



Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad Geología - Minería

TRABAJO DE DIPLOMA

TITULO: Determinación de la eficiencia del equipamiento minero del yacimiento Victoria I

Autor: Engelmund Gosvin Mureka

Tutores: Dr. C. Orlando Belete Fuentes

M. Sc. Idermis Téllez Rodríguez

Moa, Junio 2013

“año 55 de la Revolución”

PENSAMIENTO

**I may not have gone where I intended to go,
but I think I have ended up where I needed
to be.**

DEDICATORIA

Dedico este trabajo a todas aquellas personas que fueron capaces de confiar en mí, a quienes me alentaron y me dieron valor, coraje, fuerzas para seguir adelante, a mis compañeros de aula, al claustro de profesores del departamento de minería, a mis amigos, mis familiares y en especial a mi abuela.

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo agradezco a Dios por ser mi fortaleza y a todas las personas que me han ayudado en cualquier forma grande o pequeña a realizar este trabajo de diploma

En especial a mis Tutores: Dr.C. Belete Fuentes por su dedicación y ánimo e Ing. Idermis Tellez por compartir su sabiduría conmigo y por ser como un hermano mayor por mí.

A mis familiares y en especial mi abuela Davina Musimba.

A mis amigos: Dutchy, Iron, Chino, Cinco, Elvis, Joel, Anthony, Deon, Abdul, Novela, Sem y otros por ser como mi familia aquí en Cuba.

A mis compañeros de aula y becados, por aceptarme, convivir y apoyarme por 5 largos años, los cuáles fueron muy gratificantes, donde estrechamos lazos de hermandad y solidaridad

Al Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, a todos sus trabajadores y especialmente a los profesores de la Facultad de Minería y Geología, por entregarme sus conocimientos durante 5 años, apoyarme y comprenderme.

Al Centro de Proyectos del Níquel, Moa, por su apoyo, amistad y por aceptarme como un miembro más de ese centro.

RESUMEN

El siguiente trabajo titulado "Determinación de la eficiencia del equipamiento minero del yacimiento Victoria I" fue desarrollado en la Cantera Victoria I de Camagüey, y tiene como objetivo determinar la eficiencia de los equipos mineros.

Se calculó la productividad y la eficiencia económica de las operaciones mineras (desbroce, destape, arranque carga y transporte del mineral).

Los resultados obtenidos permiten afirmar que el equipamiento minero de la Cantera Victoria I se considera eficiente, por el bajo costo de producción obtenido en todas las operaciones.

El cálculo del equipamiento minero realizado garantiza la extracción del mineral durante los 5 años de vida útil de la Cantera, con un gasto total de \$ 547 514.69.

Palabras claves: Equipamiento minero, eficiencia, productividad, Cantera y operaciones mineras.

SUMMARY

Índice

MARCO TEÓRICO METODOLÓGICO	9
Introducción.....	9
Situación Problemática:.....	10
Problema científico:	10
Objeto de estudio:	10
Campo de Acción:	10
Objetivo general:	10
Hipótesis:.....	10
Objetivos específicos:.....	11
Métodos empleados en dar solución al problema científico de la investigación:.....	11
Capítulo I: Caracterización del yacimiento Victoria I.	12
1.1 Introducción.....	12
1.2 Datos generales sobre el yacimiento	13
1.3 Grado de estudio geológico de la región.....	15
1.4 Geología del yacimiento.....	16
Tectónica	17
1.5 Trabajos geológicos realizados.....	18
Perforación	18
Laboreo minero y muestreo.....	18
Muestreo	18
1.6 Análisis del control geológico interno y externo	19
1.7 Características hidrogeológicas.....	19
1.8 Propiedades físicas, composición química y mineralógica del mineral útil.....	21
Propiedades físico - mecánicas y geotécnicas.....	21
Composición química del mineral.....	22
1.9 Características cualitativas de la zona mineral	23
1.10 Investigaciones tecnológicas.....	23
1.11 Modelo geológico base para el proyecto.....	24
Modelamiento de la topografía.....	25

Modelación geológica.....	25
Capítulo 2: Cálculo del equipamiento Minero.....	28
2.1 Introducción.....	28
2.2 Tala y desbroce.....	28
Proceso de ejecución de los trabajos de tala y desbroce.....	30
Cálculo de los parámetros del buldócer.....	31
Conclusiones del proceso de desbroce.....	37
2.3 Destape.....	37
Cálculo de los parámetros de perforación y voladura:.....	37
Cálculo de los parámetros de carga.....	38
Cálculo de los parámetros de transporte para el escombro.....	45
2.4 Extracción del mineral.....	49
Cálculo de los parámetros de perforación y voladura:.....	50
Cálculo de los parámetros de carga del mineral:.....	51
Cálculo de los parámetros de transporte del mineral.....	54
2.5 Trabajo de reparación y mantenimiento de los caminos mineros.....	58
Criterios para el mantenimiento de caminos mineros.....	58
Cálculo de los parámetros de la nivelación del camino.....	60
Cálculo de los parámetros de la compactación del camino.....	63
2.6 Cantidad del equipamiento minero para todas las operaciones.....	66
CAPITULO 3: CÁLCULO ECONÓMICO.....	68
3.1 Introducción.....	68
3.2 Gastos directos que se originan durante las labores de desbroce.....	68
3.3 Gastos directos originados por la actividad de destape.....	71
3.4 Gastos originados por la actividad de extracción del mineral.....	73
3.5 Gastos por concepto de mantenimiento.....	76
3.6 Gastos directos generales.....	76
3.7 Gastos indirectos.....	77
3.8 Gastos totales.....	77
3.9 Costo de producción por tonelada de mineral extraído.....	77
Conclusiones.....	78

Recomendaciones	79
Bibliografía	80

MARCO TEÓRICO METODOLÓGICO.

Introducción

En las décadas del 40 y 50 del siglo 20 se realizaron extracciones y exportaciones de cromo en los municipios de Camagüey, Minas y Sierra de Cubitas por compañías norteamericanas y cubanas y se paralizaron las mismas en los primeros años de la década del 60. El volumen extraído fue superior a 1 200 Mt.

Hasta el año 2006 se explotaron los yacimientos de cromo en el municipio de Moa en la provincia de Holguín. Las actividades mineras en la Empresa Cromo Moa se cierran por dificultades económico financieras generales de la empresa, por lo que se quedó sin suministrador el sector de la industria sideromecánica nacional, con un consumo de 6 000 t/año.

La producción de cromo en Moa era en condiciones menos favorables ya que la extracción minera se realizaba por método subterráneo, la ubicación de los frentes de explotación minera distaban de la planta de beneficio entre 45 y 60 km por caminos muy irregulares de montaña y los niveles de producción oscilaban de 40 000 a 50 000 t/año. Las condiciones de explotación del cromo en Camagüey varían favorablemente con respecto a Moa: la infraestructura está más desarrollada con una red densa de caminos, carretera y línea de ferrocarril que se dirigen al Puerto de Nuevitas. El método de extracción es a cielo abierto, las condiciones geográficas están determinadas por las llanuras con algunas colinas. Los volúmenes de producción terminada alcanzarán 57 000 t/año.

En la provincia de Camagüey se conocen más de 350 yacimientos y manifestaciones de cromo, con distintos grados de estudio, con un volumen de recursos geológicos superior a 1 300 Mt de mineral de cromo, ubicados la gran mayoría en lugares con infraestructuras de caminos, carreteras, ferrocarriles, redes de energía eléctrica, agua, etcétera.

El MINBAS teniendo en cuenta la información expuesta anteriormente, más el conocimiento de un mercado internacional creciente, la expansión de la industria de los aceros inoxidables en la República Bolivariana de Venezuela y el cierre de la producción de cromo para la exportación de África del Sur, uno de los mayores productores del mundo, promueve la inversión para la puesta en explotación del cromo en la provincia de Camagüey.

La empresa cuenta con dos productos principales, el rajón y el concentrado. Actualmente se produce rajón a un ritmo de XXX t al año, y se requiere el completamiento de la planta de concentrado para la producción y venta del mismo. Para ello se requiere XXX.

Situación Problemática:

La cantera Victoria I está en proceso de explotación, pero resulta que no se ha calculado con precisión el equipamiento minero, con vista a conocer su efectividad

Problema científico:

Necesidad de determinar la eficiencia de los equipos mineros.

Objeto de estudio:

Yacimiento Victoria I

Campo de Acción:

Calculo técnico-económico de los equipos mineros

Objetivo general:

Determinar la eficiencia de los equipos mineros en la Cantera Victoria I.

Hipótesis:

Si se caracterizan las condiciones geológico-mineras del yacimiento victoria I, se determina el cálculo del equipamiento minero y el costo de producción, entonces se podrá determinar la eficiencia del dicho equipamiento.

Objetivos específicos:

1. Caracterizar las condiciones geológico-mineras del yacimiento.
2. Realizar cálculo del equipamiento minero.
3. Calcular el costo de producción.

Métodos empleados en dar solución al problema científico de la investigación:

- **Histórico-lógico**: Se utilizó para la revisión y análisis de los documentos y definir los principales antecedentes.
- **Métodos empíricos**: será imprescindible el empleo de la **medición**. Como técnicas; **la observación científica** y **la entrevista**, para el conocimiento de las características fundamentales del objeto.
- **Métodos teóricos**: se usa para la interpretación conceptual de los datos empíricos; haciendo uso del **análisis y la síntesis** en el estudio de las partes del objeto y para comprender su comportamiento como un todo. Dentro de los métodos teóricos también se usó la **inducción y deducción** como procedimiento para pasar de lo conocido a lo desconocido y de lo general a lo particular.
- **El método dialéctico** para conocer las relaciones entre los componentes del objeto.

Capítulo I: Caracterización del yacimiento Victoria I.

1.1 Introducción

En las décadas del 40 y 50 del siglo XX se realizaron extracciones y exportaciones de cromo en los municipios de Camagüey, Minas y Sierra de Cubitas por compañías norteamericanas y cubanas y se paralizaron las mismas en los primeros años de la década del 60. El volumen extraído fue superior a 1 200 Mt.

Hasta el año 2006 se explotaron los yacimientos de cromo en el municipio de Moa en la provincia de Holguín. Las actividades mineras en la Empresa Cromo Moa se cierran por dificultades económico financieras generales de la empresa, por lo que se quedó sin suministrador el sector de la industria sideromecánica nacional, con un consumo de 6 000 t/año.

En la provincia de Camagüey se conocen más de 350 yacimientos y manifestaciones de cromo, con distintos grados de estudio, con un volumen de recursos geológicos superior a 1 300 Mt de mineral de cromo, ubicados la gran mayoría en lugares con infraestructuras de caminos, carreteras, ferrocarriles, redes de energía eléctrica, agua, etcétera.

Se le solicitó a Ceproniquel la realización de un estudio de factibilidad donde se demuestre si económicamente es factible la construcción de una planta de cromo para la exportación y para la satisfacción de la demanda nacional, el cual fue aprobado en el mes de Octubre del 2009. A partir de esto se le solicita a Ceproniquel el Proyecto de Explotación del Yacimiento Victoria I.

Realizar la actualización del modelo geológico del yacimiento Mamina como parte de la concesión minera de la Empresa Geominera Camagüey, con vista a determinar el cálculo de recursos y reservas.

Para la realización de este proyecto se han tomado como base las siguientes informaciones:

1. Superficies topográficas actualizadas.
2. Informe Final de la Exploración en el yacimiento de cromita. Victoria I.
3. Informe sobre las investigaciones tecnológicas en laboratorio de 5 muestras de cromo de la provincia de Camagüey para evaluar su idoneidad para la producción de materiales refractarios en la antigua República Democrática Alemana (R.D.A.) VEB Magnesitwerke Aken.1987.

1.2 Datos generales sobre el yacimiento

Características geográficas y económicas de la región

Este yacimiento se ubica al Noreste de la ciudad de Camagüey, a 2 Kilómetros al NNE de Altagracia, en la hoja topográfica "Minas", escala 1:50 000 No. 4680-II, dentro de los límites determinados por las coordenadas Lambert del Sistema Cuba Norte; cuenta además con una concesión de explotación y un área de procesamiento.

Coordenadas del área de explotación, (2.75 ha):

Vértice	Norte	Este
1	187850	839300
2	187850	839450
3	187800	839450
4	187800	839500
5	187700	839500
6	187700	839300
1	187850	839300

Relieve

El relieve se caracteriza por ser relativamente llano, con valores de cotas mínimos de 30 metros, donde se destacan escasas elevaciones como Loma La Entrada y Bayatabo, Los Orientales, Loma El Indio y otras. La Sierra de Cubitas limita por el Norte con el macizo ofiolítico y su punto más alto es el Cerro Tuabaquey.

Condiciones climáticas

Las condiciones climáticas son muy parecidas a la del resto del país con una temporada lluviosa de mayo a octubre y una de seca de noviembre a abril. La temperatura mínima oscila entre 20 y 25° C y la máxima entre 30 y 35° C.

Actividad económica de la región

La economía de la región se basaba fundamentalmente en el turismo, la biotecnología, el cultivo de la caña de azúcar y su procesamiento, la ganadería y los cultivos menores. Los núcleos de población más importantes son la capital de la provincia y los poblados de Minas y Altagracia.

A sólo 7 km del centro de la ciudad de Camagüey está ubicado el Aeropuerto Internacional "Ignacio Agramonte", con una capacidad de operación de 600 pasajeros por hora y más al Norte en el municipio Nuevitas se encuentra el Puerto de Nuevitas con la mayor capacidad de almacenaje techada del país para carga general.

Los terrenos que ocupan los depósitos son de propiedad estatal y la vegetación predominante es el marabú, aunque en la actualidad se están demoliendo para la siembra de cultivos menores en el marco del desarrollo de la agricultura sub-urbana. Existen además plantaciones de cultivos menores y frutales. Ver anexo N°.1.1. La electricidad como fuente energética llega hasta las inmediaciones de la concesión minera.

1.3 Grado de estudio geológico de la región

En el Complejo Ofiolítico de Camagüey se conocen más de 350 yacimientos y manifestaciones de cromitas que están localizados, tanto en el nivel de las tectonitas como en el Cumulativo. Los cuerpos cromíticos pertenecen principalmente al tipo de yacimientos podiformes y son en general cuerpos irregulares por su forma.

De forma general, se puede decir que de los 350 puntos de mineralización conocidos, solamente 6 constituyen prospectos con recursos en más de 100 000 t y 82 con recursos superiores a las 10000 t. Los restantes son cuerpos meníferos muy pequeños con el grado de conocimiento actual.

Una cantidad de 48 prospectos y manifestaciones de los 82 mencionados está relacionado con el nivel de tectonitas y unos 34 se encuentran en el nivel Cumulativo.

El yacimiento más grande conocido en el distrito es el Camagüey II, con reservas de más de 700000 t de cromita, está localizado en el nivel de las tectonitas, pero de los 6 yacimientos restantes con reservas mayores de 100000 t (Lolita, Aventura, Rafael, Camagüey, Victoria, La Victoria), cinco están vinculados con el nivel cumulativo. Los yacimientos y manifestaciones del nivel Cumulativo se relacionan con el contacto subyacente de los gabros cumulativos y se encuentran preferentemente en dunitas serpentinizadas.

Todos los yacimientos y manifestaciones conocidos en el Complejo Ofiolítico, tanto en el nivel Cumulativo como en el de tectonitas pertenecen al grupo de las cromitas refractarias con contenidos relativamente bajos de Cr_2O_3 (25-35 %) y relativamente altos de Al_2O_3 (25-35 %). La mena cromítica presenta una textura que va de masiva hasta densamente diseminada, con diferentes contenidos de material serpentinitico intersticial. Según Winchell (1941), el tipo de espinela cromítica es una picotita.

Existen grandes posibilidades de encontrar nuevos cuerpos minerales ya que sólo se le han realizado investigaciones geológicas a pequeñas áreas con respecto al área total donde se encuentran las rocas del cinturón ofiolítico de la región. También es posible

encontrar nuevos cuerpos ocultos bajo la superficie así como incrementar recursos en los flancos de los yacimientos y canteras ya explotadas con anterioridad.

1.4 Geología del yacimiento

El suelo está cubierto por rellenos antropógenos, por lo que no se pudo efectuar ningún mapeo geológico de la superficie anteriormente.

Los 2 cuerpos minerales tienen un buzamiento hacia el SW (donde está el gabro) con ángulos entre 40 y 60°. El mineral yace entre 76 y 5 metros sobre el nivel medio del mar. Según el conocimiento actual, el cuerpo mineral original era podiforme y fue partido por movimientos tectónicos.

Aparte de las fallas, para el yacimiento tienen cierta importancia los diques de poco espesor y relativamente pequeños en su extensión, compuestos por gabros leucocráticos

El modelo geológico del yacimiento se puede explicar concretamente de la siguiente forma:

- El yacimiento posee dos cuerpos de cromita que constituyen partes de un mismo cuerpo original, destruido posteriormente por la tectónica.
- Existen varias fallas que atraviesan los cuerpos minerales, dividiéndolos en bloques y causando el empobrecimiento de algunas partes. El mineral de baja ley se asocia a las zonas de fallas.
- Hasta el momento no se puede apreciar el efecto del posible desgaste selectivo que debe aumentar en las zonas trituradas, dando lugar a un empobrecimiento artificial.
- Los elementos tectónicos principales fueron comprobados por los pozos complementarios.

Las rocas encajantes del yacimiento están representadas por serpentinitas peridotíticas y duníticas. La camisa de dunitas del cuerpo mineral, como tal, no se pudo detectar. Parece que ella, originalmente existía, pero por causa de los movimientos tectónicos, parcialmente fue desplazada del cuerpo.

La serpentinita dunítica aparece, en su mayoría, bastante alterada de color pardo – moreno hasta amarillo verdoso. En raros casos de encontrarla más fresca, tiene color verde oscuro, su textura es masiva, la estructura reticular. Parcialmente contiene disseminación de granos de cromita hasta 3 %, excepcionalmente hasta 10 % de tamaño menor de 2.0 mm.

La serpentinita peridotítica está caracterizada por lherzolita y en menor grado por harzburgita. El alto grado de serpentización hace difícil la correcta distinción entre ellas, en primer plano macroscópicamente. También la serpentinita peridotítica es menos frecuente que la dunítica.

Las texturas originalmente son masivas. Como estructuras aparecen la panidiomórfica, panidiomórfica - relíctica y reticular. Escasamente se observan transiciones entre los diferentes tipos de serpentinitas. Todos los tipos de serpentinitas sufrieron alteraciones tectónicas, las cuales presentan fábrica foliar trituracional y hasta brechosa y milonítica. En esos casos, como regla, se hace imposible la determinación del tipo de serpentinita original.

Tectónica

El yacimiento Victoria I presenta una constitución interna compleja provocada por la tectónica. La falla principal del yacimiento tiene rumbo NW. El buzamiento de la falla es variable. El rumbo por el buzamiento es hacia el SW. En el perfil 9 tiene 45 grados de inclinación, manteniéndose igual en el perfil 10, pero con una potencia mayor, mientras que en el perfil 12 parece deslizarse por el colgante del cuerpo No.2

En el perfil 16 mantiene un ángulo de 45 grados. Obviamente, esta falla es la que efectuó la división principal del cuerpo original en dos partes. Hay otras fracturas de significado secundario, que pasan por el mineral o por sus alrededores. Al pasar por el mineral, las fallas causan el efecto de la milonitización y pulverización del mineral.

Quizás son las causas del empobrecimiento de algunas partes de los cuerpos minerales como ocurre en el perfil 10, 12,14 y 16, de manera más apreciable en este último. Ellas buzcan en varias direcciones, pero preferentemente de manera similar a la falla principal.

1.5 Trabajos geológicos realizados

Perforación

En la primera etapa de trabajo de Búsquedas Acompañantes se perforó un pozo inclinado, que fue positivo. Durante los trabajos de prospección se perforaron 16 pozos, de ellos 8 fueron a ángulo y del total 9 cortaron mineral.

Adicionalmente se perforó un pozo vertical con fines tecnológicos. En la Exploración Detallada se perforaron 4 pozos verticales, todos positivos. En total se perforaron 22 pozos para un metraje total de 1,531.60 metros.

Laboreo minero y muestreo

Se excavaron tres trincheras con un largo total de 36.3 metros y un volumen de 35.0 metros cúbicos. Sólo una, ubicada en el perfil 12, cortó cromita.

Muestreo

El trabajo de muestreo se llevó a cabo a través de varios métodos teniendo en cuenta el tipo de muestra. El muestreo del testigo de la perforación constituye el principal método de muestreo para la cromita, este se realizó dividiendo el testigo correspondiente a los intervalos minerales a la mitad por su eje longitudinal y tomando una parte de la muestra para su análisis químico-parcial, mientras que la otra la dejó en conservación hasta la aprobación del informe.

Para el muestreo del testigo de la perforación el largo máximo de cada muestra tomada en la zona mineral no sobrepasó como regla los 2.0 metros alcanzando 10.0 kilogramos aproximadamente. Las intercalaciones estériles con una potencia mayor de 20.0 centímetros fueron muestreadas aparte, o sea, que no fueron incluidas dentro de las muestras del mineral.

Se efectuó el muestreo de fragmentos del testigo de la perforación con el objetivo de preparar secciones delgadas de todos los litotipos presentes en los pozos de búsqueda. Las secciones pulidas contribuyeron al estudio mineragráfico. Se tomaron muestras para la determinación del peso volumétrico del mineral de los cuerpos minerales.

1.6 Análisis del control geológico interno y externo

Los análisis de control se realizaron de acuerdo a la Norma Ramal NRIB-160 de 1978 que era de uso obligatorio en ese momento. Las muestras controladas son muestras químicas. El volumen de ellas era inferior a 200 unidades, por lo que la cantidad debía ser de 20 a 25 muestras para el control interno y de 15 a 20 para el control externo.

La selección de las muestras de control la efectuó el geólogo una vez recibidas los resultados de las muestras básicas separadas por clase de contenido fundamentalmente para Cr_2O_3 : < 26 %, de 26-30 % y > 30 %. El error medio relativo calculado se comparó con los volúmenes indicados en las tablas de tolerancia adjunta a las normas, resultando permisible en todos los casos. Además se demostró con el cálculo del error sistemático y del error relativo en % que los resultados son confiables.

1.7 Características hidrogeológicas

Los últimos trabajos realizados en el yacimiento Victoria I fueron concebidos para el estadio de la exploración detallada.

Para la valoración hidrogeológica del yacimiento se tomaron en cuenta los resultados de los 4 pozos perforados durante la exploración: V-988-1, V-988-2, V-988-3 y V-988-4. El bombeo se realizó en el pozo V-988-2 que tiene cota de 77.04 m y profundidad final de 90.10 m. Este pozo atravesó el cuerpo mineral así como las rocas suprayacentes e infrayacentes y se determinó que con un bombeo se podía solucionar el cálculo de los parámetros hidrogeológicos, teniendo en cuenta los cubeteos realizados en los pozos CR-4-90 BDV y CR-4-80 BDV que ofrecieron datos orientativos del área de trabajo.

A continuación se exponen los parámetros hidrogeológicos obtenidos.

Pozo	Nivel	Profundi dad (m)	Abatimiento (m)	Gasto (l/s)	Coeficien te de Filtración (m/día)	Transmisibilid ad (m ² /día)	Gasto Específico (l/seg)
V-988-2	9.80	90.10	40.20	0.11	0.001	--	0.002
CR-4-90	7.67	60.00	4.88	0.95	0.08	4.29	0.175
CR-4-80	8.70	65.50	37.90	0.78	0.01	0.61	0.018

Estos resultados caracterizan la secuencia litológica de las rocas ultrabásicas compuestas por peridotitas y dunitas serpentinizadas, gabro y cromita, las cuales están tectonizadas.

Las precipitaciones máximas mensuales se producen en los meses de mayo-septiembre, trayendo como consecuencia el ascenso de los niveles, mientras que las mínimas ocurren dentro del período noviembre-marzo, observándose cambios en el nivel del agua de los pozos, provocados por el drenaje natural de las aguas.

Las afluencias de aguas superficiales producto de las precipitaciones van a incidir al explotar el yacimiento a cielo abierto. Por eso se proyecta el cálculo de la afluencia total a la cantera. Anteriormente, la afluencia hacia la cantera arrojó valores bajos, lo que indica la poca acuosidad de las rocas y da a entender que las aguas provienen de los elementos tectónicos.

Orientativamente se puede señalar que se observa un movimiento de las aguas en dirección W-E que se corresponde con la geomorfología del terreno. El agua es de tipo hidrocarbonatada-clorurada-cálcica-sódica. No se han registrado inundaciones en el lugar.

1.8 Propiedades físicas, composición química y mineralógica del mineral útil

Propiedades físico - mecánicas y geotécnicas

El estudio ingeniero - geológico realizado se basó en la toma de muestras monolíticas de los pozos V-988-1, V-988-2 y V-988-3.

En el informe del CIPIMM se recibieron 59 resultados de propiedades físico - mecánicas.

Los resultados se agruparon por tipos de rocas para su valoración estadística donde se presentaron dificultades, ya que varios parámetros, tales como varianza (v), media cuadrática (s), valor promedio (x) se requieren como mínimo 6 valores para cada ensayo. Al agrupar los valores, se llegó a la conclusión de que sólo el ensayo de Protodiakonov es el que cumple con mayor rigurosidad para la valoración estadística.

Producto de la dispersión de las muestras tomadas en los diferentes pozos perforados, se observa una gran variabilidad de los resultados o parámetros de la clasificación. Ya se señaló que esta dispersión está dada por el grado de alteración tectónico de las rocas.

Los cuerpos minerales yacen en un macizo serpentinitico compuesto por peridotitas y dunitas que están atravesadas por pequeños diques de gabros. Según los resultados obtenidos por Protodiakonov (coeficiente de fortaleza), los gabros están comprendidos

en el rango de las rocas algo débiles y esto es producto de la alteración de los diques de dicha roca. No ocurre así con las serpentinitas que se comportan como rocas fuertes y el mineral que presenta fortaleza media.

En las canteras de cromo explotadas anteriormente, se observa gran estabilidad de las rocas en las paredes de las mismas, lo que sucede también en la cantera que se encuentra a pocos metros de los cuerpos minerales estudiados. A continuación se exponen los resultados de las propiedades físico-mecánicas del yacimiento Victoria I:

Parámetros	U/M	Gabro	Serpentinita	Cromita
Peso volumétrico	g/cm ³	2.59	2.36	3.70
Humedad absoluta	%	0.65	1.13	0.26
Humedad relativa	%	0.64	1.13	0.26
Peso específico	g/cm ³	--	2.61	3.44
Resistencia a la compresión seca	MPa	--	71.27	--
Resistencia a la compresión saturada	MPa	16.41	40.49	--
Coefficiente de ablandamiento (Ka)	Adim.	--	0.55	--
Coefficiente de fortaleza por Protodiakonov (FKp)	Adim.	1.67	6.83	4.28
Resistencia a la tracción	MPa	3.19	3.65	2.02
Cohesión	MPa	--	12.61 - 39.05	10.38
Fricción interna	°	--	11.80 - 34.20	38.40
Velocidad ultrasónica	Km/s	5.17	5.47	6.95

Composición química del mineral

El contenido promedio para el yacimiento es:

Cr₂O₃..... 29.18 %

SiO₂..... 6.57 %

Al₂O₃..... 26.94 %

CaO..... 0.96 %

1.9 Características cualitativas de la zona mineral

El mineral es masivo, compacto, de grano medio. Estos son de forma irregular. Los nódulos o la textura piel de leopardo no se observan. En estado fresco el mineral es negro hasta negro parduzco. En la cercanía a la superficie obtiene el color pardo negruzco. Normalmente el mineral carece de susceptibilidad magnética. Su densidad varía entre 3.7 y 4.0 g/cm³.

En caso de ser afectada por fallas, el mineral cambia sus características, obtiene aspecto de polvo negro y generalmente las muestras tomadas en estos intervalos arrojan menores contenidos de Cr₂O₃ que los de cromita masiva. Aquí tiene lugar, al parecer, el desgaste selectivo del testigo de perforación, lo que produce el efecto del empobrecimiento artificial de la muestra.

La profundización del conocimiento geológico del yacimiento Victoria I obtenida por la perforación de 4 pozos complementarios no introdujo cambios sustanciales en las condiciones de yacencia. Los rasgos principales de los cuerpos minerales se conservaron.

1.10 Investigaciones tecnológicas

El beneficio de una muestra tecnológica de cromo del yacimiento Victoria I, realizado por el Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica (C.I.P.I.M.M) en 1991 se efectuó por un esquema que comprende el procesamiento de las fracciones mayores de 1 milímetro en cribas hidráulicas y las menores en mesa de concentración. Las conclusiones del Informe correspondiente señalan que mediante el tratamiento de las fracciones mayores de 1mm se obtiene un concentrado con un contenido de 31.07

% de Cr_2O_3 y 5.26 % de SiO_2 teniendo un rendimiento en peso de 41.9 % y una recuperación de Cr_2O_3 de 49.5 % tratando las fracciones menores de 1mm se obtiene un concentrado con un contenido de 34.55 % de Cr_2O_3 y 2.10 % de SiO_2 , con un rendimiento en peso de 17.10 % y una recuperación de Cr_2O_3 de 23.10 %, cumpliendo ambas con las especificaciones para la fabricación de refractarios de cromo – magnesita.

El Informe sobre las investigaciones tecnológicas en laboratorio de 5 muestras de cromo de la provincia de Camagüey para evaluar su idoneidad para la producción de materiales refractarios fue hecho en la R.D.A. en el Instituto VEB Magnesitwerke Aken en 1987, por los autores May R. y Jackel R. En él se incluyó una muestra procedente de Mamina y para todo el material se llegó a la conclusión de que, “Según los resultados de laboratorio se pueden producir ladrillos refractarios del tipo MC-1 (ladrillos de zona de sinter para hornos giratorios de la industria del cemento, con un componente de mineral de cromo de 20 %)”.

1.11 Modelo geológico base para el proyecto

Una vez que se tiene el modelo geológico se precisa conocer la variación espacial de las distintas variables de interés, y además de determinar los recursos, ley media y cantidad de materia prima en el yacimiento.

El software empleado ofrece dos métodos para la confección del modelo de recursos: modelo de bloque y modelo de capas. La selección del método que se debe emplear en cada caso depende de la morfología y la distribución de la ley de los cuerpos minerales.

Modelamiento de la topografía

En esta zona ya estaba la red de puntos creada por trabajos hechos cuando la prospección geológica y otros puntos determinados con posterioridad para los trabajos propios de la explotación a escala 1:1000, se llevaron a formato ASCII y exportada a Gemcom. En el momento de la realización de este trabajo se cuenta con la topografía actualizada con fecha Abril de 2009, la cual constituye la base para la actualización del cálculo de recursos y reservas.

Modelación geológica

La modelación se realizó usando las herramientas proporcionadas por el software de minería GEMCOM, el cual dio posibilidades flexibles para representar en 3 dimensiones el cuerpo mineral y permitió la creación de modelos de bloques que caracterizan cuantitativa y cualitativamente el yacimiento, permitiendo realizar cálculos con gran exactitud. Ver figura N°.1.1.

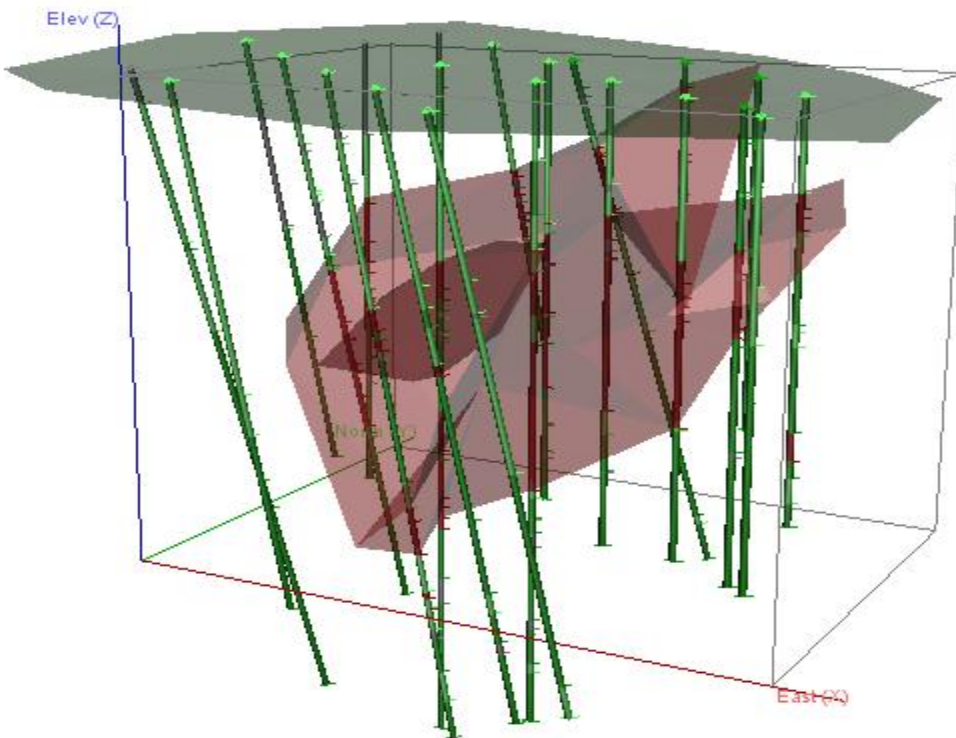


Figura N°.1.1. Vista en 3D del cuerpo mineral.

Se partió de la base de datos suministrada por la Empresa Geominera Camagüey, la cual contiene información de todos los proyectos que se han ejecutado, después de validar la base de datos se procedió al establecimiento de los perfiles geológicos para usarlos como base para la definición de los límites geométricos de cada uno de los cuerpos. En síntesis, el modelo consistió en definir el yacente y el colgante del cuerpo mineral, los límites dentro de los cuales se caracteriza el mismo.

Este tipo de modelo general del cuerpo mineral permitió, luego de realizar los estudios variográficos tridimensionales, estimar las variables regionalizadas y realizar cálculos dinámicos. A este modelo topográfico se le agregaron los caminos existentes.

La densidad del mineral utilizada en el modelo de densidad fue de 3.7 y para la roca de 2.5. El tamaño de los bloques es de 5 x 5 x 3 m.

Teniendo en cuenta la densidad de la red de perforación, el equipamiento con que cuenta la empresa, la morfología y potencia del cuerpo mineral, la distancia de continuidad en los elementos principales derivados del análisis variográfico, entre otros factores, se usó el siguiente tamaño para los bloques de explotación:

Ancho: 5 m

Largo: 5 m

Altura: 5 m

Rotación: -45°

De estas dimensiones y teniendo en cuenta el tamaño del área se derivaron los siguientes datos:

- Cantidad de filas: 24
- Cantidad de columnas: 19
- Cantidad de niveles o bancos: 40

El origen del modelo, teniendo en cuenta el área del yacimiento y hacer corresponder el centro de algunos bloques con los pozos perforados de manera que sirva como base para validar la estimación y en un futuro contra la extracción, se definió como sigue:

X= 839 325 m

Y= 187 785 m

Z= 100 m

Capítulo 2: Cálculo del equipamiento Minero.

2.1 Introducción

Para garantizar la alimentación del mineral en la planta de beneficio con los requerimientos exigidos, se necesita asegurar un parque de equipos mineros y equipos auxiliares de aseguramiento de la producción en cantidad y estado técnico óptimos.

Se realizó el cálculo del equipamiento minero necesario y parque tomando en consideración los volúmenes de trabajo para cada actividad, distancia promedio de transportación, régimen de trabajo, disponibilidad mecánica y otros datos necesarios.

Extracción, carga y transporte del material

El cálculo del equipamiento se realizó partiendo de los volúmenes a extraer, el equipamiento disponible, el régimen de trabajo establecido por la entidad extractora, otros.

En el primer nivel de explotación la pendiente de la rampa de acceso tendrá como pendiente 12%, por lo que los trabajos de la retroexcavadora y cargador se concentrarán en las labores de preparación y apertura del primer nivel (Banco +70.00), las labores en los demás niveles de explotación será también con este equipamiento.

2.2 Tala y desbroce

La tala consiste en el corte y traslado de los árboles presentes en el área de emplazamiento de la mina. El desbroce se basa en la extracción y retiro de los arbustos, plantas, tocones, malezas, basura y cualquier otro objeto no deseable de la zona de la mina. Ambas labores son preparatorias y tienen la finalidad de crear las condiciones óptimas para las demás labores preparatorias como lo es la apertura, etc. Estas labores sólo se limitarán al área de la mina y escombreras, no debiendo excederse de sus límites.

Los productos del desbroce se retirarán de la zona de la mina y se ubicarán en un depósito localizado al Oeste de la mina. Ver Figura N° .2.2

La potencia promedio de destape (desbroce) es de 0.5 m, y teniendo en consideración que el relieve de la superficie del yacimiento es prácticamente llano y la potencia de destape es pequeña, se recomienda realizar la extracción de la capa vegetal con buldócer.

Se prevé un área específica para la ubicación de la capa vegetal, las cuales serán apiladas por buldócer y se almacenarán temporalmente en los laterales del extremo Norte de la antigua mina, las cuales, posterior a la minería se distribuirán en las zonas donde se almacenará el escombros (antigua mina).

El área para la zona de tala y desbroce en la mina será de 23 348.39 m² (2.33 Ha), el volumen estimado para este depósito es de 11 674.20 m³, suficiente para almacenar la capa vegetal de la mina; el volumen a almacenar en él se estimó a partir del área de emplazamiento de los objetos de obra y la potencia promedio de la capa de suelo (50.0 cm). Este material se usará posteriormente para recubrir las escombreras en las tareas de rehabilitación.

Las coordenadas para el replanteo del depósito de la capa vegetal son las siguientes:

Vértice	Norte	Este
1	187 742.1	839 571.5
2	187 757.7	839 620.6
3	187 722.8	839 631.7
4	187 709.4	839 581.9
5	187 742.1	839 571.5

Vértice	Norte	Este
1	187 742.1	839 571.5

Proceso de ejecución de los trabajos de tala y desbroce

Los topógrafos estaquillarán las zonas afectadas por la mina, marcando claramente la zona de actuación, zonas de servidumbre.

Se señalarán las zonas donde se encuentren los servicios afectados y se marcarán los árboles que se incluyen en el proyecto.

Todos los tocones y raíces con diámetro superior a 10 cm se eliminarán excavando hasta una profundidad no menos de 50 cm. En zona de servidumbre se pueden dejar los tocones a ras del suelo.

Los desechos serán transportados a vertedero, incinerados o enterrados, según el caso, cumpliendo las normas existentes sobre la incineración e informándose sobre propagación posible de plagas.

La tierra vegetal procedente del desbroce se dispondrá para su ubicación definitiva en el menor tiempo posible.

Previo a la iniciación de estos trabajos, se debe obtener los permisos correspondientes para la tala de árboles y vertido de los productos sobrantes a vertedero autorizado.

Para extraer raíces y tocones con maquinaria, es una buena elección la utilización de buldócer con rippers.

Equipos y medios necesarios durante el desbroce:

Los equipos a usar son: Buldócer.

Los medios auxiliares pueden ser: Sierras mecánicas, machetes y hachas.

Cálculo de los parámetros del buldócer

En primer lugar se calcula el coeficiente de variación de la productividad que tiene en cuenta la dependencia conjunta de la pendiente del frente de trabajo y la pérdida de material durante el traslado (K_p).

$$K_p = 1 - L_2 \times (\beta)^3$$

$$K_p = 1 - 20 \times (0.007)^3$$

$$K_p = 0.99$$

Dónde:

$L_2 = 20$ m. Distancia de arrastre del material.

$\beta = 0.007$ Coeficiente de corrección (0.006-0.1)

Tiempo de ciclo del buldócer.

$$T = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + t_{cv} + t_m$$

$$T = \frac{5}{1.8611} + \frac{20}{2.5} + \frac{5 + 20}{2.26} + 19.2 + 45$$

$$T = 85.95s$$

Dónde:

V_1 = Velocidad de marcha de la máquina durante el corte (1.8611 m/s)

V_2 = Velocidad de marcha de la máquina durante el traslado 2.5 m/s)

V_3 = Velocidad de marcha de la máquina en vacío (2.26 m/s)

L_1 = Distancia recorrido durante el corte (5 m)

L_2 = Distancia a que se traslada en el terreno (20 m)

t_{cv} = Tiempo de cambio de las velocidades (19.2 s)

t_m =Tiempo de maniobra (45 s).

Volumen de rocas del prisma de arrastre

$$V = \frac{h_c \times a_p}{2} \times L_c$$

Dónde:

h_c =1.75 m. Altura de la cuchilla

L_c =4.5 m. Longitud de la cuchilla

a_p =0.75 m. Ancho del prisma de arrastre.

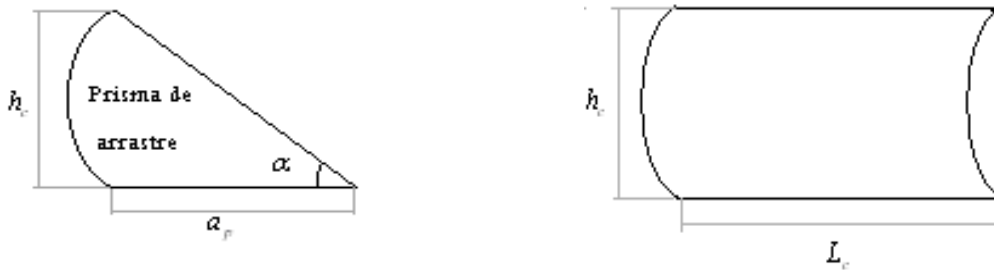


Figura. 5. Parámetros de la hoja del bulldozer y del prisma de arrastre

$$\tan \alpha = \frac{\text{sen} \alpha}{\text{cos} \alpha} = \frac{h_c}{a_p}$$

$$a_p = \frac{h_h}{\tan \alpha} = \frac{1.75}{0.65} = 2.69 \text{ m}$$

Dónde:

α =34°. Ángulo de reposo natural del material. (30°-60°)

$$V = \frac{h_c \times a_p}{2} \times L_c = \frac{1.75 \times 2.69}{2} \times 4.5$$

$$V = 10.59 \text{ m}^3$$

Cálculo de la productividad del Buldócer

Para el cálculo de la productividad del buldócer, se aplicó la metodología siguiente:

Cálculo de la productividad horaria:

$$Q = \frac{3600 \times V \times K_p \times K_{dm} \times K_u}{T_c \times K_e}$$

$$Q = \frac{3600 \times 10.59 \times 0.99 \times 0.9 \times 0.8}{85.95 \times 1.25}$$

$$Q = 252.94 m^3 / h$$

Dónde:

$K_e = 1.25$ Coeficiente de esponjamiento.

$K_u = 0.80$ Coeficiente de utilización.

$K_{dm} = 0.90$. Coeficiente de disponibilidad mecánica (del equipamiento).

Cálculo de la productividad por turno:

$$Q_T = Q \times T_t$$

$$Q_T = 219.02 \times 10$$

$$Q_T = 2190.2 m^3 / T$$

Dónde:

$T_T = 10$ h. Tiempo de turno.

Cálculo de la productividad diaria:

$$Q_d = Q_T \times N_t$$

$$Q_d = 2190.2 \times 1$$

$$Q = 2190.2 m^3 / d$$

Dónde:

$N_t = 1$ Número de turnos en un día.

Cálculo de la productividad mensual:

$$Q_{mes} = Q_d \times N_d$$

$$Q_{mes} = 2190 \times 23$$

$$Q_{mes} = 51027 m^3 / mes$$

Dónde:

$N_d = 23$ Número de días de trabajo en un mes.

Cálculo de la productividad por trimestre:

$$Q_{trim} = Q_{mes} \times 3$$

$$Q_{mes} = 51027 \times 3$$

$$Q_{mes} = 153081 m^3 / trim$$

Cálculo de la cantidad necesarios de buldócer durante el desbroce.

1^{er} trimestre:

$$N_b = \frac{V_d}{Q_{trim}} = \frac{121863.31}{153081}$$

$$N_b = 0.79 \approx 1 \text{ buldócer}$$

2^{do} trimestre:

$$N_b = \frac{V_d}{Q_{trim}} = \frac{17387.83}{153081}$$

$$N_b = 0.11 \approx 1 \text{ buldócer}$$

3^{er} trimestre:

$$N_b = \frac{V_d}{Q_{trim}} = \frac{74423.16}{153081}$$

$$N_b = 0.48 \approx 1 \text{ buldócer}$$

4^{to} trimestre:

$$N_b = \frac{V_d}{Q_{trim}} = \frac{13787.90}{153081}$$

$$N_b = 0.09 \approx 1 \text{ buldócer}$$

Cálculo del tiempo necesario para el desbroce.

1^{er} trimestre:

$$T_n = \frac{N_b * V_d}{Q_{mes}} * 3 = \frac{121863.31}{153081} * 3$$

$$T_n = 2.39 \text{ meses}$$

2^{do} trimestre

$$T_n = \frac{N_b * V_d}{Q_{trim}} * 3 = \frac{17387.83}{153081} * 3$$

$$T_n = 0.34 \text{ meses}$$

3^{er} trimestre

$$T_n = \frac{N_b * V_d}{Q_{trim}} * 3 = \frac{74423.16}{153081} * 3$$

$$T_n = 1.46 \text{ meses}$$

4^{to} trimestre

$$T_n = \frac{N_b * V_d}{Q_{trim}} * 3 = \frac{13787.90}{153081} * 3$$

$$T_n = 0.27 \text{ meses}$$

Cálculo del total de horas trabajadas

$$T_h = V/Q$$

Dónde:

V= Volumen a mover en un trimestre (m³)

Q= Productividad horaria (252.94 m³/h)

1^{er} trimestre

$$T_h = 121863.31 / 252.94$$

$$T_h = 481.78 \text{ horas}$$

2^{do} trimestre

$$T_h = 17387.83 / 252.94$$

$$T_h = 68.74 \text{ horas}$$

3^{er} trimestre

$$T_h = 74423.16 / 252.94$$

$$T_h = 294.23 \text{ horas}$$

4^{to} trimestre

Th=13787.90/252.94

Th= 54.51 horas

Conclusiones del proceso de desbroce.

El cálculo del buldócer se realizó hallando la productividad horaria, diaria y productividad por trimestre. Utilizando estos resultados y el volumen del estéril a mover durante cada trimestre se pudo hallar el tiempo necesario del desbroce para cada trimestre en meses.

2.3 Destape

Introducción

La realización de esta actividad se dividió en dos, la primera comprende las labores de arranque y carga del estéril y la segunda está dada por la transportación del material arrancado hacia la escombrera, la cual estará ubicada a distancia de 0.3 km aproximadamente de la mina.

Para el arranque se realizó con explosivos siendo la perforación la primera etapa de esta actividad. Para ello se utilizó la perforadora (falta detalles) con los siguientes parámetros para la perforación:

Cálculo de los parámetros de perforación y voladura:

Parámetros de la perforadora

Volumen de mineral a perforar por ciclo; 142.00 m³

Días de operación; 70 días

Long de perforación por ciclo; 213.00 m ciclo

Long de perforación al año; 14910.00 m/año

Avance en el trimestre; 182.00 m
Tiempo del ciclo; 3.0 horas
Disponibilidad; 0.90
Utilización del turno ; 0.85
Productividad diaria; 213.00 m³/h
Productividad por trimestre; 14910.00 m³/trim
Volumen a perforar por Trimestre; 9940.00 m³
Ciclos por trimestre; 70.00 ciclo
Horas trabajado en un trimestre; 210.00 horas.

Cálculo de la cantidad de perforadoras necesarias para cada trimestre:

$$N_p = V_p / Q_{\text{trim}}$$

Dónde:

V_p = Volumen de mineral/estéril a perforar por trimestre.

Recálculo del volumen de mineral/estéril a perforar por trimestre.

$$V_p = V_{pc} * C_t$$

$$V_p = 142 * 70$$

$$V_p = 9940 \text{ m}^3$$

Por lo tanto:

$$N_p = 9940 / 14910$$

$$N_p = 0.66 = 1 \text{ Perforadora.}$$

Cálculo de los parámetros de carga.

La carga de la roca se realizará con un Cargador frontal, el uso del cargador frontal como equipo de carga en este caso será posible pues la roca estará previamente fragmentada con explosivos. El cargador frontal que se utilizara será el cargador frontal sobre neumáticos.

Para su cálculo se aplicó la siguiente metodología:

Parámetros del Cargador

Cargador Hyundai Mega 400

Capacidad de la cuchara= 4.00m³

Factor de llenado del cucharón=1.10

Factor de irregularidad= 0.3

Coefficiente de uso= 0.8

Coefficiente de disponibilidad=0.9

Capacidad de carga del camión =10 t

Potencia del motor =360 hp

Velocidad máxima de movimiento = 50 Km/h

Mayor esfuerzo de tracción =147 kN.

El esquema de trabajo que se utilizara será el frontal. En él, cuando la cuchara del cargador está llena, este retrocede, gira entre 30° y 45° y se dirige hacia el camión para descargar. Después de haber descargado realiza estos dos movimientos en sentido contrario para iniciar un nuevo ciclo.

Cálculo del tiempo de ciclo del cargador:

Para la determinación del tiempo de ciclo del cargador, se realizó una fotografía laboral:

$$T_c = t_g + t_{vc} + t_{vv} + t_d$$

$$T_c = t_g + \frac{2 \times l}{v} + t_d$$

$$T_c = 15 + \frac{2 \times 12}{1} + 5$$

$$T_c = 44 \text{ seg}$$

Dónde:

T_g= tiempo de carga. =15 segundos

T_{vc} =tiempo de viaje cargado.

T_{vw} =tiempo de viaje vacío.

T_d =tiempo de descarga. =5 segundos

L =longitud de viaje del cargador.= 12 m

V =velocidad de desplazamiento del cargador. 1 m/seg

El tiempo de ciclo del cargador resulto ser de 44 s.

Cálculo de la productividad horaria:

$$Q_h = \frac{3600 \times E_r}{T_c} \times K_u$$

Dónde:

K_u = Coeficiente de utilización del cargador (0.8)

E_r = Capacidad real de la cuchara

Recálculo de la capacidad de la cuchara:

La capacidad de la cuchara del cargador se recalcula para las condiciones existente de la cantera:

$$E_r = \frac{P \times K_{ll}}{\gamma \times K_e} = \frac{10 \times 1.1}{2.5 \times 1.25} = 3.52 m^3$$

La capacidad real de la cuchara es $3.52m^3$

Por lo tanto:

$$Q_h = \frac{3600 \times E_r}{T_c} \times K_u$$

$$Q_h = \frac{3600 \times 3.52}{44} \times 0.8 = 230.4 \text{ m}^3 / h$$

Cálculo de productividad por turno:

$$Q_T = Q \times Ht$$

$$Q_T = 230 \times 10 = 2300 \text{ m}^3 / \text{Turno}$$

Dónde:

Ht = Horas en un turno = 10 horas.

Cálculo de la productividad diaria:

$Q_d = Q_T$ Porque solo se trabaja 1 solo turno por día.

Cálculo de la productividad mensual:

$$Q_m = Q_d \times N_d$$

$$Q_m = 2300 \times 23$$

$$Q_m = 52900 \text{ m}^3 / \text{mes}$$

Dónde:

N_d = Número de días trabajados en un mes = 23 días

Cálculo de la productividad por trimestre:

$$Q_{trim} = Q_m \times 3$$

$$Q_{trim} = 52900 * 3$$

$$Q_{trim} = 161700m^3 / trim$$

En esta fórmula se multiplicó la productividad mensual por 3, siendo 3 la cantidad de meses en un trimestre.

Cálculo de la cantidad de cargadores necesarios para cada trimestre.

$$N_c = \frac{V}{Q_{trim}}$$

Dónde:

V= Volumen de estéril a cargar durante cada trimestre.

1^{er} trimestre:

$$N_c = \frac{V}{Q_{trim}}$$

$$N_c = \frac{243726.62}{161700}$$

$$N_c = 1.5 \approx 2$$

2^{do} trimestre:

$$N_c = \frac{V}{Q_{trim}}$$

$$N_c = \frac{17387.83}{161700}$$

$$N_c = 0.1 \approx 1$$

3^{er} trimestre:

$$N_c = \frac{V}{Q_{trim}}$$
$$N_c = \frac{7442.16}{161700}$$
$$N_c = 0.05 \approx 1$$

4^{to} trimestre:

$$N_c = \frac{V}{Q_{trim}}$$
$$N_c = \frac{13787.90}{161700}$$
$$N_c = 0.09 \approx 1$$

Cálculo del número de cucharones necesarios para llenar el camión.

$$N = \frac{E_{cam} \times K_e}{E_{car} \times K_{ll} \times \gamma}$$
$$N = \frac{24 \times 1.25}{4 \times 1.1 \times 2.51}$$
$$N = 2.71 \approx 3 \text{ cucharones}$$

Dónde:

E_{cam} = capacidad de carga del camión; 24 t

E_{car} = capacidad de carga del cargador; 4m³

K_{ll} = coeficiente de llenado del cargador; 1.10

K_e = coeficiente de esponjamiento; 1.25

γ = Peso volumétrico del material; 2.51t/m³

Cálculo del número de cargadores de reserva.

$$N_r = C_c = 1$$

Número de cargadores en inventario.

$$N_{inv} = C_c + N_r = 1 + 1 = 2 \text{ Cargadores}$$

Cálculo del total de horas trabajadas

$$T_h = V/Q$$

Dónde:

V= Volumen a mover en un trimestre (m³)

Q= Productividad horaria (230.4 m³/h)

1^{er} trimestre

$$T_h = 243726.62/230.4$$

$$T_h = 1057.84 \text{ horas}$$

2^{do} trimestre

$$T_h = 17387.83/230.4$$

$$T_h = 74.47 \text{ horas}$$

3^{er} trimestre

$$T_h = 74423.16/230.4$$

$$T_h = 323.02 \text{ horas}$$

4^{to} trimestre

$$Th = 13787.90 / 230.4$$

$$Th = 59.84 \text{ horas}$$

Cálculo de los parámetros de transporte para el escombros.

Para la transportación del estéril a la escombrera se utilizara camiones rígidos de 24 toneladas. Para el cálculo del camión, se utilizó la siguiente metodología:

Primero se calcula el tiempo de ciclo del camión.

Cálculo del tiempo de ciclo del camión.

$$T_c = t_c + t_{vc} + t_{mcd} + t_d + t_e + t_{vv}$$

$$T_c = 2.55 + 0.6 + 1.25 + 1 + 1 + 0.45$$

$$T_c = 6.85 \text{ min}$$

Dónde:

t_c = tiempo de carga (2.55min)

t_{vc} = tiempo de viaje cargado (0.60 min)

t_{mcd} = tiempo de maniobra para la carga y descarga (1.25 min)

t_d = tiempo de descarga (1 min)

t_e = tiempo de espera (1 min)

t_{vv} = tiempo de viaje vacío (0.45 min)

Cálculo de la cantidad de viajes del camión.

$$N_v = \frac{T_T - T_{OP} - T_{NP}}{T_c}$$

$$N_v = \frac{10 - 0.5 - 1.5}{0.114} = 70.07 \approx 71 \text{ viajes}$$

Dónde:

T_T : Tiempo de turno; 10 h

T_{OP} : Tiempo para realizar las operaciones preparatorias y finales; 30 min. =0.5 h

T_{NP} : Tiempo de descanso y necesidades personales; 1.5h

T_c = 6.85 min =0.11 h

Cálculo del volumen de rocas que transporta el camión.

$$V_{cam} = N * E_r$$

$$V_{cam} = 3 * 7.3$$

$$V_{cam} = 21.9 \text{ m}^3$$

Dónde:

E_r : Capacidad real de la cama del camión (7.3)

K_{ll} : Coeficiente de llenado del camión (1.10)

Cálculo de la productividad por turno:

$$Q_{expt} = N_v * V_{cam} * K_{dm}$$

$$Q_{expt} = 71 * 21.9 * 0.9$$

$$Q_{expt} = 1399.41 \text{ m}^3/\text{turno}$$

Dónde:

N_v = Numero de viajes del camión (71)

K_{dm} = coeficiente de disponibilidad mecánica del camión (0.9)

Cálculo de la productividad de un camión por día:

La productividad por día será igual a la productividad por turno porque se trabaja un solo turno al día.

Por lo tanto:

$$Q_{\text{día}} = Q_{\text{dext}}$$

$$Q_{\text{día}} = 1399.41 \text{ m}^3/\text{día}$$

Cálculo de la productividad mensual:

$$Q_{\text{mes}} = Q_{\text{día}} * N_d$$

$$Q_{\text{mes}} = 1399.41 * 23$$

$$Q_{\text{mes}} = 32186.43 \text{ m}^3/\text{mes}$$

Dónde:

N_d = Cantidad de días que se trabaja al mes (23).

Cálculo de la productividad por trimestre:

$$Q_{\text{trim}} = Q_{\text{mes}} * 3$$

$$Q_{\text{trim}} = 32186.43 * 3$$

$$Q_{\text{trim}} = 96559.29 \text{ m}^3/\text{trim}$$

Cálculo de la cantidad de camiones necesarios:

$$N_c = \frac{V_e}{Q_{\text{trim}}}$$

Dónde:

V_e = Volumen a extraer en cada trimestre

1^{er} trimestre:

$$Nc = \frac{Ve}{Qtrim}$$
$$Nc = \frac{243726.62}{96559.29}$$
$$Nc = 2.52 \approx 3$$

2^{do} trimestre:

$$Nc = \frac{Ve}{Qtrim}$$
$$Nc = \frac{17387.83}{96559.29}$$
$$Nc = 0.18 \approx 1$$

3^{er} trimestre:

$$Nc = \frac{Ve}{Qtrim}$$
$$Nc = \frac{74423.16}{96559.29}$$
$$Nc = 0.77 \approx 1$$

4^{to} trimestre:

$$Nc = \frac{Ve}{Qtrim}$$
$$Nc = \frac{13787.90}{96559.29}$$
$$Nc = 0.14 \approx 1$$

Cálculo del total de horas trabajadas

$$T_h = V/Q_h$$

1^{er} trimestre

$$T_h = 243726.66/139.94$$

$$T_h = 1561.63 \text{ horas}$$

2^{do} trimestre

$$T_h = 17387.83/139.94$$

$$T_h = 124.25 \text{ horas}$$

3^{er} trimestre

$$T_h = 74423.16/139.94$$

$$T_h = 531.82 \text{ horas}$$

4^{to} trimestre

$$T_h = 13787.90/139.94$$

$$T_h = 98.52 \text{ horas}$$

2.4 Extracción del mineral

Introducción

La realización de esta actividad se dividió en dos, la primera comprende las labores de arranque y carga del mineral a los camiones y la segunda está dada por la transportación del mineral extraído hacia la planta de beneficio, la cual estará ubicada a distancia de 0.5 km aproximadamente de la mina.

La extracción del mineral se realizará la misma manera que el estéril, por explosivos, y su carga a los camiones se realizará con retroexcavadora y luego se transportará a la planta de beneficio por medio de camiones rígidos de 24t.

Para ello se utilizó la perforadora con los siguientes parámetros para la perforación:

Cálculo de los parámetros de perforación y voladura:

Parámetros de la perforadora

Volumen de mineral a perforar por ciclo; 142.00 m³

Días de operación; 70 días

Long de perforación por ciclo; 213.00 m ciclo

Long de perforación al año; 14910.00 m/año

Avance en el trimestre; 182.00 m

Tiempo del ciclo; 3.0 horas

Disponibilidad; 0.90

Utilización del turno ; 0.85

Productividad diaria; 213.00 m³/día

Productividad por trimestre; 14910.00 m³/trim

Volumen a perforar por trimestre; 9940.00 m³

Ciclos por trimestre; 70 ciclos

Horas trabajadas en un trimestre; 210 horas.

Cálculo de la cantidad de perforadoras necesarias para cada trimestre:

$$N_p = V_p / Q_{\text{trim}}$$

Dónde:

V_p = Volumen de mineral/estéril a perforar por trimestre.

Recálculo del volumen de mineral/estéril a perforar por trimestre

$$V_p = V_{pc} * C_t$$

$$V_p = 142 * 70$$

$$V_p = 9940 \text{ m}^3$$

Por lo tanto:

$$N_p = 9940 / 14910$$

$$N_p = 0.66 = 1 \text{ Perforadora}$$

Cálculo de los parámetros de carga del mineral:

Como se ha mencionado anteriormente esta actividad se realizara con el uso de la retroexcavadora. Al siguiente se muestra el cálculo de sus parámetros.

Parámetros de la retroexcavadora:

Capacidad de la cuchara de la retroexcavadora (3 m^3)

Coefficiente de llenado (1.05)

Coefficiente de utilización de la retroexcavadora (0.8)

Disponibilidad mecánica de la retroexcavadora (14.05%)

Tiempo de ciclo de la retroexcavadora (30.6 seg)

Cálculo de la productividad de la retroexcavadora.

Cálculo de la productividad teórica:

$$Q_{teo} = \frac{3600 * E_c}{T_c} = \frac{3600 * 3}{30.6} = 352.94 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Dónde:

E_c : Capacidad de la cuchara de la retroexcavadora (3 m^3)

T_c : Tiempo de ciclo durante el proceso de trabajo (30.6 seg)

Cálculo de la productividad técnica:

$$Q_{tec} = Q_{teo} * \frac{K_{ll}}{K_e} = 352.94 * \frac{1.05}{1.35} = 274.50 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Dónde:

K_{ll} : Coeficiente de llenado de la cuchara de la retroexcavadora (1.05)

K_e : Coeficiente de esponjamiento del mineral (1.35)

Cálculo de la productividad de explotación horaria:

$$Q_{exp} = Q_{tec} * K_{dm} * K_u * \gamma_m$$

$$Q_{exp} = 274.5 * 0.14 * 0.80 * 2.73 = 83.93m^3/h$$

Dónde:

k_{dm} : Coeficiente de disponibilidad mecánica; 0.14

K_u : Coeficiente de utilización; 0.80

γ_m : Masa volumétrica del mineral; 2.73 t/m³

Cálculo de la productividad de explotación por turno:

$$Q_{expT} = Q_{exp} * T_t$$

$$Q_{expT} = 83.93 * 10$$

$$Q_{expT} = 839.31m^3/\text{turno}$$

Dónde:

T_t =Tiempo de un turno (10 Horas).

Cálculo de productividad de explotación diaria.

$$Q_{expd} = Q_{expT} * N_T$$

$$Q_{expd} = 839.31 * 1$$

$$Q_{expd} = 839.31 m^3/\text{día}$$

Dónde:

N_T = Numero de turnos en un día.

Cálculo de la productividad por trimestre:

$$Q_{\text{trim}} = Q_{\text{expd}} * D_{\text{op}}$$

$$Q_{\text{trim}} = 58751.7 \text{ m}^3 / \text{trim}$$

Dónde:

D_{op} = Días trabajados en un trimestre (70 días)

Cálculo del número de cucharas para cargar al camión.

$$N_c = V_{\text{cam}} / V_{\text{real}}$$

Dónde:

V_{cam} : Capacidad de carga del camión (24 t)

V_{real} : Capacidad de carga de la cuchara de la retroexcavadora en toneladas.

Recálculo de la capacidad real de la cuchara de la retroexcavadora en toneladas.

$$V_{\text{real}} = E * K_{II} * \gamma_m$$

$$V_{\text{real}} = 3 * 1.05 * 2.73 = 8.59 \text{ t}$$

Cálculo del número de cucharas para llenar el camión

$$N_c = 24 / 8.59$$

$$N_c = 2.79 = 3 \text{ cucharas.}$$

Cálculo de la cantidad de excavadoras necesarias por cada trimestre

$$N_e = W / Q_{\text{trim}}$$

Dónde:

W= Mineral a extraer por trimestre

Como el mineral a extraer y la productividad de cada trimestre son iguales, la cantidad de retroexcavadoras será igual también para todos los trimestres.

Por lo tanto:

$$N_e = 10000 / 58751.7$$

$$N_e = 0.17 = 1 \text{ Retroexcavadora.}$$

Cálculo del total de horas trabajadas

$$T_h = V / Q_h$$

Como el mineral a extraer y la productividad horaria son iguales en todos los trimestres, la cantidad de horas trabajadas será igual también para todos los trimestres.

Por lo tanto:

$$T_h = 10000 / 83.93$$

$$T_h = 119.15 \text{ horas}$$

Cálculo de los parámetros de transporte del mineral.

Introducción

La transportación del mineral desde el frente de trabajo hasta la planta de beneficio se realizará con camiones rígidos de 24 toneladas. La planta de beneficio está situada a una distancia de 0.5 Km de la Cantera. Para su cálculo se utilizó la siguiente metodología:

Cálculo del tiempo de ciclo del camión.

$$T_C = t_c + t_{vc} + t_{mcd} + t_d + t_e + t_{vv}$$

$$T_C = 2.55 + 1 + 1.50 + 1 + 1 + 0.75$$

$T_c = 7.8 \text{ min}$

Dónde:

$t_c =$ tiempo de carga (2.55min)

$t_{vc} =$ tiempo de viaje cargado (1 min)

$t_{mcd} =$ tiempo de maniobra para la carga y descarga (1.50 min)

$t_d =$ tiempo de descarga (1 min)

$t_e =$ tiempo de espera (1 min)

$t_v =$ tiempo de viaje vacío (0.75 min)

Cálculo de la cantidad de viajes del camión.

$$N_v = \frac{T_T - T_{OP} - T_{NP}}{T_c}$$

$$N_v = \frac{10 - 0.5 - 1.5}{0.13} = 61.54 \approx 62 \text{ viajes}$$

Dónde:

T_T : Tiempo de turno; 10 h

T_{OP} : Tiempo para realizar las operaciones preparatorias y finales; 30 min. =0.5 h

T_{NP} : Tiempo de descanso y necesidades personales; 1.5h

T_c : Tiempo de ciclo; 7.8 min =0.13 h

Cálculo del volumen del mineral que transporta el camión.

$$V_{cam} = N * E_r$$

Dónde:

N: Numero de cucharas de la retroexcavadora para llenar el camión (3)

E_r : Capacidad real de la cuchara de la retroexcavadora

K_{ll} : Coeficiente de llenado de la cuchara de la retroexcavadora (1.10)

Recálculo de la capacidad real del a cuchara de la retroexcavadora.

$$E_r = E \cdot K_{II} \cdot \gamma_m$$

$$E_r = 3 \cdot 1.05 \cdot 2.73$$

$$E_r = 8.59 \text{ m}^3$$

Por lo tanto:

$$V_{\text{cam}} = 3 \cdot 8.59$$

$$V_{\text{cam}} = 25.79 \text{ m}^3$$

Cálculo de productividad por turno:

$$Q_{\text{expt}} = N_v \cdot V_{\text{cam}} \cdot K_{\text{dm}}$$

$$Q_{\text{expt}} = 71 \cdot 25.79 \cdot 0.9$$

$$Q_{\text{expt}} = 1647.98 \text{ m}^3/\text{turno}$$

Dónde:

N_v = Número de viajes del camión por turno (71)

K_{dm} = coeficiente de disponibilidad mecánica del camión (0.9)

Cálculo de la productividad de un camión por día:

La productividad por día será igual a la productividad por turno porque se trabaja un solo turno al día.

Por lo tanto:

$$Q_{\text{día}} = Q_{\text{expt}}$$

$$Q_{\text{día}} = 1647.98 \text{ m}^3/\text{día}$$

Cálculo de la productividad mensual:

$$Q_{\text{mes}} = Q_{\text{día}} \cdot N_d$$

$$Q_{\text{mes}} = 1647.98 \cdot 23$$

$$Q_{\text{mes}}=38397.96\text{m}^3/\text{mes}$$

Dónde:

N_d = Cantidad de días que se trabaja al mes (23)

Cálculo de la productividad por trimestre:

$$Q_{\text{trim}}=Q_{\text{mes}}*3$$

$$Q_{\text{trim}}=38397.96*3$$

$$Q_{\text{trim}} = 115193.88\text{m}^3/\text{trim}$$

Cálculo de la cantidad de camiones necesarios:

$$N_c = \frac{V_{\text{min}}}{Q_{\text{trim}}}$$

Dónde:

V_{min} = Volumen de mineral a extraer en cada trimestre

Como el volumen del mineral a extraer y la productividad del camión son iguales en todos los trimestres, la cantidad de camiones será igual también para todos los trimestres.

Por lo tanto:

$$N_c = \frac{V_{\text{min}}}{Q_{\text{trim}}}$$

$$N_c = \frac{10000}{115193.88}$$

$$N_c = 0.09 \approx 1$$

Cálculo del total de horas trabajadas

$$T_h=V/Q_h$$

Dónde:

V = Volumen del mineral a extraer (10 000m³)

Q_h = Productividad horaria (164.798m³/h)

Como el volumen del mineral a extraer y la productividad horaria del camión son iguales en todos los trimestres, la cantidad de horas trabajadas será igual también para todos los trimestres.

Por lo tanto:

$$T_h = 10000 / 164.798$$

$$T_h = 60 \text{ horas}$$

2.5 Trabajo de reparación y mantenimiento de los caminos mineros

Introducción

En el extremo Norte del yacimiento, a 5 metros aproximadamente de los inicios de la trinchera 1, colinda un camino minero que establece una ruta hasta la planta de procesamiento mineral. Este camino garantiza el acceso a la zona de la mina, se deberán hacer mantenimientos programados que garanticen la vida útil hasta finalizar la explotación y cierre de la mina.

Criterios para el mantenimiento de caminos mineros

En la construcción de un camino de transporte, la superficie está sometida a deformaciones por el constante paso de los vehículos de acarreo. Aunque el deterioro puede ser controlado en gran medida por el tipo de material empleado en la superficie, se deberá considerar un programa de mantenimiento de camino según la necesidad de seguridad y factores económicos.

En conjunto a una seguridad no satisfactoria, el deterioro del camino puede ser de alto costo desde el punto de vista de mantenimiento. Aunque el equipo minero de superficie está diseñado para aceptar condiciones severas, su vida útil puede incrementarse si el manejo defectuoso es mantenido en un mínimo. El desgaste sobre cada componente aumenta significativamente cuando un vehículo se desplaza a alta velocidad sobre una superficie irregular. Si el vehículo es sometido a un uso constante de frenos para sortear las áreas malas, acarrea un desgaste innecesario de los componentes.

Al operar sobre áreas con alto contenido de polvo, los problemas de mantenimiento se diversifican. El efecto abrasivo de éste material fino obliga a realizar una limpieza o reemplazo costoso de los elementos, tales como frenos, filtros de aire, discos hidráulicos. Estos componentes de carácter crítico están sometidos a la infiltración de polvo en camiones de éstas características.

Esencialmente, los ítems relativos al deterioro de las superficies de acarreo son las condiciones climáticas, el seguir una vía similar en los viajes, y el derramamiento.

Debido a que estos factores son definibles, el mantenimiento de caminos debe iniciarse con un esfuerzo intenso para incorporar procedimientos preventivos en vez de correctivos.

Las canaletas laterales y desagües deberán ser inspeccionados en forma periódica y limpiados para asegurar la ausencia de obstrucciones. Si no se limpian, las instalaciones de drenaje podrán rebalsarse en las épocas húmedas y causar erosión de la superficie de rodado o saturar los materiales de la sub-base. La brigada de mantenimiento equipadas con maquinarias livianas tales como motoniveladoras, palas y retroexcavadoras, deberán preocuparse en períodos predeterminados de inspeccionar que todas las líneas de drenaje estén libres de obstáculos.

Si los vehículos pesados usan en forma continua el mismo paso en sus respectivas vías de acarreo, la concentración de carga creará eventualmente zanjas o trochas. Para prevenir ésta condición, se deberá inculcar a los conductores el uso de áreas diferentes de la vía.

El derrame de material de vehículos sobrecargados es un problema significativo, si no se previene esta situación o si se permite la permanencia en la ruta de este material, existirá un traqueteo o saltos innecesarios. Por consiguiente, debe existir un consenso en el carguío para prevenir que el equipo sea colmado más allá del límite permisible.

La adhesión a las medidas preventivas discutidas, puede significar reducir significativamente los problemas de mantenimiento de caminos. Sin embargo, éstas no

son una solución total. Las condiciones anormales de la superficie ocurrirán en forma periódica requiriendo procedimientos adicionales.

En superficies más permanentes las depresiones podrán corregirse con parches de asfalto, ya sea compactado en forma manual o con rodillo. Cuando ocurren depresiones severas en superficies de gravilla bien compactada, el área circundante podrá revolverse, rellenarse y recompactarse hasta una consistencia pareja.

Para esta actividad los equipamientos que se utilizará son Motoniveladoras y Compactadores.

Para el cálculo de la Motoniveladora, se empleó la siguiente metodología:

Cálculo de los parámetros de la nivelación del camino.

Parámetros de la Motoniveladora:

Velocidad de trabajo (4km/h)

Longitud efectiva de la cuchilla (3.2m)

Solape de la hoja (0.3m)

Coefficiente de uso turno (0.8)

El cálculo de la motoniveladora se realizó utilizando la siguiente metodología:

En primer lugar se calculó la productividad de la motoniveladora.

Cálculo de la productividad de la motoniveladora.

Productividad horaria:

$$Ph = Vt \times (Lef - Sh) \times 1000 \times Ku$$

$$= 4 \times (3.2 - 0.3) \times 1000 \times 0.8$$

$$= 9280 \text{ m}^2/\text{h}$$

Dónde:

Vt - Velocidad de trabajo (4km/h)

Lef - Longitud efectiva de la cuchilla (3.2 m)

Sh - Solape de la hoja (0.3 m)

Ku - Coeficiente de uso turno (0.8)

Productividad por trimestre:

$$P_{\text{trim}} = (Ht \times T \times Dop \times Ph)$$

$$P_{\text{trim}} = (10 \times 1 \times 70 \times 9280)$$

$$P_{\text{trim}} = 64960000 \text{ m}^2/\text{trim}$$

Dónde:

Ht - Horas del turno (10)

T - Turnos en el día (1)

Dop - Días de operación e un trimestre (70)

Cálculo de los equipos necesarios:

En primer lugar se hizo el cálculo para el camino que va hacia el escombros lo cual tiene una longitud promedio de 300m y un ancho de 12m y luego se calculó para el camino hacia la planta de beneficio que tiene una longitud promedio de 500m y un ancho de 12m.

$$En = (An / P_{\text{trim}})$$

Dónde:

An - Área para nivelación en un trimestre.

Recálculo del área para nivelación hacia el escombros.

$$An = Ln \times An \times Dop \times 2$$

$$An = 300 \times 12 \times 70 \times 2$$

$$An = 504000 \text{ m}^2$$

Dónde:

Ln=Longitud promedio del camino (300 m)

An= Ancho del camino (12 m)

Por lo tanto:

$$En = 504000 / 64960000$$

$$E_n = 0.01 = 1 \text{ Motoniveladora}$$

La cantidad de Motoniveladoras necesarias para nivelar el camino hasta el escombros resulto ser 1.

Recálculo del área para nivelación hacia la planta de beneficio:

$$E_n = (A_n / P_{\text{trim}})$$

Dónde:

A_n - Área para nivelación en un trimestre.

Recálculo del área para nivelación.

$$A_n = L_n * A_n * D_{op} * 2$$

$$A_n = 500 * 12 * 70 * 2$$

$$A_n = 840000 \text{ m}^2$$

Dónde:

L_n = Longitud promedio del camino (500 m)

A_n = Ancho del camino (12 m)

Por lo tanto:

$$E_n = 840000 / 64960000$$

$$E_n = 0.01 = 1 \text{ motoniveladora}$$

La cantidad de motoniveladoras necesarias para nivelar el camino hasta la planta de beneficio resulto ser 1.

Cálculo del total de horas trabajadas

Para el camino hacia el escombros:

$$T_h = A_c / Q_h$$

$$T_h = 504000 / 9280$$

$$T_h = 54.31 \text{ horas}$$

Dónde:

Ac= Área para nivelación (504000 m²)

Qh= Productividad horaria (9280 m²/h)

Para el camino hacia la planta de beneficio:

$$T_h = A_c / Q_h$$

$$T_h = 504000 / 9280$$

$$T_h = 90.51 \text{ horas}$$

Dónde:

Ac= Área para nivelación (504000 m²)

Qh= Productividad horaria (9280m²/h)

Cálculo de los parámetros de la compactación del camino.

Esta actividad se realizara con el uso de compactador.

Parámetros del compactador

Ancho efectivo (2,08m)

Velocidad de trabajo (2km/h)

Coefficiente de uso turno (0.8)

Números de pases (5)

Para el cálculo del compactador se empleó la siguiente metodología:

Cálculo de la productividad del compactador

Productividad horaria:

$$Ph = (A_{ef} \times V_t \times 1000 \times K_u) / N_p$$

$$Ph = (2.08 \times 2 \times 1000 \times 0.8) / 5$$

$$Ph = 665.6 \text{ m}^2/\text{h}$$

Dónde:

Aef - Ancho efectivo (2,08m)
Vt - Velocidad de trabajo (2 km/h)
Ku - Coeficiente de uso turno (0.8)
Np - Números de pases (5)

Productividad por trimestre:

$$P_{\text{trim}} = (Ht \times T \times Dop \times Ph)$$

$$P_{\text{trim}} = 10 \times 1 \times 70 \times 665.6$$

$$P_{\text{trim}} = 465\,920 \text{ m}^2/\text{trim}$$

Dónde:

Ht - Horas del turno (10)

T - Turnos en el día (1)

Dop - Días de operación en un trimestre (70)

Cálculo de los equipos necesarios:

En primer lugar se hizo el cálculo para el camino que va hacia el escombros lo cual tiene una longitud promedio de 300m y un ancho de 12m y luego se calculó para el camino hacia la planta de beneficio que tiene una longitud promedio de 500m y un ancho de 12 m.

$$En = (Ac / P_{\text{trim}})$$

Dónde:

Ac - Área a compactar

Recálculo del área a compactar.

$$Ac = Ln \times An \times Dop \times 3$$

$$Ac = 300 \times 12 \times 70 \times 3$$

$$Ac = 756\,000 \text{ m}^2$$

Dónde:

Ln=Longitud promedio del camino (300 m)

An= Ancho del camino (12 m)

Por lo tanto:

$$E_n = 465\,920 / 756\,000$$

$$E_n = 0.01 = 1 \text{ Compactador}$$

La cantidad de compactadores necesarias para compactar el camino hasta el escombros resulto ser 1.

Para el caso del camino hasta la planta de beneficio será:

$$E_n = (A_n / P_{\text{trim}})$$

Dónde:

A_n - Área para compactar en un trimestre.

Recálculo del área para compactar.

$$A_n = L_n * A_n * D_{op} * 3$$

$$A_n = 500 * 12 * 70 * 3$$

$$A_n = 1260000 \text{ m}^2$$

Dónde:

L_n = Longitud promedio del camino (500 m)

A_n = Ancho del camino (12 m)

Por lo tanto:

$$E_n = 1260000 / 756000$$

$$E_n = 1.6 = 2 \text{ Compactadores}$$

La cantidad de compactadores necesarias para compactar el camino hasta la planta de beneficio resulto ser 2.

Cálculo del total de horas trabajadas

Para el camino hasta el escombros:

$$T_h = A_c / Q_h$$

$$T_h = 756000 / 665.6$$

Th=1135.81 horas

Dónde:

Ac= Área a compactar (756000m²)

Qh= Productividad horaria (665.6 m²/h)

Para el camino hasta la planta de beneficio:

$T_h = A_c / Q_h$

Th= 1260000/665.6

Th=1893.03 horas

Dónde:

Ac= Área a compactar (1260000m²)

Qh= Productividad horaria (665.6 m²/h)

2.6 Cantidad del equipamiento minero para todas las operaciones.

A continuación se muestra la cantidad total de equipamiento minero utilizado en los procesos tecnológicos en la cantera Victoria I.

Tabla N° Cantidad del equipamiento minero para cada trimestre.

Proceso y equipamiento minero	Trimestres			
	I	II	III	IV
Desbroce				
Buldócer Komatsu DT 85	1	1	1	1
Destape				
Camión Rígido Daewoo de 24 t	3	1	2	1

Cargador Hyundai Mega 400 de 4,0 m ³	2	1	1	1
Camioneta 4x4	1	1	1	1
Extracción del mineral				
Retroexcavadora Hyundai LC 450 de 3,0 m ³	1	1	1	1
Camión Rígido Daewoo de 24 t	1	1	1	1
Camioneta 4x4	1	1	1	1
Construcción y mantenimiento de caminos				
Motoniveladora	1	1	1	1
Compactador	2	2	2	2
Camión Cisterna para Agua Hyundai HD260	1	1	1	1
Camión Cisterna para Combustible Hyundai HD120	1	1	1	1
Camión Plancha	1	1	1	1
Camioneta 4x4	1	1	1	1
Equipamiento de perforación y voladuras				
Equipo / Trimestre	I	II	III	IV
Perforadora	1	1	1	1
Total	16	16	16	16

Conclusiones

Fueron calculado los equipamientos mineros para las labores de desbroce, destape, arranque, carga y transporte de la Cantera Victoria I.

CAPITULO 3: CÁLCULO ECONÓMICO

3.1 Introducción

El parámetro fundamental que indica la efectividad de cualquier operación o empresa que se haga es el costo de producción de una tonelada de mineral extraído. Por eso se tiene en cuenta los gastos directos que se originan durante el desbroce, destape y arranque; así como los gastos surgidos por concepto de mantenimiento, y los gastos indirectos incurridos durante la explotación de la fase. Los costos de operación fueron calculados y clasificados en las siguientes categorías principales:

3.2 Gastos directos que se originan durante las labores de desbroce

Los gastos directos que se originan durante el desbroce [$G_{d \text{ (desbroce)}}$] están constituidos por la suma de los gastos por concepto de salario [$G_{s \text{ (desbroce)}}$], los gastos por concepto de amortización de los equipos [$G_{a \text{ (desbroce)}}$], gastos por concepto de combustibles [$G_{c \text{ (desbroce)}}$] y Gastos por concepto de lubricante [$G_{l \text{ (desbroce)}}$].

Gasto por concepto de salarios

El gasto de salario incluye todos los gastos relacionados con el pago de la mano de obra necesaria para operaciones, mantenimiento y dirección de la cantera. No se hizo ninguna previsión para ausentismo, entrenamiento y tiempo extra. Se incluye un 14.0 % de aporte a la seguridad social, un 25.0 % de impuesto sobre nómina y un 30.0 % de estimulación en moneda nacional. Para su cálculo se aplicó la siguiente metodología:

$$G_s = N_t * S_m * T_t$$

$$G_s = 1 * 470 * 12$$

$$G_s = \$5640.00$$

Dónde:

N_t = Número de trabajadores (1)

S_m = Salario mensual (\$470.00)

T_t = Tiempo de trabajo (12 meses)

Tabla N^o. Gasto por concepto de salarios [G_s (desbroce)]

Puesto de trabajo	de	Cantidad	Salario mensual (\$/mes)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario Total (\$)
Operador buldócer	de	1	470	12	5640.00
Total					5640.00

Esta metodología se aplicara en el cálculo de todas las demás actividades.

Gastos por concepto de depreciación de equipos.

La depreciación, de acuerdo con las leyes de impuestos de muchos países sajones y cada vez más de otros latinos, es una deducción permitida de la renta imputable como "un permiso fiscal admisible por el agotamiento o el desgaste de la propiedad a causa de su uso o empleo en un negocio". Los costos originales de la adquisición de la propiedad son la base usual para determinar la depreciación.

Para calcular la depreciación el primer paso es determinar el valor residual estimado para un activo. El valor residual es una estimación, hecha en el momento de la adquisición, del total de dinero que se puede obtener por la venta del activo al final de su vida útil.

Los cuatro métodos de depreciación más usados son:

- A. Método de depreciación lineal uniforme.
- B. Método de balance decreciente.
- C. Suma de años – Método digital.
- D. Método de unidades de producción.

En la cantera Victoria I se utilizó la metodología de depreciación lineal uniforme. Su ecuación es la siguiente:

$$D_p = (P_a - V_r) / V_u$$

Dónde:

P_a = Precio de adquisición (\$)

V_r = Valor residual (\$)

V_u = Vida útil (años)

Para este caso del buldócer:

$$D_p = (P_a - V_r) / V_u$$

$$D_p = (482396.31 - 24321.81) / 10$$

$$D_p = 45\,807.45 \$/\text{año}$$

Dónde:

P_a = Precio de adquisición (\$ 482396.31)

V_r = Valor residual (\$ 24321.81)

V_u = Vida útil (10 años)

Tabla N^o3.1 Gastos por concepto de depreciación de equipos [G_a (desbroce)]

Equipos	Cantidad	Precio de adquisición (\$)	Valor residual (\$)	Vida útil (años)	Depreciación (\$/año)
Buldócer	1	482 396.31	24 321.81	10	45 807.45
Total					45 807.45

Gastos por concepto de consumo de combustible durante el desbroce.

El consumo de combustible fue calculado como el producto de la norma de consumo horaria de combustible por el total de horas de operación. Para el cálculo del costo total anual se multiplica este valor con el precio de un litro de combustible. Es decir:

$$G_{c \text{ (desbroce)}} = C_h * T_h * P_l$$

$$G_{c \text{ (desbroce)}} = 25 * 899.26 * 0.56$$

$$G_{c \text{ (desbroce)}} = \$12589.64$$

Dónde:

C_h = Consumo horario (25 l/hora)

T_h = Total de horas trabajadas (899.26 horas)

P_l = Precio del litro (\$0.56)

Tabla N^o 3.2. Gastos por concepto de consumo de combustible [$G_{c \text{ (desbroce)}}$]

Equipos	Cantidad	Consumo horario (l/hora)	Total de horas trabajadas (h)	Precio del Litro (\$)	Costo total anual (\$)
Buldócer	1	25	899.26	0.56	12589.64
Total					12589.64

Gastos por concepto de lubricante

El lubricante calculado es el 15.0 % del combustible.

Por lo tanto:

$$G_{l \text{ (desbroce)}} = 0.15 * G_{c \text{ (desbroce)}}$$

$$G_{l \text{ (desbroce)}} = 0.15 * 12589.64$$

$$G_{l \text{ (desbroce)}} = \$1888.446$$

Gastos directos durante el desbroce

$$G_{d \text{ (desbroce)}} = G_{s \text{ (desbroce)}} + G_{a \text{ (desbroce)}} + G_{c \text{ (desbroce)}} + G_{l \text{ (desbroce)}}$$

$$G_{d \text{ (desbroce)}} = (5 \text{ 640}/25) + 45 \text{ 807.45} + 12 \text{ 589.64} + 1888.45$$

$$G_{d \text{ (desbroce)}} = \$ \text{ 60 511.14}$$

3.3 Gastos directos originados por la actividad de destape

Los gastos directos producidos por dicha labor [$G_{d \text{ (destape)}}$], están constituidos por la suma de los gastos por concepto de salario [$G_{s \text{ (destape)}}$], los gastos por concepto de amortización de los equipos [$G_{a \text{ (destape)}}$], gastos por concepto de combustibles [$G_{c \text{ (destape)}}$], Gastos por conceptos de neumáticos [$G_{n \text{ (destape)}}$], y gastos por conceptos de lubricante [$G_{l \text{ (destape)}}$].

Gastos por concepto de salario durante el destape

Tabla N^o3.3 Gastos por concepto de salario [G_s (destape)]

Operadores de Equipos	Cantidad de operadores	Salario mensual (\$)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operador de la perforadora	1	350	12	4200
Chofer de camión	3	486	12	17 496
Operador del cargador	1	350	12	4200
TOTAL				25896

Gastos por concepto de depreciación de equipos durante el destape

Tabla N^o 3.4. Gastos por concepto de depreciación de equipos [G_a (destape)]

Equipos	Cantidad	Precio de adquisición (\$)	Valor residual (\$)	Vida útil (años)	Depreciación (\$/año)
Perforadora	1	138 840.00	20826.00	10	11 801.40
Cargador	1	221 915.64	44 383.13	10	17 753.25
Camión	6	126 050.00	25210.00	10	10 084.00
TOTAL					39 638.65

Gastos por concepto de combustible durante el destape

Tabla N^o 3.5. Gastos por concepto de combustible [G_c (destape)]

Equipos	Cantidad	Consumo horario (l/hora)	Total de horas trabajadas (h)	Precio del litro (\$)	Costo total (\$/año)
Perforadora	1	10	480	0.56	2688
Cargador	1	22	1515.17	0.56	18666.89
Camión	2	30	2315.59	0.56	138935.4
TOTAL					160290.29

Gastos por concepto de neumáticos durante el destape

Tabla N° 3.6. Gastos por concepto de neumático [G_n (destape)]

Equipos	Cantidad	Costo de neumático por hora (\$/hora)	Total de horas trabajadas (h)	Costo total (\$/año)
Perforadora	1	1.36	480	652.80
Cargador	1	3.01	1515.17	4 560.66
Camión	3	8.45	2315.59	39 133.47
TOTAL				44 346.93

Gastos por concepto de lubricante durante el destape

El lubricante calculado es el 15.0 % del combustible.

Por lo tanto:

$$G_{l(\text{destape})} = 0.15 * G_{c(\text{destape})}$$

$$G_{l(\text{destape})} = 0.15 * 44346.93$$

$$G_{l(\text{destape})} = 6 652.03 \$$$

Gastos directos durante el destape

$$G_{d(\text{destape})} = G_{s(\text{destape})} + G_{a(\text{destape})} + G_{c(\text{destape})} + G_{n(\text{destape})} + G_{l(\text{destape})}$$

$$G_{d(\text{destape})} = (25 896/25) + 39 638.65 + 160 290.29 + 44 346.93 + 6 652.03$$

$$G_{d(\text{destape})} = 251 963.74 \$$$

3.4 Gastos originados por la actividad de extracción del mineral.

Los gastos directos producidos por dicha labor $G_{d(\text{extracción})}$ están constituidos por la suma de los gastos por concepto de salario $G_{s(\text{extracción})}$, los gastos por concepto de amortización de los equipos $G_{a(\text{extracción})}$, gastos por concepto de combustibles $G_{c(\text{extracción})}$, gastos por concepto de neumático $G_{n(\text{extracción})}$, y gastos por concepto de lubricante $G_{l(\text{extracción})}$.

Gastos por concepto de salario durante la extracción del mineral

Tabla N° 3.7. Gastos por concepto de salario [G_s (extracción)]

Operadores de Equipos	Cantidad de operadores	Salario mensual (\$)	Tiempo de trabajo (meses)	Salario total (\$)
Operador de la perforadora	1	350	12	4200
Chofer de camión	1	470	12	5640
Operador de la retroexcavadora	1	350	12	4200
TOTAL				14040

Gastos por concepto de depreciación de equipos durante la extracción del mineral

Tabla N° 3.8. Gastos por concepto depreciación de equipos [G_a (extracción)]

Equipos	Cantidad	Valor inicial (\$)	Valor residual (\$)	Vida útil (años)	Depreciación Total (\$)
Perforadora	1	138 840.00	20 826.00	10	11 801.40
Camión rígido DAEWOO	1	126 050.00	25 210.01	10	10 083.99
Retroexcavadora	1	334 897.95	66 979.59	10	26 791.83
Total					48 677.22

Gastos por concepto de combustible durante la extracción del mineral

Tabla N^o 3.9. Gastos por concepto de combustible [G_c (extracción)]

Equipos	Cantidad	Consumo horario (l/h)	Total de horas trabajadas (h)	Precio del litro (\$)	Costo total (\$)
Perforadora	1	10	840	0.56	4704
Camión rígido DAEWOO	1	30	240	0.56	4032
Retroexcavadora	1	37	476.6	0.56	9875.15
Total					18611.15

Gastos por concepto de neumáticos durante la extracción del mineral

Tabla N^o 3.10. Gastos por concepto de neumáticos [G_n (extracción)]

Equipos	Cantidad	Costo de neumático por hora (\$/hora)	Total de horas trabajadas (h)	Costo total (\$/año)
Perforadora	1	1.36	480	652.80
Camión	1	8.45	240	2 028.00
TOTAL				2 680.80

Gastos por concepto de lubricante durante la extracción del mineral

El lubricante calculado es el 15.0 % del combustible.

Por lo tanto:

$$G_l \text{ (extracción)} = 0.15 * G_c \text{ (extracción)}$$

$$G_l \text{ (extracción)} = 0.15 * 18611.15$$

$$G_l \text{ (extracción)} = 2 791.67 \$$$

Gastos directos durante la extracción del mineral

$$G_d \text{ (extracción)} = G_s \text{ (extracción)} + G_d \text{ (extracción)} + G_c \text{ (extracción)} + G_n \text{ (extracción)} + G_l \text{ (extracción)}$$

$$G_d \text{ (extracción)} = (14 040/25) + 48 677.22 + 18 611.15 + 2 680.80 + 2 791.65$$

$$G_d \text{ (extracción)} = 73 322.42 \$$$

3.5 Gastos por concepto de mantenimiento

El costo de mantenimiento cubre las partes y servicios para el mantenimiento regular, así como la reparación por roturas imprevistas. Estos gastos (G_m) se obtienen considerando la suma de los costos de mantenimiento por hora de operación (C_{hop}) multiplicado por la cantidad de horas de operaciones de cada equipo planificadas durante el tiempo que se explotará.

Tabla N°3.11. Gastos por concepto de mantenimiento (G_m)

Equipos	Cantidad de equipos	Costo mantenimiento hora de operaciones (\$/hora)	de total de horas trabajadas (horas)	Costo total (\$/año)
Camión rígido DAEWOO	3	11.50	2555.59	88167.85
Bulldócer	1	12	899.26	10788
Cargador	1	7.14	1515.17	10818.31
Retroexcavadora	1	19.5	476.6	9293.7
Perforadora	1	4.77	840	40.06
Motoniveladora	1	8.07	144.82	1168.69
Compactador	2	3.45	3028.84	10449.49
Total				130726.10

3.6 Gastos directos generales

$$G_{dg} = G_d (\text{desbroce}) + G_d (\text{destape}) + G_d (\text{extracción}) + G_m$$

$$G_{dg} = 60511.14 + 251963.74 + 73322.42 + 130726$$

$$G_{dg} = \$ 516 523.30$$

3.7 Gastos indirectos

$$G_{\text{ind}} = G_{\text{dg}} \times 0.06$$

$$G_{\text{ind}} = 516523.30 * 0.06$$

$$G_{\text{ind}} = \$30\ 991.39$$

3.8 Gastos totales

$$G_{\text{totales}} = G_{\text{dg}} + G_{\text{ind}}$$

$$G_{\text{totales}} = 516\ 523.3 + 30\ 991.39$$

$$G_{\text{totales}} = \$547\ 514.69$$

3.9 Costo de producción por tonelada de mineral extraído

$$\frac{G_{\text{totales}}}{A} = \frac{547\ 514.69}{109200} = 5.01\$/t$$

Conclusiones

1. El equipamiento minero de la cantera Victoria I se considera eficiente, por el bajo costo de producción obtenido en todas las operaciones.
2. El cálculo del equipamiento minero realizado garantiza la extracción de los 5 años de vida útil de la Cantera, con un gasto total de \$ 547 514.69.

Recomendaciones

- Aplicar este procedimiento a la Cantera Victoria II.
- Recomendamos el uso de este trabajo como medio de estudio para los estudiantes de la carrera de ingeniería en minas.

Bibliografía

BELETE, O. 2000: Máquinas de excavación-carga. Folleto. Editorial G-Art, Guantánamo, 60.

BELETE, O; S. ESTENOZ, et. al. Sincronización de las labores de arranque-carga-transporte de las labores mineras en la Mina de la Empresa Ernesto Che Guevara. Moa, 2008.

BELETE, O; S. ESTENOZ, et. al. Vías para seleccionar el equipamiento minero racional considerando el método de explotación, Taller Internacional de la Geología y la Minería del Níquel Cubano en el CD de las memorias del V Congreso de Geología y Minería, La Habana 2003.

BRITAEV, V. A; V, ZAMISHLAEV. 1984. Gornie Mashini y Kompleksi. Nedra.Moskva, 255-275.

ESTENOZ, S. 1999: Metodología para seleccionar el equipamiento óptimo en la sincronización de las labores de arranque, carga y transportación de minerales en las canteras, Evento IX Sesión Científica del CIL, Moa, 12-15.

ESTENOZ, S. 1991. Proyecto de explotación del yacimiento de rocas calizas “La redonda”. Proyecto de diploma. ISMM. 65p.

<http://www.epa-mpa.com/LectorMPA/caterpila> [consulta:10 mar. 2011]

<http://www.CAT.com/minestar> [consulta: 22 Abr. 2012]

<http://www.el-equipo.comla> [consulta: 14 jun. 2012]

<http://www.editec.cl/mchilena/mar2004/articulo/minero.htm> [consulta:10 nov. 2013]

http://www.La_provincia.es/valencia/prensa/2070506/cvalencia/transporteminero [consulta:10 ene. 2013]

<http://www.komatsu.cl/Komatsuchile/informacion.asp?idg?> [consulta:18 feb. 2008].

Manual de explotación de excavadoras ESH 45/4. 1984. Nedra, URSS, 220-223.