



PONTIFICIA **UNIVERSIDAD CATÓLICA** DEL PERÚ

Esta obra ha sido publicada bajo la licencia Creative Commons
Reconocimiento-No comercial-Compartir bajo la misma licencia 2.5 Perú.

Para ver una copia de dicha licencia, visite
<http://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/2.5/pe/>



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

ESTUDIO DEL CÁLCULO DE FLOTA DE CAMIONES PARA UNA
OPERACIÓN MINERA A CIELO ABIERTO

Tesis para optar el Título de INGENIERO DE MINAS, que presenta el bachiller:

MANUEL ARTURO VIDAL LOLI

Asesor: ING. MARIO CEDRÓN LASSUS

Lima, Agosto del 2010

RESUMEN DE TESIS

La presente tesis calcula el número de camiones óptimo para el transporte de mineral y desmonte en una operación minera a tajo abierto de cobre. Para este efecto, se crea y se describe una operación minera en el sur del país, a la cual, se hace el planeamiento de minado y explotación a lo largo de los 17 años que dura el proyecto. Con esta información se hace un estudio económico de la mina para corroborar que es económicamente viable y que está dentro de los parámetros de una mina en ejecución.

Este proyecto se encuentra en una segunda etapa, debido a que estuvo operativa por unos años recuperando óxidos del subsuelo para su tratamiento y recuperación del cobre; para esta segunda etapa se empezará a obtener sulfuros con lo que se inicia una nueva labor para el tiempo de vida de la mina.

En toda operación minera la parte del transporte del mineral y del desmonte hacia la planta de procesamiento y botadero respectivamente es crítica, ya que durante los años que dure el proyecto estas distancias (a planta y botadero) van a variar muy fuertemente. La correcta planificación de las etapas de minado (fases¹), garantizará que los objetivos se cumplan a lo largo de toda la vida de la mina.

Es entonces, gracias al planeamiento de minado enfocado al transporte en mina se pueden hacer cálculos y tener estimaciones como la cantidad de material que se espera mover año a año durante el tiempo de vida del proyecto, y que por lo tanto, ayuda a calcular el dimensionamiento de la flota que se hará cargo de este transporte, el cual se calcula que para el primer año es de 18 camiones², y se obtiene mediante el uso de parámetros de la operación como: tiempos de carguío de las palas, distancias a recorrer, factor de llenado, resistencia a rodadura, tiempos de descargue, pendientes de las vías, etc. contribuyendo como información de entrada a un sistema que mediante variables y operaciones llega al cálculo óptimo de la flota y que se podrá apreciar con más detenimiento a lo largo del desarrollo de la tesis.

¹ Fases es el orden en la explotación por zonas en una mina superficial, se puede explotar diferentes fases al mismo tiempo

² Ver el capítulo 5


 PONTIFICIA
 UNIVERSIDAD
 CATÓLICA
 DEL PERÚ

 DEPARTAMENTO
 DE INGENIERÍA
 Sección Ingeniería de Minas

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas
 ALUMNO : Manuel Arturo Vidal Loli
 CÓDIGO : 2005.9332.412
 PROPUESTO POR : Dra. Silvia Rosas
 ASESOR : Ing. Mario Cedrón Lassús



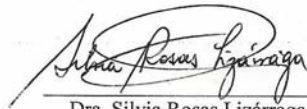
TEMA : Estudio del cálculo de flota de camiones para una
 operación minera a cielo abierto
 No. TEMA : 70
 FECHA : 22 de febrero de 2010

OBJETIVOS : En la Minería superficial la elección óptima de equipo en minería es una tarea compleja donde intervienen muchas variables técnicas, geométricas y económicas en un ambiente donde existen muchas marcas, modelos y tamaños que compiten por el usuario, este trabajo busca predecir el cálculo de una flota de camiones y por consiguiente la productividad de la mina en el marco de una operación a cielo abierto.

Este trabajo buscará encontrar el número idóneo de camiones en la operación para cada frente de trabajo de esta mina tomando en cuenta los tiempos de ciclo y buscando la correcta relación entre las diferentes máquinas para minimizar los retrasos y ahorrar costos, todo esto dentro de un marco económico. Para esto se utilizará un sistema matemático con variables continuas y discretas que ayudará al final del proceso a decidir la cantidad de camiones para la labor.

Otro objetivo es minimizar el tiempo sin uso de la pala y de los camiones, es decir, de una manera global minimizar el costo total de los tiempos muertos en la operación mediante el uso de las herramientas antes mencionadas.

Máximo: 100 páginas



Dra. Silvia Rosas Lizárraga
 Coordinadora
 Especialidad de Ingeniería de Minas

 Pontificia Universidad Católica del Perú
 Sección Ingeniería de Minas



Ing. Mario Cedrón Lassús
 Asesor

Av. Universitaria 1801, San Miguel
 T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
 F: (511) 626 2852

www.pucp.edu.pe/secc/minas



AGRADECIMIENTOS

A Dios por ser la luz de todos los días al guiar mis pasos, a mis padres Mercedes y Arturo por enseñarme a ser fuerte, a la perseverancia, al respeto hacia el prójimo y por tener siempre su apoyo incondicional.

Agradecer a todas las personas que me apoyaron en esta tesis con sus ideas y comentarios, gracias a la Dra. Rosas, al Ingeniero Cedrón y al Ingeniero Villanueva que sin su ayuda no hubiese sido posible el desarrollo correcto de ésta tesis. No puedo dejar de mencionar al Ingeniero Carlos Román por sus consejos y al Ingeniero Víctor Gobitz; a mi novia Diana Cornejo por su paciencia y a mis compañeros de la Sección de Minas por su amistad.

Gracias a todos.

INDICE

	Páginas
CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS	
1.1 INTRODUCCIÓN.....	7
1.2. OBJETIVOS Y ALCANCES.....	9
1.2.1.- Objetivo General.....	9
1.2.2.- Objetivos Específicos.....	9
CAPÍTULO 2: DESCRIPCIÓN DE LA MINA SUPERFICIAL	
2.1.- PÓRFIDOS DE COBRE EN EL PERÚ	10
2.1.2.- Batolito de la Costa.....	12
2.1.2.1.- Ubicación.....	12
2.1.2.2.- Geología Regional.....	12
2.1.3.- Mineralización.....	13
2.2- RESERVAS DE MINERAL.....	14
CAPÍTULO 3: OPERACIONES MINERAS	
3.1.- LA OPERACIÓN EN LA MINA.....	15
3.2.- PLANEAMIENTO DE MINADO.....	16
3.2.1.- Definición de Planeamiento de Minado.....	17
3.2.2.- Plan de Minado.....	20
3.3.- DISEÑO DEL TAJO.....	22
3.4.- DESCRIPCIÓN Y CÁLCULO DE BLOQUES POR NIVELES DE LA MINA.....	24
CAPÍTULO 4: VALORIZACIÓN DE LA MINA	
4.1.- PRODUCCIÓN ANUAL DE MINERAL Y DESMONTE.....	35
4.2.- EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	37
4.2.1.- Ventas anuales de Cu.....	37
4.2.2.- Costos asociados a la producción minera.....	38
4.2.3.- Información de costos para el proyecto de la tesis.....	39
CAPÍTULO 5: SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO	
5.1.- CÁLCULO DEL NÚMERO DE CAMIONES REQUERIDOS PARA LA PRODUCCIÓN Y DESBROCE DE DESMONTE.....	48
5.1.1.- Cálculo del número de camiones.....	49
5.2.- SISTEMA DISPATCH.....	61
CAPÍTULO 6: CONCLUSIONES	
BIBLIOGRAFIA	
ANEXOS	

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1- INTRODUCCIÓN

La producción de cobre a nivel nacional durante los últimos nueve años ha tenido una tendencia creciente debido principalmente al inicio de operaciones de la mina Antamina, esperando un mayor crecimiento para los próximos años debido al inicio de las operaciones de Toromocho y del proyecto Las Bambas. En el Cuadro 1.1 se observa la producción de toneladas métricas finas de cobre del año 2001 al 2010.

Cuadro 1.1
Producción Nacional de Cobre Fino 2 001 – 2 010¹

Año	Tonelada Métrica Fina
2001	722 355.36
2002	844 553.01
2003	842 605.18
2004	1 035 574.09
2005	1 009 897.94
2006	1 048 897.36
2007	1 190 280.65
2008	1 268 849.74
2009	1 274 724.63
2010*	295 050.56

*Producción hasta abril de 2010

Como se aprecia en el Cuadro 1.1, la producción de cobre durante el año 2004 fue de 1 035.6 mil TM, superior en 22.9% con respecto al año 2003 debido a un mayor contenido de cobre en el mineral tratado por parte de Antamina, el reinicio de operaciones de Tintaya desde octubre de 2003 (estuvo paralizado por 20 meses) y una mayor producción de la unidad Toquepala 1, perteneciente a Southern Perú.

¹ Fuente SNMP: http://www.snmpe.org.pe/estudios_economicos/EST_EXTRANET/EST_Graficos/

La producción nacional de cobre se incrementó en 6.52% el año 2008 con respecto al 2007 principalmente por el aumento en la producción de la Unidad Minera Cuajone de Southern Perú Copper Corporation y en menor medida de la unidad Tintaya de Xstrata Tintaya.

Para el 2009 el Perú registró una producción de un millón 274 mil toneladas métricas (TM) de cobre y se convirtió en el segundo productor a nivel mundial, teniendo un excelente futuro con los nuevos proyectos de cobre que se vienen en un corto y mediano plazo.

El presente trabajo presenta una mina de cobre a tajo abierto que se desarrollará en el Sur del Perú, en la cual moverá anualmente un promedio de 30 000 000 TM de material con una ley promedio de 0.8% de Cu y con un tiempo de vida de 17 años. Es en este marco en el que se calcula la flota de maquinaria pesada para el transporte del material que es indispensable tanto para el planeamiento de mina durante los años de vida del proyecto como para los costos del mismo.

Dentro del proceso de transporte del material, los costos unitarios son importantes y siempre se busca minimizar dicho monto, para esto, una variable importante es mantener la maquinaria dedicada a la productividad de la mina trabajando el mayor tiempo posible y evitando al máximo que se encuentren inoperativos “tiempos muertos¹” por periodos de tiempo.

¹ Son los tiempos en que la maquinaria está sin trabajar debido a que no cuenta con los recursos necesarios

1.2.- OBJETIVOS

A continuación se mencionan los objetivos que se desea obtener con el siguiente trabajo de Tesis:

1.2.1.- Objetivo General.

- Utilizando un caso de un yacimiento tipo pórfido de cobre medir, comparar y analizar para el periodo de producción de la mina superficial la cantidad idónea de camiones y la relación correcta con las palas, teniendo como variables los tiempos de ciclo, y las distancias, para evitar que exista tiempos muertos en ambos equipos.

1.2.2.- Objetivos Específicos

- Minimizar los tiempos sin uso o “tiempos muertos” de las maquinarias principales en el proceso de carguío y acarreo, es decir, las palas y los camiones.
- Mediante ecuaciones, fórmulas y variables encontrar para la operación minera el número idóneo de camiones con relación a cada pala dependiendo del tiempo de ciclo de transporte.

CAPÍTULO 2

DESCRIPCIÓN DE LA MINA SUPERFICIAL

2.1.- PÓRFIDOS DE COBRE EN EL PERÚ

[Transcripción página 135 y 136 - Tumialán 2003]

Los pórfidos de cobre son yacimientos de baja ley, de gran tonelaje y de forma irregular. A la fecha existen este tipo de yacimientos en el Perú en los siguientes ambientes geológicos: en la franja SE del Batolito de la Costa, están ubicados los pórfidos de cobre de Toquelapa, Quellaveco, Cerro Verde, Santa Rosa, Cerro Negro y la mina para este trabajo de tesis. En la franja Sedimentaria Mesozoica de la Cordillera Occidental en el departamento de Cusco se encuentra Antapacay, en el departamento de Apurímac, Los Chancas; en el departamento de Junín Toromocho dentro del distrito minero de Morococha; en el departamento de Cajamarca Michiquillay, La Granja, Minas Conga, Galeno, Cerro Corona en el departamento de Piura, Rio Blanco cerca de la frontera con Ecuador.

Estos pórfidos se han mineralizado en diferentes épocas metalogenéticas, siendo los más antiguos los de la franja sur del Batolito de la Costa del Terciario inferior; en el Terciario medio, en la franja sedimentaria mesozoica se encuentran El Galeno, Minas Conga; en el Terciario superior el pórfido de cobre de Toromocho y los pórfidos de Ancash en la franja sedimentaria mesozoica de la Cordillera Occidental.

En estos pórfidos, el área de alteración hipógena es mayor que el área mineralizada. La mineralización de cobre está localizada en rocas ígneas intrusivas, porfiríticas intermedias a félsicas, emplazadas en diferentes pulsaciones; con eventos de chimeneas brechosas producidas por reactivaciones, que en ciertos casos han formado clastos redondeados.

Por procesos tectónicos, estos pórfidos han sufrido un intenso fallamiento y fracturamiento, llamados stockwork (que se forman principalmente por efectos de ebullición), controlados por un control estructural mayor, como la falla Miquelaco Incaquiquio en el pórfido de Toquepala, las fallas Encañada y Michiquillay, en el

pórfido de Michiquillay, los impulsos sucesivos del intrusivo en el contacto con el gneis Charcani en Cerro Verde – Santa Rosa – Cerro Negro; los impulsos sucesivos de la cuarzo monzonita más joven a la diorita Anticona más antigua en Morococha y la formación de los stockworks en el contacto.

Los pórfidos de cobre en el Perú tienen molibdeno como subproducto. Los pórfidos en Cajamarca como Cerro Corona, Minas Conga, El Galeno, tienen mayor cantidad de oro que los pórfidos de Cu del centro y sur del Perú. Además estos pórfidos contienen otros elementos metálicos, considerando entre ellos Ag, Pb, Zn. Sus valores varían de 1.0% Cu en Toquepala, 0.7% Cu en Toromocho, 0.5% Cu en Galeno. Sus reservas se estiman desde 400 000 000 TM en Toromocho que es similar a las reservas para este caso de estudio; y otros a 2 000 000 000 TM en Cerro Verde, Santa Rosa, Cerro Negro.

Calcopirita, pirita y cuarzo son los minerales comunes en los pórfidos. Alrededor de los pórfidos de cobre se emplazan yacimientos hidrotermales polimetálicos, como las vetas polimetálicas de Yarabamba cerca de Cerro Verde en Arequipa; las vetas polimetálicas en Morococha fuera del pórfido de Toromocho; las vetas polimetálicas de Hualgayoc fuera del área del pórfido Cerro Corona en Hualgayoc Cajamarca; estas vetas polimetálicas se habrían formado a menor temperatura que los pórfidos.

La alteración hipógena, concéntrica u oval de la parte central a la parte externa, de mayor a menor temperatura presenta: alteración potásica (cuarzo-feldespato potásico-biotita), alteración fílica (cuarzo-sericita-pirita), alteración propilítica (epídota-calcita-clorita), entre las alteraciones fílica y propilítica en algunos sectores se observa la alteración argílica (cuarzo-caolín-montmorillonita). La alteración propilítica se extiende 1 km hacia la parte externa del borde de la mineralización de pórfido de cobre.

La oxidación en superficie da un tono limonita color concho de vino, más las alteraciones hipógenas y su fracturación tipo stockwork pueden ser evidencias superficiales de los pórfidos en el Perú.

2.1.2 Batolito de la Costa.

2.1.2.1.- Ubicación

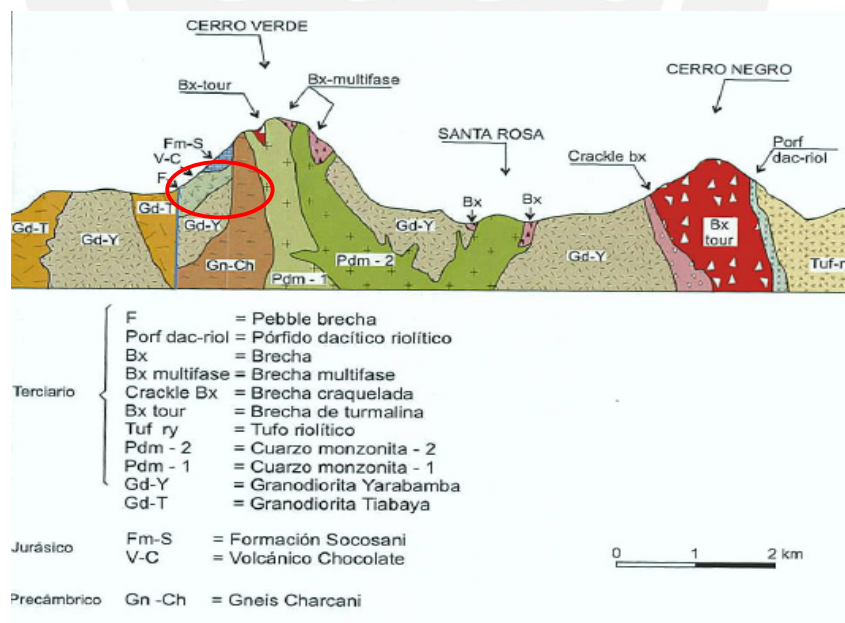
Los pórfidos de Cerro Verde, Santa Rosa, Cerro Negro y la mina que se utilizará para este trabajo están ubicados en el segmento de Arequipa del Batolito de la Costa como se puede apreciar en el gráfico .

2.1.2.2.- Geología Regional

Ocurre el Gneis Charcani en el sector NO del precámbrico. La Granodiorita Yarabamba es la roca ígnea de mayor exposición del Terciario inferior, con una primera generación de emplazamiento de un pórfido monzonítico-tonalítico y una segunda generación de un pórfido de la misma composición, con textura de granos menores que el de la primera generación.

Gráfico 2.1 (Mirando al NE)

Esquema litológico para Cerro Verde, Santa Rosa, Cerro Negro y la mina en proyecto de color rojo



(Núñez, F. Mollepaza, S. Salas, P. 2000)

2.1.3.- Mineralización

[Transcripción página 139 - Tumialán 2003]

La distribución vertical por zonas es la siguiente: zona lixiviada, con limonita, jarosita, goethita, hematita. Zona de óxidos y mixtos, con brocantina, neotosita, malaquita, tenorita, antlerita, crisocola, calcantita y cuprita.

Zona de enriquecimiento secundario con calcocina, covelina, digenita, bornita. Zona de sulfuros primarios con pirita, calcopirita, molibdenita, magnetita, galena, esfalerita, pirrotita, tetrahedrita, cobre nativo, oro libre, anhidrita. La calcopirita es el principal mineral de mena como sulfuro primario. Además se tiene cuarzo y algunas brechas con turmalina. La mineralización de cobre se presenta, 40% en la granodiorita Yarabamba, 29% en el gneis Charcani, 21% en los pórfidos monzoníticos-tonalíticos y 10% en las brechas silíceas con cuarzo y turmalina.

Como alteraciones hipógenas se tiene un núcleo de mayor temperatura, de alteración potásica con ensamble de ortosa-biotita/anhidrita, biotita-ortosa/anhidrita, cobre primario mayor de 0.6% y abarca el 80% del área total.

La alteración fílica es de mayor amplitud en la granodiorita y gneis, en menor proporción se presenta en el pórfido monzonítico-tonalítico con ensamble de sericita, cuarzo-sericita-pirita; cobre primario mayor del 0.6% cubre el 20% del área total. La alteración argílica ocurre en pequeñas áreas de la granodiorita con el ensamble cuarzo-caolín.

La alteración propilítica ocurre en la periferia a menor temperatura, con el ensamble clorita-epídota/calcita. La silificación se encuentra cerca de los contactos de las brechas con la granodiorita y el contacto pórfido-gneis. El depósito es de forma elíptica y las dimensiones en sección horizontal son de 1200m a 850m.

2.2- RESERVAS DE MINERAL

La Compañía se encuentra en el departamento de Arequipa a 100 km de la ciudad del mismo nombre. Actualmente, la Compañía acaba de terminar la explotación en la zona de óxidos y esta empezando una segunda etapa que es de sulfuros; los sulfuros pasarán por la planta y tras varios procesos se comercializarán en cátodos de cobre. Por otro lado, la Compañía para este trabajo de investigación acaba de finalizar la construcción e implementación de una planta procesadora de concentrados de cobre en vista que cuenta con yacimientos de sulfuros de cobre que no pueden ser tratados bajo el proceso de lixiviación. La Compañía cuenta con reservas probadas de cobre que alcanzan la cifra de 200 millones de toneladas de mineral, con una ley promedio de 0.8% de Cu y unos 300 millones de material de desmonte que otorgan una vida útil de 17 años correspondiendo el 80% a sulfuros primarios y el 20% a secundarios.

La mina fue diseñada y planeada para trabajar con un Cut Off de 0.4% de ley de cobre durante el tiempo de vida de la misma, además, el precio mínimo de venta con el que se hizo el proyecto es de 1.4\$/lb. El resumen de las reservas se puede apreciar en el cuadro 2.1

Cuadro 2.1
Reservas Probadas y Probables (a 0.4% Cu de Cut Off)

Reserva de Mineral (0.4% Cut Off)	Categoría de Reserva	de	Millones de Toneladas	de	% Total de Cobre
Mineral de Sulfuro	Probado		200		0.8
	Probable		250		0.6
Total Mineral	Probado	+	450		0.7
	Probable				

La zona de sulfuros se encuentra a partir de los 150 m de profundidad y es la zona donde se empieza a trabajar esta segunda etapa de la mina.

CAPÍTULO 3

OPERACIONES MINERAS

3.1.- LA OPERACIÓN EN LA MINA

La Compañía se encuentra ubicada al suroeste de la ciudad de Arequipa, en una concesión de 20 100 hectáreas.

El proceso de producción consistía en la extracción de óxido de mineral vía movimiento de tierra, chancado del mineral, procesamiento del mineral mediante lixiviación en pilas, para finalmente producir cobre electrolítico de alta pureza en su planta de extracción por solventes y circuito electrolítico (SX/EW). El cobre producido se comercializa en forma de cátodos y posee una pureza de 99.99%.

Adicionalmente, La compañía cuenta con reservas de sulfuros primarios y secundarios de cobre, las cuales no son lixiviables y deben ser procesadas mediante un proceso diferente. Para este fin, la Compañía elaboró un Estudio de Impacto Ambiental (EIA) de la Expansión de Sulfuros Primarios varios años atrás y finalizó la construcción del mismo.

La Compañía utiliza dos fuentes de agua para abastecer sus necesidades, y estas son: superficiales a través del río Chili y subterránea a través de algunos pozos de bombeo. El agua de origen superficial se denomina “agua fresca” y el agua de origen subterránea es “agua freática”. Durante el proyecto la mina consumirá en promedio 30 000m³ de agua mensuales para la planta y la operación en la mina.

La Expansión de Sulfuros Primarios consistió en la construcción de una planta concentradora para el procesamiento de dichos sulfuros, así como la construcción de un depósito de relaves, ubicados dentro del área de concesión de la Compañía. La provisión de agua para este proyecto se hará a través del almacenamiento del recurso en una represa, que resultará de la captura adicional de esorrentía de la parte alta del río Chili. La Compañía cuenta con los derechos de agua necesarios para poder efectuar estas acciones.

La mina consume 65kWh/día de energía a través de la línea de red eléctrica nacional y además cuenta con subestaciones para las diferentes maquinarias que operarán en la mina.

Los ritmos de trabajo son 2 turnos diarios de 12 horas y con 7 días libres por cada 7 días de trabajo. Los turnos son rotativos, es decir, se trabaja 7 días en turno día, luego se va al descanso y al regreso se ingresa al turno noche (personal de operaciones mina).

En las instalaciones de la mina se cuenta con un comedor en la zona de campamentos para todos los trabajadores y un segundo comedor en la operación minera, además, se cuenta con habitaciones para todos los empleados, zonas de recreación, un anfiteatro para ver películas, gimnasio y lozas deportivas todo esto dentro de un área de 25 500m².

3.2.- PLANEAMIENTO DE MINADO

[Resumen de la página 13 y 14 - José Delgado Vega, 2008]

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.

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 desea realizar.

3.2.1- Definición de Planeamiento de Minado

[Resumen de la página 15,16 - José Delgado Vega, 2008]

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.

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.

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.

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 el 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.

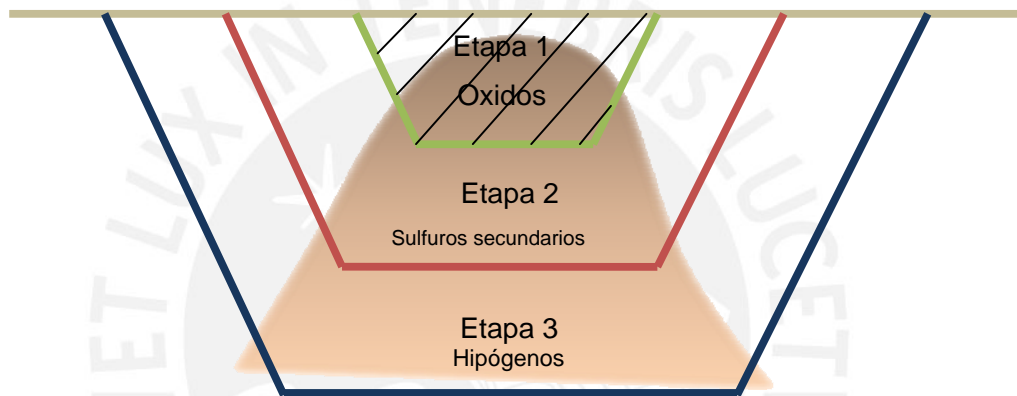
El sistema de planificación minero debe ser *SISTEMICO*, en el sentido de aceptar que la obtención del plan minero de producción, es el resultado de varias iteraciones y continuas retroalimentaciones que deben verificarse producto de los aportes que hagan los distintos sistemas constituyentes de la empresa.

El sistema de planificación minero debe ser además *DINAMICO*, 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.

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.

Regresando al tema de la tesis, podemos decir que en el planeamiento a corto plazo y la operación de la mina se encuentra en la segunda etapa como se puede apreciar en el Gráfico 3.1 donde se empezará a trabajar con la extracción de los sulfuros.

Gráfico 3.1
Zona de Óxidos y Sulfuros



La Etapa 1 fue la etapa inicial donde la Compañía extrajo los óxidos. En esta segunda etapa la Compañía empezará a extraer el sulfuro secundario (80% del material), para lo cual fue necesaria la construcción de la nueva planta, además, se contará con un 20% del sulfuro primario de alta ley. En la tercera etapa se encuentra netamente los hipógenos que vienen a ser sulfuros primarios y en esta caso son de baja ley. El método de procesamiento de este mineral no sería el mismo que el que se usó para la etapa 1 o para la etapa 2, así es que demandaría la construcción de una tercera planta teniendo como inconveniente que las leyes de este material no son altas y por lo tanto no justifica dicha inversión por el momento, así es que, cuando se agote la zona de los sulfuros secundarios y empiece la entrada al hipógeno éste será procesado en alguna otra planta ya depreciada para obtener rentabilidad. La nueva planta de sulfuros podrá recibir diariamente 40 000 ton de mineral de sulfuro para su procesamiento.

En esta nueva etapa de la mina se contará con 2 frentes de trabajo, y para el cumplimiento de la explotación de mineral y del desmonte se cuenta con los siguientes equipos para el área de operaciones mina.

- 2 palas P&H 2300 XPC¹
- 18 camiones² CAT 789B¹ (ver capítulo 5)
- 2 cargadores CAT 994F¹
- 2 CAT 777F¹ para regar la carretera
- 2 Motoniveladoras CAT 16 M¹
- 2 Wheel Dozer CAT 834H¹
- 3 Bulldozers CAT D10T¹
- 2 Perforadoras DM-M3¹ Atlas Copco
- Otros equipos de servicio.



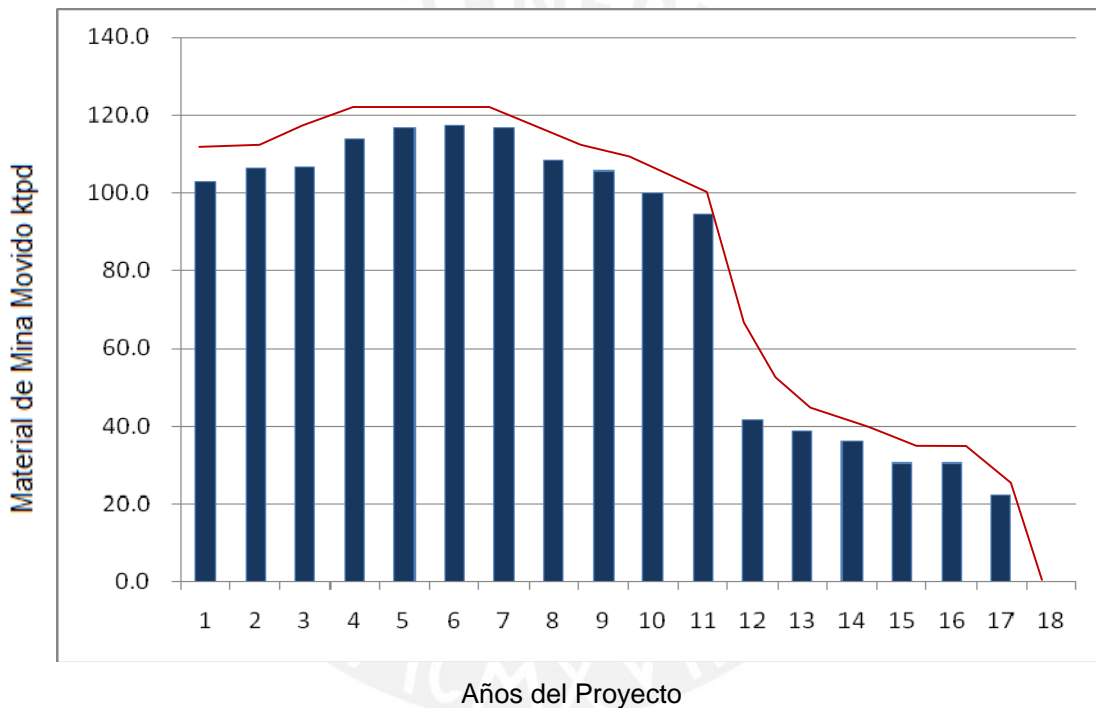
¹ La ficha técnica de los equipos mencionados se encuentra en el anexo 1 (ver el CD de la tesis)

² El cálculo del número de los camiones para los años del proyecto se podrá apreciar en el capítulo 5 del presente trabajo

3.2.2.- Plan de Minado

En el Gráfico 3.2 se presenta el plan de minado para los 200 millones de toneladas de Sulfuro (80% primario y 20% secundario) y unos 300 millones de toneladas de material de desmote para la mina en los 17 años de producción. El cuadro muestra en la columna vertical la producción diaria promedio (ktpd¹) de la mina que viene a ser el mineral más desmote, y en la fila horizontal los años del proyecto.

Gráfico 3.2
Plan de Minado Diario



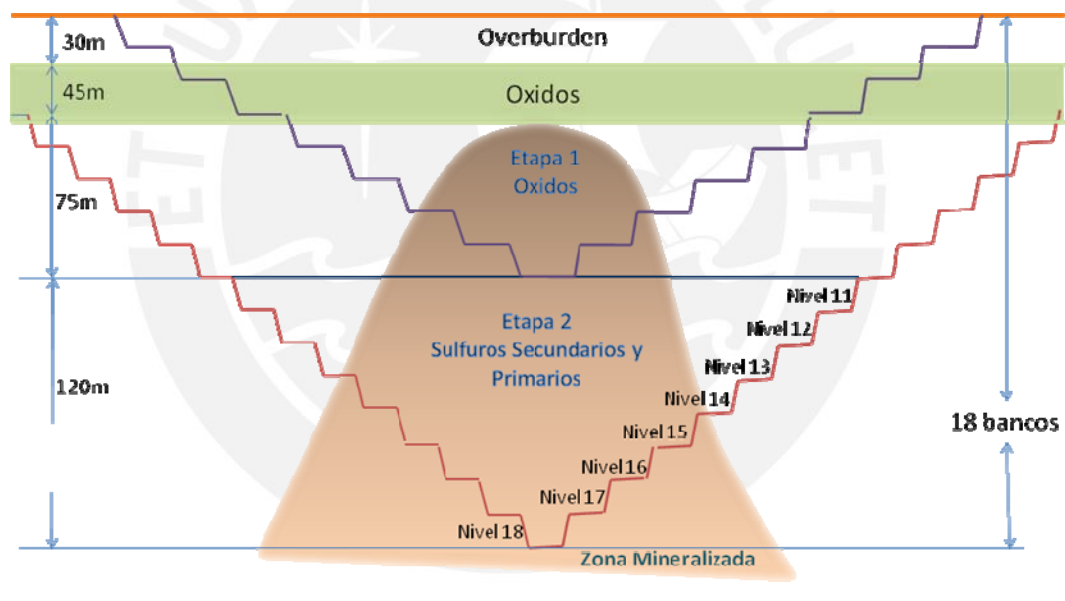
La zona de botadero se encuentra cercana a las operación minera, la cual ha sido ubicada muy cuidadosamente evitando estar muy cerca del tajo para posibles ampliaciones y no muy lejos para evitar el aumento del costo al momento del acarreo. La Chancadora primaria se encuentra cerca a la operación minera y a su costado se encuentra la zona donde se mantiene un stock de seguridad de mineral de sulfuro. En la Figura 3.1 se muestra la sección de chancado.

¹ ktpd: Miles de toneladas por día.

3.3 DISEÑO DEL TAJO

El tajo final contará con 270 m de profundidad, donde se encontrarán 18 bancos o niveles de profundidad y cada banco tendrá una altura de 15m. Dentro de los primeros 5 bancos se encuentra una zona de óxidos de baja ley y una capa de material (overburden), luego continúa la zona de óxidos con una mayor ley que se le conocerá como etapa 1 que ha sido explotado y procesado, en los 8 bancos siguientes (del nivel 11 al nivel 18) se encuentran los sulfuros. La etapa 1 ya ha sido desarrollada y se está empezando a desarrollar la etapa 2 como se muestra en la Figura 3.3.

Figura 3.3
Sección transversal del Tajo



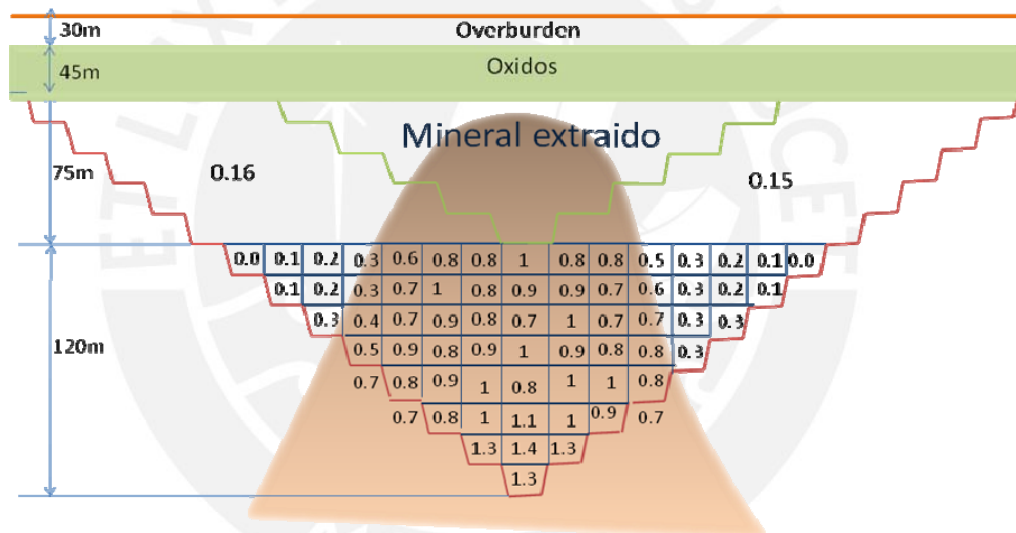
En la Figura 3.3 se puede apreciar la mineralización de la zona y el tamaño en proporción al tajo teniendo un Stripping Ratio¹ aproximado de 1.5 en promedio. El diámetro mayor del pit para la segunda etapa del proyecto es de 750 m. El diámetro final en superficie de la mina es de aproximadamente 1300 m.

¹ Es la relación que existe entre el tonelaje del desmonte y del mineral

La etapa 2 empezará a 150 m de profundidad y llegará a una profundidad de 270 m, es decir, 8 bancos de profundidad de 15 m cada uno en los 17 años que durará el proyecto.

El tajo final se obtuvo mediante el uso de los algoritmos de Lerch & Grossman¹ y del Cono Flotante², en la Figura 3.4 se muestra la sección transversal del pit final. El modelo de Lerch & Grossmann busca generar bloques que deben de tener una altura similar a la altura del banco, y se debe valorizar económicamente cada uno. El modelo del Cono Flotante busca determinar el pit final mediante la relación del Stripping Ratio y la curva de Ley de Cu. En la figura 3.4 se podrá apreciar el tajo final para la segunda etapa de la mina.

Figura 3.4
Sección de bloques económicos



El ángulo del tajo final para la segunda etapa fue proporcionado por el departamento del Geomecánica luego de haber hecho diferentes estudios en la zona, como la toma de muestras de la roca para análisis, innumerables visitas de campo para constatar la información que se tenía y sus resultados, llegando a la conclusión que la mina debe de tener un mínimo ángulo final total de 50° con la horizontal y un máximo de 55°, todo esto para que en el futuro no existan posibles problemas de caídas de rocas o inestabilidad de los taludes durante la operación.

¹ Algoritmo matemático para la optimización del pit respecto a los niveles de explotación buscando siempre maximizar el beneficio

² El algoritmo del cono flotante consiste en fijar un cut off y buscar desde la superficie hacia el interior el primer bloque o conjunto de ellos que lo supere. Una vez encontrado se suma el valor neto de todos los bloques del arco que le corresponde, si el resultado es positivo se eliminan todos los bloques implicados de lo contrario permanecen.

3.4.- DESCRIPCIÓN Y CÁLCULO DE BLOQUES POR NIVELES DE LA MINA

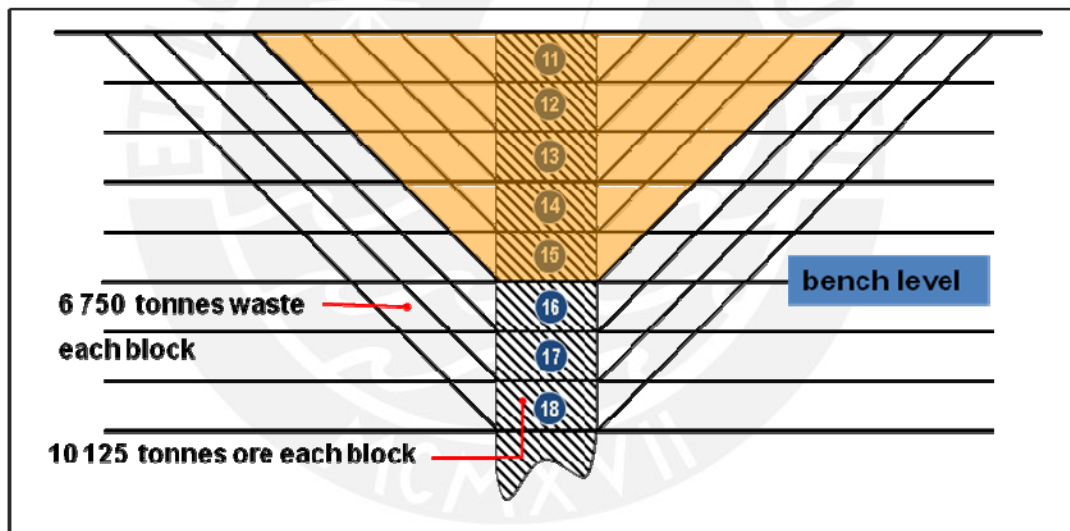
Para poder determinar el número de bloques en la segunda etapa de la mina necesitaremos conocer algunos parámetros de diseño como la altura de banco que ha sido definido, el pit óptimo, la maquinaria que se utilizará, el tipo de yacimiento, la geomecánica, etc. Con toda esta información se empieza a calcular la cantidad de bloques de la mina.

Datos:

Bloques de desmonte: $15 \times 15 \times 15 \text{ m}^3 = 6\,750 \text{ ton}$, densidad = 2000 kg/m^3

Bloques de mineral: $15 \times 15 \times 15 \text{ m}^3 = 10\,125 \text{ ton}$, densidad = 3000 kg/m^3

Figura 3.5
Sección transversal del pit por niveles



Disponemos de 200 millones de toneladas de mineral y 300 millones de toneladas de desmonte, por lo tanto, se tiene 19 753 bloques de mineral y unos 44 445 de desmonte que se distribuyen por niveles y que se muestra en el Cuadro 3.1:

Cuadro 3.1
Bloques de mineral y desmonte por nivel de la mina

Pits o Niveles	11	12	13	14	15	16	17	18
Mineral	2427	2527	2727	3027	2827	2327	2127	1764
Desmonte	4512	4612	5012	5312	5662	6162	6412	6761
Total (bloques)	6939	7139	7739	8339	8489	8489	8539	8525

Una vez que se conoce el total de bloques a mover por nivel se puede planificar el minado, esto permite conocer la cantidad de material o roca a romper, como consecuencia, se conoce la cantidad de material a transportar y para saber el tiempo que tomará llevar a cabo todo este proceso hace falta conocer las distancias que recorrerá este material durante los años que dure el proyecto. Sabiendo que toda mina es dinámica, es decir que día tras día las distancias dentro y fuera de la mina están variando, se tomó un promedio de estas distancias de una manera anual para simplificar el proyecto. Toda esta información se muestra en el Cuadro 3.2

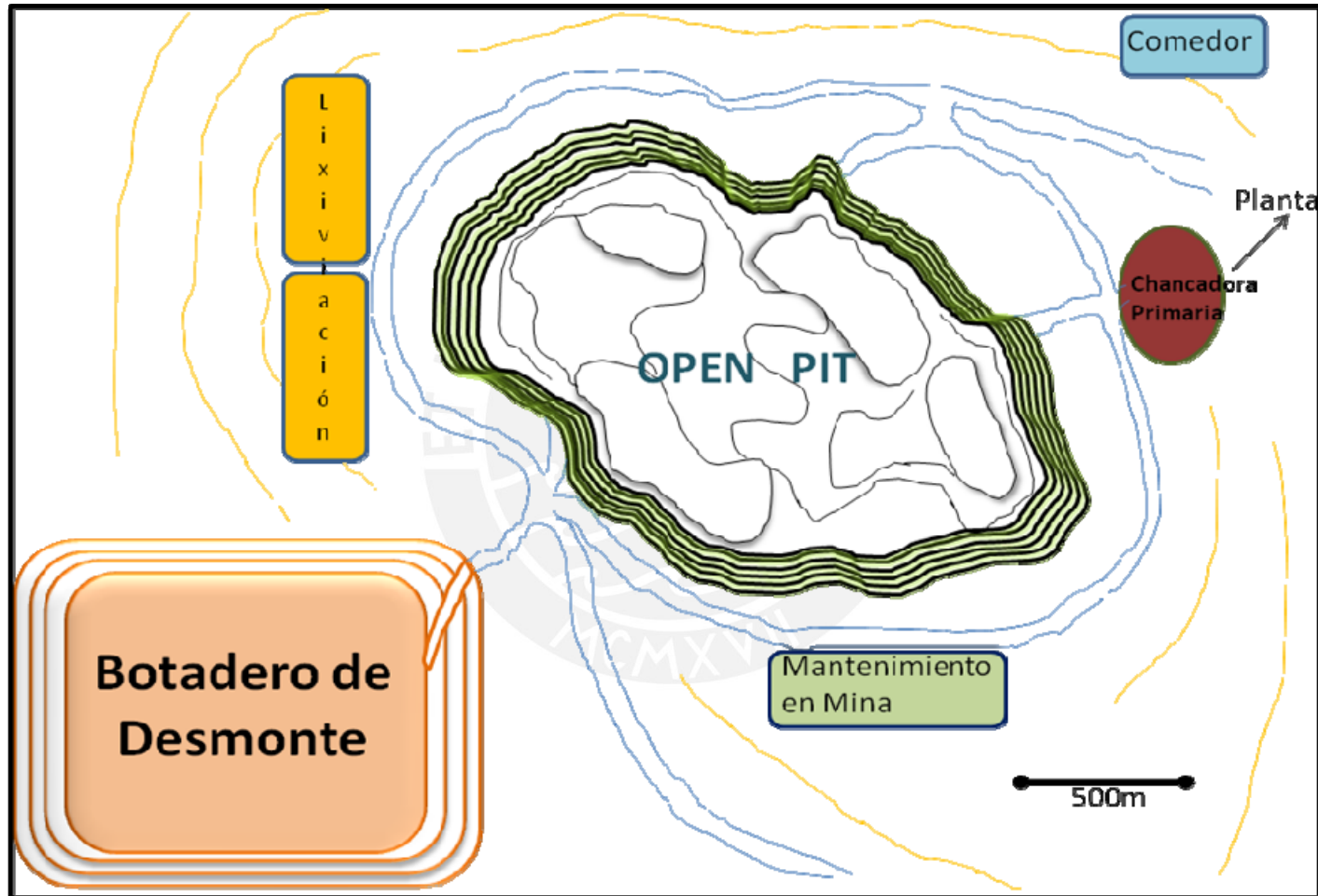
Cuadro 3.2
Planeamiento de minado y distancia en transporte año por año

Las distancias son aproximadas y están en metros

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Mineral (bloques)	1610	1640	1670	1680	1690	1750	1680	1480	1430	1390	1330	500	470	440	360	360	273	0
Desmonte (bloques)	3090	3101	3100	3600	3700	3800	3750	3512	3400	3240	3000	1300	1310	1322	1260	1210	750	0
Total bloques	4700	4741	4770	5280	5390	5550	5430	4992	4830	4630	4330	1800	1780	1762	1620	1570	1023	0
Niveles	11	12	12	13	14	14	15	15	16	17	17	17	18	18	18	18	18	18
Distancia a superficie (m) (en rampa 10%)	1156	1307	1307	1458	1609	1609	1760	1760	1912	2063	2063	2063	2214	2214	2214	2214	2214	
Distancia a la planta (m) (superficie)	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	
Distancia al botadero (m) (superficie)	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	
Distancia al botadero (m) (rampa – botadero 10%)	0	0	0	0	0	0	154	154	154	154	308	308	308	308	308	308	308	

En la Figura 3.6 se puede apreciar las distancias aproximadas desde la mina hacia cada lugar donde se debe de llevar el material para el descargue.

Figura 3.6
Vista en planta de la mina



Cuadro 3.3
Distancias y tiempos referenciales para las distintas rutas de la mina
Las distancias están en metros y los tiempos en minutos

Mina → Chancado

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Distancia a superficie (m) en rampa 10% (PALA 01)	1156	1307	1307	1458	1609	1609	1760	1760	1912	2063	2063	2063	2214	2214	2214	2214	2214	
Tiempo (a una velocidad del camión 10km/hr)	6.9'	7.85'	7.85'	8.75'	9.65'	9.65'	10.6'	10.6'	11.6'	12.4'	12.4'	12.4'	13.3'	13.3'	13.3'	13.3'	13.3'	
Distancia al chancado (m) en superficie	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	
Tiempo (a una velocidad del camión 40km/hr)	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	0.75'	
Total Distancia (m) (Ida-Chancadora)	1656	1807	1807	1958	1109	1109	2260	2260	2412	2563	2563	2563	2714	2714	2714	2714	2714	
Total tiempo transporte (Ida - Chancadora)	7.65'	8.6'	8.6'	9.5'	10.4'	10.4'	11.35'	11.35'	12.35'	13.15'	13.15'	13.15'	14'	14'	14'	14'	14'	
Tiempo de carga y descarga del material	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	
Total tiempo ciclo - ida	10.15'	11.1'	11.1'	12'	12.9'	12.9'	13.85'	13.85'	14.85'	15.65'	15.65'	15.65'	16.75'	16.75'	16.75'	16.75'	16.75'	

Cuadro 3.4

Distancias y tiempos referenciales para las distintas rutas de la mina

Las distancias están en metros y los tiempos en minutos

Chancadora → Mina

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Distancia en superficie a la mina (m)	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	
Tiempo (a una velocidad del camión 50km/hr)	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	0.6'	
Distancia al nivel de Operaciones (PALA 01)	1156	1307	1307	1458	1609	1609	1760	1760	1912	2063	2063	2063	2214	2214	2214	2214	2214	
Tiempo (a una velocidad del camión 40km/hr)	1.73'	1.96'	1.96'	2.19'	2.4'	2.4'	2.64'	2.64'	2.87'	3.1'	3.1'	3.1'	3.32'	3.32'	3.32'	3.32'	3.32'	
Total Distancia (Regreso - Mina)	1656	1807	1807	1958	1109	1109	2260	2260	2412	2563	2563	2563	2714	2714	2714	2714	2714	
Total tiempo ciclo - vuelta	2.33'	2.56'	2.56'	2.79'	3'	3'	3.24'	3.24'	3.47'	3.7'	3.7'	3.7'	3.92'	3.92'	3.92'	3.92'	3.92'	

Cuadro 3.5
Distancias y tiempos referenciales para las distintas rutas de la mina
Las distancias están en metros y los tiempos en minutos

Mina → Botadero

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Distancia a superficie (m) en rampa 10% (PALA 02)	578	654	654	729	805	805	880	880	956	1032	1032	1032	1107	1107	1107	1107	1107	
Tiempo (a una velocidad del camión 10km/hr)	6.9'	7.85'	7.85'	8.75'	9.65'	9.65'	10.6'	10.6'	11.6'	12.4'	12.4'	12.4'	13.3'	13.3'	13.3'	13.3'	13.3'	
Distancia a Botadero (m) en superficie	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	
Tiempo (a una velocidad del camión 40km/hr)	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	3.75'	
Distancia en rampa 10% a Botadero	0	0	0	0	0	0	154	154	154	154	308	308	308	308	308	308	308	
Tiempo (a una velocidad del camión 10km/hr)	0	0	0	0	0	0	0.92'	0.92'	0.92'	0.92'	1.85'	1.85'	1.85'	1.85'	1.85'	1.85'	1.85'	
Tiempo de carga y descarga del material	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	2.5'	
Total Distancia (m) (Mina - botadero)	3078	3154	3154	3229	3305	3305	3534	3534	3610	3686	3840	3840	3915	3915	3915	3915	3915	
Total tiempo ciclo - ida	13.15'	14.1'	14.1'	15'	15.9'	15.9'	17.77'	17.77'	18.77'	19.57'	20.5'	20.5'	21.4'	21.4'	21.4'	21.4'	21.4'	

Cuadro 3.6
Distancias y tiempos referenciales para las distintas rutas de la mina
Las distancias están en metros y los tiempos en minutos

Botadero → Mina

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Distancia en rampa a superficie 10%	0	0	0	0	0	0	154	154	154	154	308	308	308	308	308	308	308	
Tiempo (a una velocidad del camión 40km/hr)	0	0	0	0	0	0	0.23'	0.23'	0.23'	0.23'	0.46'	0.46'	0.46'	0.46'	0.46'	0.46'	0.46'	
Distancia en superficie de botadero a la mina	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	
Tiempo (a una velocidad del camión 50km/hr)	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	3'	
Distancia de superficie en rampa 10% a PALA 02	578	654	654	729	805	805	880	880	956	1032	1032	1032	1107	1107	1107	1107	1107	
Tiempo (a una velocidad del camión 40km/hr)	0.87'	0.98'	0.98'	1.1'	1.21'	1.21'	1.32'	1.32'	1.43'	1.55'	1.55'	1.55'	1.66'	1.66'	1.66'	1.66'	1.66'	
Total Distancia (m) (Botadero – Mina)	3078	3154	3154	3229	3305	3305	3534	3534	3610	3686	3840	3840	3915	3915	3915	3915	3915	
Total tiempo ciclo - vuelta	3.87'	3.98'	3.98'	4.1'	4.21'	4.21'	4.55'	4.55'	4.66'	4.78'	5'	5'	5.12'	5.12'	5.12'	5.12'	5.12'	

Cuadro 3.7
Resumen de los cuadros de los tiempos referenciales para las distintas rutas de la mina
 Las distancias están en metros y los tiempos en minutos

Mina ↔ Chancado y Mina ↔ Botadero

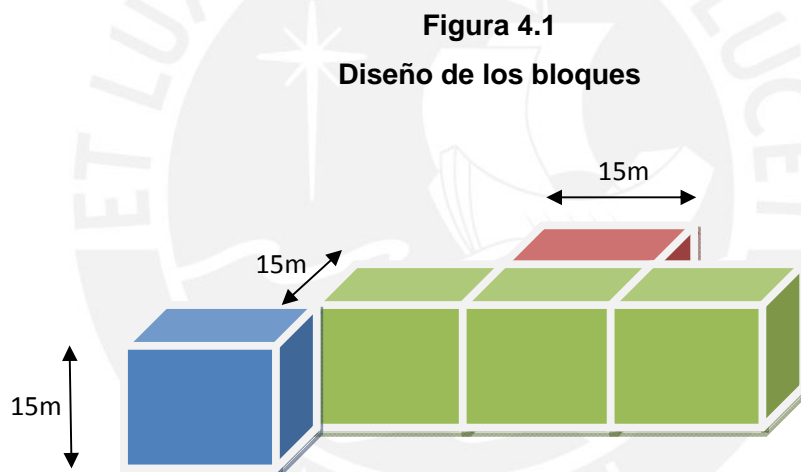
Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Total tiempo ciclo (Mina – Chancado)	10.2'	11.1'	11.1'	12'	13'	13'	13.9'	13.9'	14.9'	15.7'	15.7'	15.7'	16.8'	16.8'	16.8'	16.8'	16.8'	
Total tiempo ciclo (Chancado – Mina)	2.4'	2.7'	2.6'	2.8'	3'	3'	3.3'	3.3'	3.5'	3.7'	3.7'	3.7'	4'	4'	4'	4'	4'	
TIEMPO TOTAL #1	12.6'	13.8'	13.7'	14.8'	16'	16'	17.4'	17.4'	18.4'	19.4'	19.4'	19.4'	20.8'	20.8'	20.8'	20.8'	20.8'	
Total tiempo ciclo (Mina – Botadero)	13.2'	14.1'	14.1'	15'	16'	16'	17.8'	17.8'	18.8'	19.6'	20.5'	20.5'	21.4'	21.4'	21.4'	21.4'	21.4'	
Total tiempo ciclo (Botadero – Mina)	3.9'	4'	4'	4.1'	4.2'	4.2'	4.6'	4.6'	4.7'	4.8'	5'	5'	5.2'	5.2'	5.2'	5.2'	5.2'	
TIEMPO TOTAL #2	17.1'	18.1'	18.1'	19.1	20.2'	20.2'	22.4'	22.4'	23.5'	24.4'	25.5'	20.5'	26.6'	26.6'	26.6'	26.6'	26.6'	

En el cuadro se puede apreciar los tiempos totales por año (aproximado) y por circuito que un camión puede recorrer a lo largo de la vida de la mina. Se conoce muy bien que estos tiempos pueden variar conforme las exploraciones en la mina continúan además de otros factores, pero para el presente trabajo se tomará como referencia estos tiempos aproximados para el cálculo de la flota de camiones.

CAPÍTULO 4

VALORIZACIÓN DE LA MINA

Una vez que se tiene los costos anuales de la mina podemos obtener la utilidad de la misma ya sea mediante el cálculo del valor de cada bloque o por niveles que vendrían a ser los bancos. Todo bloque completo o casi en su totalidad posee una ley de mineral diferente a la de los otros bloques, para este tema de tesis no nos enfocaremos en la ley de cada bloque en particular porque sería muy engorroso y de mucho trabajo para el desarrollo sin mencionar que no es el tema de investigación. Se tomará entonces una ley promedio por cada año y de esta manera se calculará los costos, inversiones, utilidades, etc.



Se tiene como datos el número de años del proyecto, los bloques a extraer año por año (desmonte y mineral) y las leyes promedio por cada nivel y por año, vale subrayar que los bloques tienen un tamaño de $15 \times 15 \times 15 \text{ m}^3$ y se cuenta con 19 753 bloques de mineral y unos 44 445 de desmonte. Cada bloque de mineral tiene como peso 10 125 ton y cada bloque de desmonte pesa 6 750 ton, con toda esta información se puede calcular el total de mineral a extraer por año.

En el Cuadro 4.1 se muestra los años del proyecto, los bloques a mover por año, los niveles al que pertenecen, y las leyes por año.

Cuadro 4.1 Leyes de Mineral

(Las leyes de mineral están en porcentaje %)

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Mineral (bloques)	1610	1640	1670	1680	1690	1750	1680	1480	1430	1390	1330	500	470	440	360	360	273	
Desmonte (bloques)	3090	3101	3100	3600	3700	3800	3750	3512	3400	3240	3000	1300	1310	1322	1260	1210	750	
Nivel del Pit	11	12	12	13	14	14	15	15	16	17	17	17	18	18	18	18	18	
Leyes del mineral (%)	0.6	0.6	0.6	0.65	0.65	0.75	0.8	0.8	0.9	1	1	1	1.2	1.2	1.2	1.3	1.3	

El bloque de mineral multiplicado por el peso y por la ley de mineral (%) nos da como resultado el total de mineral por cada bloque y por lo tanto el total por año y por nivel.

4.1.- PRODUCCIÓN ANUAL DE MINERAL Y DESMONTE.

Con la información del cuadro anterior podemos calcular la producción minera anual para el tiempo de vida de la mina.

Año 1

Se tiene 1610 bloques de mineral con un peso de 10 250 ton cada uno, y con una ley de cobre promedio de 0.6%, por lo tanto la producción será:

$$1\ 610 \times 10\ 250 \text{ ton} \times 0.6/100 = 97\ 808 \text{ ton de Cu.}$$

Si la recuperación total del proceso es del 90%, entonces en el primer año de producción se obtendrá **88 027 ton de Cu** para la comercialización. De esta manera podemos calcular para cada año el total de toneladas a transportar y la producción en toneladas de cobre como se indica en el Cuadro 4.2

Cuadro 4.2
Producción de Cu en toneladas

Años	Bloques	Toneladas x bloque	Toneladas	Ley %	Recup %	Producción
1	1 610	10 250	16 502 500	0.6	0.9	88 027
2	1 640	10 250	16 810 000	0.6	0.9	89 667
3	1 670	10 250	17 117 500	0.6	0.9	91 307
4	1 680	10 250	17 220 000	0.65	0.9	99 509
5	1 690	10 250	17 322 500	0.65	0.9	100 101
6	1 750	10 250	17 937 500	0.75	0.9	119 602
7	1 680	10 250	17 220 000	0.8	0.9	122 472
8	1 480	10 250	15 170 000	0.8	0.9	107 892
9	1 430	10 250	14 657 500	0.9	0.9	117 278
10	1 390	10 250	14 247 500	1.0	0.9	126 664
11	1 330	10 250	13 632 500	1.0	0.9	121 196
12	500	10 250	5 125 000	1.0	0.9	45 563
13	470	10 250	4 817 500	1.2	0.9	51 395
14	440	10 250	4 510 000	1.2	0.9	48 114
15	360	10 250	3 690 000	1.2	0.9	39 366
16	360	10 250	3 690 000	1.3	0.9	42 647
17	273	10 250	2 798 250	1.3	0.9	32 340
Total	19 753					1 443 138

En el Cuadro 4.3 se muestra los años, la cantidad de bloques de desmonte, las toneladas de cada uno y el cálculo de toneladas movidas de desmonte, con el fin de conocer el número de material a mover para cada año de la mina.

Cuadro 4.3
Movimiento de desmonte en toneladas

Años	Bloques	Toneladas x bloque	Producción y Acarreo
1	3 090	6 750	20 857 500
2	3 101	6 750	20 931 750
3	3 100	6 750	20 925 000
4	3 600	6 750	24 300 000
5	3 700	6 750	24 975 000
6	3 800	6 750	25 650 000
7	3 750	6 750	25 312 500
8	3 512	6 750	23 706 000
9	3 400	6 750	22 950 000
10	3 240	6 750	21 870 000
11	3 000	6 750	20 250 000
12	1 300	6 750	8 775 000
13	1 310	6 750	8 842 500
14	1 322	6 750	8 923 500
15	1 260	6 750	8 505 000
16	1 210	6 750	8 167 500
17	750	6 750	5 062 500
Total	44 445		300 003 750

Con la cantidad de toneladas calculadas de mineral y desmonte podemos estimar el número de camiones a utilizarse en la operación.

4.2.- EVALUACIÓN ECONÓMICA

Para realizar la evaluación económica debemos calcular los ingresos por ventas de cobre refinado, los costos de operación y las inversiones para evaluar la rentabilidad del proyecto (Ver cuadro 4.11).

En el Cuadro 4.4 se muestra la evaluación económica del proyecto.

4.2.1.- Ventas anuales de Cu

Con la información obtenida podemos calcular las ventas anuales que tendrá la compañía minera a un precio de cut off de 1.4 \$/lb o 3 086 \$/ton, esta información se muestra en el Cuadro 4.4

Cuadro 4.4
Ventas de Cu a lo largo del proyecto (en dólares USA)

Años	Producción	Precio \$/ton	Ventas anuales \$
1	88 027	3 086	271 651 322
2	89 667	3 086	276 712 362
3	91 307	3 086	281 773 402
4	99 509	3 086	307 084 774
5	100 101	3 086	308 911 686
6	119 602	3 086	369 091 772
7	122 472	3 086	377 948 592
8	107 892	3 086	332 954 712
9	117 278	3 086	361 919 908
10	126 664	3 086	390 885 104
11	121 196	3 086	374 010 856
12	45 563	3 086	140 607 418
13	51 395	3 086	158 604 970
14	48 114	3 086	148 479 804
15	39 366	3 086	121 483 476
16	42 647	3 086	131 608 642
17	32 340	3 086	99 801 240
Total	1 443 138		4 453 530 040

En la actualidad, el precio del cobre esta por encima de los 3.00\$/lb, esto quiere decir que en realidad las ventas que aparecen en el cuadro están subvaloradas pero para efectos de la tesis se trabajará con este precio, es decir, con 1.4\$/lb.

4.2.2- Costos asociados a la producción minera.

[Resumen páginas 83, 84 - William Hustrulid, Mark Kuchta 1998]

Existen diferentes tipos de costos que incurren en una operación minera. Además hay varias maneras que pueden ser reportadas. Tres categorías de costos pueden ser: Costo de Capital, Costo Operativo y Costo General y Administrativo (G&A).

El costo de capital en este caso puede referirse a la inversión requerida por la mina y la planta. Los costos operativos pueden reflejarse en la perforación, voladura, etc. Normalmente estos costos son incurridos en \$/ton. El costo G&A puede ser cargado anualmente y puede incluir uno o algunos de los siguientes puntos:

- Supervisión de área;
- Supervisor de mina;
- Beneficio de empleados;
- Gastos de oficina en mina;
- Gastos de la oficina de gerencia;
- Bombas;
- Desarrollo de perforación;
- Seguros;
- Depreciación de la planta.

Los costos de capital y G&A pueden ser convertidos a \$/ton al igual que el costo de operación, estos costos pueden convertirse en:

- Costo de propiedad;
- Costo de producción;
- Costos generales de administración.

El costo de operación puede verse a través de diferentes unidades de operación: Perforación, Voladura, Carguío, Transporte, Otros.

En la categoría de otros puede incluirse mantenimiento de vías, mantenimiento del botadero, bombeo, molienda, etc. Algunas minas incluyen los costos de mantenimiento juntos con el costo de operaciones, otros lo incluyen dentro de los costos de G&A.

4.2.3.- Información de costos para el proyecto de la tesis

[Páginas 85,86 - Basado en William Hustrulid, Mark Kuchta 1998]

1. Ubicación: Arequipa, Perú

2. Geometría del pit

- Profundidad del pit: 270m
- Altura de banco: 15m
- Angulo de cara de banco: 55°
- Ancho de berma: 26m
- Pendiente de rampa: 10%

3. Capacidad:

- Mina: Mineral = 40 000 tpd
Desmante = 70 000 tpd (aprox)
- Capacidad de molienda: 40 000 tpd
Ley del Cu = 0.8% (promedio)
Recuperación de mineral = Cu, Mo.
Recuperación total durante el proceso: 90%
Ley de Cobre al mercado: cátodos al 99.999%

4. Equipos en la mina:

- Carguío de mineral y desmante: 2 Palas P&H
- Transporte de mineral y desmante: 18 camiones CAT¹
- Otros

¹ Ver el capítulo 5 del presente trabajo

5. Voladura de mineral y desmante:

- Explosivos: Anfo, Anfo Alumizado
- Factor de poder mineral: (kg/ton) = 0.28
- Factor de poder desmante: (kg/ton) = 0.23
- Factor de llenado= 0.9%

6. Perforación en mineral y desmante

- Perforadoras = 2 DM-M3 Atlas Copco
- Diámetro de perforación 9 7/8" y 12 1/4"
- Tiempo de vida de la varilla: 97 000 m

7. Requerimientos de energía

- Demanda = 50 kWh/día

8. Personal

• Mina	
○ Personal Staff	10
○ Operadores de equipos, y labor	100
○ Mecánicos y área de mantenimiento	25
	Total de fuerza de trabajo de la mina
	135
• Planta de procesamiento de mineral	
○ Personal Staff	25
○ Operadores (todas las clasificaciones)	36
○ Personal de reparación y mantenimiento	42
	Total de fuerza de trabajo de la planta
	103
• Otros	
○ Personal de oficina	22
○ Almacén	15
	Total otros
	33
	Total empleados
	271

Cuadro 4.5

Costos capitales y depreciaciones anuales para la maquinaria en mina
[Basado en William Hustrulid, Mark Kuchta 1998 pag. 131] (en miles de dólares USA)

Operación	Nº	Costo Unitario	Costo Total	Vida (años)	Depreciación Anual
Perforación					
Atlas Copco DM-M3	2	2 000	4 000	10	400
Palas					
P&H 2300XPC Electric Mining Shovel	2	15 000	30 000	20	1 500
Transporte					
Camiones CAT 789B	18	2 000	36 000	10	3 600
Mantenimiento del Pit					
Bulldozers CAT D10T	3	1 100	3 300	7	330
Wheeldozers CAT 834H	2	850	1 700	7	170
Cargadores CAT 994F	2	4 400	8 800	10	880
Motoniveladoras CAT 16M	2	840	1 680	10	168
Camiones CAT 777F	2	1 400	2 800	10	280
Unidad Mantenimiento	1	100	100	10	10
Miscelanea					
Camionetas 4x4	8	30	240	6	24
Mini buses 9 pasajeros	6	40	240	6	24
Sistema de radio	1	20	20	6	2
Contingencias					
TOTAL			88 800		35 108

Cuadro 4.6

Programa de reemplazo de equipos y costos [Basado en William Hustrulid, Mark Kuchta 1998 pag. 132]

(en miles de dólares USA)

Equipo ¹	Nº	Año de reemplazo	Costo total (miles \$)
Camiones CAT 789B	18	Año 10	36 000
Bulldozers CAT D10T	3	Años 7, 13	6 600
Wheeldozers CAT 834H	2	Años 7, 13	3 400
Camionetas 4x4	8	Años 6, 12	480
Mini buses 9 pasajeros	6	Años 6, 12	480
Sistema de Radio	1	Años 6, 12	40
Contingencias			
TOTAL			47 000
Atlas Copco DM-M3	2	Año 10	4 000
Cargadores CAT 994F	2	Año 10	8 800
Motoniveladoras CAT 16M	2	Año 10	1 680
Camiones CAT 777F	2	Año 10	2 800
Unidad Mantenimiento	1	Año 10	100
TOTAL			17 380

En el Cuadro 4.6, se puede apreciar el costo que la empresa tiene que hacer por el reemplazo de equipo una vez llegado al término de la vida útil de la máquina. Los precios corresponden a la fecha actual por lo cual son referenciales ya que al momento de los reemplazos tendrán otros costos.

¹ Ver el anexo 1 relacionados a los equipos

Cuadro 4.7

Costos Operativos de Mina [Basado en William Hustrulid, Mark Kuchta 1998 pag. 139]
 (en dólares USA)

Operación unitaria	Costo por Categoría	\$/m	\$/hr	\$/ton
Perforación	Drill Bits	0.5		
	Manteni, lub, repar	0.6		
	Supplies	0.8		
	Combustible	1.0		
	Labor	0.4		
Voladura	Nitratos, Emulsión, Anfo, Aluminio, etc			0.12
	Combustible, aceite			0.01
	Primers			0.012
	Primacord, deton, fulmin			0.027
	Labor			0.01
Carguío	Repar, manteni, supplies	cost	100	
	Poder	por	50	
	Lubricación	cuchara	30	
	Labor		50	
Transporte	Costo de llantas	cost	160	
	Reparación de llantas	por	10	
	Repar, manteni	camión	59	
	Combustible		1200	
	Aceite, grasa		20	
	Labor		250	
Equipos Auxiliares	Bulldozer	materiales		0.07
	Wheeldozer	supplies		0.06
	Cargador frontal	reparaciones		0.07
	Motoniveladoras	combustible		0.05
	Camiones de agua			0.04
	Labor			0.03
	Perforación Secundaria y voladura	MEP		

La distancia perforada por los taladros cada día es en promedio 2400m.
 El número de personas trabajando en mina es de 175.

El costo de mina es: 1.392 \$/ton de material total no por tonelada de mineral

Resumen de costos¹

Los costos operativos están listados en dólares USA (\$)

Costos Operativos por tipo (promedio)	Mensual	Anual
Reemplazo de partes	\$ 2 700 728	
Soporte de servicios	\$ 2 914 663	
Combustible y lubricantes	\$ 1 179 738	
Consumibles	\$ 1 609 534	
Agua	\$ 700 000	
Contratas	\$ 2 740 012	
Llantas	\$ 280 735	
Productos químicos	\$ 576 805	
Explosivos	\$ 708 882	
Sueldos	\$ 3 000 673	
Energía	\$ 3 598 830	
Costo total de operación	\$ 20 010 600	\$ 240 millones
Costo Operativo por Area (promedio)	Mensual	Anual
Operaciones Mina	\$ 4 593 600	
Procesamiento de mineral	\$ 8 244 500	
Ingeniería y servicios técnicos	\$ 1 500 000	
HR y comunicaciones	\$ 1 143 500	
Gerencia general	\$ 300 000	
Mejoramiento de negocio	\$ 250 000	
Proyectos especiales	\$ 2 250 000	
Otros	\$ 1 729 000	
Costo total de operación	\$ 20 010 600	\$ 240 millones
Costo de Venta (promedio)		
Transporte del cátodo	\$ 256 500	
Carga – envíos	\$ 755 500	
Cargos de venta	\$ 250 000	
Costo total de venta	\$ 1 262 000	\$ 15 millones

¹ Se tomó para estos costos una producción diaria de 110 000 ton (40 000 mineral y 70 000 desmonte)

Cuadro 4.9
Costo total de Producción (En dólares USA)

Costo de Operación	\$ 20 010 600
Gastos de Ventas	\$ 1 262 000
Gastos administrativos 10%	\$ 2 001 060
Costo de Producción/mes	\$ 23 273 660
Costo de Producción año	\$ 279 283 920
Producción de mineral y desmonte anual	40 150 000 ton
Costo Unitario (\$/ton)	6.96

El Cuadro 4.9 muestra el costo de producción anual y el costo unitario para las operaciones de la mina.

El Cuadro 4.10 se puede apreciar los costos de capital en que incurrirá la mina para el inicio de sus operaciones.

Cuadro 4.10
Costos de Capital (En dólares USA)

Planta de Procesamiento	\$ 200 000 000
Equipos	88 800 000
Caminos en Mina	4 000 000
Trabajos de pre-producción	4 200 000
Construcciones	0
Sistemas eléctricos	421 000
Capital de explotación	12 000 000
Ingeniería y gerencia	22 500 000
Contingencias	14 600 000
Costo total de capital	\$ 346 521 000

Todos los costos operativos en la mina fueron llevados a \$/ton para poder calcular el total de costos de las áreas de mina.

CUADRO 4.11
EVALUACIÓN ECONÓMICA (en miles de dólares USA)

Año		0	1	2	3	4	5	6	7	8	
Descripción	Und										
Reservas (millones de Ton):	TM	200									
Produccion de mineral (Ton) x 1000	TM		16,503	16,810	17,118	17,220	17,323	17,938	17,220	15,170	
Ingreso por ventas (x1000)	US\$		271,651	276,712	281,773	307,085	308,912	369,092	377,949	332,955	
Renta Bruta x 1000	US\$		271,651	276,712	281,773	307,085	308,912	369,092	377,949	332,955	
-Royalty x 1000	US\$		0	0	0	0	0	0	0	0	
Renta Neta x 1000	US\$		271,651	276,712	281,773	307,085	308,912	369,092	377,949	332,955	
-Costo de Produccion x 1000	US\$/TM		-114,792	116,931	-119,070	-119,783	-120,496	-124,773	-119,783	-105,523	
-Depreciacion x 1000	US\$		-9,636	-9,636	-9,636	-9,636	-9,636	-9,636	-9,552	-8,838	
-Amortizacion x 1000	US\$		-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	
Renta Imponible	US\$		129,972	132,894	135,816	160,415	161,529	217,431	231,362	201,342	
-Impuesto a la renta 30%	US\$		-38,992	-39,868	-40,745	-48,124	-48,459	-65,229	-69,409	-60,403	
Ingreso Neto	US\$		90,981	93,026	95,071	112,290	113,070	152,202	161,953	140,940	
+Depreciacion x 1000	US\$		9,636	9,636	9,636	9,636	9,636	9,636	9,552	8,838	
+Amortizacion x 1000	US\$		17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	
-Inversion x 1000			-366,601	0	0	-2,000	-2,000	-2,000	-3,000	-10,000	0
Flujo de Caja:	US\$		-366,601	117,868	119,913	119,959	137,178	137,958	176,089	178,757	167,029

TIR:	36%
VAN	
@12%:	\$596,342 x 1000

CUADRO 4.11
EVALUACIÓN ECONÓMICA (en miles de dólares USA)

Año		9	10	11	12	13	14	15	16	17	Total
Descripción	Und										
Reservas (millones de Ton):	TM										
Produccion de mineral (Ton) x 1000	TM	14,658	14,248	13,633	5,125	4,818	4,510	3,690	3,690	2,798	202,468
Ingreso por ventas (x1000)	US\$	361,920	390,885	374,011	140,607	158,605	148,480	121,483	131,609	99,801	4,453,530
Renta Bruta x 1000	US\$	361,920	390,885	374,011	140,607	158,605	148,480	121,483	131,609	99,801	4,453,530
-Royalty x 1000	US\$	0	0	0	0	0	0	0	0	0	
Renta Neta x 1000	US\$	361,920	390,885	374,011	140,607	158,605	148,480	121,483	131,609	99,801	4,453,530
-Costo de Produccion x 1000	US\$/TM	-101,958	-99,106	-94,828	-35,650	-33,511	-31,372	-25,668	-25,668	-19,465	1,408,372
-Depreciacion x 1000	US\$	-8,838	-8,438	-1,500	-1,500	-1,500	-1,500	-1,500	-1,500	-6,000	-108,480
-Amortizacion x 1000	US\$	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-17,252	-293,281
Renta Imponible	US\$	233,872	266,089	260,431	86,206	106,343	98,356	77,064	87,189	57,085	2,643,397
-Impuesto a la renta 30%	US\$	-70,162	-79,827	-78,129	-25,862	-31,903	-29,507	-23,119	-26,157	-17,125	-793,019
Ingreso Neto	US\$	163,711	186,263	182,302	60,344	74,440	68,849	53,945	61,032	39,959	1,850,378
+Depreciacion x 1000	US\$	8,838	8,438	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	6,000	108,480
+Amortizacion x 1000	US\$	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	17,252	293,281
-Inversion x 1000		0	-41,280	0	-1,000	-10,000	0	0	0	0	-71,280
Flujo de Caja:	US\$	189,800	170,672	201,054	78,096	83,192	87,601	72,697	79,784	63,211	2,180,859

TIR:	36%
VAN	
@12%:	\$596,342 x 1000

El proyecto es viable teniendo una tasa de retorno interna de 36%

CAPÍTULO 5

SELECCIÓN DE EQUIPOS DE CARGUIO Y ACARREO

Una vez que se ha elaborado el planeamiento de minado con el programa de producción y desbroce por años, se procede a calcular la flota de camiones que serán cargados por cada una de las dos palas P&H 2300¹.

Aquí cabe resaltar que el presente proyecto es la continuación de la operación actual, se estimará el número óptimo de camiones que trabajarán con cada una de las dos palas las cuales trabajarán en dos frentes distanciados 1000m uno del otro y estarán prácticamente cautivas en sus respectivas áreas de trabajo.

Para el cálculo del número de camiones, se mantendrán factores técnicos como tipo de material a ser transportado, gradiente de la rampa, radio de curvatura, resistencia a la rodadura, factor de esponjamiento y altitud. La variable principal que cambiará debido a la distancia mayor por la profundización es el tiempo de acarreo y retorno hacia y desde el botadero y planta de tratamiento, manteniéndose los otros tiempos del ciclo de trabajo similares a las condiciones actuales; por lo tanto la única diferencia sería el perfil del acarreo para la nueva operación. Bajo este esquema se estimará el cambio en el tiempo de viaje de acarreo y retorno.

5.1.- CÁLCULO DEL NÚMERO DE CAMIONES REQUERIDOS PARA LA PRODUCCIÓN Y ACARREO DE DESMONTE

Parámetros de operación

Producción diaria requerida	
Producción de mineral:	42,000 TM/día
Desbroce de desmonte:	61,000 TM/día (promedio)
Total Mineral y desmonte:	102,000 TM/día (promedio)

¹ Revisar los anexos referidos a las maquinarias

Actualmente se trabajan 2 guardias por día, de 12 horas cada una y con una eficiencia de 83% se tendrían 20 horas por día.

Porcentaje de esponjamiento que se ha considerado:

- 30% para desmonte
- 20% para mineral

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

- Resistencia a la rodadura (RR): se ha tomado de acuerdo al libro Caterpillar
- Resistencia total: es la suma de todas las resistencias.
- Efecto de altitud: debido a que las operaciones se encuentran en promedio a 3,500 msnm, se ha considerado el factor de 0.86 para los camiones 789C.
- Factor de llenado del camión: 90%
- Numero de pases: de acuerdo a la combinación pala, camión se tiene 4 pases para el cargado de los camiones con mineral.

Con esta información se procederá a estimar el número de camiones requeridos.

5.1.1 Cálculo del número de camiones

El cálculo de la flota de camiones se explicará para el primer año de trabajo en la mina, en el cuadro 5.7 se muestra el resumen para los 17 años de producción.

El primer paso es hacer el cálculo de los tiempos de ciclo para los camiones tanto a botadero como a planta. Para este fin con la información de los cuadros del capítulo 3 (operaciones mineras) se calcula los tiempos de ciclo para mineral como se muestra en los gráficos 5.1 y 5.2 y para desmonte como se muestra en los gráficos 5.3 y 5.4.

Gráfico 5.1

Acarreo de Mineral Mina → Planta (CATERPILLAR 2000)

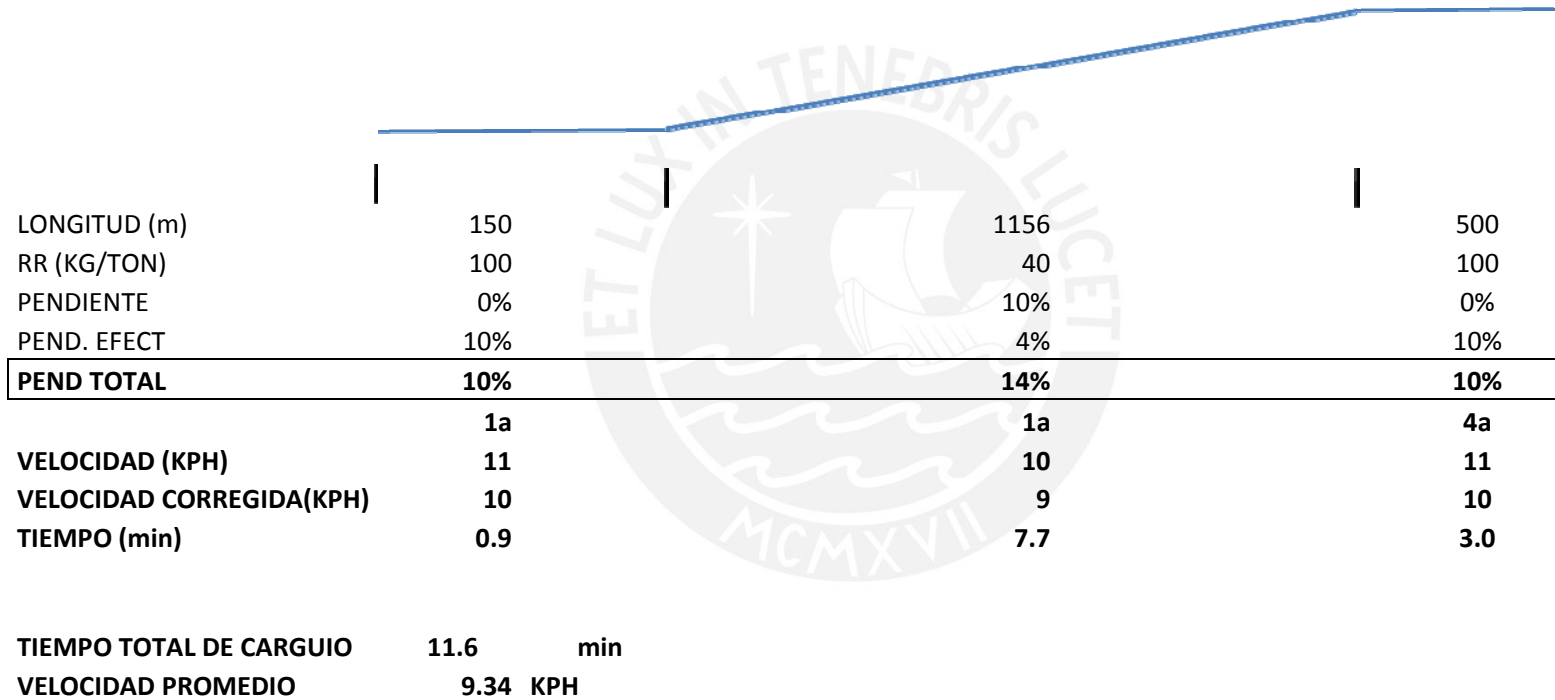


Gráfico 5.2

Acarreo de Mineral Planta → Mina (CATERPILLAR 2000)



LONGITUD (m)	500	1156	150
RR (KG/TON)	100	40	100
PENDIENTE	0%	10%	0%
PEND. EFECT	10%	4%	10%
PEND TOTAL	10%	6%	10%
	4a	6a	4a
VELOCIDAD (KPH)	28	55	28
VELOCIDAD CORREGIDA(KPH)	27	40	27
TIEMPO (min)	1.1	1.7	0.3
TIEMPO TOTAL DE CARGUIO	3.2		min
VELOCIDAD PROMEDIO	34.09		KPH

Gráfico 5.3

Acarreo de Mineral Mina → Botadero (CATERPILLAR 2000)

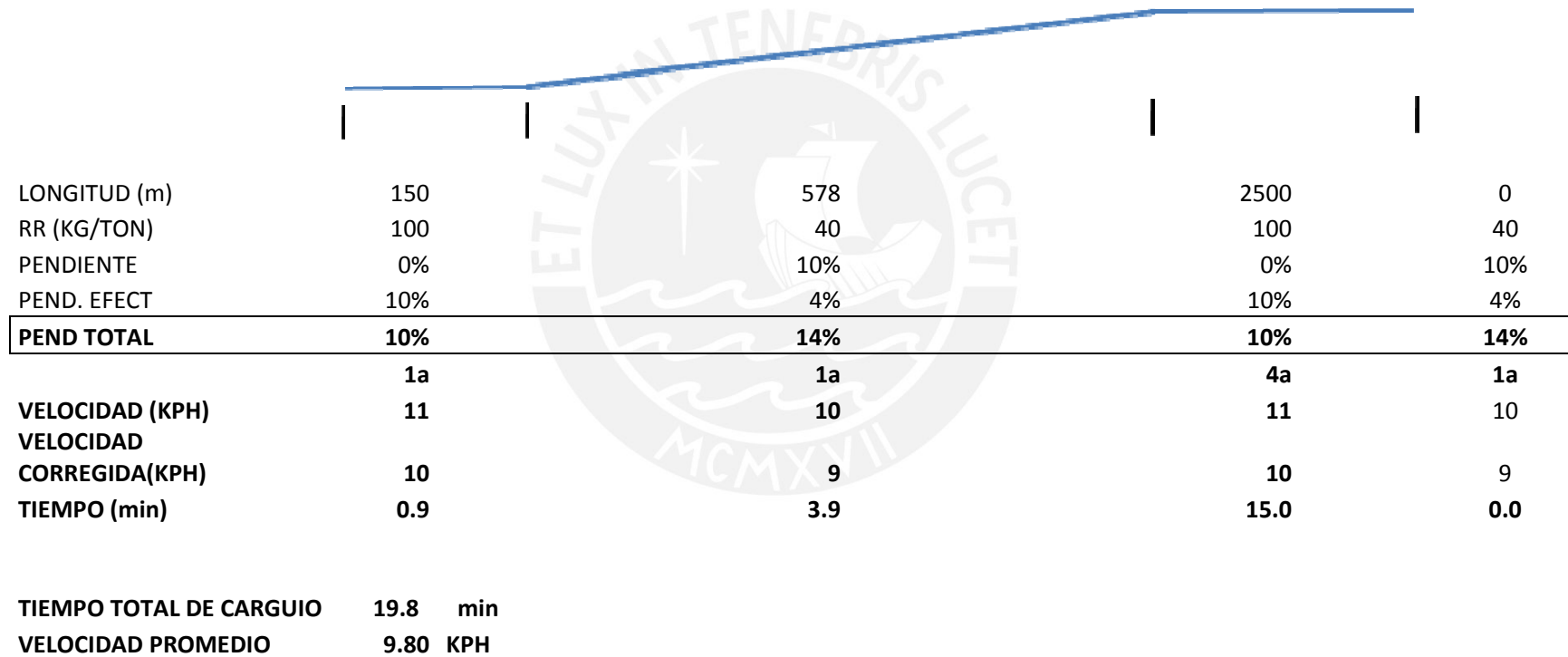
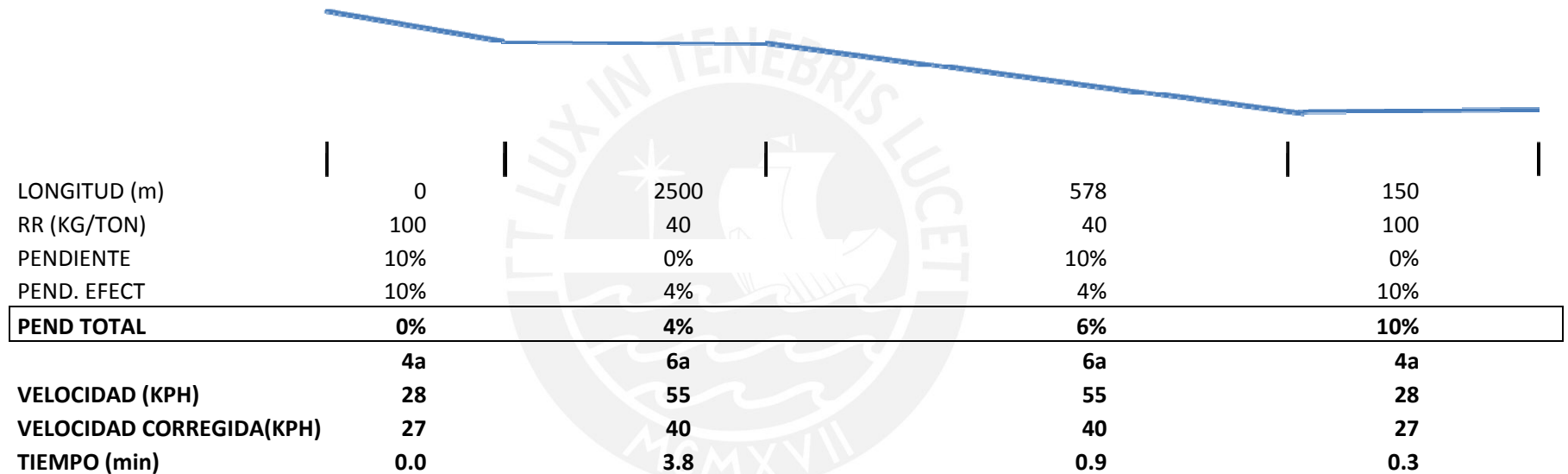


Gráfico 5.4

Acarreo de Mineral Botadero → Mina (CATERPILLAR 2000)



TIEMPO TOTAL DE CARGUIO 5.0 min

VELOCIDAD PROMEDIO 39.12 KPH

Una vez que se ha calculado los tiempos de acarreo para la operación en mina se debe calcular los tiempos totales de ciclo. Para esto, se tiene como información 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 como se puede apreciar en el cuadro 5.1 para el desmonte y en el cuadro 5.2 para el mineral.

Cuadro 5.1

Tiempo de carguio, acarreo y retorno – **ciclo de desmonte** (Pfleider 1972)

Numero de guardias/dia	2									
Numero de horas/guardia	10									
Numero de horas por dia	20									
Produccion diaria	61000							Fecha:	24/07/2010	
Nombre:	MVL	Direccion:	AQP							
Operación:	TESIS	Produccion requerida:	3050 ton/hora							
Modelo de camion:	789C	Capacidad de carga:	137 yd cu	177 ton						
Material:	DESMONTE	Yardas in situ:	3351 lbs							
Factor de esponjamiento:	0.77	Yardas sueltas:	2578 lbs							
Carga del camion por ciclo:	137.0 yd3 sueltas	Yd3 de banco:	105.4	Libras:	396,586					
Tipo de unidad de carguio:	P&H 2300	Tamaño de cuchara:	33.03 YD3	No pase	5					
Condiciones de carguio:	Promedio	Prod.de carguio (aprox):	3003 ton/hora							
A TIEMPO DE CARGUIO										
		5.0 pases a	0.5 min	c/u						
		5.0 pases	x	0.5 min/pase					Tiempo de carguio:	2.50 min
Altitud	3500 msnm									
Tramo	Long(m)	RR	Pend	Pase	veloc max	T acarreo				
A	150	10%	0%	1a	10	0.90 min				
B	578	4%	10%	1a	9	3.85 min				
C	2500	10%	0%	4a	10	15.00 min				
D	0	4%	10%	1a	9	0.00 min				
									3228 163.415	
B TIEMPO DE ACARREO										
T Total de acarreo:										
19.8 min										
Longitud total de acarreo cargado: 3228 metros										
Tramo	Long(m)	RR	Pend	Pase	veloc max	T retorno				
D	0	4%	-10%	4a	27	0.00 min				
C	2500	10%	0%	4a	40	3.75 min				
B	578	4%	-10%	6a	40	0.87 min				
A	150	10%	0%	4a	27	0.33 min				
C TIEMPO DE RETORNO										
T Total de retorno:										
5.0 min										

Cuadro 5.2

Tiempo de carguío, acarreo y retorno – ciclo de mineral (Pfleider 1972)

Numero de guardias/dia	2	
Numero de horas/guardia	10	
Numero de horas por dia	20	
Produccion diaria	42000	Fecha: 24/07/2010
Nombre:	MVL	Direccion: AQP
Operación:	TESIS	Produccion requerida: 2100 ton/hora
Modelo de camion:	789C	Capacidad de carga: 137 yd cu 177 ton
Material:	MINERAL	Yardas in situ: 5026 lbs
Factor de esponjamiento:	0.83	Yardas sueltas: 4189 lbs
Carga del camion por ciclo:	137.0 yd3 sueltas	Yd3 de banco: 114.17 Libras: 396,586
Tipo de unidad de carguío:	P&H 2300	Tamaño de cuchara: 33.03 YD3 No pase 4
Condiciones de carguío:	Promedio	Prod.de carguío (aprox): 4337.8 ton/hora
A TIEMPO DE CARGUIO		
	4 pases a	0.5 min c/u
	4.0 pases x	0.5 min/pase
Altitud	3500 metros	
		Tiempo de carguío: 2.00 min
Tramo	Long(m)	RR Pend Pase veloc max T acarreo
A	150	10% 0% 1a 10 0.90 min
B	1156	4% 10% 1a 9 7.71 min
C	500	10% 0% 4a 10 3.00 min
B TIEMPO DE ACARREO		
		Tiempo Total de acarreo 11.6 min
Longitud total de acarreo cargado:	1806 metros	
Tramo	Long(m)	RR Pend Pase veloc max T retorno
C	500	10% 0% 4a 27 1.11
B	1156	4% -10% 6a 40 1.73
A	150	10% 0% 4a 27 0.33
C TIEMPO DE RETORNO		
		Tiempo Total de retorno 3.2 min

Con estos tiempos de ciclo calculados tanto para mineral y desmonte se puede hacer el cálculo del número de camiones para la operación, además, se hará una simulación para ver la utilización de la pala para el número de camiones que tendrá a su cargo.

Una vez que se tienen los ciclos para mineral y desmonte se calcula el tiempo de carguío de la pala a los camiones. Para obtener el cálculo del tiempo de carguío se ha estimado el ciclo de trabajo de la pala P&H2300 y el numero de pases utilizados para el carguío tal como se muestra en el Cuadro 5.3

Cuadro 5.3
Rendimiento de la pala P&H 2300

RENDIMIENTO DEL EQUIPO DE CARGUIO	DESMONTE	MINERAL
CAPACIDAD	33 YD3	33 YD3
FACTOR DE LLENADO DE CUCHARA	90%	80%
PESO EN TON/YARDAS CUBICAS SUELTAS	1.17 TON/YD3	1.90 TON/YD3
EFICIENCIA OPERATIVA	80%	80%
FACTOR DE GIRO	90%	90%
CICLO DE TRABAJO	30 SEG	30 SEG
TON/PASADA	27.81	40.16
TON/HORA	3,003	4,338
NUMERO DE PASES	5	4

El ciclo de trabajo de los camiones para desmonte y mineral se muestra en los cuadros 5.4 y 5.5 con una distancia de 1806 m y 3228 m para el acarreo de mineral y desmonte respectivamente en el año 1 de producción, dicho ciclo aumenta si la distancia de acarreo aumenta. Estos cuadros mostrarán el tiempo que se demora un camión en recorrer el camino desde que llega a la pala hasta que regresa a ella (un ciclo).

Cuadro 5.4
Ciclo de trabajo de los camiones para desmonte (Morgan y Peterson 1968)

Item	Descripción	Abrv	Unid	Cant.
1	Tiempo de acomodo a la pala	TAP	min	1.50
2	Tiempo de carguío del camión	TCC	min	2.50
3	Tiempo de viaje cargado	TVC	min	19.75
4	Tiempo de acomodo en el descargue	TAD	min	0.50
5	Tiempo de descargue	TDD	min	1.20
6	Tiempo de retorno (vacío)	TDR	min	4.95
7	Tiempo demora prom. del ciclo de acarreo	DPC	min	0.60
CTC	CTP+TAP+TCC+TDC+TAD+TDD+TDR+DPC		min	31.00

Para el año 1 - Desmonte

El tiempo de ciclo para el desmonte es de 31 min por cada camión esto significa que por hora se tiene:

$$60\text{min}/31\text{min} = 1.93 \text{ ciclos para el desmonte.}$$

Si cada camión puede transportar 177TM, y sabiendo que la producción de desmonte para este año es de 61000 Ton/día y se trabaja un promedio de 20 horas se tiene:

$$1.93 \text{ ciclos} \times 175\text{ton}(\text{promedio}) \times 10\text{camiones} \times 20 \text{ horas} = 67\,700 \text{ ton/día}$$

Esta cantidad de camiones cumple con la producción diaria de desmonte.

Cuadro 5.5
Ciclo de trabajo de los camiones para mineral (Morgan y Peterson 1968)

Item	Descripcion	Abrv	Unid	Cant.
1	tiempo de acomodo a la pala	TAP	min	1.50
2	Tiempo de carguio del camion	TCC	min	2.00
3	Tiempo de viaje cargado	TVC	min	11.61
4	Tiempo de acomodo en el descargue	TAD	min	0.50
5	Tiempo de descargue	TDD	min	1.20
6	Tiempo de retorno (vacio)	TDR	min	3.18
7	Tiempo demora prom. del ciclo de acarreo	DPC	min	0.60
CTC	CTP+TAP+TCC+TDC+TAD+TDD+TDR+DPC		min	20.59

Para el año 1 - Mineral

El tiempo de ciclo para el mineral es de 20.59 min por cada camión esto significa que por hora se tiene:

$$60\text{min}/20.59\text{min} = 2.91 \text{ ciclos para el mineral.}$$

Si cada camión puede transportar 177TM, y sabiendo que la producción de desmonte para este año es de 42000 Ton/día y se trabaja un promedio de 20 horas se tiene:

$$2.91 \text{ ciclos} \times 175\text{ton}(\text{promedio}) \times 5\text{camiones} \times 20 \text{ horas} = 51\,000 \text{ ton/día}$$

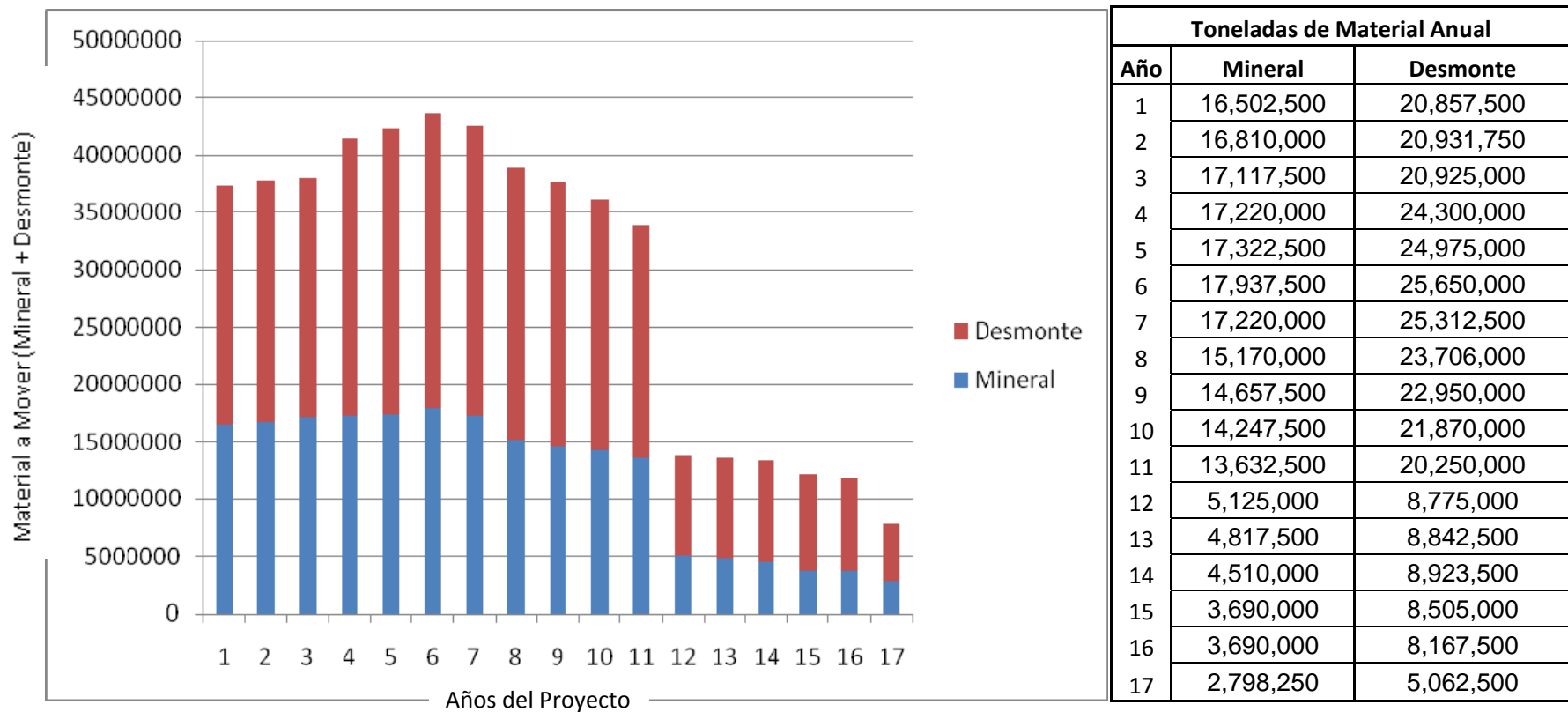
Esta cantidad de camiones cumple con la producción diaria de mineral.

Para el primer año de trabajo se necesitará 15 camiones, sin embargo, a este número se debe de agregar un 15% más ya que los camiones necesitan estar en mantenimiento, cargando petróleo, etc. El 15% asegura que 15 camiones siempre estarán en la mina trabajando, con lo que el nuevo **número de camiones será de 18.**

Este número inicial de camiones se incrementará conforme se profundice la explotación debido a la mayor distancia de acarreo por incremento de la rampa y mayor distancia hacia el botadero, hasta alcanzar a 15 camiones para desmonte y 10 camiones para mineral que suman 25 camiones, se puede apreciar el número de camiones para todos los años en el cuadro 5.7.

En el cuadro 5.6 se puede observar la producción anual tanto de mineral como de desmonte para todos los años de la mina, el planeamiento de la explotación fue definida como se muestra a continuación por medio de fases.

Cuadro 5.6
Cuadro de Producción Anual de Mineral y Desmorte



Cuadro 5.7

Número de Camiones para Mineral

AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Distancia 1	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150
Distancia 2	1156	1307	1307	1458	1609	1609	1760	1760	1912	2063	2063	2063	2214	2214	2214	2214	2214
Distancia 3	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500	500
Distancia Total	1656	1807	1807	1958	2109	2109	2260	2260	2412	2563	2563	2563	2714	2714	2714	2714	2714
Tiempo de ida	10.61	12.6	12.6	13.6	14.6	14.6	15.6	15.6	16.6	17.7	17.7	17.7	18.7	18.7	18.7	18.7	18.7
Tiempo de vuelta	3.18	3.4	3.4	3.6	3.9	3.9	4.1	4.1	4.3	4.5	4.5	4.5	4.8	4.8	4.8	4.8	4.8
Numero de camiones	6	7	7	7	8	8	9	9	9	10	10	8	7	7	7	7	6

Número de Camiones para Desmorte

AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Distancia 1	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150	150
Distancia 2	578	654	654	729	805	805	880	880	956	1032	1032	1032	1107	1107	1107	1107	1107
Distancia 3	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500	2500
Distancia 4	0	0	0	0	0	0	154	154	154	154	308	308	308	308	308	308	308
Distancia Total	3078	3154	3154	3229	3305	3305	3534	3534	3610	3686	3840	3840	3915	3915	3915	3915	3915
Tiempo de ida	19.75	20.3	20.3	20.8	21.3	21.3	22.8	22.8	23.3	23.8	24.8	24.8	25.3	25.3	25.3	25.3	25.3
Tiempo de vuelta	4.75	5.1	5.1	5.2	5.3	5.3	5.7	5.7	5.9	6.0	6.3	6.3	6.4	6.4	6.4	6.4	6.4
Numero de camiones	12	12	12	13	13	13	14	14	14	14	15	11	10	10	10	10	8

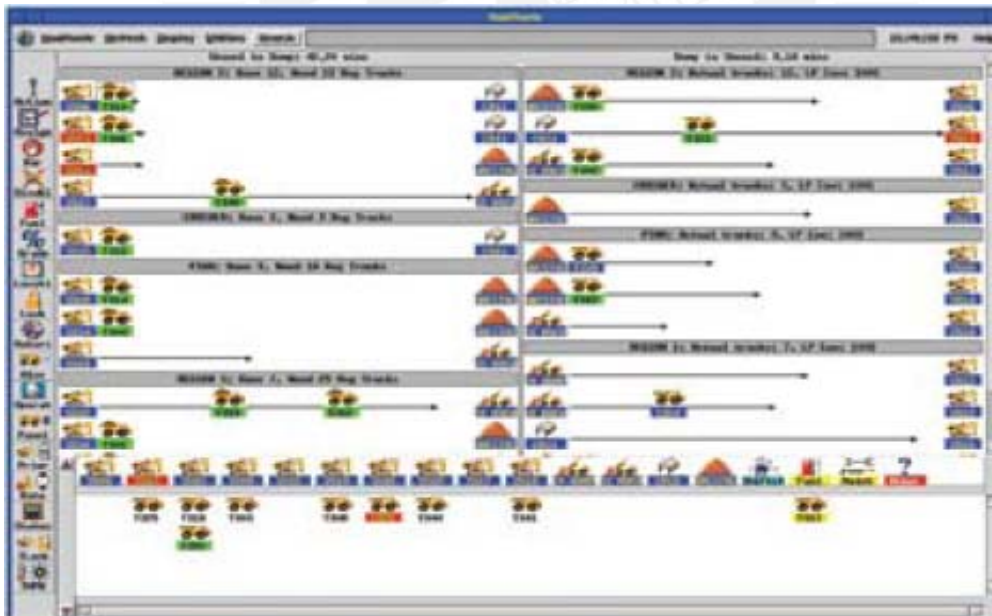
Total camiones	18	19	19	20	21	21	23	23	23	24	25	19	17	17	17	17	14
-----------------------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------	-----------

5.2 .- SISTEMA DISPATCH http://www.mmsi.com/files/download/Flyers/DISPATCH_Flyer_spanish.pdf

El sistema de administración de minas DISPATCH® optimiza la asignación de camiones de acarreo a través del uso de algoritmos en el servidor central, junto con hardware en el campo y sistemas de comunicaciones sofisticados para entregar una productividad más alta e incrementar la eficiencia y la optimización total de la flota.

El sistema DISPATCH® es un software probado en campo, con más de 20 años de aceptación por su algoritmo de optimización, está reconocido como el líder de la industria con más de 150 sistemas instalados en las operaciones mineras de nivel mundial. El sistema es fácilmente escalable. La flota, cuadrilla, manejo de material y otros módulos de software por el lado del servidor, así como también del hardware, pueden agregarse como sea necesario. Es considerado como el estándar de la industria en sistema de administración de minas. El sistema DISPATCH® optimiza la asignación de camiones de acarreo a través del uso de los algoritmos y se ve en la pantalla como se muestra en la Figura 1

Figura 1
Sistema Dispatch®



El sistema DISPATCH® maximiza la productividad proporcionando asignaciones optimizadas de camiones de acarreo, posiciones de equipos basados en GPS, monitoreo del estado de los equipos, rastreo de mantenimiento, mezclas, producción, reportes y más. Ejemplos de los módulos de utilidad de manejo de flota, cuadrillas y material para mejorar la productividad incluyen:

Equipos Auxiliares

Rastrea el estado de cada pieza de equipos auxiliares, coloca las tareas en orden de prioridad, y las asigna remotamente a los operadores. Monitorea el desempeño de mantenimiento, planifica operaciones y requisitos de flotas, e identifica las áreas con problemas para mejorar de la productividad.

Camión de Agua

Rastrea el uso de camiones de agua y mejora las operaciones diarias. Provee porcentajes tiempo/cantidad por segmento de camino, salida y frecuencia con diámetros de rociado conocidos, Indicadores Clave de Rendimiento (KPI) del operador y mapas de categorías de tiempo.

Mezcla

Controla la mezcla en las chancadoras y pilas Trabaja en conjunto con los algoritmos de despacho de camiones.

Alineamiento de Cuadrillas

Automáticamente asigna personal a los equipos, antes del inicio del turno. Garantiza que cada equipo tenga un operador asignado debidamente calificado. Reúne información de varios registros de base de datos (Lista, calificaciones de equipo, término del turno) antes de asignar el personal.

Manejo del Servicio de Combustible

Incrementa la productividad de acarreo general al minimizar eventos de reabastecimiento de combustible. Optimiza el manejo del combustible asignando camiones a las estaciones de combustible basándose en un valor calculado de combustible que queda en el tanque.

Análisis de Carga

Obtiene información de carga de sistemas de terceras partes que son usados por varios fabricantes de camiones. Recolecta información en tiempo real de los sistemas de carga de las cargadoras, palas y camiones. La información queda disponible para ser analizada por las utilidades de reporte estándar.

Manejo de Registros de Capacitación

Provee al personal de mina información actual sobre el desempeño del operador, experiencia, y niveles de calificación para un equipo. Asegura que los operadores con más experiencia sean asignados a los equipos de prioridad.

Si bien es cierto que el Dispatch administra todos los inconvenientes respecto a flota, asignación dinámica, cálculo de camiones, rastreo de unidades, etc de los equipos en mina, también es cierto que para que entre en funcionamiento se necesita que la mina se encuentre en operaciones por algún tiempo. El presente trabajo busca hacer el cálculo de la flota de los camiones antes de que empiece a trabajar la mina, es decir, antes que el sistema Dispatch esté instalado.

CAPÍTULO 6

CONCLUSIONES

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

- ✓ Para controlar cualquier actividad ésta debe de ser medida, es así que esta tesis demuestra que es factible medir las operaciones del ciclo de transporte y en base a ese cálculo obtener el número adecuado de camiones para la operación.
- ✓ 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 \$/ton para el costo de operaciones mina. El exceso o la falta de camiones incurre directamente en los costos unitarios.
- ✓ El costo de un camión 789C es de aproximadamente 582 \$/hr como se puede apreciar en el anexo 2, si se tiene un exceso de camiones existirán tiempos muertos ya que tendrían que esperar a que se libere la pala.
- ✓ Si el número de camiones fuera menor al que se necesita entonces la pala tendría tiempos muertos y el costo por tener la pala sin trabajar se puede apreciar en el anexo 2.

El costo por hora de la pala es de 1204 \$/hr aproximadamente, entonces es necesario contar con el número adecuado de camiones para cumplir con la producción y que la pala esté el menor tiempo inactiva.

- ✓ Las variables que se utilizan en la presente tesis son cercanas a la realidad y pueden ser mejoradas o cambiadas para el mejor desempeño de los cálculos.
- ✓ La presente tesis sirve como una ayuda para el estudio de factibilidad de la mina sirviendo para el cálculo del número de camiones, en la actualidad existen programas que ayudan a calcular este número, pero se desconoce el modo en el que trabaja internamente. Respecto al Dispatch, es sumamente útil para la gestión de la operación en la mina pero únicamente funciona cuando la operación esta en marcha.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- TUMIALAN, Pedro
2003 *Compendio de Yacimientos Minerales en el Perú. Ingemmet. 619 p.*

- DELGADO VEGA, José
2008 *Apuntes del Curso de Planificación de minas. Planificación Subterránea y de Superficie [diapositivas]. Material de Enseñanza. Antofagasta: Universidad de Antofagasta.*

- HISTRULID, William & MARK, Kutcha
1998 *Open Pit Mine Planning and Design. Volumen 1. Rotterdam: Balkema. 636p.*

- PFELIDER, Eugene P.
1972 *Surface Mining. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. 1061p*

- CATERPILLAR,
2000 *Caterpillar Performance Handbook Edition 30. Publication by Caterpillar Inc. Illinois USA. 30-17p*

- W. C. MORGAN & L. L. PETERSON,
1698 *Determining Shovel-Truck Productivity. volumen 20. Mining Engineering New York, pp 74-85*

- Información tomada de Internet:

http://www.snmpe.org.pe/estudios_economicos/EST_EXTRANET/EST_Graficos/

http://www.mmsi.com/files/download/Flyers/DISPATCH_Flyer_spanish.pdf