



INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA

"Dr. Antonio Núñez Jiménez"

FACULTAD DE GEOLOGÍA Y MINERÍA

DEPARTAMENTO DE MINERÍA

TESIS DE GRADO EN OPCIÓN

AL TÍTULO

DE

INGENIERO DE MINAS

2010

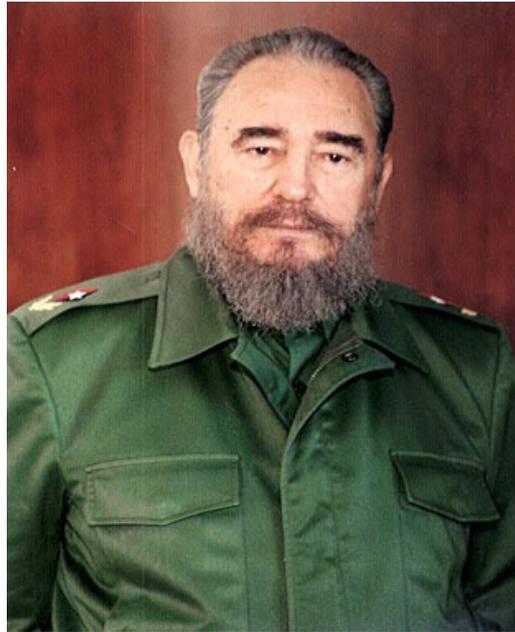
TEMA: Proyecto de Explotación de la Zona 1 del Yacimiento Aguadores Este.

Autor: Yunier Moran Igarza

TUTORES: Ing. Alexis Montes de Oca Risco
Ing. Gelkis Candeaux

"Año 52 de la Revolución"

Pensamiento



“Capital Humano implica no sólo conocimiento, sino también conciencia, ética, solidaridad, sentimiento, heroísmo y la capacidad de hacer mucho con muy poco”.

Fidel Castro Ruz.

Autor: Yunier Moran Igarza

DEDICATORIA

Esta tesis esta dedicada a la Revolución Cubana por darle sentido a nuestras vidas.

A mi Hijo por ser mi mayor felicidad, a mi esposa que con cariño y amor ha soportado mi ausencia, a mis Padres y mi hermano por su apoyo y dedicación incondicional y en general a mi Familia.

A todos los profesores que de una forma u otra nos dotaron de conocimientos.

A mis tutores que con su amabilidad y paciencia nos enseñó a percibir nuestros propios problemas y a buscar vías de solución como futuros ingenieros.

Autor: Yunier Moran Igarza

AGRADECIMIENTO

Agradezco a todas las personas que de una forma u otra hicieron posible la realización de este trabajo

En especial a mis profesores que me enseñaron todo lo que aplique para la realización de la misma y a mis Tutores Ing. Alexis Monte de Oca y Ing. Gelkis Mendoza Suárez Por la atención que me dieron, como el profesor Ing. Yoandro Dieguez.

Autor: Yunier Moran Igarza

RESUMEN

El presente trabajo de diploma consiste en realizar un proyecto de explotación en la Zona 1 del yacimiento Aguadores Este en la Provincia de Santiago de Cuba, con racionalidad, provocando el menor impacto al medio ambiente. El primer Capítulo está relacionado con el estado actual de la problemática en Cuba y en el mundo. El Capítulo 2 nos brinda la ubicación geográfica y caracterización ingeniero geológica del yacimiento de estudio. El Capítulo 3 y más importante trata sobre las labores mineras para la explotación del yacimiento de la Zona 1 así como los cálculos económicos y como Capítulo 4 y no menos importante está el relacionado con la protección del medio ambiente y la seguridad y protección del trabajo en las labores mineras.

Autor: Yunier Moran Igarza

SUMMARY

The present work consists on carrying out a project of exploitation in the Area 1 of deposit Aguadores Este in the County of Santiago from Cuba, with rationality, causing the smallest impact to the environment. The first chapter is related to the current state of the problem in Cuba and the world. Chapter 2 gives us the geographical location and geological engineer reservoir characterization study. Chapter 3 discusses the most important mining activities to exploit the deposit of Zone 1 as well as economic calculations as Chapter 4 and no less important is the related to environmental protection and safety and labor protection mine workings.

Autor: Yunier Moran Igarza

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1. ESTADO ACTUAL DE LA PROBLEMÁTICA	3
CAPÍTULO 2. UBICACIÓN GEOGRÁFICA Y CARACTERIZACIÓN INGENIERO GEOLÓGICA DEL YACIMIENTO.	5
2.1 Ubicación geográfica y caracterización geológica del yacimiento	5
2.1.2 Condiciones climáticas	6
2.1.3 Características geológicas del yacimiento.	6
2.1.4 Tectónica	6
2.1.5 Hidrografía	6
2.2 Característica hidrogeológica del sector explotar	7
2.2.1 Características físico – mecánicas.....	7
2.2.2 Composición mineralógica	8
2.2.3 Calidad de la roca útil	8
2.2.4 Reserva de recursos minerales en el sector	9
CAPITULO 3. LABORES MINERAS PARA LA EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO DE LA ZONA I.	10
3.1 Introducción	10
3.2 Breve descripción de la minería actual del yacimiento Aguadores Este zona 1 ..	10
3.3 Régimen de trabajo y organización general de las labores mineras para la explotación del yacimiento	11
3.4 Determinación de la productividad y plazo de explotación de la Zona 1	11
3.5 Desbroce	14
3.6 Destape	15
3.6.1 Cálculo del equipamiento de arranque y carga del destape	15
3.6.2 Cálculo de productividad del transporte automotor.....	17
3.6.3. Cálculo de la productividad de la excavadora.....	21
3.7 Apertura del yacimiento.....	22
3.7.1 Diseño del sistema de apertura de la zona1	22
3.7.2 Cálculo de la apertura	24
3.7.3 Cálculo del ancho la trinchera de entrada.....	25
3.7.4 Tiempo de extracción del mineral útil N_d	27
3.7.5 Trabajos de perforación y voladura.....	28
3.7.6 Cálculo de perforación y voladura.....	28
3.7.7 Cálculo para la confección del pasaporte de perforación y voladura de la trinchera de corte.	30
3.8 Parámetro de explotación para el primer año.....	35
3.9 Diseño y formación de la escombrera.	45
3.10 Trabajos auxiliares.	47
3.11 Construcción del camino.	48
3.12 Trabajos de extracción Zona 1	51
3.12.1 Cálculo de la productividad de la excavadora.....	51
3.12.2 Cálculo de la productividad del transporte automotor (camiones)	53
CAPÍTULO 4. CÁLCULO ECONÓMICO	57

Autor: Yunier Moran Igarza

4.1	Introducción	57
4.2	Gastos directos que se originan durante las labores de desbroce	57
4.3	Gastos directos originados por la actividad de destape	58
4.4	Gastos originados por la actividad de extracción	60
4.5	Gastos por concepto de mantenimiento	62
4.6	Gastos directos generales	63
4.6.1	Gastos indirectos	63
4.6.2	Gastos totales	63
4.7	Costo de producción por tonelada de mineral extraído	63
CAPITULO 5. PROTECCIÓN DEL MEDIO AMBIENTE Y MEDIDAS DE SEGURIDAD EN LA CANTERA		64
5.1	Valoración medio ambiental	64
5.2	Medidas preventivas y correctoras para minimizar el impacto ambiental producido en la cantera.....	65
5.3	Seguridad y protección del trabajo	67
RECOMENDACIONES		75
BIBLIOGRAFÍA		76
ANEXOS		

INTRODUCCIÓN

La minería es una actividad determinante en el desarrollo de la sociedad pues, de acuerdo con los economistas, entre los recursos naturales utilizados para la satisfacción de las necesidades de la sociedad, los minerales componen el ochenta por ciento. Entre los diversos tipos de actividad que realiza el hombre, las relacionadas con la extracción y uso de los recursos minerales tienen un significado de primer orden, sobre todo en esta época de revolución científico – técnica en que se conquista el cosmos, las profundidades de los océanos y de la tierra, se utilizan nuevos tipos de energía y se crean las máquinas computadoras. El laboreo de las entrañas de la tierra es una actividad económica básica de la sociedad y por eso no es casual que se refleje en la historia antigua: edad de piedra, de bronce y de hierro. Se puede decir que de la importancia de la industria extractiva para la vida de la colectividad se deriva el significado social del ingeniero de minas.

Las canteras de la industria del cemento en nuestro país hoy en día tiene una significativa importancia en el desarrollo de la sociedad, debido a que aporta la materia prima con la que se realizan los productos y medios componentes de las obras que se levantan en el país para el bienestar de la población y de la economía nacional. La construcción de viviendas es un ejemplo latente de la contribución que constituyen las canteras de áridos y arenas.

La búsqueda de alternativas para lograr la extracción de la materia prima de la corteza terrestre con racionalidad provocando el menor impacto al medio ambiente es la tarea del ingeniero en Minas durante su desempeño laboral, por lo que en todos los casos busca alternativas para conseguir en el menor tiempo posible el cumplimiento de su objetivo, es así que surge el **Problema** del presente trabajo de diploma: Necesidad de realizar el proyecto de explotación de la zona 1 del yacimiento de caliza “Aguadores del Este” en la provincia Santiago de Cuba con racionalidad provocando el menor impacto al medio ambiente.

Objeto de estudio

La zona 1 del yacimiento de caliza “Aguadores del Este” en la provincia Santiago de Cuba

Campo de acción

La explotación de la zona 1 del yacimiento de caliza “Aguadores del Este” en la provincia Santiago de Cuba

Objetivo General

Realizar el proyecto de explotación de la zona 1 del yacimiento de caliza “Aguadores del Este” con racionalidad, provocando el menor impacto al medio ambiente.

Objetivos Específicos

Actualidad del tema

Caracterización ingeniero geológica del zona de estudio.

Cálculo y diseño los procesos tecnológicos.

Cálculo y diseño del sistema de explotación.

Cálculo de los índices técnico económicos.

Medidas para la protección del medio y seguridad del trabajo.

Hipótesis

Si se realiza una caracterización ingeniero geológica de la zona de estudio y se conoce el equipamiento a utilizar para desarrollar los diferentes procesos tecnológicos es posible realizar el proyecto de explotación de la zona 1 del yacimiento de caliza “Aguadores del Este” en la provincia Santiago de Cuba con racionalidad, provocando el menor impacto al medio ambiente.

CAPÍTULO 1. ESTADO ACTUAL DE LA PROBLEMÁTICA

Desarrollo de canteras calizas y arcilla para la fabricación de Cemento Portland. Tesis de ingeniería. Héctor Jesús Hinojosa García. Universidad de Sonora. Dpto. Minas Mayo 1983

La Cantera la Cruz, ubicada a 25km al Este de la Ciudad de Hermosillo, es un depósito de calizas que abastecerá de materia prima a la planta de Cemento II del grupo Tolteca y cuya producción de clinker será de 2500 t/día. La extracción del material por método a tajo abierto involucrará caminos de acceso a los bancos de trabajo con pendientes entre 0 y 9% con longitudes de 600 a 1200 m y alturas entre 8 y 10 m, así como vaciaderos para material, equipo de barrenación y voladuras, carga y acareo, tractores de oruga, cargadores frontales, motoniveladoras, rompedora de rocas y unidades para servicios auxiliares.

Los trabajos en la cantera se plantean para realizarse con un máximo de dos turnos con duración de 15 horas y media, pero de ser posible con un turno será suficiente.

La evaluación de las reservas se llevó a cabo por métodos convencionales (Planímetro), iniciándose un programa que posteriormente se aplicará para el control de la explotación

En el sistema de explotación se siguieron las recomendaciones de otros departamentos involucrados en el proceso, tratándose de incluir los aspectos más relevantes en el desarrollo de este sistema.

Con respecto a la selección del equipo, sirvió de base el ya elegido, y solo se llevó a cabo una revisión, aplacando nuevas condiciones y variables.

Organización de los trabajos de apertura del III Frente 1989. Tesis de ingeniería autora Felia Pérez Calzadilla

El yacimiento pastelillo se encuentra ubicado en la provincia Camagüey a unos 2 o 3 km al este de la ciudad de Nuevita en dirección norte es suave y allanado y hacia el sur tiene lados abruptos .

El yacimiento esta representado por 4 tipos de rocas, caliza, caliza margosa, margas calcáreas y margas , las cuales yacen monolíticamente con débil pendiente de 3 a 6° hacia el norte y el Noreste , su peso volumétrico es de 2.07 toneladas .

El estéril se depositará en escombreras exteriores. El desagüe será teniendo en cuenta 0.01% de pendiente en el piso y la trinchera. Se utilizará en la apertura mediante perforación de las rocas, Se utilizará carretilla SG / 750-S con un diámetro de 105mm. El transporte será un camión Belaz S40 de 27 t hasta la planta.

La apertura de la mina es de cielo abierto se empleará como excavaciones principales trincheras y semi trincheras que estas pueden ser estacionarias o capitales y como excavaciones preparatorias se emplean las trincheras de corte , las cuales forman el frente de trabajo del horizonte , la altura del escalón es de 14 m .

Tema: proyecto de explotación del yacimiento Piedras guayos para cemento blanco 1931. Autor: Aleida Lago Jauriga

Situación geográfica del yacimiento Nieves Morejón se encuentra ubicado al NE de la provincia de Santi Espíritu en el municipio de Cabain Guan a 3 Km. SE del poblado de guayos. La reserva industriales están divididas en 3 tipos ecológicos según el contenido de Fe_2O_3 . La resistencia a la compresión de las rocas es de 600 Kgf /cm² lo que demuestra la factibilidad del uso de la fragmentación de las rocas con explosivo.

La potencia del yacimiento varia según las variedades de rocas carbonatadas , en la parte central del depósito alcanza de 200 a 210 m y el flanco sur alcanza de 5 a 20 m.

Para la carga del material útil será con camiones Kraz 256-B se utilizará la excavadora Hitachi UH-123.

El costo de producción se realizó al final y es de \$1.16 m³ de material extraído. La apertura es mediante semi trinchera hasta llegar al frente del trabajo, los escalones son de 10m, el destape se realizará mediante bulldózer.

CAPÍTULO 2. UBICACIÓN GEOGRÁFICA Y CARACTERIZACIÓN INGENIERO GEOLÓGICA DEL YACIMIENTO.

2.1 Ubicación geográfica y caracterización geológica del yacimiento

El yacimiento Aguadores Este (Anexo1) se encuentra ubicado al Sureste de la ciudad de Santiago de Cuba, que cuenta con un puerto público y además la empresa de Cemento “José Merceron Allen” cuenta con un muelle propio; aeropuerto internacional, estación ferroviaria central que une la ciudad con el resto del país, al igual que la carretera central y la autopista. La comunicación entre las dos concesiones es buena, contando con un terraplén que los une.

Las coordenadas geográficas y Lambert del centro y límites de los yacimientos son los siguientes:

Yacimiento Aguadores Este.

Coordenadas geográficas.

19⁰ 59' 34" Latitud Norte

75⁰ 45' 06" longitud Oeste

Coordenadas Lambert.

Limite

X = 611500.00 -615500.00

Y = 148500.00 -150500.00

2.1.1 Relieve

El relieve de la zona está representado fundamentalmente por elevaciones y quebradas secas que oscilan entre 14 y 101 m sobre el nivel medio del mar. Las crestas son bastantes suaves con pendientes de 15 – 20%, con excepción de algunas partes cercanas al río San Juan y la porción Sur del yacimiento Aguadores.

2.1.2 Condiciones climáticas

La red fluvial está constituida por los ríos San Juan y Sardinero, los cuales vierten sus aguas al Mar Caribe. La época de lluvias se presenta desde abril hasta noviembre y el promedio anual de las precipitaciones es de 119 mm.

La vegetación de la zona es densa y arbustiva, predominando el marabú, aroma y otras arbustos de tala menor y menos densa de tala mayor en los valles de los ríos. En algunas partes se encuentran árboles de tala mayor como el pino, eucalipto, etc. del plan de reforestación forestal.

2.1.3 Características geológicas del yacimiento.

Los rocas presentes en el yacimiento pertenecen a los depósitos de la formación La Cruz de edad Mioceno Superior – Plioceno Inferior y litológicamente la constituyen calizas organógenas muy puras y de forma subordinada pequeños lentes de margas con espesores que no sobrepasan la primera decena de metros, aunque en los bloque de categorías de reservas elevadas prácticamente estos no aparecen.

Es característico en este yacimiento la presencia del contacto entre el casquete de calizas duras y por debajo de estas se encuentran las calizas blandas.

Estas calizas presentan de forma general un color blanco amarillento y crema. El contenido de CaO oscila entre 49.1 y 52.8 %, su textura es masiva y porosa, tienen baja dureza y yacen masivamente, constituyendo un paquete con potencia cortada hasta 80 m.

2.1.4 Tectónica

En el área investigada no se evidenciaron indicios de fenómenos tectónicos y esta casi desprovista de vegetación.

2.1.5 Hidrografía

La red fluvial está constituida por los ríos San Juan y Sardinero, los cuales vierten sus aguas al Mar Caribe y tienen como afluentes a los arroyos Canasí y Naranjo, además cañadas secas que en tiempo de lluvias se comportan como vaguadas.

Por el análisis de las cotas de los ríos Sardineros y San Juan y las cotas de los pisos de explotación de los dos yacimientos (+ 60 m y + 48 m) es evidente que estas corrientes superficiales no influyen sobre ellos.

2.2 Característica hidrogeológica del sector explotar

La época de lluvias se presenta desde abril hasta noviembre y el promedio anual de las precipitaciones es de 119 mm.

El escurrimiento superficial de los yacimientos es bueno, lo que está determinado por sus características topográficas y geomorfológicas.

El complejo acuífero presente es del tipo freático. En ambos sectores el agua es del tipo bicarbonatada sódica y con una mineralización que oscila entre 0.1 y 1.2 g/l. Se considera que la humedad natural de la materia prima no tendría ninguna incidencia negativa en el proceso de producción ya que los valores obtenidos son generalmente bajos, las reservas se encuentran muy por encima del nivel freático, existen condiciones naturales favorables, de desagüe y si adicionalmente durante el proceso de extracción se toman medidas que protejan las pilas extraídas de las precipitaciones en época de lluvias, la humedad no resultaría un factor a tener en cuenta.

2.2.1 Características físico – mecánicas

A continuación en la tabla # 1 mostramos las características físico – químicas de las rocas de la zona 1.

Tabla # 1 Características físico – mecánicas

Parámetros	U/M	Min	Max	Prom
Humedad Natural	%	0.11	8.05	1.21
Peso Volumétrico	g/cm ³			
Seco		1.73	2.35	2.07
Saturado		1.92	2.47	2.20
Resistencia a la comp.	Kg/m ²			
Seco		14	541	-

Saturado		60		
Absorción	%	4.31	12.43	6.77
Porosidad	%	17.11	58.64	37.87
Peso Esp. real	g/cm ³	2.67	2.71	2.69
Coef de Trituración.	%	22.60	25.60	24.00

2.2.2 Composición mineralógica

En la siguiente tabla # 2 veremos el tipo litológico de la caliza de la zona 1.

Tabla # 2 Composición mineralógica

T. litológico	Peso Volumétrico	Coefficiente Esponjamiento	Humedad Natural
Caliza organogenia arenosa	1.47 – 1.74	0.82 – 0.85	4.89 – 11.30

2.2.3 Calidad de la roca útil

En esta tabla # 3 se muestra la calidad de la roca útil de la zona 1

Tabla # 3 Calidad de la roca útil

	Mínimo	Máximo	Promedio
CaO	1.35	55.51	50.06
SiO ₂	0.15	58.02	5.40
Al ₂ O ₃	0.10	25.76	1.91
Fe ₂ O ₃	0.13	13.64	1.10
MgO	0.20	3.30	0.64
K ₂ O	0.01	1.70	0.07
TiO ₂	0.025	0.60	0.12

SiO ₃	0.10	0.10	0.10
MnO ₂	0.05	0.05	0.05
P ₂ O ₅	0.02	0.36	0.04
P ₂ O ₅	0.003	0.067	0.010

2.2.4 Reserva de recursos minerales en el sector

En la siguiente tabla 4 se muestra la reserva de recurso minerales en la zona1.

Tabla # 4 Reserva de recursos minerales

Categoría	Cantidad 10 ⁶ t	%CaO	% SiO ₂	%R ₂ O ₃
Medidos	28.15	49.10	6.83	3.7
Indicados	284.21	52.82	2.74	1.60
Inferidos	457.18	49.85	5.67	2.69

CAPITULO 3. LABORES MINERAS PARA LA EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO DE LA ZONA I.

3.1 Introducción

El diseño de una mina tiene múltiples facetas y objetivos, entre los cuales se destacan de manera significativa el método de explotación, el cálculo de los procesos tecnológicos y el dimensionamiento geométrico.

En el ciclo de explotación minera se pueden definir una sucesión de fases u operaciones básicas aplicadas tanto al material útil como al estéril. Para lo cual se tiene en cuenta las condiciones del relieve (topografía), las características geomecánicas del macizo, las condiciones hidrogeológicas del área así como la eficiencia y productividad que requiere la cantera para el abastecimiento estable a la planta, y donde juega un papel primordial el equipamiento minero que se calcula y selecciona teniendo en cuenta lo antes expuesto. Además existirán o no otras operaciones auxiliares o de apoyo cuya misión es hacer que se cumplan con la mayor eficiencia posible las operaciones principales y esto a la vez requieren de una selección del equipamiento adecuado.

3.2 Breve descripción de la minería actual del yacimiento Aguadores Este zona 1

Actualmente el yacimiento es virgen no hay indicio de minería por lo cual es necesario realizar la apertura de este yacimiento, para extraer materia prima para la planta de cemento.

Por procesos tecnológicos se entiende el conjunto de operaciones que se realizan en la mina para garantizar la explotación continua de las reservas minerales en el tiempo establecido, de los mismos dependen la calidad del proceso posterior a la minería.

Estos procesos se pueden dividir en dos tipos fundamentales, los principales y los auxiliares, dentro los primeros tenemos: el desbroce, destape, extracción y transportación de la materia prima mineral, así como la formación de escombreras, los trabajos auxiliares constituyen el resto de las actividades que garantizan el desarrollo de los procesos principales.

Para el desbroce, destape, y el arranque – carga – transporte del material útil se utilizan los mismos equipos: El buldózer Liebre PR 764 y fragmentación de roca para el arranque, la excavadora hidráulica R 974 C para la carga y el transporte, los camiones Terex TR 60. Pipa de agua para riego de los caminos y bermas, pipa de combustible, al igual que el cargador.

Esta zona posee una extensión territorial de 800x600 m, la elevación máxima es de 7 m, con pendiente de hasta 10%, la distancia hasta la planta es de 3km. La vegetación predominante en esa área está compuesta por marabú.

3.3 Régimen de trabajo y organización general de las labores mineras para la explotación del yacimiento

En la Zona 1 se trabajara un solo turno diario de 12 horas, el horario laboral es de 8:00 AM hasta las 8:00 PM. Los trabajos mineros en el turno se realizan de acuerdo a la necesidad de la cantera es decir, se trabaja en el desbroce, en el estéril o en el material útil según lo planificado.

La cantidad de días de trabajo al año se determina por la siguiente expresión.

$$N_d = TDA - df - da = 365 - 5 - 22 - 25 = 313 \text{ días.}$$

Donde:

TDA: Total de días del año; 365.

df : Días feriados; 5

da Días de afectación por lluvia; 22.

di: Otros imprevistos, considerando la posibilidad de la ruptura o mantenimiento general de los equipos; 25

3.4 Determinación de la productividad y plazo de explotación de la Zona 1

La productividad se determinó sobre la base de las necesidades de materiales para los próximos años. Este volumen que es de 558071m³ lo fija la empresa a nivel provincial, por lo que se proyectará la extracción de las reservas de material útil existentes en la actualidad en la zona1.

• CAPACIDAD ANUAL DE PRODUCCIÓN

La capacidad de producción del yacimiento, está representada por la capacidad nominal instalada de la planta, para el caso concreto que nos ocupa se parte de la producción de clinker, 1 095500 toneladas anuales.

La productividad de la cantera es de 6 160 t de (calizas + arcillas) / días. Asumiendo turnos de 12 h, con un aprovechamiento de 85 %.

La cantidad de materia prima necesaria para producir un volumen de Clinker en un período determinado, en este caso para producir 1 095 500 t se determina por la siguiente formula:

$$Nm = Qp \times fe \times fp$$

Donde:

Qp : volumen de producción de Clinker ;1 095 500 t

fe : factor de Clinkerización; 1.6

fp : factor caliza Harina; 1.1

$$Nm = 1095500 \times 1.6 \times 1.1 = 1928080t \text{ de (caliza + Arcillas).}$$

La proporción de la mezcla esta formada por un 77.5 % de calizas y un 22.5 % de Areniscas, teniendo en cuenta que el comportamiento de los porcentajes de los módulo de sílice, alúmina y módulo hidráulico.

La productividad de la cantera en el macizo se determina:

$$Pc = \frac{Nm}{Ke \times \gamma \times K1}$$

Donde:

Ke : coeficiente de esponjamiento; 1.30

γ : peso volumétrico en estado natural; 2.07 t/m³

K1: coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas por concepto de transportación; 0.995

$$Pc = \frac{1928080}{1.30 \times 2.07 \times 0.995} = 720092m^3$$

Tesis de Grado en Opción al Título de Ingeniero en Minas

De este volumen en el macizo 162 021 m³ serán de areniscas y 558 071 m³ de calizas debido a la proporción de la mezcla.

Para viabilizar una mejor comprensión de los parámetros que regirán durante la producción de las canteras, se muestra la siguiente tabla 5:

Tabla # 5. Indicadores técnico-económicos de las canteras.

Indicadores	Aguadores Este, (calizas)
Productividad anual (m ³ , t)	558 071 / 1 494 262
Días de trabajo al año (u)	313
Productividad diaria (m ³ , t)	1 782.5/ 4 774
Cantidad de turnos al día	1
Duración del turno (horas)	12
Volumen de destape (m ³)	7 590.81

- **Tiempo de explotación del yacimiento.**

$$T = \frac{P_C}{P_A}$$

$$T = \frac{720092}{558071}$$

$$T = 1.3 \text{ años}$$

Donde:

P_C: productividad del yacimiento; 720 092m³

P_a : Productividad anual del yacimiento; 558 071m³/año

3.5 Desbroce

La actividad de desbroce se utilizará con bulldózer, consiste en arrancar y eliminar toda la superficie vegetal y maleza que cubren la capa de estéril de aproximadamente 0.2 a 1.0 m de espesor, facilitando posteriormente los trabajos de preparación para el destape y extracción del mineral. En esta zona hay poca vegetación por lo que mejora los trabajos a la hora de desbrozar.

La capa vegetal se apila en un lado de los extremos de la zona, donde luego se usará para rehabilitar la misma, convirtiéndola en un área lista para la reforestación. Como el volumen a extraer es relativamente pequeño se hace el desbroce de la zona completo, quedando listo para realizar el destape.

$$V = A * \frac{e}{2}$$

Donde:

A: área del yacimiento; 151 816.2 m²

E: espesor de; 0.2 m

$$V = 151\ 816.2 * \frac{0.2}{2}$$

$$V = 151\ 81.62\ m^3$$

Tiempo para el desbroce

$$T = \frac{V_{desbroce}}{N_b \times Q_{buldozer}}$$

$$T = \frac{15181.62}{1 \times 2317}$$

$$T = 6.6\ \text{días} \approx 7\ \text{días}$$

N_b: número de bulldózer

3.6 Destape

El destape consiste en arrancar la capa de material estéril que son considerados fuera de balance por no cumplir los requerimientos en cuanto al contenido de caliza. Esta operación, denominada también escombreo, comienza una vez que exista un adelanto del desbroce, que en este caso es después que se termine de realizar el desbroce completo de la zona y se considera terminado una vez que llega a la cota del techo del material útil.

3.6.1 Cálculo del equipamiento de arranque y carga del destape

Volumen de destape

$$V = A \times \frac{E_{capa}}{2}$$

$$V = 151816.2 \times \frac{0.10}{2}$$

$$V = 7590.81 \text{ m}^3$$

E_{capa} : Espesor de capas

Cálculo de la productividad del bulldózer.

$$P_t = \frac{3600 \times T_t \times V \times K_p \times K_u \times K_i}{K_e \times T_c}$$

Donde:

T_t : duración del turno; 12 h

K_u : Coeficiente de utilización del bulldózer en el tiempo; K_u 0.65

K_e : coeficiente de esponjamiento; 1.4

K_p : coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas de material durante su traslado.

$$K_p = 1(L_2 \times \beta)$$

$\beta = 0.006$ coeficiente que tiene en cuenta la friabilidad y humedad del material.

L_2 = distancia de transportación del material hasta la pila.

$L_2 = 10$ m.

$$K_p = 1 - (10 \times 0.006) = 0.94$$

K_i = coeficiente que tiene en cuenta la pendiente del terreno donde trabaja el bulldózer.

;1.0

V = volumen del material en estado mullido que se traslada con la cuchilla del bulldózer.

$$V = \frac{L \times h \times a}{2}; m^3$$

Donde:

L : longitud de la cuchilla del bulldózer. ; 4.26 m.

h : alto de la cuchilla del bulldózer;1.56 m.

a : ancho del prisma formado por el material a los lados de la cuchilla durante el traslado.

$$a = \frac{h}{\tan \varphi}$$

φ = ángulo de reposo natural del material durante su traslado.

$$\varphi = 30^\circ - 40^\circ$$

$$\varphi = 35^\circ$$

$$a = \frac{1.56}{0.7} = 2.23 \text{ m}$$

$$V = \frac{4.13 \times 1.56 \times 2.23}{2} = 7.18 \text{ m}^3$$

$$T_c = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + t_c + 2Tg$$

T_c : duración del ciclo. Seg.

L_1 : longitud de la franja a cortar por el bulldózer.

V_1 : velocidad de movimiento del bulldózer durante el corte; m/seg.

V_2 : velocidad de movimiento del bulldózer cargado; m/seg.

V_3 : velocidad de movimiento del bulldózer vacío; m/seg.

T_c : tiempo de cambio de las velocidades; seg.

T_g : tiempo de giro del bulldózer; seg.

$$T_c = \frac{12}{0.67} + \frac{3}{1.1} + \frac{15}{1.7} + 9 + 2(10) = 58.46 \text{seg}$$

$$Pt = \frac{3600 \times 12 \times 7.18 \times 0.98 \times 0.65 \times 1}{1.40 \times 58.46} = \frac{189517}{81.788} = 2317 \text{m}^3 / t$$

Cantidad de bulldózer necesario:

$$Nb = \frac{P}{N \times Kue}$$

Donde:

P: volumen máximo a mover en un turno.

N: rendimiento del bulldózer. N ; 2232 m³/t

Kue : coeficiente de utilización del equipo en el tiempo. Kue; 0.65

$$Nb = \frac{2232}{2317 \times 0.65} = 1.48 \approx 2 \text{bulldozer}$$

3.6.2 Cálculo de productividad del transporte automotor

Cálculo del tiempo de ciclo del camión Terex 60

$$T_{rt} = t_{rcc} + t_{rcv} + t_c + t_d + t_{mc} + t_{md} + t_{er}$$

Donde:

t_{rec} : Tiempo de recorrido del camión cargado; min.

t_{rcv} : Tiempo de recorrido del camión vacío; min.

Estos dos tiempos anteriores se determinan a partir de la distancia de transportación y la misma se calcula por el plano del yacimiento

t_c : Tiempo de carga del camión; min

t_d : Tiempo de descarga del camión; min

t_{mc} : Tiempo de maniobra de para la carga; min

t_{md} : Tiempo de maniobra durante la descarga; min

t_{er} : Tiempo de espera y retención; min

Tiempo de recorrido del camión cargado

$$T_{rec} = 60 * \frac{d_{prc}}{V_{prc}} = 60 * \frac{1.5}{22} = 4 \text{ min}$$

Donde:

d_{prc} → Distancia promedio de recorrido del camión cargado; 0.3 Km.

V_{prc} → Velocidad promedio de recorrido del camión cargado; 22km/h

Tiempo de recorrido del camión vacío.

$$T_{rcv} = 60 * \frac{d_{prv}}{V_{prv}} = 60 * \frac{1.5}{45} = 2 \text{ min}$$

Donde:

d_{prv} → Distancia promedio de recorrido del camión vacío; 0.3 Km.

V_{prv} → Velocidad promedio de recorrido del camión vacío; 45 km/h

Tiempo de carga de un camión.

$$T_c = N_c * T_{ccarg} = 6 * 0.5 = 3 \text{ min}$$

Donde:

N_c → Número de cucharas para cargar el camión (3)

$T_{C\text{carg}}$ → Tiempo de ciclo del cargador (40s)

Por fotografía laboral se consideró que:

Tiempo de descarga de un camión; 3 min

Tiempo maniobra para la carga; 2 min

Tiempo de maniobras para la descarga; 2.5 min

Tiempo de espera y retención: 3 min

$$T_c = 4 + 2 + 2 + 3 + 2 + 2.5 + 3$$

$$T_c = 18.5 \approx 19 \text{ min}$$

Cálculo de la cantidad de viajes de un camión en un turno.

$$N_v = \frac{T_t - (T_{op} + T_{des})}{T_c} = \frac{720 - (30 + 90)}{19} = 32 \text{ viajes}$$

T_t → Tiempo de duración del turno; 12h=720 min.

T_{op} → Tiempo para realizar las operaciones preparatorias y finales; 30 min.

T_{des} → Tiempo de descanso en el turno de trabajo; 90 min.

En el tiempo de descanso se incluyen los tiempos reglamentarios según la norma para el descanso; almuerzo (45-60 min), merienda (10-15 min), tiempo para habilitar (10-15 min).

Cálculo de la productividad del camión por turno.

$$Q_{t2} = N_v * K_{ll} * E_{cam2} = 32 * 0.82 * 35 = 918.4 \text{ m}^3 / \text{Turno}$$

$$K_{LL} = \frac{Er_{cam1}}{E_{cam1}} = \frac{28.75}{35} = 0.82$$

Productividad técnica del camión

$$Q_{tec} = \frac{C_c \times T_t}{T_c} = \frac{35 \times 12}{0.32} = 1312.5 \text{ m}^3 / \text{turno}$$

$$T_C = 19 \text{ min} = 0.32 \text{ h}$$

Productividad de explotación

$$Q_e = Q_{tec} \times K_u$$

$$Q_e = 1312.5 \times 0.85 = 1115.63 \text{ m}^3 / \text{turno}$$

K_u; coeficiente de utilización

Productividad mensual

$$Q_M = Q_{t1} * M = 918.4 * 26 = 23878.4 \text{ m}^3 / \text{mes}$$

Días de trabajo en un mes

$$M = \frac{N_d}{N_M} = \frac{313}{12} = 26 \text{ días}$$

Donde:

N_M → Los meses del año (12)

Productividad Anual del transporte

$$Q_a = Q_{t1} * N_d = 23878.4 \times 313 = 7473939.2 \text{ m}^3 / \text{año}$$

Productividad anual:

$$Q_a = Q_e \times N_d$$

$$Q_a = 1115.63 \times 313 = 349192.19 \text{ m}^3 / \text{año}$$

Números de camiones:

$$N_c = \frac{V_e}{Q_a} = \frac{7590.81}{349192.19} = 0.02 \approx 1 \text{ camiones}$$

V_e → Productividad anual; t

Donde:

E_{cam2} → Capacidad de carga del camión; (35m³)

N_v → Número de viajes en un turno (32)

$$T = \frac{V_e}{N_c \times Q_{camion}}$$

$$T = \frac{7590.80}{1 \times 1312.5} = 58 \text{ días}$$

3.6.3. Cálculo de la productividad de la excavadora

En la cantera del yacimiento “Aguadores Este” para la carga del mineral útil a los camiones se prevé utilizar excavadora Liebherr R974C de 5.6 m³.

A continuación se muestra la metodología del cálculo de la productividad por turno de la excavadora durante la carga del mineral útil en concordancia con las “Normas de Proyección Tecnológicas de las plantas de materiales de construcción no metálicos” vigentes en la antigua URSS y aplicadas en Cuba.

Productividad teórica

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{E}{T_c}$$

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{5.6}{30}$$

$$Q_{teo} = 672 \text{ m}^3 / h$$

Productividad técnica

$$Q_{tec} = 360 \times \frac{E \times K_{II}}{K_e \times T_c}$$

$$Q_{tec} = 3600 \times \frac{5.6 \times 0.85}{1.3 \times 30}$$

$$Q_{tec} = 439 \text{ m}^3 / h$$

Productividad de explotación

$$Q_{\text{exp}} = 3600 \times \frac{E \times K_{\text{ll}}}{K_e \times T_c} \times K_u$$

$$Q_{\text{exp}} = 3600 \times \frac{5.6 \times 0.85}{1.3 \times 30} \times 0.83$$

$$Q_{\text{exp}} = 364 \text{ m}^3 / \text{h}$$

K_{ll} → Coeficiente de llenado de la cuchara 0.85

K_u → Coeficiente de utilización 0.83

E → Capacidad de la cuchara 5.6m

3.7 Apertura del yacimiento

3.7.1 Diseño del sistema de apertura de la zona1

Por apertura del yacimiento (campo de mina) se entiende el laboreo de excavaciones mineras (o instalaciones) que permiten el acceso del transporte desde la superficie de la tierra (o desde la plazoleta industrial de la cantera) hasta el yacimiento, o desde cualquier parte ya explotada hasta otra sin explotar, y que garantizan la preparación del frente de trabajo.

La definición dada demuestra que la tarea general de la apertura del yacimiento consiste en una serie de tareas particulares apertura y preparación de horizontes separados. Por ejemplo trincheras de entrada que realizan la apertura a cada escalón en conjunto forman el sistema de trincheras, que representan el método de apertura del yacimiento por trincheras. La apertura realizada del yacimiento determina por mucho tiempo y a veces por siempre el orden de explotación y efectividad del trabajo de la cantera. Al analizar estos problemas el mayor significado lo tienen los siguientes factores:

tipo y ubicación mutua de las excavaciones de apertura;

altura del escalón;

Tesis de Grado en Opción al Título de Ingeniero en Minas

dirección del desarrollo de los trabajos mineros en el espacio, determina la ubicación de las excavaciones de apertura;
contornos finales de la cantera;
sistema de explotación;
tipo de transporte;
plazo de construcción de la cantera;
condiciones y forma de yacencia del cuerpo mineral;
relieve de la localidad;
ubicación en la superficie de instalaciones y escombreras;
calidad del mineral;
factores climáticos;
condiciones y posibilidad de financiamiento.

Método de apertura:

El método que se empleará es la apertura con una trinchera de corte, el más indicado para la cantera.

Se llama trinchera a una excavación minera inclinada que sirve para el acceso al yacimiento y la transportación del mineral útil y las rocas de destape.

Las trincheras se caracterizan por los siguientes elementos y parámetros:

Ancho por el fondo

Ángulo de los laterales;

Profundidad final (igual a la altura del escalón o del banco);

Longitud;

Pendiente.

Las trincheras de apertura (de entrada) terminan cuando se alcanza la cota del horizonte a preparar, a partir de aquí se laboreará una excavación preparatoria horizontal denominada trinchera de corte, la cual creará el frente de trabajo en dicho horizonte

Las trincheras de corte poseen profundidad final igual a la altura del escalón, sin embargo las de entrada varían su profundidad proporcionalmente a la longitud, alcanzando el valor máximo cuando llega al horizonte que se pretende explotar.

Sistema de apertura

Se empleará un sistema de trinchera de corte recta continua, transversal al rumbo, puesto que se va laborear un yacimiento poco inclinado, situado a poca profundidad de yacencia pero extendido por el rumbo. De esta forma se logrará reducir el volumen de los trabajos por estar dispuestas las trincheras dentro de los contornos de la cantera.

Método de laboreo de la trinchera

Teniendo en cuenta las condiciones concretas de trabajo, y que se laboreará en materiales de calizas de dureza media, se empleará el método de laboreo por escalón, el arranque se realizara con explosivos. La carga de la roca se utilizara mediante la excavadora y se empleara transporte automotor hasta la planta la carga será a nivel, con un esquema cerrado de la trinchera.

3.7.2 Cálculo de la apertura

El cálculo se hará sobre la siguiente consideración.

Al inicio de la explotación, la cantera se encuentra al nivel +60 (horizonte+60)

Se nos hace necesario la apertura del horizonte +85 hasta lo que representa justamente nuestro objetivo de cálculo para valorar los induces de esta labor.

Se construirá una trinchera de entrada a partir de un camino ya existente que pasa cerca de la cota +85 con una pendiente de 10-12% hasta llegar al horizonte +85 con una trinchera de corte de 600m de longitud, pero realizaremos el avance de la trinchera cada 100m y luego ensanchar la misma para el extremo izquierda-derecha y ahí se realiza el arranque por bloque de 30×30, una vez que se valla terminando el trabajo se

hace la voladura de la trinchera para 100m y así sucesivamente hasta 600m ya que el área de la zona1 es de 800×600m.

3.7.3 Cálculo del ancho la trinchera de entrada

DISEÑO DE TRINCHERA

Para el dimensionamiento de las trincheras de apertura y corte consideramos el esquema de transporte a utilizar. Utilizaremos Esquema cerrado.

Longitud del campo de mina $L_m=600m$

Pendiente de la trinchera de corte $i=0.10\%$

Altura del escalón $H=7m$

Berma de seguridad $Ab=5m$

Talud del escalón $\alpha =70^0$

Radio de giro del camión $r=10.6m$

Berman de seguridad de talud/camión $d=2.5m$

Ancho del camión $x= 4.06m$

Coefficiente de esponjamiento $K_e=1.3$

Longitud del camión $L_c=9.13$

1. Determinar el ancho de la trinchera por el techo (b_t) y por el piso (b_p).

$$b_p=2 \times d+r+L_c+\frac{x}{2} \quad b_p=24m$$

Tesis de Grado en Opción al Título de Ingeniero en Minas

$$b_t = b_p + 2 \times h \times \cot \alpha \quad b_t = 29\text{m}$$

2. Longitud total de la trinchera de corte.

$$L_k = 100\text{m}$$

3. Determinar el área media aproximada de la sección transversal de la trinchera de corte.

$$S_{tc} = \frac{b_p + b_t}{2} \times h \quad S_{tc} = 185.5\text{m}^2$$

4. Volumen total de la trinchera de corte V_c

$$V_c = S_{tc} \times L_k \quad V_c = 18550\text{m}^3$$

5. Velocidad de avance de la trinchera de corte.

$$V_{cm} = \frac{Qem \times N_e}{S_{tc} \times K_e} \quad V_{cm} = 143\text{m}$$

6. Tiempo de ejecución de la trinchera V_{ej} .

$$V_{ej} = \frac{L_k}{V_{cm}} \quad V_{cm} = 0.27\text{meses}$$

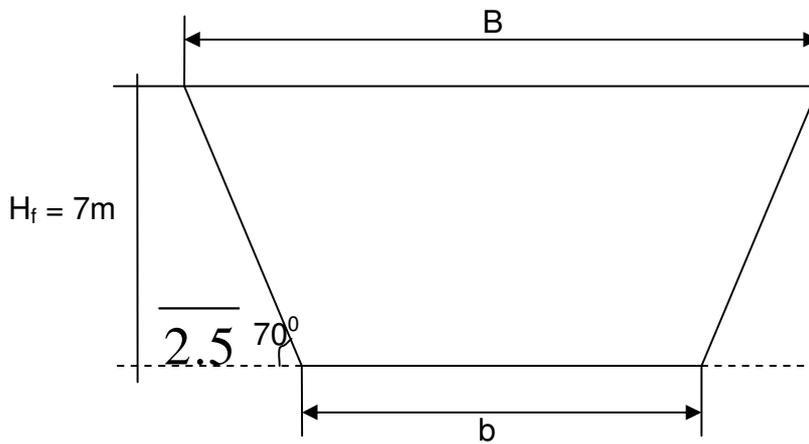


Fig. 1 Perfil transversal de la trinchera

3.7.4 Tiempo de extracción del mineral útil N_d

Total de días al año 365 les restamos los siguientes días:

dll- Por lluvia 22

Df- días feriados 5

di- Otros imprevistos, considerando la posibilidad de la ruptura o mantenimiento general de los equipos 25

dd- Desbroce 7

dp- Destape 58

$$N_d = TDA - df - dll - di - dd - dp = 365 - 5 - 22 - 25 - 7 - 58 = 248 \text{ días.}$$

3.7.5 Trabajos de perforación y voladura

Se basan en la realización de voladuras primarias de las rocas en el escalón por bloque de explotación, con taladros cargados.

Los taladros se perforarán paralelos al talud del escalón (inclinados a 70° respecto al plano horizontal) a fin de optimizar la trituración de las rocas y disminuir la resistencia en la parte inferior del escalón, mejorando el estado del piso; y disminuyendo tanto el efecto sísmico de la voladura, así como el gasto de sustancia explosiva (en comparación con el método de las cargas verticales).

Las sustancias explosivas consideradas en este proyecto son:

Tectrón 100. Con cartuchos de 100 mm de diámetro, como carga de fondo. (10% de la sustancia explosiva total)

Nitromiel Suelta, como carga de columna. (90% de la sustancia explosiva).

La perforación de los taladros se realizará con carretillas barrenadoras ATLAS COPCO ROC-404, cuya productividad es de $17.8 \text{ m}^3/\text{h}$; barrenas de 4 m de longitud; martillo COP 42 de 0.105 mm de diámetro con profundidad máxima de perforación es de 16 m. Se mantendrá la contrata de estos equipos a Explomat.

La determinación de los parámetros de los trabajos de perforación y voladura se realiza según la metodología para la confección de los planes anuales mineros.

3.7.6 Cálculo de perforación y voladura

El consumo específico de cálculo del explosivo patrón Amonita 6JV para las rocas de los yacimientos perteneciente a la categoría VIII por la dureza de las rocas $F = 6-12$ es igual a 0.66 Kg. /m^3 para la fragmentación de 1m^3 de rocas en el macizo (Tabla 9.3, libro de texto de Fragmentación de Rocas, Otaño J.).

La dimensión máxima de los pedazos de roca explosionadas se establece por la capacidad geométrica de la cuchara de la excavadora

$$L_{m\acute{a}x} = 0.5\sqrt[3]{E}$$

$$L_{m\acute{a}x} = 0.5\sqrt[3]{5.6}$$

$$L_{m\acute{a}x} = 0.888 \text{ m} = 888 \text{ mm}$$

Donde:

$L_{m\acute{a}x}$: dimensión máxima de los pedazos de roca volada.

E: Capacidad geométrica de la cuchara de la excavadora; 5.6 m^3

Las voladuras realizadas deben asegurar un tamaño de rajón menor a 956 mm.

TABLA # 6. Características de las sustancias explosivas

CARACTERÍSTICAS DE LAS SUSTANCIAS EXPLOSIVAS	TECTRÓN 100	NITROMIEL
Densidad de carga; g/cm^3	1.15	1.08(encartuchada) 0.95(suelta)
Velocidad de detonación; m/s	5200	3000
Potencia relativa en peso	86	79
Potencia relativa en volumen	122	-
Trabajo ideal (energía) Kcal./Kg.	740	-
Calor del explosivo	-	701
Volumen de los gases ; m^3/Kg .	0.78	0.95
Resistencia del agua	Excelente	Mala
Balance de oxígeno	0	0
Coefficiente de conversión	1.15	1.26

Díámetro del cartucho : mm	100	Suelta
Gasto específico; Kg/m ³	0.66	0.82

3.7.7 Cálculo para la confección del pasaporte de perforación y voladura de la trinchera de corte.

1. Línea de menor resistencia

$$W_p = 53 * K_t * d \sqrt{\frac{\Delta * e}{\gamma}}$$

$$W_p = 53 * 0.9 * 0.105 \sqrt{\frac{0.95 * 1.28}{2.07}}$$

$$W_p = 5.0085 * \sqrt{0.475}$$

$$W_p = 2.06 m$$

Donde:

K_t : coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas, varía entre 0.9 y 1.1.

d : diámetro de los taladros; $d = 0.105$ m.

Δ : Densidad de carga; $\Delta = 0.95$ t/m³

γ : Masa volumétrica; $\gamma = 2.56$ t/m³

e : 1.28

2. Distancia entre taladros en la fila (a)

$$a = m * W_p$$

$$a = 1.3 * 2.06$$

$$a = 2.68 m$$

m: coeficiente de aproximación de las cargas (0.9-1.3)

3. Distancia entre filas de taladros (b)

$$b = 0.85 a$$

$$b = 0.85 * 2.68$$

$$b = 2.28 m$$

4. El número de filas (N_f)

$$N_f = \frac{B}{b} + 1$$

$$N_f = \frac{24}{2.28} + 1$$

$$N_f = 12 \text{ filas}$$

Donde:

B: Ancho de la trinchera de apertura por el fondo

5. Reajuste de la distancia entre filas:

$$b = \frac{B}{N_f - 1}$$

$$b = \frac{24}{12 - 1}$$

$$b = 2.18 m$$

6. El número de taladros en una fila será:

$$N_{tf} = \frac{C_a}{a} + 1$$
$$N_{tf} = \frac{100}{2.68} + 1$$
$$N_{tf} = 44$$

7. Reajuste de la distancia entre taladros de una fila:

$$a = \frac{C_a}{N_{tf} - 1}$$
$$a = \frac{100}{44 - 1}$$
$$a = 2.3 \text{ m}$$

Donde:

C_a : Cantidad de metros de avance de la cantera por cada explosión

N_{tf} : número de taladros en una fila.

8. Longitud de sobre perforación (L_s)

$$L_s = 0.2 * W_p$$
$$L_s = 0.2 * 2.06$$
$$L_s = 0.4m$$

9. Longitud mínima de relleno (L_r)

$$L_R = 0.75 * W_P$$

$$L_R = 0.75 * 2.06$$

$$L_R = 1.54m$$

10. Magnitud de la carga de cada taladro

$$Q = q * a * W_P * H_P$$

$$Q = 0.66 * 2.3 * 2.06 * 7$$

$$Q = 21.89kg$$

Donde: $q \rightarrow$ gasto específico de S.E; Kg / m^3

$H \rightarrow$ altura del escalón; m

11. Longitud de los taladros

$$L = \frac{H + L_S}{\text{sen}\alpha}$$

$$L = \frac{7 + 0.4}{\text{sen}75^\circ}$$

$$L = 7.63m$$

Donde:

α : Ángulo de inclinación de los taladros respecto al plano horizontal.

Los resultados que aparecen en la tabla 7 se realizaron en base a metodología anteriormente expuesta.

TABLA # 7 Parámetros de perforación y voladura

Altura del escalón	Línea de menor resistencia	Distancia entre filas	Distancia entre taladros de la fila	Longitud de sobre perforación	Longitud de los taladros
H	W	b	a	L _s	L
1	2.06	2.18	2.3	0.4	1.87
2	2.06	2.18	2.3	0.4	2.87
3	2.06	2.18	2.3	0.4	3.90
4	2.06	2.18	2.3	0.4	4.94
5	2.06	2.18	2.3	0.4	5.97
6	2.06	2.18	2.3	0.4	6.01
7	2.06	2.18	2.3	0.4	7.05

TABLA # 7 (Continuación)

Parámetros de perforación y voladura

Altura del escalón M	Longitud de relleno M	Longitud de carga m	Magnitud de carga Kg	Magnitud de carga(10% Tectrón100)	Magnitud de carga(90% Nitromiel)
H	L _r	L _c	Q	Q _N	Q _T
1	1.54	1.31	3.49	2.05	18.44
2	1.54	2.31	6.32	2.73	24.59
3	1.54	3.34	9.16	3.42	30.73
4	1.54	4.38	12.99	4.10	36.89
5	1.54	5.41	15.82	4.78	43.04
6	1.54	6.45	18.69	5.47	49.19
7	1.54	7.49	21.89	6.15	55.33

Apoyándose en los valores de perforación y voladura para diferentes alturas del escalón, se puede laborear la trinchera de apertura.

3.8 Parámetro de explotación para el primer año

Luego de realizar la trinchera de apertura para los primeros 100m de avance voy a extraer el componente útil de los extremos comenzando por la izquierda y termino por la derecha la extracción se realizara por bloques. Las dimensiones del bloque de corte (30m X 30mX 7m).

A continuación, desarrollamos la metodología de cálculo para la confección del pasaporte de perforación y voladura de los bloques.

1. Línea de menor resistencia

$$W_p = 53 \times K_i \times d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}$$

$$W_p = 53 \times 0.9 \times 0.105 \sqrt{\frac{0.95}{2.07}}$$

$$W_p = 5.0085 \times \sqrt{0.459}$$

$$W_p = 3.34 m$$

Donde:

K_i : coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas, varía entre 0.9 y 1.1.

d : diámetro de los taladros; $d = 0.105$ m.

Δ : Densidad de carga; $\Delta = 0.95$ t/m³

γ : Masa volumétrica; $\gamma = 2.56$ t/m³

2. Distancia entre taladros en la fila (a)

$$a = m * W_p$$

$$a = 1.3 * 3.34$$

$$a = 4.34 m$$

m : coeficiente de aproximación de las cargas 0.9-1.3

3. Distancia entre filas de taladros (b)

$$b = 0.85 a$$

$$b = 0.85 * 4.34$$

$$b = 3.69 m$$

4. El número de filas (N_f)

$$N_f = \frac{B}{b} + 1$$

$$N_f = \frac{30}{3.69} + 1$$

$$N_f = 9 \text{ filas}$$

Donde:

B: Ancho del bloque

5. Reajuste de la distancia entre filas:

$$b = \frac{B}{N_f - 1}$$

$$b = \frac{30}{9 - 1}$$

$$b = 3.75m$$

6. El número de taladros en una fila será:

$$N_{tf} = \frac{C_a}{a} + 1$$

$$N_{tf} = \frac{30}{4.34} + 1$$

$$N_{tf} = 8$$

7. Reajuste de la distancia entre taladros de una fila:

$$a = \frac{C_a}{N_{tf} - 1}$$

$$a = \frac{30}{8-1}$$

$$a = 4.28 \text{ m}$$

Donde:

C_a : Cantidad de metros de avance de la cantera por cada explosión

N_{tf} : número de taladros en una fila.

8. Longitud de sobre perforación (L_s)

$$L_s = 0.2 * W_p$$

$$L_s = 0.2 * 3.34$$

$$L_s = 0.67 \text{ m}$$

A continuación, calcularemos los parámetros fundamentales para el laboreo del bloque.

1 Cantidad de metros a perforar en cada bloque (M) y semibloque (Ms)

$$M = N \times L1$$

$$M = N \times L2$$

$$M = 24 \times 7.63$$

$$M = 24 \times 3.82$$

$$M = 183.12 \text{ m}$$

$$M = 91.68 \text{ m}$$

Donde

L1: Longitud de taladro en el bloque

L2: Longitud de taladro en el semibloque

- Volumen de roca en el macizo por cada bloque (V_b) y semibloque (V_{sb})

$$V_B = A \times Z \times H$$

$$V_{SB} = A \times Z \times H$$

$$V_B = 30 \times 30 \times 7$$

$$V_{SB} = 30 \times 30 \times 3.5$$

$$V_B = 6300 \text{ m}^3$$

$$V_{SB} = 3150 \text{ m}^3$$

- Cálculo del número de bloques necesarios para realizar la apertura

$$N_{ba} = L_a / L_b$$

$$N_{ba} = 600 / 30$$

$$N_{ba} = 20$$

Donde:

L_a Longitud de la trinchera de apertura

L_b Longitud del bloque

- Cálculo del número de bloques de explotación necesarios para alcanzar la productividad del primer año del proyecto

$$N_B = \frac{PSA - VAC}{VB}$$

$$N_B = \frac{558071 - 18550}{6300}$$

$$N_B = 85.6 \approx 86 \text{ bloques}$$

Donde:

PSA: Volumen a extraer de la cantera en un año

VAC: Volumen de la trinchera de apertura más la trinchera de corte en el macizo.

VB: Volumen del bloque en el macizo.

- Volumen total de los bloques de explotación para el primer año del proyecto

$$V_{TR} = N_B \times V_B$$

$$V_{TR} = 86 \times 6300 = 541800 \text{ m}^3$$

- Taladros requeridos para el primer año del proyecto (N_t)

$$N_T = (N_{ba} + N_B) \times N$$

$$N_T = (20 + 86) \times 8$$

$$N_T = 848 \text{ taladros}$$

- Longitud total de barrenación (L)

$$L = ((N_{bc} + N_{be}) \times N_t \times L_1)$$

$$L = ((20 + 86) \times 8 \times 7.63)$$

$$L = 6470.24 \text{ m}$$

- Gasto total de explosivos (Q_t)

Para determinar el gasto total de explosivos se multiplica la magnitud de carga promedio existente entre las diferentes variaciones de la altura de los escalones por el número total de taladros.

$$Q_t = ((N_{bc} + N_{be}) \times N_t \times Q_1)$$

$$Q_t = ((20 + 86) \times 8 \times 21.89)$$

$$Q_t = 18562.72 \text{ kg}$$

Donde:

Q1: Carga de sustancia explosiva para el bloque

Iniciación y esquema de salida de los detonadores

El método de iniciación debe cumplir dos objetivos: ser capaz de iniciar en forma inflamable los tiros de un diseño de disparo; y cumplir con todos los tiempos de salida de los disparos en la forma más exacta con respecto a la secuencia programada. Realizaremos la voladura por el método de iniciación no eléctrico, pues es el más seguro y su esquema de conexión es más simple que otros métodos.

El esquema de salida de la voladura se hará en forma de V para lograr una mejor fragmentación.

La conexión del detonador con el cordón detonante se realizara con conectores J.

Para la voladura primaria se recomienda la utilización de la voladura micro retardada por las siguientes ventajas:

- Disminución del efecto sísmico de la explosión.
- Mejorar la calidad de fragmentación del macizo volado.
- Disminuir la salida de la piedra sobre medida.
- Disminuye el ancho, cambia la dirección de arranque o forma de dispersión.

EQUIPAMIENTO

Se utilizará la máquina explosora KPM-1M.

- Tensión en los condensadores acumuladores: 800 V

Tesis de Grado en Opción al Título de Ingeniero en Minas

- Número máximo admisible de detonadores de susceptibilidad normal con conductores de cobre: 100
- El esquema de unión de los detonadores será paralelo escalonado.
- Los conductores de la línea maestra son de cobre con un área ($S' = 0.75 \text{ mm}^2$) y resistividad ($\rho' = 0.0175 \Omega\text{mm}^2/\text{m}$).
- Masa 1.6 Kg.
- Refugio 350 m.

Parámetros de la carretilla barrenadora.

1. Cálculo de la cantidad de carretillas barrenadoras trabajando.

1 Productividad anual

$$P_a = P * N_{Td} * 313$$

$$P_a = 420 * 1 * 313$$

$$P_a = 131460 \text{ m}^3/\text{año}$$

Donde:

P: productividad de la carretilla barrenadora; $420 \text{ m}^3/\text{turno}$

N_{Td} : Número de turnos de trabajos al día; $N_T = 1$

313: cantidad de días efectivos laborales al año

2. Cantidad total de carretillas barrenadoras.

La cantidad de CB trabajando para garantizar la productividad máxima sería de:

$$N = \frac{P}{P_a}$$

$$N = \frac{558071}{131460}$$

$$N = 4.25$$

Donde:

P – Productividad de la cantera (m³ en el macizo).

$$P = 131460 \text{ m}^3/\text{año}$$

3. Cantidad total de carretillas barrenadoras.

Se recomienda por norma que se debe tener como reservas el 20 % del parque total de equipos, o sea:

$$N_T = N + 20 \% * N$$

$$N_T = 4.25 + 0.2 * 4.25 = 5.1$$

Como la cantidad de CB sobrepasa la unidad tanto trabajando como de reserva tomaremos como total cuatro carretillas barrenadoras para cumplir el plan de producción.

Tabla # 8 Características técnicas del martillo rompedor hidráulico

Marca	Demo
Modelo	DMB S 2200 II
Energía	4.41 joule
Peso operativo	1800 Kg.
Número de golpes por minutos	400-600
Productividad	400-480 m ³ /turno
Tipo de cincel	FLAT END
Diámetro de cincel	135 mm
Longitud	1.2 m
Presión hidráulica	130-170 Kg./cm ²

Compresores para el suministro de aire comprimido para los equipos de perforación.

Para asegurar la productividad máxima de la cantera estará trabajando un CB del tipo ATLAS COPCO ROC – 404 A (4.8 m³/min).

Conociendo la capacidad de los compresores ALTAS COPCO XR –350 que equivale a 21 m³/min., siendo la capacidad real de trabajo del 70 –80 % de la capacidad máxima, entonces quedaría:

$$21 * 0.70 = 14.7 \text{ m}^3/\text{min}$$

- Cantidad máxima de compresores para las carretillas barrenadoras CB.

$$4.8 * 4 = 19.2 \text{ m}^3/\text{min}.$$

$$Nc = \frac{19.2}{14.4} = 1.4 \approx 2$$

$$Nc = 2 \text{ compresor.}$$

Por norma se recomienda que deba tenerse como reserva el 20 % del parque total de equipo, o sea:

$$N_t = 0.20 * 3$$

$$N_t = 0.6$$

Con un compresor se garantiza el abastecimiento a las carretillas barrenadoras, pero se contará con uno de reserva para caso de averías o desperfectos técnicos del compresor en explotación.

La etapa de carga da paso a otro equipo que tiene la misión de transportar la materia prima o estéril hasta su destino, esta etapa en la mayoría de los casos tiene una mayor repercusión económica sobre el ciclo de explotación, y puede significar aproximadamente el 50 % del costo total e incluso de la Inversión en equipos principales.

La fase de descarga se logra en este caso con las mismas máquinas que transportan el material y en el caso concreto de los yacimientos que se analizan proponemos camiones volteo, teniendo en cuenta la distancia hasta los yacimientos (como promedio tres kilómetros), el relieve, condiciones hidrogeológicas así como la productividad de la planta, 6 160 toneladas de calizas más areniscas por día.

De acuerdo a las consideraciones antes expuestas, teniendo en cuenta las condiciones minero técnicas de los yacimientos, la combinación propuesta para los equipos es la siguiente:

En este caso el mismo equipo realiza el arranque y carga; debiendo utilizar con otro equipo el transporte y descarga independientemente.

La elección del conjunto de equipos necesarios en el proyecto se realiza normalmente, después de definir la fase u operación crítica, en función de la cual se estructurará todo el proceso productivo, teniendo en cuenta una serie de consideraciones.

3.9 Diseño y formación de la escombrera.

Las labores de formación de escombreras representan un proceso tecnológico importante; y aunque no sea de los principales siempre es muy significativo en

la explotación de un yacimiento, ya que en la misma se colocan los volúmenes de material estéril no deseado para darle una mejor organización a la zona 1 explotada.

Durante la planificación y proyección de las labores de escombreo hay que considerar los siguientes factores:

Las escombreras deben tener un tamaño racional respecto al volumen a depositar.

Encontrarse a la distancia mínima del punto de carga de las rocas de destape

Estar situadas en áreas sin mineral o en zonas del minado antiguo.

No obstaculizar el desarrollo de los trabajos mineros

Cumplir las reglas de seguridad de los trabajos

El laboreo de escombreo incluye los siguientes trabajos:

Descarga de las rocas

Distribución de las rocas en la escombrera

Compactación del material depositado

Según el área concesionada, da la escombrera posee la forma de un trapecio rectángulo.

El área superficial de la escombrera:

$$A_{es} = \frac{B+b}{2} * h = \frac{160+130}{2} * 154 = 22\,330m^2.$$

Donde:

B → Base mayor del trapecio

b → Base menor del trapecio

h → Altura del trapecio

Como la escombrera va a ser rehabilitada con la capa vegetal extraída de la zona 1. La misma esta diseñada para admitir el componente estéril y vegetal de dicha zona a explotar.

La altura de las capas que se depositaran en dicha escombrera son:

Altura del la capa estéril esponjada

$$A_E = \frac{V_E * K_e}{A_{es}} = \frac{7589.90 * 1.3}{22\ 330} = 0.44m$$

Donde:

$V_E \rightarrow$ Volumen de material estéril de la Zona 1 (7589.90m³)

Altura de la capa vegetal esponjada

$$A_{cv} = \frac{V_{cv} * 1.2}{A_{es}} = \frac{15181.62 * 1.2}{22\ 330} = 0.82m$$

Donde:

$V_{cv} \rightarrow$ Volumen de la capa vegetal de la Zona 1 ;15181.62m³

Altura de la capa vegetal y estéril esponjada en la escombrera

$$hes = A_{CV} + A_E = 0.82 + 0.44 = 1.26 \approx 1.3m$$

Este volumen es con el material esponjado; no se recomienda compactarla mecanizadamente como son cimentadores, para evitar la erosión ya que esto provocaría un compactamiento excesivo y es dañino a la hora de reforestar la escombrera, ya que esto provoca la muerte de las plantas sembradas. Este volumen disminuirá paulatinamente con el paso del tiempo, ya que la misma se ira compactando de forma natural.

3.10 Trabajos auxiliares.

Los trabajos auxiliares están encaminados a lograr que se realicen los procesos principales con la calidad y en el tiempo requerido, dentro de ellos tenemos, el mantenimiento de caminos y equipamiento, y el vaciado de las tolvas de recepción, y el resto de las actividades que aseguran que se cumpla con el plan de producción de la entidad minera.

3.11 Construcción del camino.

El diseño de las vías de transporte debe ser tal que los equipos que se utilicen se muevan sin perder el ritmo de las operaciones en condiciones seguras.

Para su diseño hay que tener en cuenta una serie de aspectos, tales como:

- Tipo de terreno
- Pendiente
- Curvatura: radios peraltes y sobre ancho
- Visibilidad en curvas y cambios de rasante
- Conexión de bombeo
- Drenaje

Para el dimensionamiento del camino, se realizaron los cálculos por el camión TEREX 60.

En el anexo - se muestra un perfil transversal del camino, el ancho de la misma se determinó por la siguiente expresión:

Ancho del camino (M)

$$M = n * X + (n - 1) * \tilde{n} + 2 * d$$

$$M = 2 * 4.06 + (2 - 1) * 1 + 2 * 1$$

$$M = 11.12 \text{ m}$$

Donde:

n → Cantidad de vías del camino (2)

X → Ancho del camión 4.06m

\tilde{n} → Espacio entre maquinas que van en diferentes sentidos 0.4 – 1m

d → Distancia del camión a la cuneta o el talud 1 m

El equipamiento disponible en la entidad minera se refleja a continuación en las tablas # (9, 10,11)

TABLA # 9 Relación de los equipos mineros en la cantera.

EQUIPOS	MODELO	CAPACIDAD O POTENCIA	CANTIDAD	LARGO (m)	ANCHO (m)
---------	--------	----------------------------	----------	--------------	--------------

Excavadora frontal Liebherr	R 974 C	5.6 m ³	1	2.5	4.7
Camión volteo Terex	TR 60	35 m ³ /60t	6	9.13	4.06
Bulldózer Liebherr	PR764	14-17 m ³	1	-	-
Cargador frete pala Liebherr	L 580	5m ³	1		

TABLA # 10 Características técnicas Buldózer

Parámetros	Especificaciones
Marca:	Liebherr
Modelo:	PR764 Litronic
Potencia:	422 HP
Largo:	5650 mm
Alto:	3060 mm
Tipo de combustible que necesita:	Diesel
Índice de consumo de combustible:	18.81 l/h
Ancho de la cuchilla:	4260 mm
Alto de cuchilla:	1060 mm
Penetración máxima de corte (p):	530 mm (real 420 mm)
Radio de giro exterior:	3300 mm

<u>Datos del escarificador</u>	
Ancho (Ae):	2164 mm
Cantidad de dientes:	3
Profundidad de trabajo:	650 mm
Distancia entre dientes (De):	925 mm
Accionamiento:	hidráulico

TABLA # 11 Características técnicas Camión Terex 60

Parámetros	Especificaciones
Marca:	Terex
Modelo:	TR 60
Tipo de combustible que utiliza:	Diesel
Potencia:	700 HP
Largo:	9130 mm
Ancho:	4060 mm
Pendiente máxima superable:	18° (i = 32)

Ancho de vía mínimo:	2640 mm
Radio de giro exterior:	10 600 mm
Largo:	6000 mm
Ancho:	4270mm
Capacidad:	35m ³ = 60 t

3.12 Trabajos de extracción Zona 1

3.12.1 Cálculo de la productividad de la excavadora

En la cantera del yacimiento “Aguadores Este” para la carga del mineral útil a los camiones se prevé utilizar excavadora Liebherr R974C de 5.6 m³.

A continuación se muestra la metodología del cálculo de la productividad por turno de la excavadora durante la carga del mineral útil en concordancia con las “Normas de Proyección Tecnológicas de las plantas de materiales de construcción no metálicos” vigentes en la antigua URSS y aplicadas en Cuba. Trabajos de extracción.

Determinación de la productividad de la excavadora frente pala Liebherr R974 C:

La productividad por turno de las excavadoras considerando los coeficientes de corrección en las condiciones concretas del trabajo se determina por la formula:

$$Qt = Q \times K_1 \times K_2$$

Donde:

Qt productividad de la excavadora.

K_1 coeficiente que tiene en cuenta la limpieza de los caminos de acceso a la excavadora. $K_1 = 0.98$

K_2 Coeficiente que tiene en cuenta la excavación de materiales húmedos de la I -III categoría es de (0.9).

$$Q_t = (5385.6)(0.98)(0.90) = 4750.10 \text{ m}^3/\text{turno}$$

La cantidad de excavadoras trabajando se determina por la formula:

$$N_{et} = \frac{P_c \times K_{it}}{Q_t \times K_{up}}$$

donde:

P_c → productividad promedio calendario de la cantera de la roca en el macizo:

$$P_c = \frac{P_A}{N_d}$$

$$P_c = \frac{558071}{313} = 1782.97 \text{ m}^3/\text{turno}$$

K_{it} = coeficiente de irregularidad del flujo del transporte automotor.

$K_{it} = 1.$

K_{up} = coeficiente de utilización del equipo de la planta en tiempo.

$K_{up} = 0.85$

$$N_{et} = \frac{(1782.97)(1.0)}{(4750.1)(0.85)} = 0.31 \approx 1 \text{ Excavadora.}$$

Productividad teórica

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{E}{T_c}$$

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{5.6}{30}$$

$$Q_{teo} = 672 \text{ m}^3 / h$$

Productividad técnica

$$Q_{tec} = 360 \times \frac{E \times K_{II}}{K_e \times T_c}$$

$$Q_{tec} = 3600 \times \frac{5.6 \times 0.85}{1.3 \times 30}$$

$$Q_{tec} = 439 \text{ m}^3 / h$$

Productividad de explotación

$$Q_{exp} = 3600 \times \frac{E \times K_{II}}{K_e \times T_c} \times K_U$$

$$Q_{exp} = 3600 \times \frac{5.6 \times 0.85}{1.3 \times 30} \times 0.83$$

$$Q_{exp} = 364 \text{ m}^3 / h$$

3.12.2 Cálculo de la productividad del transporte automotor (camiones)

Cálculo de la productividad de los camiones en el transporte de material útil.

Calculo de productividad para el camión Terex TR 60

Cantidad de cucharones de la excavadora necesarios para la carga del camión

$$N_c = \frac{C_c}{V_c \times \gamma} = \frac{55}{4.76 * 2.07} = 5.56 \approx 6 \text{ cucharones}$$

Cálculo del tiempo de ciclo del un camión.

$$T_{rt} = t_{rcc} + t_{rcv} + t_c + t_d + t_{mc} + t_{md} + t_{er}$$

Donde:

t_{rcc} → Tiempo de recorrido del camión cargado; min.

t_{rcv} → Tiempo de recorrido del camión vacío; min.

Estos dos tiempos anteriores se determinan a partir de la distancia de transportación y la misma se calcula por el plano del yacimiento

t_c → Tiempo de carga del camión; min.

t_d → Tiempo de descarga del camión; min.

t_{mc} → Tiempo de maniobra para la carga; min.

t_{md} → Tiempo de maniobra durante la descarga; min.

t_{er} → Tiempo de espera y retención; min.

Tiempo de recorrido del camión cargado

$$T_{rcc} = 60 * \frac{d_{prc}}{V_{prc}} = 60 * \frac{2}{20} = 6 \text{ min}$$

Donde:

d_{prc} → Distancia promedio de recorrido del camión cargado; 2 Km.

V_{prc} → Velocidad promedio de recorrido del camión cargado; 20 km/h

Tiempo de recorrido del camión vacío.

$$T_{rcv} = 60 \times \frac{d_{prv}}{V_{prv}} = 60 \times \frac{2}{40} = 3 \text{ min}$$

Donde:

d_{prv} → Distancia promedio de recorrido del camión vacío; 2 Km.

V_{prv} → Velocidad promedio de recorrido del camión vacío; 35km/h

Tiempo de carga de un camión.

$$T_c = N_c \times T_{ccarg} = 6 \times 0.5 = 3 \text{ min}$$

Donde:

N_c → Número de cucharas para cargar el camión (6)

T_{Ccarg} → Tiempo de ciclo de la excavadora (0.5 min)

Por fotografía laboral se consideró que:

Tiempo de descarga de un camión; 1.3min

Tiempo de maniobra para la carga; 2 min

Tiempo de maniobras para la descarga; 2.5 min

Tiempo de espera y retención 3 min

$$T_c = 6 + 3 + 4 + 1.3 + 2 + 2.5 + 3$$

$$T_c = 21.8 \approx 22 \text{ min}$$

Cálculo de la cantidad de viajes de un camión en un turno.

$$N_v = \frac{T_t - (T_{op} + T_{des})}{T_c} = \frac{720 - (30 + 90)}{22} = 27.27 \approx 27 \text{ viajes}$$

T_t → Tiempo de duración del turno; 12h=720 min.

T_{op} → Tiempo para realizar las operaciones preparatorias y finales; 30 min.

T_{des} → Tiempo de descanso en el turno de trabajo; 90 min.

En el tiempo de descanso se incluyen los tiempos reglamentarios según la norma para el descanso; almuerzo (45-60 min), merienda (10-15 min), tiempo para habilitar (10-15 min).

Cálculo del volumen real de roca que cabe en el camión Er_{cam1} .

$$Er_{cam1} = Ccu \times K_{LL} \times N_c = 5.6 \times 0.85 \times 6 = 28.56 \text{ m}^3$$

Donde:

N_c → Número de cucharas para cargar el camión (6)

K_{LL} → Coeficiente de llenado de la cuchara de la excavadora; (0.85)

Cálculo de la productividad del camión por turno.

$$Q_{t1} = N_v \times K_{ll} \times Cc = 27 \times 0.95 \times 35 = 897.75 \text{ m}^3 / \text{Turno}$$

$$K_{LL} = \frac{Er_{cam1}}{V} = \frac{28.56}{35} = 0.82$$

Donde:

V → Capacidad de carga del camión; (35m³)

N_v → Número de viajes en un turno; (27)

Productividad del transporte automotor por turno en la cantera

Productividad técnica del camión

$$Q_{tec} = \frac{Cc \times T_t}{T_c} = \frac{55 \times 12}{0.37} = 1783.78 \text{ t / turno}$$

$$T_c = 22 \text{ min} = 0.37 \text{ h}$$

Productividad de explotación

$$Q_e = Q_{tec} \times K_u$$

$$Q_e = 1783.78 \times 0.85 = 1516.21 \text{ t / turno}$$

K_u ; coeficiente de utilización

Productividad mensual

$$Q_M = Q_{t1} * M = 897.75 * 26 = 23341.5 \text{ m}^3 / \text{mes}$$

Días de trabajo en un mes

$$M = \frac{N_d}{N_M} = \frac{313}{12} = 26 \text{ días}$$

Donde:

$$N_M \rightarrow \text{Los meses del año (12)}$$

Productividad Anual del transporte

$$Q_a = Q_{t1} * N_d = 897.75 \times 313 = 280\,995.75 \text{ m}^3 / \text{año}$$

Productividad anual:

$$Q_a = Q_e \times N_d$$

$$Q_a = 1516.21 \times 313 = 474573.7 \text{ t / año}$$

Números de camiones:

$$N_c = \frac{V_e}{Q_a} = \frac{1494262}{474573.7} = 3.14 \approx 4 \text{ camiones}$$

$V_e \rightarrow$ Productividad anual; t

Parque de camiones:

$$N_{cp} = (N_c \times K_r) + N_c$$

$$N_{cp} = (4 \times 0.5) + 4 = 6 \text{ camiones}$$

CAPÍTULO 4. CÁLCULO ECONÓMICO

4.1 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.

4.2 Gastos directos que se originan durante las labores de desbroce

Los gastos directos que se originan durante el desbroce [G_d (desbroce)] están constituidos por la suma de los gastos por concepto de salario [G_s (desbroce)], los gastos por concepto de amortización de los equipos [G_a (desbroce)] y los gastos por concepto de combustibles [G_c (desbroce)].

Tabla # 8. Gasto por concepto de salarios [G_s (desbroce)]

Puesto de trabajo	Cantidad	Salario del mes (\$)	0.09%	39%	Salario (\$)
Operador de bulldózer	1	455,21	46,99	221,98	723,97
Total					\$723,97

Tabla # 9. Gastos por concepto de amortización de equipos [G_a (desbroce)]

Equipos	Cantidad	Valor inicial	Vida útil	Amortización	Amortización
---------	----------	---------------	-----------	--------------	--------------

Bulldózer	1	380000	3	114000	114000
Total					\$ 114000

Tabla #10. Gastos por concepto de consumo de combustible [G_c (desbroce)]

Equipos	Cantidad	Consumo inicial (l/h)	Total de horas trabajadas (h)	Precio del Litro (\$)	Costo total anual (\$)
Bulldózer	1	24	84	0,52	1048,32
Total					\$1048.32

Gastos directos durante el desbroce

$$G_d(\text{desbroce}) = G_s(\text{desbroce}) + G_a(\text{desbroce}) + G_c(\text{desbroce})$$

$$G_d(\text{desbroce}) = 723.97 + 114000 + 1048.32$$

$$G_d(\text{desbroce}) = \$ 115772.29$$

4.3 Gastos directos originados por la actividad de destape

Los gastos directos producidos por dicha labor [G_d (destape)], están constituidos por la suma de los gastos por concepto de salario [G_s (destape)], los gastos por concepto de amortización de los equipos [G_a (destape)] y los gastos por concepto de combustibles [G_c (destape)].

Tabla # 11. Gastos por concepto de salario [G_s (destape)]

Operadores de equipos	Cantidad	Salario mensual (\$)	0.09%	39%	Salario total (\$)
Chofer de camión	1	535,34	48,18	227,57	762,91
Operador de la	1	535,34	48,18	227,57	762,91

excavadora					
Total					\$ 1525.82

Tabla #12. Gastos por concepto de amortización de equipos [G_a (destape)]

Equipos	Cantidad	Valor inicial (\$)	Vida útil (años)	Amortización 30% (\$/año)	Amortización Total (\$)
Camión rígido TEREX 60	1	450 000	5	135 000	135 000
Excavadora	1	765 000	3	229 500	229 500
Bulldózer	1	380 000	3	114 000	114 000
Total					\$478500

Tabla # 13. Gastos por concepto de combustible [G_c (destape)]

Equipos	Cantidad	Consumo horario (l/h)	Total de horas trabajadas (h)	Precio (\$/año)	Costo total (\$)
Camión rígido TERX 60	1	28	696	0,52	19488
Excavadora	1	42	696	0,52	29232
Bulldózer	1	24	696	0,52	16704
Total					\$65424

Gastos directos durante el destape

$$G_d(\text{destape}) = G_s(\text{destape}) + G_a(\text{destape}) + G_c(\text{destape})$$

$$G_d(\text{destape}) = 1525.82 + 478500 + 65424$$

$$G_d(\text{destape}) = \mathbf{\$545449,82}$$

4.4 Gastos originados por la actividad de extracción

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

$G_{c(\text{extraccion})}$ y los gastos por concepto perforación y voladura $G_{v(\text{extracción})}$

Costo por metro perforado

Número de cartuchos de TECTRÓN 100 para el año.

$$N_c = \frac{Q_t}{q} = \frac{36566.61}{4.167} = 8775.28 \text{ cartuchos.}$$

q: peso del cartucho.

Q_t : gasto real de sustancia explosiva por ciclo.

Tabla #14 Costo de un metro de perforación

Materiales	U/M	Cantidad	Precio unitario	Importe
Detonadores	u	1672	0.23	385
Nitromiel	Kg	286831	0.70	200782
Cartuchos	u	8775.28	1.50	13163
Medios de protección	módulo	27	16.00	432
Herramienta y accesorio	-	-	-	200
TOTAL				\$214962

Tabla # 15. Gastos por concepto de salario [$G_{s(extraccion)}$]

Operador del equipo	Cantidad	Salario mensual (\$)	0.09%	39%	Salario total (\$)
Chofer de camión	4	535,34	48,18	227,57	3051,64
Operador de la excavadora	1	535,34	48,18	227,57	762,91
Total					\$ 3814,55

Tabla # 16. Gastos por concepto amortización de equipos [$G_a(extracción)$]

Equipos	Cantidad	Valor inicial (\$)	Vida útil (años)	Amortización 30% (\$/año)	Amortización Total (\$)
Camión rígido Terex 60	4	450 000	5	135000	135000

Excavadora.	1	765 000	3	229500	229500
Total					\$364500

Tabla #17. Gastos por concepto de combustible [G_c (extracción)]

Equipos	Cantidad	Consumo horario (l/h)	Total de horas trabajadas (h)	Precio (\$/año)	Costo total (\$)
Camión rígido Terex 60	4	28	27744	0,52	403952,64
Excavadora.	1	42	9690	0,52	211629,6
Total					\$615982,24

Gastos directos durante la extracción

$$G_d(\text{extracción}) = G_s(\text{extracción}) + G_a(\text{extracción}) + G_c(\text{extracción}) + G_v(\text{extracción})$$

$$G_d(\text{extracción}) = 3814,55 + 364500 + 615982,24 + 214962$$

$$G_d(\text{extracción}) = \mathbf{\$1198858,79}$$

Vale destacar que en estos cálculos se utilizaron la amortización y no la depreciación de los equipos por ser este el índice que se usa en los cálculos de la empresa de cemento "Jose Meceron Allen", igualmente, en dicha empresa la amortización de un equipo es considerada en un 30% al año del valor inicial del equipo. Cabe señalar que los datos empleados son oficiales por lo que no se dan más detalles por limitantes de acceso a las fuentes de información, ya que se consideran clasificadas.

4.5 Gastos por concepto de mantenimiento

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 #18. Gastos por concepto de mantenimiento (G_m)

Equipos	Horas de operaciones	Costo de mantenimiento/hora de operaciones (\$)	Costo total (\$)
Camión articulado	20520	10,80	221616
Excavadora	5861,90	32,50	190511,75
Total			\$412127,12

4.6 Gastos directos generales

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

$$G_{dg} = 115772,29 + 545449,82 + 1198858,79$$

$$+ 412127,12$$

$$G_{dg} = \$ 2272208,65$$

4.6.1 Gastos indirectos

$$G_{ind} = G_{dg} \times 0,06$$

$$G_{ind} = 2272208,65 \times 0,06$$

$$G_{ind} = \$ 136332,52$$

4.6.2 Gastos totales

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

$$G_{totales} = 2272208,65 + 136332,52$$

$$G_{totales} = \$ 2408541,17$$

4.7 Costo de producción por tonelada de mineral extraído

$$\frac{G_{totales}}{P_A} = \frac{2408541,17}{558071} = 4,32 \text{ \$/t}$$

CAPITULO 5. PROTECCIÓN DEL MEDIO AMBIENTE Y MEDIDAS DE SEGURIDAD EN LA CANTERA

5.1 Valoración medio ambiental

El medio ambiente en la zona en que se llevará a cabo este proyecto, está profundamente antropizado. Existen excavaciones (canteras antiguas y actuales), abundancia de escombreras, amontonamiento de residuales, remoción total del suelo fértil, abundancia de vías interiores no asfaltados.

La flora y fauna han sufrido considerables estragos sobre todo en las aéreas cercanas a las zonas de explotación de la cantera. La calidad del aire se encuentra afectada por polvo y humo, existe también incidencias del ruido y las vibraciones. Así como un activo tráfico de vehículos pesados.

Según lo planteado en el proyecto anterior, el medio ambiente ha sido alterado negativamente por la actividad minera. Los factores con mayor grado de impacto son: el paisaje, la flora y fauna, la calidad del aire, y la hidrología.

Las acciones generadoras de impacto son: perforación y voladura de las rocas, desbroce y movimiento de tierra, carga, transporte y descarga de materiales, procesamiento de material, creación de material, creación de huecos, construcción de edificios y plantas de tratamiento, construcción de caminos, mantenimiento de maquinarias, residuales,

Identificamos los impactos negativos y positivos que genera por el proyecto. A fin de mitigar los primeros y potenciar los segundos, propondremos acciones concretas y viables, basándonos en la aplicación de los Programas de Desarrollo Minero, y de Producción más Limpia.

5.2 Medidas preventivas y correctoras para minimizar el impacto ambiental producido en la cantera

1. Señalizar todos los límites del área de concesión minera autorizado a explotar
2. Limitar el destape de la capa vegetal exclusivamente a las áreas debajo de las cuales existen reservas de calizas autorizadas a explotar (en este periodo de tiempo no procede)
3. Forestar las áreas minadas una vez terminada la explotación de las reservas.
4. Almacenar en lugares adecuados los equipos en desuso y la chatarra la que finalmente se entregará a su recuperación
5. Ubicar correctamente los desechos industriales.
6. Cumplir con las exigencias planteadas en la Licencia Ambiental
7. Hacer simulacros y ejercicios demostrativos según el plan de liquidación de averías y contingencias existentes.
8. Son de obligatorio cumplimiento los requisitos para la protección de la capa vegetal del suelo (NC 31/99).
9. Establecer de conjunto con el MINAGRI un programa de rehabilitación de los suelos por etapas y presentar a la UMA en el termino de tres meses a partir de la fecha de emitida esta licencia.
- 10.El traslado de los materiales se realizara tomando las medidas necesarias para evitar daños y perjuicios al medio ambiente, a chóferes y personas circulando en la vía (vehículos en perfecto estado técnico, toldos para evitar el desprendimiento de polvo u otras partículas contaminantes).
13. El riego de los caminos de acopio del mineral.

Además la dirección administrativa a cargo de la producción de áridos para la construcción anualmente debe preparar y hacer cumplir un programa de actividades medio ambientales para las actividades de extracción, procesamiento, socio-administrativas etc. Que constituye mantenimiento de los ecosistemas, el cumplimiento de medidas higiénico sanitario y la elevación de la cultura ambiental en la producción.

La atmósfera se purifica de modo natural mediante la sedimentación de polvo, el lavado del aire o en las gotas de lluvias, la disolución de algunos gases y partículas sólidas en las gotas de aguas.

En los caminos la disolución del polvo natural mediante la sedimentación del polvo es menor cuando la vía está cubierta con una placa de tierra. Si lo está por una placa de hormigón la concentración de polvo en el aire es de 30 – 100ml/m³ y cuando es natural oscila entre 150 – 350ml/m³, obligado a la búsqueda de sustancias que enlacen las partículas de polvo. Para la disminución de polvo en los caminos se puede emplear los siguientes métodos.

- El riego con soluciones de sales higroscópicas (de calcio y magnesio).
- La aplicación en la propia cobertura sólida de sustancias como el cloruro de calcio.
- Riego de agua (la efectividad del métodos dura entre 30-120min en días de temperaturas altas).

Para el desarrollo íntegro de las áreas afectadas resulta ventajoso el sistema de terraza, especialmente par zonas con pendiente para zonas superiores al 20%, lo que aplicado con el avance de la minería permitirá el ahorro de tiempo y dinero, para una posterior dedicación forestal una vez concluida la minería de la fase.

Este sistema permite una rehabilitación de los suelos degradados por la minería, debido a que controla el escurrimiento superficial y controla la erosión de forma efectiva. Para la rehabilitación de las regiones se debe tener en cuenta la selección de las especies.

Teniendo en consideración lo siguiente:

-Resistencias a plagas, adaptación a los cambios y variaciones existentes en el medio, formación de suelos y que fuesen autóctonas.

-Para la rehabilitación del paisaje se debe sembrar, por todos los extremos los de las área minadas árboles altos, los cuales por su elevada talla realizan el papel de pantalla visual de ocultación.

Al concluir los trabajos de reforestación se verifica periódicamente las zonas tratadas, velando así que vaya según los planes previstos.

5.3 Seguridad y protección del trabajo

La preservación y la significación de la vida humana debe ser el principio fundamental de toda sociedad, por esto, debe darse especial importancia al cumplimiento de las normas de seguridad e higiene del trabajo.

Medidas generales

- La administración esta obligada a crear y mejorar sistemáticamente las condiciones de trabajo adecuadas para los trabajadores con el fin de que la producción se desenvuelva en un medio seguro y se prevengan los accidentes y enfermedades profesionales.
- La administración esta obligada a incluir las necesidades de Protección e Higiene del Trabajo en sus planes anuales.
- La explotación del yacimiento se efectuará de acuerdo al proyecto técnico; además en la cantera debe existir y actualizarse sistemáticamente.
- Debe existir un informe del levantamiento topográfico con un régimen de actualización mensual.
- Los obreros de nuevo ingreso deben pasar el curso especial de técnica de seguridad.
- Antes de iniciar los trabajos de voladura se deben establecer los límites de la zona de peligro

Documentos obligatorios para unidades mineras a Cielo abierto

- Documentación topográfica y geológica correspondiente.

- Proyecto de explotación aprobado por el organismo competente.

Reglas generales

- En las áreas donde no existan los requisitos de seguridad adecuados, solo se trabajará con el objetivo de crearlos.
- Los requisitos de seguridad de cada puesto de trabajo y equipos serán comprobados diariamente y de modo regular, durante el trabajo.
- Se prohíbe obstruir las áreas de trabajo o las vías de acceso a las mismas con rocas u otros objetos que dificultan el tránsito de personal y equipos.
- Al cesar las labores, los equipos de extracción y transportación de materiales se situarán en un lugar seguro, con la cabina cerrada y fuente de alimentación cerrada.
- Cuando los equipos con mecanismos articulados (cubo de la excavadora, del cargador, bulldózer, etc.) no se encuentran trabajando, estos mecanismos permanecerán en el suelo.
- Se prohíbe descansar en los frentes de trabajo cerca de los taludes de las terrazas y de los mecanismos en funcionamiento, en las vías de accesos y sus inmediaciones y debajo de los equipos estacionados.
- Se prohíbe el traslado de personas de un escalón a otro por los taludes aprovechando los montones de rocas en los laterales del mismo
- Los trabajadores de nuevo ingreso en la cantera deberán recibir un seminario sobre técnica de seguridad e higiene, así como aprender las reglas de los primeros auxilios en posibles accidentes.
- Los equipos solo pueden ser operados por obreros calificados para esa labor y autorizados.

Reglas para el movimiento y otras prohibiciones concernientes a los obreros.

- El movimiento de los obreros debe realizarse siempre por las bermas de seguridad.
- El movimiento de personal de un escalón a otro a través de roca explosionada, se realizará solo en condiciones de necesidades especiales.
- Los trabajadores que laboren en el frente deben usar casco y calzado adecuado
- La ropa de trabajo debe ser ajustada y no tener partes colgantes.

Reglas de seguridad en el frente de canteras

- No se permite extralimites de los ángulos de talud.
- Las bermas de seguridad deben tener dimensiones establecidas.
- No se permite realizar ninguna labor sobre las rocas explosionadas.
- No se permite realizar trabajos bajo rocas colgantes o taludes con peligros de deslizamiento.
- No se permitirá realizar trabajos en el borde del escalón sin el uso del cinturón de seguridad.
- Los equipos de transporte deben ubicarse fuera del prisma del deslizamiento.

Reglas de seguridad para trabajos de barrenación

- Las carretillas barrenadoras se colocarán en la plataforma de trabajo y se situarán de forma que el equipo se encuentre fuera del prisma de derrumbe del talud.

- Se prohíbe nivelar las carretillas barrenadoras colocando rocas y otros materiales por debajo.
- Durante el traslado de la carretilla barrenadora se prohíbe que personas permanezcan sobre la misma.
- Durante la perforación de la primera fila la carretilla se colocará de forma que el eje frontal quede paralelo al borde del escalón.

Reglas de seguridad para trabajos de voladura.

- Es obligatorio que el personal de la actividad esté autorizado por los órganos competentes del MININT.
- Para la realización de la actividad de voladura es necesario que se encuentren los equipos y personal ajeno a la actividad a una distancia no menor de 100 m y 200 m respectivamente.
- Se prohíbe la exposición a los rayos del sol de los medios.
- El custodio velará por la seguridad de las SE y los medios.
- Es obligatorio la existencia de los refugios para la realización de la actividad.

Reglas de seguridad para el trabajo con el bulldózer.

- Se prohíbe dejar el bulldózer sin control con el motor funcionando y con la cuchilla en alto.
- Se prohíbe que el mismo trabaje en dirección transversal a las pendientes abruptas.
- Para la regulación de engrase o reparación debe estar situado en un área horizontal, con el motor apagado y cuchilla en el piso.
- Se prohíbe al personal situarse debajo de la cuchilla levantada. Para su visión deben situarse apoyos sólidos y sesionarse de su eficacia.

- Se prohíbe realizar el trabajo sin caseta de protección del buldózer.
- Antes de ejecutarse los trabajos de desbroce el operador debe reconocer la zona a pie y marcar los lugares peligrosos.
- No se permite abandonar el buldózer en funcionamiento.

Reglas de seguridad para el trabajo con Excavadora frente pala.

- Se prohíbe la permanencia de personas ajenas en la cabina durante su funcionamiento, así como en el área de desplazamiento del cargador.
- No se permite guardar gasolina dentro del cargador ni otros materiales combustibles, como tampoco objetos que puedan interferir en la maniobrabilidad del equipo.
- Al cargar los camiones el chofer dará señales de comienzo y final a los chóferes de los carros de transporte.
- En caso de peligro de derrumbe o deslizamiento del escalón durante el proceso de trabajo debe ser detenido y evacuar el equipo hacia un lugar seguro.
- Cuando se transporta material en pendiente o suelos blandos se debe utilizar velocidades relativamente bajas.
- Durante el llenado del cubo las velocidades no deben sobrepasar los 4 Km./h, después de cargado no debe exceder de los 11Km/h.

Reglas de seguridad para el trabajo con los equipos de transporte.

- No poner en movimiento con la caja en alto
- No mover los equipos marcha atrás a distancias mayores de 30 m (excepto en trincheras).
- No transportación de personas en el volteo y fuera de la cabina.

- No estacionamiento en pendiente.

- No transportar material con peligro de caerse sin tomar las medidas pertinentes.

- No sobrepasar la capacidad de carga.

- En los caminos de la cantera no se podrá adelantarse con respecto a los otros equipos.

- Para trabajar, el equipo debe estar en perfecto estado técnico, de no ser así no se debe usar el camión, poseer focos de iluminación espejos retrovisores y debe existir buena señalización óptica.

- Cuando por razones técnicas halla que detener el camión en una pendiente se debe:
 - 1) Desconectar el motor.
 - 2) Frenar el equipo.
 - 3) Colocar calzos debajo de las ruedas, dichos calzos deben estar previstos con antelación.

- El camión debe cargarse solo por los laterales o la parte trasera de la cama.

- La cabina de los equipos de transporte tiene que poseer una visera especial de protección del diseño establecido, de lo contrario el operador no debe permanecer dentro de la cabina durante la carga de su equipo.

- Para la carga del camión este debe estar frenado completamente y en posición horizontal.

- En las áreas de descarga debe existir un muro de 0.7 m de altura para la protección del camión mientras se mueve hacia atrás, si no existe entonces, debe existir una distancia de la zona de descarga hasta el borde de aproximadamente 3 m.

Reglas para la construcción de vías de acceso

- Las vías a través de trincheras se construirán dejando una distancia no menor de 1.5 m, del borde, a ambos lados de la trinchera.
- En las vías utilizadas para el tránsito de vehículos cargados, el ángulo de inclinación no excederá del 10%
- Cuando se trate de vehículos vacíos, el ángulo antes referidos no excederá del 15%
- En las vías inclinadas de considerable extensión se construirán secciones horizontales intermedias, de longitud no inferior a 50 m, (excluyendo las curvas verticales correspondientes), y con un ángulo de inclinación inferior al 25%.
- Estas secciones no estarán separadas entre si por una distancia mayor de 500 m.
- Las vías en sus curvas tendrán un ángulo de inclinación transversal de 6%.
- Esta inclinación se dirigirá hacia el origen del radio de curvatura.
- Las vías que se construyan en laderas cuyas pendientes sea de 30° o más tendrán un ángulo de inclinación transversal de 2%. La inclinación de las vías estará dirigida hacia el lado contrario del borde de la ladera.
- Se organizará el riego regular de las vías con agua u otra sustancia, con fines de atenuar el polvo.
- Se prohíbe la circulación de los equipos de carga por las vías durante la niebla y lluvia fuerte.

CONCLUSIONES

El Sistema de Explotación propuesto es el más racional y eficiente considerando las características del equipamiento disponible y las condiciones naturales del área.

Se cumplió con el objetivo propuesto, ya que se realizó un proyecto que cumple con la extracción de las reservas de la zona con racionalidad provocando el menor impacto al medio ambiente.

RECOMENDACIONES

Recomendamos la aplicación de este proyecto de explotación adaptándolo a las condiciones de otras áreas.

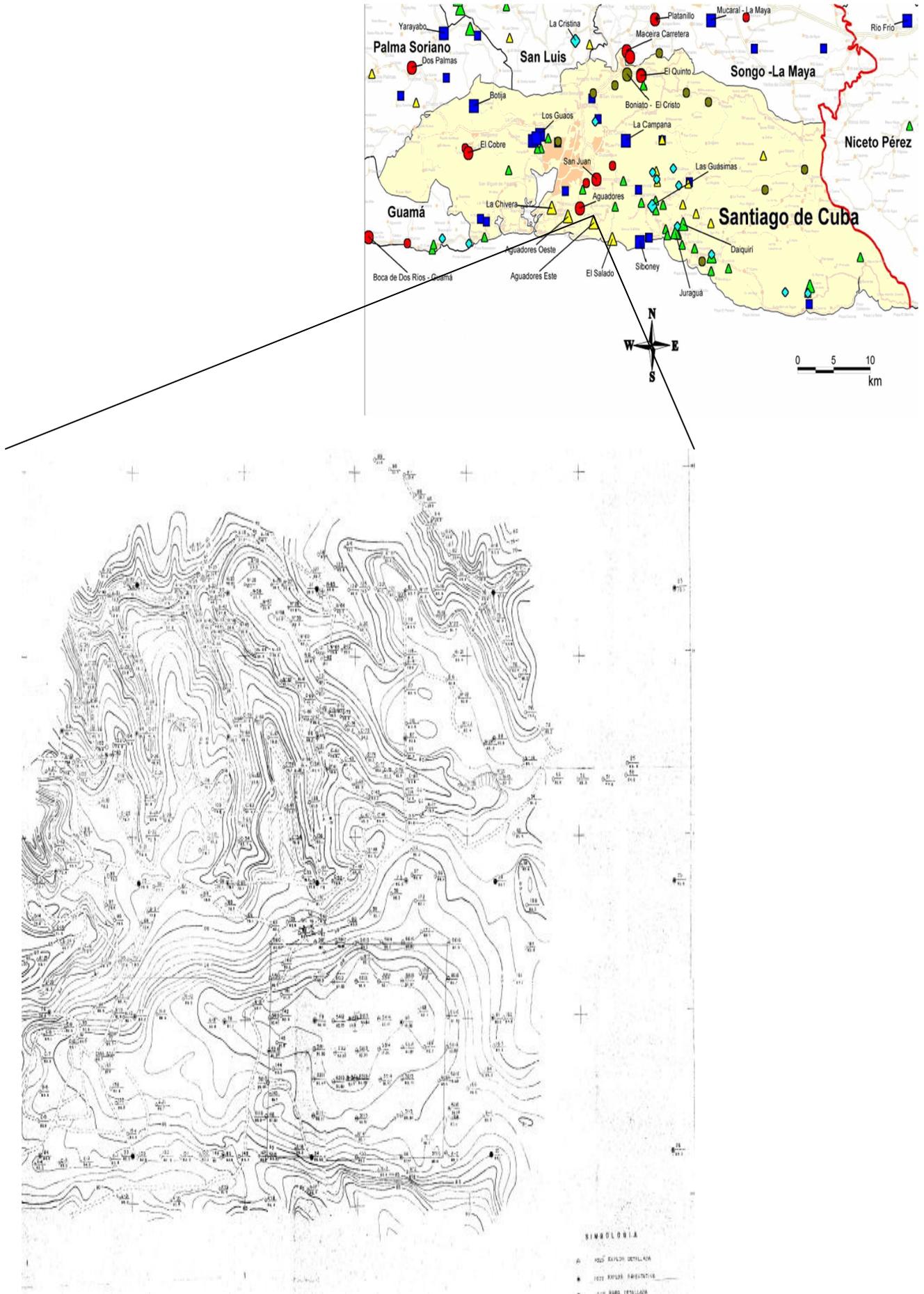
Actualizar el informe geológico del yacimiento.

BIBLIOGRAFÍA

1. Belete Fuentes O. Maquinas de excavación – carga.2002
2. Blanco, R. Mecánica de Roca. Editorial “Oriente”. Santiago de Cuba.1981
3. Dieguez García Y. Conferencias Explotación a Cielo abierto. Cuba. 2008.
4. Cardet Hernández, R. Nuevas valoraciones geólogo-tecnológicas sobre el yacimiento “Granitoides Holguín”. Enrique Castellanos Pérez, Carlos Leiva Rodríguez y Ricardo Álvarez (tutores). Tesis de Grado. Instituto Superior Minero Metalúrgico, 2007. 54h.
5. Cervantes Guerra Y. Conferencias Protección e Higiene del trabajo. Cuba. 2008.
6. López Jimeno C. et al. Manual de Explotación y Restauración de gravera. Editorial Madrid.
7. Otaño Noguel. J. Fragmentación de roca con explosivos. Editorial “Felix Varela”. La Habana. 1998.
8. Polanco Almanza R. y Pereda Hernández S. Transporte minero. Editorial “Felix Varela”. La Habana. 1999.
9. Tabla de equivalencia, factores de conversión y pesos de materiales; 1976.

Anexos

Anexo 1 Ubicación Yacimiento Aguadores este



Anexo 2 Gráfico del Volumen en Función de los días en las labores de desbroce, destape y extracción

