga (min)} = \frac{\text{Capacidad del volquete (m}^3\text{)}}{\text{Ritmo teórico de carga } \left(\frac{\text{m}^3\text{s}}{\text{min}}\right) \times \text{Factor de llenado del cazo}}$$

o

$$\text{Tiempo de carga (min)} = \frac{\text{Capacidad del volquete (t)}}{\text{Ritmo teórico de carga } \left(\frac{\text{m}^3\text{s}}{\text{min}}\right) \times \text{Factor de llenado} \times \text{Densidad del material (t/m}^3\text{s)}}$$

2.3.5 Tiempos variables

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

$$\text{Tiempo de transporte (min)} = \frac{\text{Distancia del trayecto de ida (m)}}{\text{Velocidad media cargado } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right) \times 16.66} + \frac{\text{Distancia del trayecto de vuelta (m)}}{\text{Velocidad media vacío } \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right) \times 16.66}$$

Las velocidades medias se estiman mediante las curvas características de los volquetes y los Factores de Velocidad, que se aplican en cada uno de los tramos que constituyen el perfil de transporte.

Tabla 9. Condiciones de Operación (tiempos)

| CONDICIONES DE OPERACION | TIEMPOS DE DESCARGA Y MANIOBRAS | | TIEMPOS DE ESPERA DEL EQUIPO DE CARGA | |
|--------------------------|---------------------------------|-----------------------------------|---------------------------------------|-----------------------------------|
| | Volquetes | Unidades de descarga por el fondo | Volquetes | Unidades de descarga por el fondo |
| Favorables | 1,0 | 0,3 | 0,15 | 0,15 |
| Medias | 1,3 | 0,6 | 0,30 | 0,50 |
| Desfavorables | 1,5 a 2 | 1,5 | 0,50 | 1,00 |

Nota: Tiempos en minutos.

2.3.6 Equilibrio entre el tamaño de los volquetes y los equipos de carga.

Con el fin de desarrollar eficazmente el ciclo de explotación entre las unidades de carga y de transporte, debe existir entre éstas un cierto equilibrio. Una regla muy extendida es que el número de cazos de material que debe depositar el equipo de carga sobre la unidad de transporte debe estar comprendido entre 3 y 6. Esta relación de acoplamiento queda justificada por:

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

La Figura 9 muestra la gama de capacidades de volquetes según el tamaño de cazo de los equipos de carga. Como ejemplo ilustrativo de lo expuesto en la Tabla 9 y en la Figura 10, se recogen los criterios de acoplamiento que se recomiendan entre palas cargadoras v volquetes.

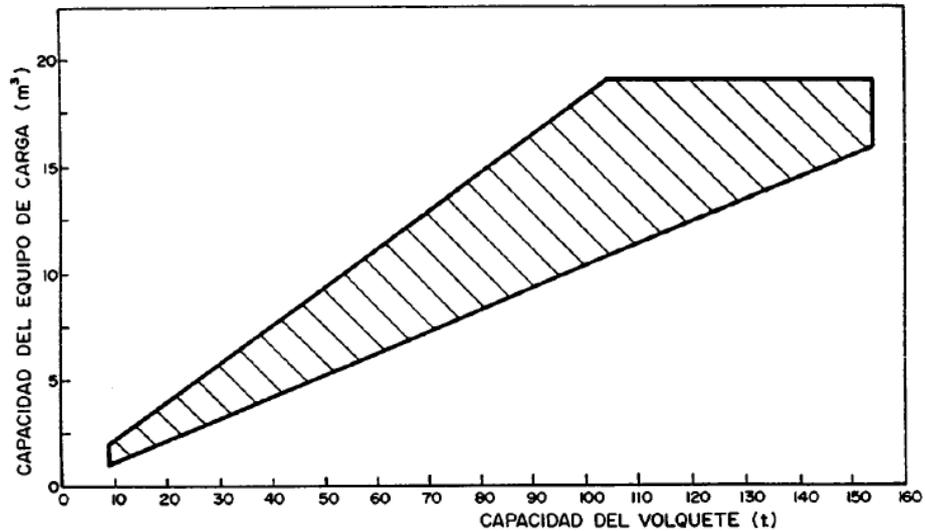


Figura 9. Relación entre las capacidades de los volquetes y equipos de carga

Tabla 10. Condiciones de Operación (tiempos)

| PALA CARGADORA | VOLQUETE | CRITERIO DE SELECCION |
|---------------------------|-------------------------------|------------------------|
| Capacidad del cazo | Carga máxima | 3 ~ 6 excavadoras |
| Altura libre (H_1) | Altura de la caja (H_2) | $H_1 \geq H_2 + 150$ |
| Alcance (L_1) | Anchura de la caja (L_2) | $L_1 \geq L_2/2 - 300$ |
| Anchura de cazo (B_1) | Longitud de la caja (B_2) | $B_1 \leq B_2 - 300$ |

Unidades (mm)

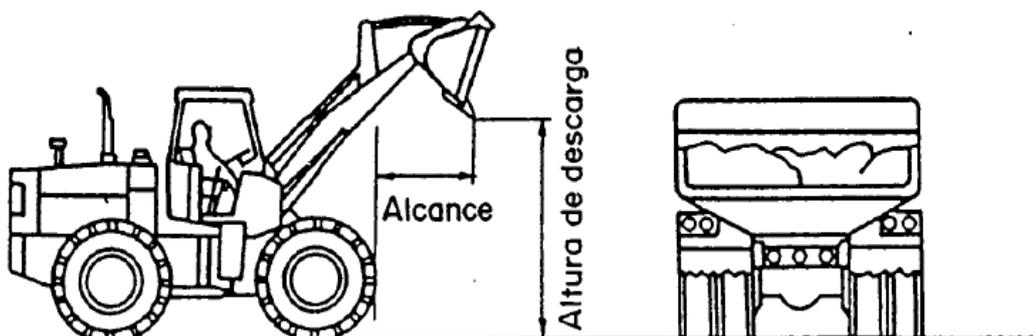


Figura 10. Acoplamiento entre palas de ruedas y volquetes

2.3.7 Dimensionamiento de la flota de volquetes.

El número de unidades o tamaño de la flota requerido para realizar un trabajo depende de las necesidades de producción. Este número de volquetes se calcula por la expresión.

$$\text{Numero de volquetes necesarios} = \frac{\text{Prod. horaria necesaria}}{\text{Prod. horaria por unidad}}$$

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

En la Figura del anexo 3 se indican las etapas de cálculo para llegar a determinar el número de unidades de transporte necesarias.

2.3.8 Metodología de Control de la Producción.

2.3.8.1 Control de la producción.

La producción de un equipo durante un período de tiempo dado puede descomponerse, para su mejor análisis, en tres factores:

$$\text{Producción} = \frac{\text{Producción}}{\text{Horas de trabajo}} \times \frac{\text{Horas de trabajo}}{\text{Horas de presencia}} \times \text{Horas de presencia}$$

$$\text{Producción} = \text{Rendimiento} \times \text{Utilización} \times \text{Horas de presencia}$$

La producción es, pues, directamente proporcional a cada uno de los factores indicados, que se describen a continuación:

2.3.8.2 Rendimiento por hora de trabajo

Es la producción por hora de trabajo. Para el mismo modelo de máquina y características de trabajo similares (mismo tipo de explotación) permanece aproximadamente constante. De esta forma, los resultados de proyectos realizados pueden extrapolarse a otros futuros, siempre que se mantengan las condiciones de operación. Como es obvio, dentro del mismo tipo, las máquinas de mayor tamaño y capacidad dan un rendimiento mayor.

2.3.8.3 Coeficiente de utilización

Es la proporción de horas de presencia que realmente se trabajan. Depende de varias causas:

- ✓ Localización de la explotación y su clima.
- ✓ Edad y estado de la maquinaria y naturaleza de los materiales (disponibilidad mecánica).
- ✓ Interferencias entre las máquinas que trabajan en cadena, etc.

Este factor no resulta extrapolable de unas minas a otras de la misma clase, sino que ha de analizarse y estimarse para cada una en particular. Por el contrario, puede ser similar para máquinas del mismo tipo pero diferente tamaño, dentro de la misma explotación.

2.3.8.4 Horas de Presencia

Este factor se refiere, en primer lugar, a la jornada de trabajo. Para un mismo período de tiempo puede sufrir modificaciones según que se varíe el número de relevos dentro de la jornada o incluso se realicen mayor o menor número de horas extraordinarias.

En segundo lugar, puede también modificarse mediante el empleo de mayor o menor número de máquinas del mismo tipo. En efecto, dos máquinas suponen doble número de horas de presencia que una, con la misma jornada de trabajo.

2.3.8.5 Clases de horas

✓ Clasificación general

La clasificación general de los diferentes tipos de horas se representa en el esquema de la Tabla 10.

Tabla 10. Clases Diferentes de Horas

| | | |
|---------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|
| HORAS DE PRESENCIA | | |
| HOJAS BRUTAS | | Paradas mayores (> 15 minutos) |
| HORAS NETAS | Paradas menores (≤ 15 min.) | |
| HORAS DE PARADA | | |

✓ Clasificación de las horas de paradas

Pueden clasificarse atendiendo a dos criterios diferentes:

- Duración límite de las paradas apreciadas.
- Causa de la parada correspondiente

✓ Clasificación según duración apreciada de las paradas.

Las horas de parada desde este punto de vista se clasifican en:

- **Paradas mayores:** Son la suma de todas las paradas que se produzcan en el trabajo y tengan una duración superior a los 15 minutos.
- **Paradas menores:** Son la suma de todas las paradas de duración menor o igual a 15 minutos.

- Como es lógico, la suma de las paradas "mayores" y "menores" da las "horas de parada".

- ✓ **Clasificación según causa de la parada correspondiente.**

Paradas por avería: Comprenden desde que se estropea la máquina hasta que, una vez reparada la avería, la máquina está de nuevo presente en el tajo dispuesta a reanudar el trabajo. Es decir, se incluye el tiempo de espera o reparación y los posibles traslados al y desde el taller.

- ✓ **Paradas por mal clima:** Son debidas a condiciones climáticas críticas para el trabajo o la máquina. Por ejemplo, lluvias que impiden el transporte con volquetes o inundan la explotación, etc. Varían mucho con el emplazamiento de la mina.

Paradas diversas: Se agrupan aquí las demás "horas de parada".

A continuación, se define individualmente cada una de las diferentes clases:

- ✓ **Horas de presencia:** Son las totales del turno o jornada. Se comienza a contar a partir del momento en que el trabajador "debe" presentarse en la explotación y se termina en el momento en que "debe" salir de ella. Se incluirán las horas extraordinarias de presencia real del trabajador. La precisión puede ser del orden del minuto.

✓ Horas de trabajo: Pueden ser:

Horas brutas

- Se calculan como diferencia entre las "Horas de Presencia" y las "Paradas Mayores" (de duración superior a 15 minutos). Son las que se obtienen de los partes de mina donde no se apuntan las paradas inferiores a 15 min ; dichas paradas se aprecian de media en media hora.

Horas netas

- Se calculan como diferencia entre las "Horas de Presencia" y las "Horas de Parada".

Horas de parada

- Incluyen toda clase de paradas de cualquier duración. Es decir son la suma de todos los momentos de parada que se produzcan durante las horas de presencia. Para poder calcularlas hay que apreciar el minuto, como mínimo. Este caso se da en las minas cuando existen controladores que aprecian el minuto o se hacen estudios de cronometraje, etc. Se incluirán aquí también los intervalos de tiempos dedicados a "trabajos impropios" o sin relación con el objetivo de la máquina; por ejemplo para la cargadora transportando una pieza, etc.

Una clasificación de estas paradas por su causa es la siguiente:

Interferencia (A = anterior, S = siguiente): Debidas a interferencias entre los tajos o equipos de trabajo que operan en cadena. Por ejemplo, si hay una avería en la cargadora, para "por interferencia" los volquetes.



Mantenimiento

- El mantenimiento debe hacerse generalmente fuera de las horas de presencia. Caso de no hacerse así, se presentará la parada correspondiente.

Traslado (P = personal, M = máquina)

- El traslado del personal tiene lugar cuando el puesto de trabajo se encuentra alejado del sitio de entrada y salida (parada de autobuses) de los trabajadores en la mina. El traslado de máquinas cuando se cambia su emplazamiento.

Pista en mal estado

- Es aplicable a los volquetes El mal estado del camino no es debido al mal tiempo, sino a la existencia de algún blandón u obstáculo que impide el paso. También puede ser debido a la falta de cisterna, con la presencia de polvo, que hace la pista peligrosa e intransitable.

Voladura

Parada técnica

Espera para el disparo de voladura, etc.

Huelga o fuerza mayor.

Trabajos impropios

- Que no tienen relación con el objetivo de la máquina

Coeficiente de utilización.

- Es el factor definido por el tanto por uno de las horas de presencia que deja libres para trabajar cada clase de paradas (o su conjunto)

. Por tanto:

$$Ku = \frac{\text{Horas presencia} - (\text{Paradas})}{\text{Horas presencia}}$$

2.3.9 Transporte Discontinuo

El transporte de materiales rocosos en las explotaciones mineras a cielo abierto, así como en la obra pública, se realiza con mucha frecuencia mediante el empleo de volquetes, debido a las ventajas que presentan.

Ventajas:

- ✓ Flexibilidad del sistema en cuanto a distancias, pues es aplicable, generalmente, entre los 100 y los 3000 m.
- ✓ Capacidad de adaptación a todo tipo de materiales a transportar: suelos, rocas, minerales, etc.
- ✓ Posibilidad de contratación de la flota e incluso de la operación.
- ✓ Necesidad de una infraestructura relativamente sencilla y poco costosa.
- ✓ Existencia de una variedad de modelos que permiten adaptarse bien a las condiciones en que debe desarrollarse la operación.
- ✓ Facilidad para variar el ritmo de producción, aumentando la flota de volquetes o el grado de utilización de ésta.
- ✓ Sistema muy conocido y, por tanto, relativamente fácil de supervisar y controlar.
- ✓ Menor inversión inicial que en otros sistemas de transporte.

Por el contrario, los inconvenientes que plantea son:

- Costes de operación elevados, con un porcentaje sobre el coste total de arranque, carga y transporte que oscila entre el 40% y el 60%, según los casos.
- Gran cantidad de mano de obra especializada en operación y mantenimiento.

Inconvenientes

Complicada supervisión y optimización cuando se tiene en operación un elevado número de unidades.

2.3.9.1 Tipos de unidades.

Las unidades actualmente disponibles pueden clasificarse, según su diseño y modo operativo, en los siguientes grupos:

- **Volquetes.**
 - **Convencionales.**
 - El material a transportar es grueso y con granulometría variable, como la roca volada.
 - Se producen impactos durante la carga.
 - Se precisa remontar fuertes pendientes.
 - Se requiere rapidez de colocación y maniobrabilidad en áreas poco amplias.
 - Se necesita selectividad para transportar distintas clases de material.
 - Con tractor remolque.
 - Articulados.
- Camiones de descarga lateral.
- Camiones de descarga por el fondo.
- Unidades especiales.

2.3.9.2 Características generales y de diseño.

Entre los principales componentes estructurales de un volquete minero, se pueden citar:

- ✚ Motores y transmisiones.
- ✚ Bastidor.
- ✚ Caja.
- ✚ Suspensión.
- ✚ Frenos.
- ✚ Cabina.

2.3.9.3 Práctica operativa

Las operaciones básicas que se realizan con los volquetes son:

- Recepción de la carga sobre la caja.
- Transporte al punto de vertido.
- Descarga del material.
- Retorno al punto de carga.



Figura 11. Volquete de tipo convencional

CAPÍTULO 3: TRABAJO DE CAMPO

3.1 Visita de Campo y Reconocimiento



Figura 12. Frente de Explotación



Figura 13. Lugar de almacenamiento de roca

Se realizaron varias visitas de campo para la recopilación de datos como toma tiempos, distancias, velocidades, capacidad de carga y otras características de los sistemas de carga transporte se realizó una investigación bibliográfica para el conocimiento de la geología y relieve de la zona.

3.2 Geología

La principal formación geológica presente en el cantón es la Formación Piñón, constituida por rocas ígneas básicas: diabasa, basalto equigranular de grano fino; escasos lentes y capas delgadas de argilita; complejos de diques. También se han observado pillow lavas, hialoclastitas y metabasaltos. Estas rocas conforman los relieves de la Cordillera Chongón y Colonche. Una de las características importantes dentro de esta formación, es la relacionada a la construcción, puesto que algunos sitios del cantón donde aflora este tipo de roca, son explotados para base y sub-base.

3.3 Relieve

El territorio del cantón Nobol se encuentra distribuido en cuatro Unidades Ambientales diferentes:

- La Cordillera Chongón Colonche la cual ocupa el 38% de la superficie total del cantón
- La Llanura Aluvial Reciente con el 34%
- La Llanura Aluvial Antigua con el 25%
- Los Relieves Estructurales y Colinados Terciarios con apenas el 3%.

3.4 Datos obtenidos en Campo

Tabla 11. Tabla de Datos

| | | | |
|--|-----|-------|------|
| Distancia de Transportación | d | 1.018 | km |
| Velocidad media de desplazamiento lleno | vc | 15 | km/h |
| Velocidad media de desplazamiento vacío | vv | 20 | km/h |
| Coeficiente de esponjamiento | ke | | |
| Coeficiente de llenado | Kll | 70 | % |
| Capacidad nominal de la caja del camión | Ec | 28 | T |
| Tiempo de ciclo de la excavadora | Tce | 24.2 | seg |
| Tiempo de maniobra de posicionamiento en la plataforma de carga | | 88 | seg |
| Tiempo de maniobra de posicionamiento en el punto de descarga | | 65 | seg |

3.4.1 Parque de Máquinas

Tabla 12. Maquinaria utilizada en la proceso carga-transporte

| VOLQUETAS | | | |
|---------------|----------|----------------|-------------------------|
| MODELOS | CANTIDAD | CAPACIDAD (m3) | CAPACIDAD DE CARGA (kg) |
| MACK | 4 | 14 | 28000 |
| IRON CITY | 3 | 14 | 28000 |
| TEREX | 3 | 14 | 28000 |
| FRIGHTINER | 2 | 14 | 28000 |
| EXCAVADORAS | | | |
| Doosan Daewoo | 5 | 0.8 | 3000 |

El parque de máquinas dispone de 2 volquetes y 1 excavadora exclusivas para el sistema de carguío-transporte desde el frente de explotación hasta el lugar

de almacenamiento. Dos excavadoras se encuentran en mantenimiento, 2 excavadoras se encuentran en el proceso de desbroce para un nuevo frente.



Figura 14. Equipos utilizados en el sistema carga-transporte

3.4.2 Distancias, Tiempos y Velocidades tomadas en Campo.

Tabla 13. Toma de datos de n viajes realizados durante un periodo de 2 días.

| | Velocidad (Km/h) | DISTANCIA (Km) | Tiempo de viaje lleno (s) | Tiempo de maniobra 1 (s) | Tiempo de espera (s) | Tiempo de descarga (s) | Tiempo de viaje vacío (s) | Tiempo de maniobra 2 (s) | Tiempo de carga (s) |
|----------------------------|------------------|----------------|---------------------------|--------------------------|----------------------|------------------------|---------------------------|--------------------------|---------------------|
| TRAYECTO 1-2 | DÍA 1 | | | | | | | | |
| | 15 | 1.02 | 345 | 48 | 3600 | 40 | 225 | 85 | 336 |
| | 15 | 1.02 | 347 | 93 | 3558 | 33 | 202 | 93 | 326 |
| | 15 | 1.02 | 360 | 105 | 3555 | 19 | 238 | 45 | 345 |
| | 15 | 1.02 | 312 | 80 | 3600 | 25 | 220 | 75 | 328 |
| | 15 | 1.02 | 325 | 71 | 3608 | 35 | 288 | 89 | 358 |
| | 15 | 1.02 | 340 | 82 | 3559 | 47 | 199 | 67 | 354 |
| | 15 | 1.02 | 352 | 75 | 3541 | 36 | 295 | 65 | 335 |
| | 15 | 1.02 | 369 | 59 | 3612 | 49 | 250 | 74 | 365 |
| | DÍA 2 | | | | | | | | |
| | 15 | 1.02 | 351 | 82 | 3625 | 34 | 182 | 54 | 329 |
| | 15 | 1.02 | 328 | 95 | 3589 | 27 | 238 | 84 | 347 |
| | 15 | 1.02 | 332 | 55 | 3550 | 28 | 230 | 114 | 297 |
| | 15 | 1.02 | 314 | 82 | 3600 | 34 | 190 | 55 | 338 |
| | 15 | 1.02 | 342 | 90 | 3594 | 28 | 204 | 95 | 324 |
| | 15 | 1.02 | 328 | 105 | 3600 | 36 | 209 | 45 | 338 |
| | 15 | 1.02 | 320 | 89 | 3556 | 42 | 234 | 117 | 345 |
| | 15 | 1.02 | 340 | 94 | 3629 | 39 | 238 | 55 | 288 |
| Tiempo Promedio (s) | | | 338 | 82 | 3586 | 35 | 228 | 76 | 335 |

Tabla 14. Tiempos de maniobra de una excavadora tomados de un día

| Radio de Giro | Tiempo de maniobra Retroexcavadora | Tiempo de espera |
|----------------------|---|-------------------------|
| DÍA 1 | | |
| 90° | 336 | 4207 |
| 90° | 326 | 4218 |
| 90° | 345 | 4192 |
| 90° | 328 | 4215 |
| 90° | 358 | 4346 |
| 90° | 354 | 4191 |
| 90° | 335 | 4218 |
| 90° | 365 | 4299 |
| DÍA 2 | | |
| 90° | 329 | 4214 |
| 90° | 347 | 4278 |
| 90° | 297 | 4195 |
| 90° | 338 | 4200 |
| 90° | 324 | 4267 |
| 90° | 338 | 4222 |
| 90° | 345 | 4231 |
| 90° | 288 | 4323 |
| PROMEDIO | 335 | 4238.50 |

Nota: Todos los días antes de comenzar a operar los equipos, se destina dentro de 1 hora a 1:30 horas para la respectiva revisión de cada uno de ellos, entre las cosas que se revisa están: Estado de llantas, gasolina, aceite, vidrios, espejos, etc.

CAPÍTULO 4: CÁLCULOS Y RESULTADOS

4.1 Cálculo de roca fragmentada al año.

Tabla 15. Volúmenes de roca fragmentada vs unidad de tiempo

| | |
|--|----------|
| <i>Voladuras a la semana</i> | 2 |
| <i>Volumen de voladura (m3)</i> | 243 |
| <i>volumen a la semana (m3)</i> | 486 |
| <i>volumen al año (m3)</i> | 21107 |

4.2 Cálculo de tiempos de ciclo.

4.2.1 El tiempo de ciclo (Tcc).

$$T_{cc} = T_c + T_{vc} + T_d + T_{vv}$$

Donde:

Tcc: Tiempo de ciclo de un camión:

Tc: Tiempo de carga:

Tvc: Tiempo de viaje cargado:

Td: Tiempo de descarga:

Tvv: tiempo de viaje vacío:

Te: tiempo de viaje vacío:

$$T_{cc} = 330 \text{ seg} + 340 \text{ seg} + 33 \text{ seg} + 298 \text{ seg} + 3600 \text{ seg}$$

$$T_{cc} = 4602 \text{ seg}$$

4.2.2 El tiempo de carga (Tc).

Depende del número de ciclos que necesite hacer la excavadora para llenar la caja del camión.

$$T_c = n_c T_{ce} = \frac{E_c}{E_x K_{lle}} T_{ce}$$

Donde:

n_c: Número de casos necesarios para llenar la excavadora: 12

T_{ce}: Tiempo de ciclo de la excavadora: 27.5 seg.

K_{lle}: Coeficiente de llenado de la cuchara: 80%

E_c: Capacidad de la caja del camión: 14 m³

E_x: Capacidad de la cuchara de la excavadora: 1 m³

$$T_c = 12 \times 27.5 \text{ seg} = \frac{9.8 \text{ m}^3}{(1 \text{ m}^3) (0.80)} 27.5 \text{ seg}$$

$$T_c = 330 \text{ seg} \approx 337 \text{ seg}$$

4.2.3 Tiempo de ciclo de la excavadora (Tce)

$$T_{ce} = (T_{ll} + T_{vll} + T_{dc} + T_{vvc}) K_r$$

Donde:

T_{ll}: Tiempo que demora en llenar el cucharón: 16 seg.

T_{vll}: tiempo de viaje lleno: 0 seg.

T_{dc}: Tiempo de descarga del cucharón: 9 seg.

T_{vvc}: Tiempo de viaje en vacío: 0 seg.

K_r: Coeficiente de reserva: 1.10 (10 %)

$$T_{ce} = (16 \text{ seg} + 9 \text{ seg}) 1.10$$

$$T_{ce} = 27.5 \text{ seg}$$

4.2.4 El tiempo de viaje cargado (T_{vc})

$$T_{vc} = \left(\frac{d}{v_{II}} + md \right) K_f$$

Donde:

d: Distancia desde el punto de carga hasta el punto de descarga: 1018 m

v_{II}: Velocidad de desplazamiento lleno: 15 Km/h

md: Tiempo de maniobra de descarga (depende de las condiciones del punto de descarga): 65 seg.

K_f: Coeficiente de reserva que depende de las fluctuaciones de la velocidad y otros imprevistos: 1.10 (10%)

$$T_{vc} = \left(\frac{1.018 \text{ Km}}{4.17 \times 10^{-3} \text{ Km/seg}} + 65 \text{ seg} \right) 1.10$$

$$T_{vc} = 340 \text{ seg}$$

4.2.5 El tiempo de descarga (T_d).

Es un tiempo estimado, en el que demora el camión en evacuar la carga.

$$T_d = 33 \text{ seg}$$

4.2.6 El tiempo de viaje vacío (T_{VV})

$$T_{VV} = \left(\frac{d}{V_V} + mc \right) K_f$$

Donde:

V_V: Velocidad de viaje vacío: 20 Km/h

mc: Maniobra de posicionamiento en la plataforma de carga: 88 seg.

$$T_{VV} = \left(\frac{1.018 \text{ Km}}{5.55 \times 10^{-3} \text{ Km/seg}} + 88 \text{ seg} \right) 1.10$$

$$T_{VV} = 298 \text{ seg}$$

4.3 Cálculo de la productividad del camión.

4.3.1 Productividad teórica (Q_t).

$$Q_t = \frac{3600 E_c}{T_{CC} * \varphi}$$

Donde:

E_c: Capacidad nominal del camión: 28 Ton

φ: Densidad de la roca: 2.8 Ton/m³

$$Q_t = \frac{3600 (2.8 \text{ Ton})}{4602 \text{ seg} * 2.8 \text{ Ton/m}^3}$$

$$Q_t = 7.82 \text{ m}^3/\text{h}$$

Para un turno de 11 horas.

$$Q_t = 86.06 \text{ m}^3/\text{Turno}$$

4.3.2 Productividad técnica del camión (Q_{tec}).

$$Q_{tec} = Q_t K_u K_{llc} T_t$$

Donde:

K_u : Coeficiente de utilización del equipo de transporte: 76 %

K_{llc} : Coeficiente de llenado del camión = 70%

T_t : Tiempo de turno = 11 h/turno.

$$Q_{tec} = 86.06 \text{ m}^3/\text{h} \times 0.76 \times 0.70 \times 11 \text{ h/turno}$$

$$Q_{tec} = 45.78 \text{ Ton/turno}$$

4.3.3 Productividad de explotación (Q_e).

$$Q_e = Q_{tec} K_n$$

Donde:

K_n : Tiempos improductivos no tecnológicos: 0.9

$$Q_e = 45.78 \frac{\text{Ton}}{\text{turno}} (0.9)$$

$$Q_e = 41.20 \text{ Ton/turno}$$

4.4 Número de camiones servidos por excavadora (N_{ce}).

Es posible determinar el número de camiones que puede servir a una excavadora dependiendo de los tiempos de ciclo de ambos equipos.

$$N_{ce} = \frac{T_{cc}}{T_c} K_{rn}$$

Donde:

Krn: Coeficiente de reserva que toma en cuenta los imprevistos que puede presentar el equipo de excavación= 0,95

$$Nce = \frac{4602 \text{ s}}{330 \text{ s}} (0.95)$$

$$Nce = 13.24 \approx 13 \text{ camiones}$$

4.5 Determinación del parque de transporte (Nc).

$$Nc = \frac{A_t}{Q_e N_d N_t}$$

Donde:

At: Toneladas al año: 23328 m³

Nd: Número de días efectivos laborales: 350

Nt: Numero de turnos al día: 1

$$Nc = \frac{23328 \frac{\text{Ton}}{\text{año}}}{41.20 \frac{\text{Ton}}{\text{turno}} 350 \frac{\text{días}}{\text{año}} 1 \frac{\text{turno}}{\text{día}}}$$

$$Nc = 1.66 \approx 2 \text{ camiones por turno}$$

4.6 Determinación del número de camiones que integran el parque de equipos de transporte.

$$Nt = Nc K_{up}$$

K_{up}: Coeficiente que tiene en cuenta el tiempo destinado a revisiones técnicas y mantenimiento de los equipos = 1.3.

$$Nt = 1.66 \times 1.3$$

$$Nt = 2.10 \approx 2 \text{ camiones.}$$

4.7 Determinación del coeficiente de utilización de los equipos

Para la determinación del coeficiente de utilización de los equipos de producción (**K_u**) se lo ha determinado en base a las pérdidas o el tiempo en el que no se está utilizando la máquina para hacer producción, en un turno de 11 horas.

| Tiempos | Almuerzo | Llegada al frente de explotación. | Parqueo | Espera en el punto de descarga | Total |
|-----------------------|----------|-----------------------------------|---------|--------------------------------|-------|
| Perdidas (seg) | 3600 | 1200 | 900 | 3600 | 9300 |

$$K_u = \frac{t_t - t_p}{t_t} * 100\%$$

$$K_u = \frac{39600 - 9300}{39600} * 100\%$$

$$K_u = 76.51 \%$$

CAPITULO 5: ANÁLISIS DE RESULTADOS

Como se puede observar el tiempo de ciclo de la excavadora **27.5 seg** y el tomado es campo fue de **24 seg**, según las formulas del Instituto Tecnológico Geominero de España son muy parecidos a los datos tomados en campo.

Como se puede observar en la **tabla 13**, los tiempos de espera de la volqueta para su depósito en la trituradora son relativamente altos, esto hace que el tiempo de ciclo sea de 4602 segundos, teniendo en cuenta que la producción fue de $Qt = 86.06m^3/turno$, la producción de ciclo del camión disminuye siendo de $Qt = 45.78m^3/turno$; debido al coeficiente de utilización esta producción baja.

Para la determinación del coeficiente de llenado de la cuchara (K_{lle}), debido al estado del material a cargar, que es difícilmente excavarle se utilizó un coeficiente de 0.80. Ver **tabla 4**.

Se pudo observar que la volqueta es llenada al ras, pero el tamaño de roca volada es bastante grande, debido a esto se ha considerado un coeficiente de llenado del camión del **70%**. Dado estas condiciones se calculó la carga en tonelaje que es del **27.44 Ton**, que se encuentra dentro de la capacidad nominal de la volqueta.

Para la determinación del coeficiente de reserva en el tiempo de viaje cargado y vacío (K_f), se ha considerado las siguientes condiciones: vías en buen estado, pendientes relativamente bajas, vías amplias.

En la determinación del coeficiente de reserva que toma en cuenta los imprevistos que puede presentar el equipo de excavación (K_{rn}), se ha considerado pérdida o desgaste de uñas del cucharón, mal tiempo climático, descarrilamiento de las orugas, pérdida de combustible, daño por averías en las mangueras hidráulicas.

El coeficiente de utilización K_u fue de **76.51%**, con este resultado nos quiere decir que se está perdiendo mucho tiempo el cual no se está utilizando el camión

y nos hace disminuir la producción teórica con respecto a la técnica que vendría a ser la real.

En la determinación de los tiempos improductivos no tecnológicos (**Kn**) se ha considerado un tiempo de 1 hora para la revisión antes de cada inicio de trabajo.

CAPITULO 6: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones.

El tiempo de ciclo teórico de la excavadora que se determinó fue de **27.5 seg** y el tomado es campo fue de **24 seg** el teórico fue mayor porque se está tomando en consideración un coeficiente de reserva que depende ciertos imprevistos que puedan ocurrir a la excavadora, el problema es que el tiempo mínimo de ciclo para una excavadora es de 15 segundos para un tamaño de cazo de 1m³, se concluye que pierde tiempo de ciclo que podría incrementar la producción si éste disminuye.

Según estos tiempos determinados se concluye que se pierde tiempo en el proceso de trituración y molienda para organizar dichos trabajos se necesita implementar una nueva trituradora o establecer un lugar de disposición del mineral para disminuir el tiempo que tarda el camión en dejar la roca fragmentada para luego su tratamiento físico.

El tiempo de ciclo teórico del volqué que se determinó fue de **1002 seg** y el tomado es campo fue de **4602 seg** el tomado en campo fue mayor porque existe un problema en la organización del trabajo que realiza el equipo de transporte.

El valor calculado del coeficiente de utilización fue de **76.51%** se concluye que este coeficiente depende de condiciones externas, estas pueden incrementar su valor o disminuirlo pero el objetivo es que mientras mayor sea los valores de productividad se incrementaran.

La producción fue de $Qt = 86.06m^3/turno$, la producción de ciclo del camión disminuye siendo de $Qt = 45.78m^3/turno$; debido al coeficiente de utilización esta producción baja se concluye que el tiempo es un factor indispensable en el cálculo de producción.

El número de camiones requeridos para el sistema carga transporte fue de **2 camiones** lo que existe una subutilización de volquetes.

6.2 Recomendaciones

Se pudo observar que dentro del tiempo de espera de la excavadora hacia la volqueta esta lo utiliza para romper la roca, arrojándola a gran altura, se recomienda no tener un tiempo de espera tan prolongado y un tamaño de roca mucho menor en la voladura o incrementar la capacidad del cazo de la excavadora.

El tiempo de espera del volquete es muy elevado, este es una condición para el coeficiente de utilización disminuya, se recomienda trabajar con otra trituradora debido a que los tiempos de espera para el depósito de material de la volqueta hacia la trituradora son relativamente altos, esto se da ya que la velocidad de alimentación de la trituradora es muy bajo.

Para una volqueta de 28 toneladas de capacidad se debería trabajar con una retroexcavadora de 2.5 a 5 m³ de capacidad. (Ver figura 9). Con esto reduciríamos el número de casos que se necesita para llenar la volqueta así

como el tiempo de ciclo del camión y se obtendría una mayor producción del camión.

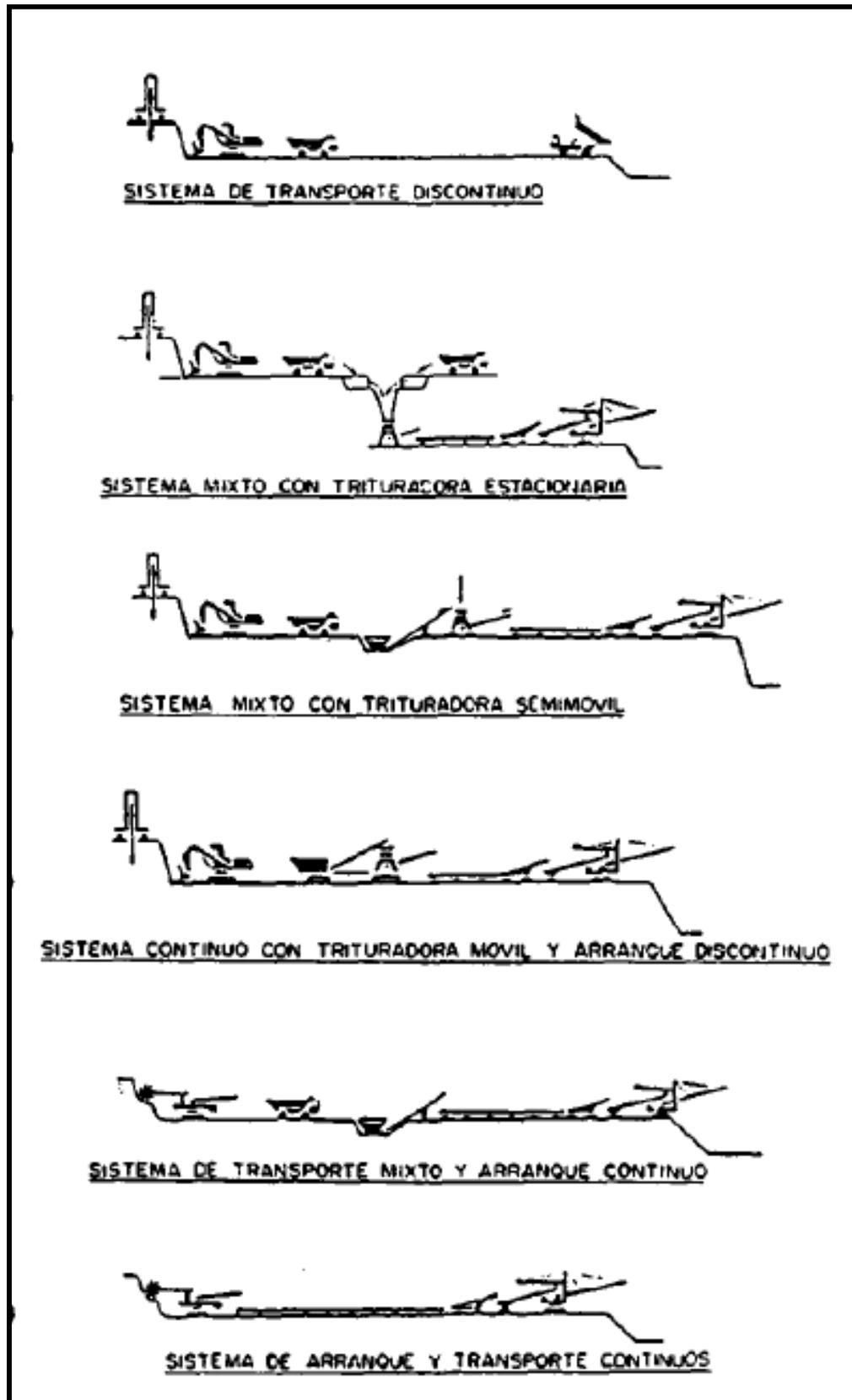
No llenar en una capacidad colmada ya que el peso de la carga aumentaría y el volquete no soportaría debido a su capacidad nominal.

Llevar un control de los tiempos de perdidas, logrando así reducir el coeficiente de utilización (K_u) y el tiempo de ciclo.

CAPÍTULO 7. ANEXOS

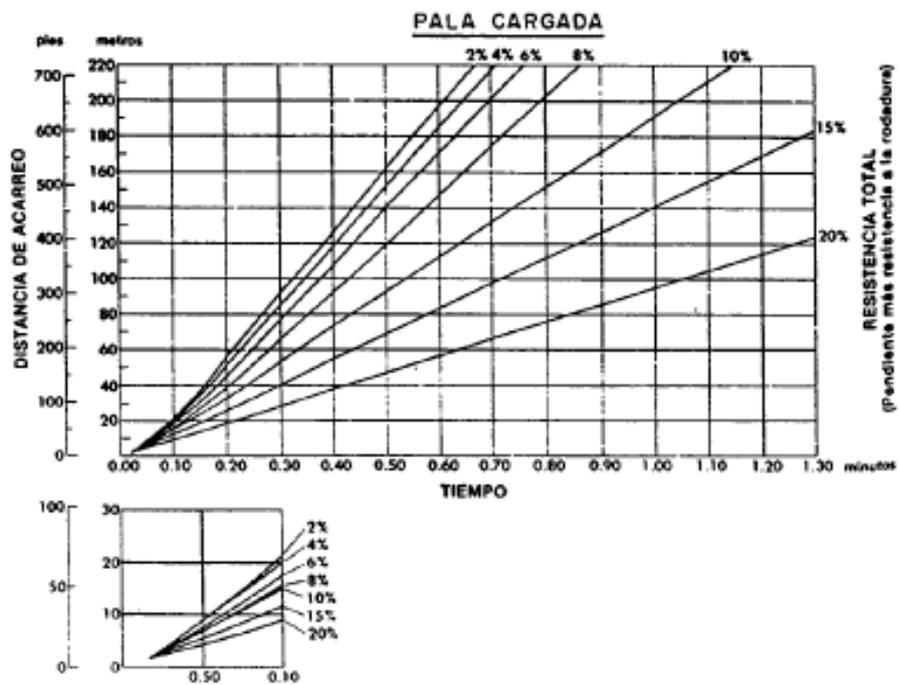
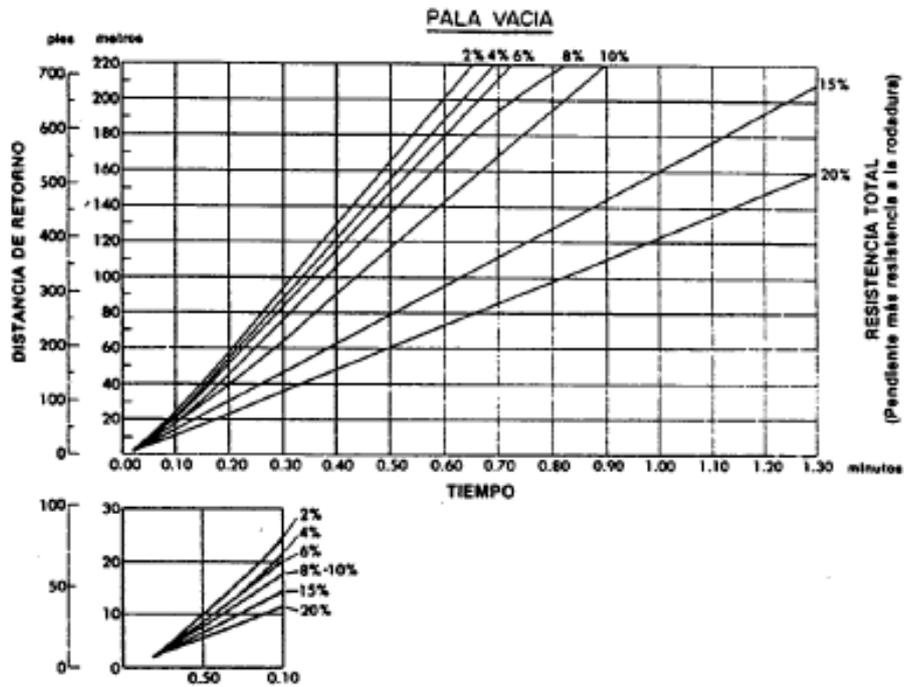
Anexo 1

Clasificación de los Sistemas Mineros

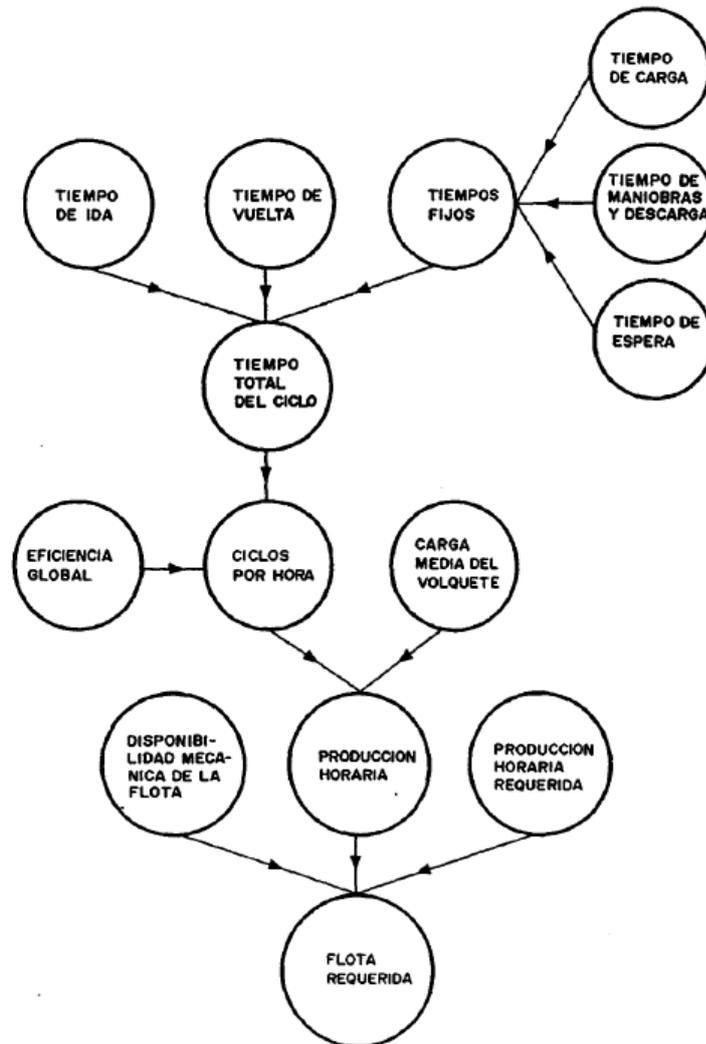


Anexo 2

Tiempos medios de acarreo de mineral de una pala de 9.1 m³



Anexo 3
Acoplamiento entre palas de ruedas y volquetes



Anexo 4

MINERAL : MATERIALES DE CONSTRUCCIÓN

| PROVINCIA CÓDIGO | ÁREA | VOLUMEN m ³ | INGRESO U.S. \$ | INVERSIÓN U.S. \$ | EMPLEO No. |
|---------------------|----------------------------------|---------------------------|--------------------|----------------------|---------------|
| GUAYAS: | | | | | |
| 700698 | ABRE CABUYA (I/SEM) | | | | |
| 700698 | ABRE CABUYA (INF. ANUAL) | 141,407.00 | 442,603.91 | 0.00 | 8 |
| 6445 | A-GUAY SAN ANTONIO 1 (I/SEM) | | | | |
| 6445 | A-GUAY SAN ANTONIO 1 (II/SEM) | 238,632.00 | 1,063,489.00 | 26,122.00 | 24 |
| 700333 | ARENERA GUAYAQUIL (I/SEM) | | | | |
| 700333 | ARENERA GUAYAQUIL (II/SEM) | | | | |
| 700609 | ARMACO 2 (I/SEM) | | | | |
| 700609 | ARMACO 2 (II/SEM) | | | | |
| 700902 | BORCONS I (I/SEM) | | | | |
| 700902 | BORCONS I (II/SEM) | | | | |
| 700657 | CANTERA PETROLISA (I/SEM) | | | | |
| 700657 | CANTERA PETROLISA (II/SEM) | | | | |
| 700451 | CERRO DEL CUATRO UNO (I/SEM) | | | | |
| 700451 | CERRO DEL CUATRO UNO (II/SEM) | | | | |
| 105 | CERRO DEL TRES (I/SEM) | | | | |
| 105 | CERRO DEL TRES (II/SEM) | 42,139.55 | 399,723.00 | 402,170.00 | 124 |
| 700121 | CERRO GRANDE 1 (I/SEM) | 818,725.89 | 1,716,208.00 | 18,178.17 | 5 |
| 700121 | CERRO GRANDE 1 (II/SEM) | 656,111.54 | 1,960,006.21 | 0.00 | |
| 700326 | CINCO DE JUNIO UNO | 2,350.48 | 8,908.69 | 0.00 | 5 |
| 700326 | CINCO DE JUNIO UNO | | | | |
| 700112 | CRUCE MOLESTINA (I/SEM) | 604.00 | 848.00 | 0.00 | 11 |
| 700112 | CRUCE MOLESTINA (II/SEM) | | | | |
| 700420 | DANNY (I/SEM) | | | | |
| 700420 | DANNY (II/SEM) | | | | |
| 700993 | EL LIMONAL (I/SEM) | | | | |
| 700993 | EL LIMONAL (II/SEM) | | | | |
| 700097 | EL MALANTIAL (I/SEM) | | | | |
| 700097 | EL MALANTIAL (II/SEM) | | | | |
| 700450 | EL PLAYON (I/SEM) | | | | |
| 700450 | EL PLAYON (II/SEM) | | | | |
| 700868 | EL VADO (I/SEM) | | | | |
| 700868 | EL VADO (II/SEM) | | | | |
| 700329 | ELI-VAZ I (I/SEM) | 39,165.69 | 124,146.07 | 0.00 | 7 |
| 700329 | ELI-VAZ I (II/SEM) | | | | |
| 700256 | EROLCA (I/SEM) | 85,743.00 | 270,842.00 | 72,154.00 | 10 |
| 700256 | EROLCA (II/SEM) | | | | |
| 700169 | ESTERO CLARO I (I/SEM) | 39,025.80 | 127,228.16 | 0.00 | 7 |
| 700169 | ESTERO CLARO I (II/SEM) | | | | |
| 700279 | EVADRIANA VI (INF. ANUAL) | 51,512.50 | 46,597.80 | 0.00 | 13 |
| 700108 | J. ALVARIO (I/SEM) | | | | |
| 700108 | J. ALVARIO (II/SEM) | 2,300.00 | 0.00 | 1,698.00 | 11 |
| 162 | LA LORENA (INF ANUAL) | 62,750.00 | 32,072.92 | 0.00 | 11 |
| 700360 | LA ESPERANZA (I/SEM) | | | | |
| 700360 | LA ESPERANZA (II/SEM) | | | | |
| 2417 | LERIDA (I/SEM) | | | | |
| 2417 | LERIDA (II/SEM) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0 |

| | | | | | |
|--------|----------------------------------|------------|--------------|-----------|----|
| 700192 | LOS ROMAN 1 (I/SEM) | | | | |
| 700192 | LOS ROMAN 1 (II/SEM) | | | | |
| 700485 | LUZAGUI XZ (INF. ANUAL)) | 107,324.67 | 1,505,064.38 | 0.00 | 33 |
| 700485 | LUZAGUI XZ (II/SEM) | | | | |
| 790231 | L.A.SAN GUILLERMO (I/SEM) | | | | |
| 790231 | L.A.SAN GUILLERMO (II/SEM) | | | | |
| 790278 | L.A. DURÁN (I/SEM) | | | | |
| 790278 | L.A. DURÁN (II/SEM) | | | | |
| 700896 | MELIDA 1 (I/SEM) | | | | |
| 700896 | MELIDA 1 (II/SEM) | | | | |
| 700102 | NIAGARA POTRERO CANTERO (I/SEM) | | | | |
| 700102 | NIAGARA POTRERO CANTERO (II/SEM) | | | | |
| 700111 | POTRERO LEON (I/SEM) | | | | |
| 700111 | POTRERO LEON (II/SEM) | | | | |
| 700318 | RANCHO ALEGRE 5 (I/SEM) | | | | |
| 700318 | RANCHO ALEGRE 5 (II/SEM) | | | | |
| 700369 | RANCHO ALEGRE 3 (I/SEM) | | | | |
| 700369 | RANCHO ALEGRE 3 (II/SEM) | | | | |
| 700202 | RANCHO ALEGRE II (I/SEM) | | | | |
| 700202 | RANCHO ALEGRE II (II/SEM) | | | | |
| 700909 | RIO SALADO 2 (I/SEM) | | | | |
| 700909 | RIO SALADO 2 (II/SEM) | | | | |
| 700234 | RODRIGO (I/SEM) | | | | |
| 700234 | RODRIGO (II/SEM) | | | | |
| 2083 | SALMA AMIRA (I/SEM) | 11,009.00 | 34,848.34 | 25,092.40 | 4 |
| 2083 | SALMA AMIRA (II/SEM) | 15,986.00 | 26,210.00 | 16,121.00 | |
| 3867 | SAN CARLOS (I/SEM) | 6,484.66 | 13,244.00 | 0.00 | 7 |
| 3867 | SAN CARLOS (II/SEM) | 19,337.00 | 88,599.59 | 0.00 | |
| 700375 | SAN ENRIQUE II (I/SEM) | | | | |
| 700375 | SAN ENRIQUE II (II/SEM) | 5,290.00 | 63,714.00 | 0.00 | 29 |
| 700688 | SAN JORGE 2 (I/SEM) | | | | |
| 700688 | SAN JORGE 2 (II/SEM) | | | | |
| 700374 | SAN JORGE 2 (I/SEM) | | | | |
| 700374 | SAN JORGE 2 (II/SEM) | 0.00 | 0.00 | 700.00 | 1 |
| 700343 | SAN JORGE I (I/SEM) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | |
| 700343 | SAN JORGE I (II/SEM) | - | - | - | - |
| 2259 | SAN LUIS (I/SEM) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0 |
| 2259 | SAN LUIS (II/SEM) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0 |
| 700815 | SAN VICENTE "A" (I/SEM) | - | - | - | - |
| 700815 | SAN VICENTE "A" (II/SEM) | 4,303.78 | 47,435.72 | 27,263.17 | 23 |
| 701079 | SANTA ROSA (I/SEM) | | | | |
| 701079 | SANTA ROSA (II/SEM) | | | | |
| 700340 | SAN RAFAEL (I/SEM) | | | | |
| 700340 | SAN RAFAEL (II/SEM) | | | | |
| 700498 | VERDU I (I/SEM) | | | | |
| 700498 | VERDU I (II/SEM) | | | | |
| 700498 | VERDU I (II/SEM) | 68,349.00 | 0.00 | 0.00 | 6 |
| 700398 | VERDU S.A. (II/SEM) | | | | |
| 791058 | LOS TAURAS (I/SEM) | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 0 |
| 700661 | ARMACO 6 (II/SEM) | 14,336.00 | 0.00 | 0.00 | 10 |
| 700793 | INTENTI 1 (INFORME ANUAL) | | 214,015.21 | 0.00 | 7 |

| | | | | | |
|--------|---|---------------------|---------------------|-------------------|------------|
| 700101 | TIGRERO (II/SEM) | 8,417.68 | 7,403.43 | 0.00 | 11 |
| 700098 | TIMBELA (I SEM) LA | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 11 |
| 790545 | PLAYAS DEL RIO PULA (I SEM) LA | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 8 |
| 790721 | EL BARRO (I SEM) LA | 1,631,601.00 | 0.00 | 0.00 | 10 |
| 790543 | BANCO DE ARENA RIO VINCES FUENTE #2 (I SEM) LA | 1,283.00 | 0.00 | 0.00 | 10 |
| 790655 | CERRO QUEMADO (II SEM) LA | 48,263.80 | 0.00 | 0.00 | - |
| 790882 | KM17 (II SEM) LA | 0.00 | 0.00 | 0.00 | 3 |
| 791028 | GERMANIA 2 (II SEM) LA | 82,000.00 | 0.00 | 0.00 | 30 |
| | SUBTOTAL | 4,204,453.04 | 8,193,208.43 | 589,498.74 | 439 |

CAPÍTULO 8. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Jojriakov, V., & Nedra, M. (1969). *Proyección de Canteras*.

Rzhevskig, V., & Nedra, M. (1971). *Bases Científicas para el diseño de Canteras*.

ADUVIRE, O., & LOPEZ, J. (1991). "Optimización de la vida económica para la sustitución de volquetes en minería a cielo abierto." *Canteras y Explotaciones*.

ALLIS, F. (1981). "Performance Handbook".

ALMGREN, G. (1974). *Proceedings. Conference on Productivity in Mining. Extension Division. School of Mines. missouri*.

ANON. (June 1977). *Mining Activity in Western Word Mining Magazine*.

ARCOM. (2014). *Biblioteca de ARCOM*. Obtenido de http://www.controlminero.gob.ec/?page_id=525

Arsentev, A., & Nedra. (1970). *Determinación de la producción y Límite de la Cantera M*.

D. Ortíz de Urbina, F. P., D. Moyano Encinas, I., D. Herrera Hebert, J., & D. De la Rosa, F. P. (2001). *Curso de Evaluación y Planificación Minera*. Madrid: Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas.

Desarrollo, SENPLADES - Secretaria Nacional de Planificación y. (2014). *Indicadores Económicos de Nobol*. Nobol: SI – DIRECCIÓN DE MÉTODOS, ANÁLISIS E INVESTIGACIÓN.

División de Ingeniería Civil y Geomática. (s.f). *Rendimiento de Cargador Frontal y Retroexcavadora*.

Estudios Mineros de Perú. (s.f). *Manual de Minería*. Lima.

GARCIA OVEJERO, R. (1981). "Técnicas y Máquinas de Movimiento de Tierras-Costes". *Rocas y Minerales*.

Hidalgo. (s.f). *HeH constructores*. Obtenido de <http://www.heh.com.ec/index.php/nuestros-proyectos/concesionarias/conorte>

Iván Couso, P. M. (2009). *Restauración Ambiental de los pozos lastreros en la legislación comprada*. Chile: Asesoría Parlamentaria BCN.

LEWIS, R., & CLARK, G. (1964). *Elements of Mining 3rd Edition*. New York: JOHN Wiley and sons.

- LOPEZ JIMENO, C. (1991). *"Manual de Evaluación Técnico-Económica de Proyectos Mineros de Inversión"* ITGE,.
- Melnikov , N. (1974). *Pequeño Manual sobre Trabajos a cielo Abierto*. M. Nedra.
- Melnikov , N., & Nedra, M. (1979). *Teoría y Práctica sobre los trabajos a cielo abierto*.
- MORRISON , R., & RUSSELL, P. (1973). *Selecting a Mining Method, Rock Mechanics, Other Factors*. New York: Mining Engineering Handbook.
- Nurok , G. (1970). *Hidromecanización de los trabajos mineros a cielo abierto*. M, Nedra.
- PFLIDER, E. (1968). *Surface Mining, Society of Mining Engineers of AIME*. New York .
- ROMERO , C. (1977). *"Modelos Económicos de la Empresa"*. Ediciones Deusto, S.A.
- Rzhevskig, V. (1968). *Tecnología y Mecanización Integral para los trabajos a cielo Abierto*. M, Nedra.
- Rzhevskig, V. (1979). *Tecnología y Mecanización Integral para los trabajos mineros a cielo abierto*, M. Nedra.
- Rzhevskig, V. (1980). *"Procesos de los trabajos mineros por cielo abierto"* M-Nedra.
- Secretaria Gral de la Energía y Recursos Minerales. (s.f). *Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a Cielo Abierto*. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- SEOPAN-ATEMCOP. (1989). *"Costes de Maquinaria"*.
- SHERER, H. (September, 1982.). *"The Practical Aspects to Mines Equipment Analysis"*. *Mining Engineering*. .
- TEREX. (s.f.). *"Production and Cost Estimating of Material Movement with Earthmoving Equipment"*. *General*.