



MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO
"Dr. Antonio Núñez Jiménez"
FACULTAD DE GEOLGÍA Y MINAS
DEPARTAMENTO DE MINAS

Proyecto de explotación de la Zona 1 del yacimiento de caliza Cantera Blanca: Año 2014

Tesis presentada en opción al título de Ingeniero en Minas

Iván Yacel Mulet Góngora

Moa, 2013



MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO
"Dr. Antonio Núñez Jiménez"
FACULTAD DE GEOLGÍA Y MINAS
DEPARTAMENTO DE MINAS

Proyecto de explotación de la Zona 1 del yacimiento de caliza Cantera Blanca: Año 2014

Tesis presentada en opción al título de Ingeniero en Minas

Autor: Iván Yacel Mulet Góngora

Tutores: Ing. Idermis Téllez Rodríguez

Ing. Ana Cheviera Caridad, Ms.C.

Moa, 2013

DECLARACIÓN DE AUTORIDAD

Yo: Iván Yacel Mulet Góngora, autor de este trabajo de diploma, que tiene como título: **“Proyecto de explotación de la Zona 1 del yacimiento de caliza Cantera Blanca: Año 2014”** y los tutores, Prof. Asistente Ing. Idermis Téllez Rodríguez y Prof. Asistente Ing. Ana Cheviera Caridad, Ms.C., declaramos la propiedad intelectual de este al servicio del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa.

Iván Yacel Mulet Góngora

Ing. Idermis Téllez Rodríguez

Ing. Ana Cheviera Caridad, Ms.C.

PENSAMIENTO

*El hombre que se aparta del camino de la sabiduría
Vendrá a parar en la compañía de los muertos*
Prov 21.16

*Hijo mío, si tu corazón fuere sabio,
También a mí se me alegrará el corazón;
Mis entrañas también se alegrarán
Cuando tus labios hablaren cosas rectas*
Prov 23.15;16

*Cuando viene la soberbia, viene también la deshonra;
Mas con los humildes está la sabiduría*
Prov 11.2

*El que ama la instrucción ama la sabiduría;
Mas el que aborrece la reprensión es ignorante*
Prov 12.1

La Palabra de Dios (Biblia)

AGRADECIMIENTOS

Agradezco francamente la colaboración de todas las personas que han contribuido a la realización de este trabajo y en especial:

A Dios que ha sido el que me dado las fuerzas, la vida y la sabiduría para poder hacer este trabajo.

A mi familia, por el apoyo brindado, especialmente a mi tía Carmen por ayudarme y padecer junto a mí el esfuerzo que amerita un trabajo de este tipo.

A mis tutores Idermis Téllez y Ana Cheviera, quienes han colaborado en la realización de este proyecto.

A todos los profesores, quienes me crearon conocimientos para formarme como ingeniero, en especial a Yoandro Diéguez García por su ayuda incondicional en el desarrollo de esta Tesis de Diploma.

A mis amigos y hermanos en la fe en Cristo por haberme dado el aliento en los momentos difíciles por los cuales pasé. Agradezco la especial atención y dedicación en mi formación a Zarice y a César por estar a mi lado apoyándome.

DEDICATORIA

A Dios que es la fuente de mi inspiración ya que sin EL este trabajo hubiera sido un motivo para gloriarme, para demostrar al mundo mis capacidades y mi inteligencia pero con EL ha sido el resultado de las cosas grandes y maravillosas que puede hacer Dios en la vida del ser humano.

RESUMEN

En el presente trabajo se desarrolló el Proyecto de explotación de la Zona del yacimiento de caliza Cantera Blanca para el año 2014 por el método manual, con el objetivo de tener una referencia para hacer ajustes al proyecto realizado para 5 años por CEPRONIQUEL con el método automatizado mediante el Software GEMCOM. Para ello se realizó la fundamentación y selección del sistema de explotación, el régimen de trabajo, la selección del equipamiento minero necesario, el cálculo de su productividad así como sus parámetros de explotación tanto para el desbroce y destape como para la extracción. Se realizó el cálculo de los trabajos de perforación y voladura, la organización y la valoración económica de las actividades fundamentales; el análisis del impacto medioambiental, el plan de monitoreo a implementar de acuerdo a la legislación vigente y además, las medidas de seguridad y salud en el trabajo a cumplir para la protección del personal que trabaja en la cantera, en especial, aquellas definidas como peligrosas. Con la metodología utilizada en el trabajo, se pueden realizar ajustes al proyecto realizado por CEPRONIQUEL con softwares especializados.

SUMMARY

The Project to exploitation of the limy deposit “Cantera Blanca” for the year 2014 was developed by manual method with the objective of having a reference to made adjustments to the project marked for 5 years by CEPRONIQUEL with the automated method by means of the Software GEMCOM. For that, it was carried out the foundation and selection of the system of exploitation, the work régime, the selection of the necessary mining equipment, the calculation of their productivity as well as their parameters of exploitation so much for the clears and uncover like for the extraction. It was carried out the calculation of the perforation works and explosion, the organization and the economic valuation of the fundamental activities; the analysis of the environmental impact, the supervision plan to implement according to the effective legislation and also, the measures of security and health in the work to execute the personnel's protection that works in the quarry, especially, those defined ones as dangerous. With the methodology used in the work, adjustments can be made to the project carried out by CEPRONIQUEL with specializes software.

ÍNDICE

PAG

CAPITULO I. UBICACIÓN GEOGRAFICA Y CARACTERIZACIÓN INGENIERO GEOLOGICA DEL YACIMIENTO	- 4 -
1.1 Ubicación geográfica del yacimiento	- 4 -
1.2 Caracterización ingeniero geológica del yacimiento	- 5 -
1.2.1 Geología	- 5 -
1.2.2 Tectónica.	- 7 -
1.2.3 Hidrología.	- 7 -
1.2.4 Características geotécnicas del macizo rocoso.	- 7 -
1.2.5 Características cualitativas de la zona.	- 8 -
1.2.6 Características hidrometeorológicas.	- 8 -
1.3 Condiciones para la estimación de los recursos.	- 8 -
1.3.1 Investigaciones tecnológicas	- 10 -
1.4 Clasificación de los recursos minerales.	- 11 -
1.4.1 Recursos medidos	- 12 -
1.4.2 Recursos indicados:	- 13 -
1.4.3 Recursos inferidos	- 13 -
CAPITULO II. LABORES MINERAS EN EL YACIMIENTO “CANTERA BLANCA”	- 16 -
2.1 Breve descripción del estado actual de los trabajos mineros en la cantera	- 16 -
2.2 Caracterización del nuevo frente que se va a explotar	- 16 -
2.3 Fundamentación y elección del sistema de explotación.	- 17 -
2.4 Régimen de trabajo en la Zona 1.	- 17 -
2.5 Volumen de material útil in situ a extraer en un año	- 18 -
2.6 Equipamiento minero a usar y sus características tecnológicas	- 18 -
2.7 Desbroce y destape	- 19 -
2.7.1 Cálculo del equipamiento en el desbroce y destape	- 20 -
2.7.1.1 Cálculo del bulldozer KOMATSU D-85	- 20 -

2.7.1.2 Cálculo del cargador DAWOO MEGA 250	- 23 -
2.7.1.3 Cálculo del transporte automotor (CAMIÓN Kraz 256).....	- 26 -
2.8 Extracción del material útil	- 29 -
2.8.1 Cálculo del cargador frontal DAWOO MEGA 250	- 29 -
2.8.2 Cálculo del transporte automotor (CAMIÓN KRAZ 256).....	- 32 -
2.9 Apertura de la Zona 1	- 35 -
2.9.1 Diseño del sistema de apertura	- 35 -
2.9.2 Método de apertura.....	- 36 -
2.9.3 Sistema de apertura.....	- 36 -
2.9.4 Método de laboreo de la trinchera de apertura.....	- 36 -
2.9.5 Cálculo de la apertura.....	- 37 -
2.9.5.1 Cálculo de la plazoleta de trabajo para toda la cantera.....	- 37 -
2.9.5.2 Esquema de construcción de las trincheras de acceso y corte.....	- 37 -
2.9.5.3 Diseño de la trinchera de acceso y de corte 1 (del nivel +39 al + 38).....	- 38 -
2.9.5.4 Diseño de las trincheras de acceso y de corte 2 (niveles del +38 al + 14).....	- 39 -
2.9.5.5 Diseño de la trinchera de acceso y de corte 3 (nivel +14 al +5).....	- 40 -
2.10 Organización del trabajo	- 41 -
2.11 Trabajos de perforación y voladura.....	- 44 -
2.11.1 Cálculo del pasaporte de perforación y voladura.....	- 44 -
2.11.1.1 Cálculos de los bloques del 1 al 11 y del 14 al 19.....	- 45 -
2.11.1.2 Cálculo de la Trinchera de acceso.....	- 47 -
2.11.2 Parámetros fundamentales para el laboreo del bloque.....	- 54 -
2.11.2.1 Bloques a arrancar en un año	- 54 -
2.11.3 Cantidad de metros a perforar (Mt).....	- 55 -
2.11.4 Gasto total de explosivos (Qt).....	- 56 -
2.11.5 Iniciación y esquema de salida de los detonadores.....	- 57 -

2.11.6 Otros elementos para la realización de la voladura	- 58 -
2.11.7 Parámetros de la carretilla barrenadora (CB)	- 58 -
2.11.8 Diseño y formación de la escombrera.....	- 59 -
2.11.9 Trabajos auxiliares.....	- 59 -
2.11.10 Construcción del camino	- 59 -
CAPITULO III. CÁLCULO ECONÓMICO	- 60 -
3.1 Costo de las labores de desbroce y destape.....	- 60 -
3.1.1 Gastos de fuerza de trabajo	- 60 -
3.1.2 Gastos materiales	- 61 -
3.1.3 Gastos de reparación y mantenimiento en el desbroce y destape	- 62 -
3.1.4 Gastos de amortización en las labores de desbroce y destape	- 63 -
3.2 Gastos totales en la actividad de desbroce y destape.....	- 63 -
3.3 Costo de las labores de extracción.	- 64 -
3.3.1 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de extracción.....	- 64 -
3.3.2 Gastos materiales en las labores de extracción.....	- 64 -
3.3.3 Gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción	- 65 -
3.3.4 Gastos de amortización en la extracción.....	- 66 -
3.3.5 Gastos totales en la actividad de extracción	- 66 -
3.4 Costo de las labores de perforación y voladura.....	- 67 -
3.4.1 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de perforación y voladura.....	- 67 -
3.4.2 Gastos materiales en las labores de perforación y voladura	- 68 -
3.4.3 Gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción	- 68 -
3.4.4 Gastos de amortización en las labores de perforación y voladura	- 68 -
3.4.5 Gastos totales en la actividad en las labores de perforación y voladura	- 69 -
3.5 Gastos totales en el proceso de explotación de la Zona 1	- 70 -
CAPITULO IV. PROTECCIÓN DEL MEDIOAMBIENTE Y MEDIDAS DE SEGURIDAD DE LA CANTERA	- 71 -

4.1 Base legal	- 72 -
4.1.1 Principales regulaciones legales vigentes	- 73 -
4.1.2 Normas cubanas	- 75 -
4.2 Identificación y Caracterización de los Impactos Ambientales	- 75 -
4.2.1 Identificación de los Impactos Ambientales	- 75 -
4.2.2 Medidas para la fase de explotación	- 78 -
4.2.3 Medidas preventivas y correctoras para minimizar el impacto ambiental producido en la cantera	- 79 -
4.2.4 Propuesta del Plan de Monitoreo Ambiental	- 80 -
CAPITULO V. SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO	- 81 -
5.1 Seguridad Minera	- 81 -
5.2 Base legal y procedimientos	- 81 -
5.3 Medidas de seguridad para el trabajo con explosivos	- 82 -
5.4 Medidas de seguridad para el trabajo con bulldozer	- 82 -
5.5 Medidas de seguridad para el trabajo con equipos de transporte	- 83 -
5.6 Otras medidas de seguridad	- 83 -
CONCLUSIONES	- 84 -
RECOMENDACIONES	- 85 -
BIBLIOGRAFÍA	- 86 -
ANEXO	

INTRODUCCIÓN

Canteras es el término genérico que se utiliza para referirse a las explotaciones de rocas industriales, ornamentales y de materiales de construcción.

Constituyen, con mucho, un sector muy importante en cuanto a número, ya que desde épocas antiguas se han venido explotando para la extracción y abastecimiento de materias primas con uso final en la construcción y en obras de infraestructura.

La industria de materiales de construcción en Cuba debe jugar un papel fundamental en las nuevas estrategias de crecimiento y desarrollo del país, pues es una pieza clave en la solución del déficit habitacional y de infraestructuras, esto se debe lograr de tal forma que la industria desarrolle sus actividades con altos estándares de calidad y claros criterios de responsabilidad social.

Los materiales utilizados en la construcción tienen un gran impacto medioambiental, causado por su extracción, procesamiento, transporte y empleo; este impacto se produce en el ámbito mundial, regional y personal, afectando al clima, la biodiversidad y la salud de las personas.

La explotación de cualquier recurso mineral no puede ser desordenada y sin la documentación legal que proyecte el debido control de las actividades a realizar, pues no habría un aprovechamiento del mineral útil y el impacto medioambiental sería nefasto por lo que se necesita un documento rector que dirija todas las operaciones.

El yacimiento Cantera Blanca localizado en la provincia de Artemisa, municipio de Bauta tiene como propósito la explotación de materiales de construcción como es la caliza que constituye la materia prima fundamental para la producción de carbonato de calcio y cal química, ambos muy utilizados en la construcción.

La caliza y sus derivados poseen múltiples usos en la industria química, petroquímica, textil, metalúrgica como es en el acondicionamiento del agua industrial, síntesis de sales, reactivo de neutralización en el proceso de obtención de azúcar y derivados lácteos, en el tratamiento de aguas residuales, como fundente, entre otros muchos.

La Empresa que dirige el yacimiento Cantera Blanca solicitó al Centro de Proyectos del Níquel (CEPRONIQUEL) en Moa, la realización del proyecto de explotación para 5 años del yacimiento, dicha entidad realizó el mismo usando recursos informáticos modernos que pueden dejar de considerar algunos elementos importantes dentro del desarrollo de

la actividad minera que imposibilitan una ejecución efectiva de las labores mineras proyectadas.

CEPRONIQUEL a su vez solicitó al Instituto Minero Metalúrgico de Moa la realización del proyecto de explotación para el año 2014 del yacimiento Cantera Blanca para así corregir su proyecto y dejar establecida una metodología para detectar los posibles errores o desviaciones en próximos proyectos de este tipo.

Problema Científico: Necesidad de elaborar el proyecto de explotación de forma manual del yacimiento de caliza “Cantera Blanca” para el año 2014.

Objeto de la investigación: El procedimiento manual para la elaboración del proyecto de explotación.

Objetivo general: Elaborar el proyecto de explotación de la zona 1 del yacimiento de caliza “cantera Blanca” para el año 2014.

Campo de acción: La Zona 1 del yacimiento de caliza “Cantera Blanca”.

Objetivos Específicos:

1. Analizar la caracterización ingeniero-geológica de la cantera.
2. Realizar el cálculo del equipamiento para los diferentes procesos tecnológicos.
3. Realizar el diseño del sistema de explotación y de sus parámetros tecnológicos.
4. Determinar los índices técnico-económicos.
5. Proponer las medidas para disminuir el impacto ambiental y garantizar la seguridad de los trabajos mineros.

Hipótesis: Si se tiene una caracterización ingeniero geológica de la zona a explotar y se conoce el equipamiento a utilizar para desarrollar los diferentes procesos tecnológicos y sus características, entonces es posible realizar el proyecto de explotación de la Zona 1 del yacimiento de caliza “Cantera Blanca”.

Metodología de la Investigación.

Esta investigación en función de su alcance se clasifica como aplicada ya que se dedica a mejorar y perfeccionar el procedimiento de cálculo de un Proyecto, utilizando los siguientes métodos:

- ✓ Método empírico de medición y compilación de conocimientos para revisar, compilar la información y el procedimiento utilizado en múltiples proyectos y bibliografía especializada sobre la explotación de canteras.

- ✓ Método teórico básico de análisis y síntesis, para realizar el análisis por partes de la explotación de la cantera con todos sus elementos y sintetizar los procedimientos utilizados.
- ✓ Método teórico estructurado de analogía lógica para aplicar los procedimientos conocidos para los cálculos de los elementos que conforman el Sistema de explotación de canteras.

CAPITULO I. UBICACIÓN GEOGRÁFICA Y CARACTERIZACIÓN INGENIERO GEOLÓGICA DEL YACIMIENTO

1.1 Ubicación geográfica del yacimiento

El yacimiento Cantera Blanca pertenece al municipio Bauta, provincia Artemisa y se ubica al oeste de la Ciudad de la Habana, a unos 3 km del poblado de Baracoa. Como punto de referencia más cercano al yacimiento tenemos la intercepción de la carretera Mariel Cangrejas y Baracoa Bauta, a menos de 500 m de la cooperativa Ben Tre.

Las coordenadas Lambert del yacimiento se muestran en la tabla No. 1.1

Tabla No. 1.1 Coordenadas Lambert

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

340200,0	356200,0
341200,0	356700,0

La concesión minera de explotación, otorgada dentro de este yacimiento, se encuentra limitada por las siguientes coordenadas nacionales mostradas en la tabla No. 1.2.

Tabla No. 1.2 Coordenadas yacimiento Cantera Blanca

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Vértices	Este	Norte
I	340352,43	356659,91
II	340920,02	356725,05
III	341000,06	356664,98
IV	341140,03	356659,92
V	341160,09	356539,89
VI	340549,72	356127,77

En la figura 1.1 se muestra una imagen satelital del área donde se ubica el yacimiento Cantera Blanca.



Figura 1.1 Vista satelital del área de la Cantera
Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

1.2 Caracterización ingeniero geológica del yacimiento

1.2.1 Geología

La región donde se encuentra ubicado el yacimiento se caracteriza por presentar rocas que van desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario siendo más predominantes las rocas del Neógeno. Al sur y sureste los depósitos del Neógeno y Paleógeno son dislocados por fallas muy locales.

A continuación una breve descripción de las formaciones presentes en la región (CEPRONIQUEL, marzo 2013)

Fm. Vía Blanca (Cretácico Superior Campaniano Maestrichtiano). Presenta aleurolitas y argilitas, areniscas, margas, conglomerados y horizontes de olistostromas. Se manifiesta al suroeste de la región y subyace discordantemente a la formación Capdevila. Su potencia es de 500 – 800 m.

Fm. Capdevila (Eoceno Inferior): Areniscas, aleurolitas y conglomerados. Yace discordante a la formación Vía Blanca. Presenta una potencia de 300 – 350 m.

Fm. Universidad (Eoceno Inferior – Medio): Margas y calizas arcillosas, subyace discordantemente a la formación Punta Brava. Potencia 35 – 200 m.

Fm. Punta Brava (Eoceno Medio – Superior): Calizas arcillosas y margas. Yacen discordantemente sobre la formación Universidad. Potencia de aproximadamente 200 m.

Fm. Guanajay (Oligoceno): Formados por margas, arcillas, conglomerados y calizas. Yace discordantemente sobre la formación Punta Brava.

Fm. Husillo (Mioceno inferior): Está formada por calizas biotíticas y biógenas. Yace discordantemente sobre la formación Capdevila.

Fm. Cojímar (Mioceno Medio Temprano): Está compuesta por margas, calizas arcillosas y calizas. Yace discordantemente sobre la formación Guanajay y al suroeste de la región yace concordante sobre la formación Husillo.

Fm. Güines (Mioceno Medio Tardío): Está formada por calizas biógenas detríticas y calizas dolomitizadas. Yace concordantemente sobre la formación Cojímar.

Fm. Jaimanitas (Pleistoceno Superior): Depósitos eólicos. Eolinitas compactas, calcarenitas de granos finos con estratificación cruzada fina. Yace discordantemente sobre la formación Güines.

Fm. Santa Fé (Pleistoceno Superior) Depósito eólicos. Eolinitas compactas, calcarenitas de granos finos con estratificación cruzada fina. Yace discordantemente sobre la formación Güines.

El yacimiento Cantera Blanca se compone en su totalidad de calizas organógenas, blandas y duras, compactas y fragmentarias, recristalizadas y porosas. Pertenece a la formación Güines.

Se presentan también arcillas de color rojo formando parte de la capa vegetal y rellenando grietas y caverna, su proporción es poco significativa ya que las potencias pequeñas de las mismas no influyen en la homogeneidad del gran cuerpo de caliza.

(CEPRONIQUEL, marzo 2013)

Este yacimiento se encuentra dentro de los límites de depósitos de la edad Oligoceno – Mioceno. En la mayor parte del yacimiento están aflorando y solamente cerca de la frontera norteña y meridional se sobreponen por una capa de poca potencia de depósitos deluviales de edad Cuaternaria. En algunos sectores se observan las variaciones de la densidad y porosidad de las calizas.

Las cavidades cársicas que se han detectado presentan potencia vertical de 0,3 hasta 4,5 m. El carso generalmente está relleno de fragmentos de calizas y arcillas.

Las mayores potencias del material útil se encuentra en la parte oeste del yacimiento y la calidad de la materia prima en general es muy buena en todo el depósito.

1.2.2 Tectónica

Tectónicamente el yacimiento está poco estudiado, en el mismo no se encuentra una intensa cavernosidad, solo estas fueron cortadas en algunos pozos que están rellenas de arcillas rojas.

1.2.3 Hidrología

La red hidrográfica está representada por los ríos Baracoa y Santa Ana que se encuentran a ambos lados del yacimiento con un escurrimiento de sur a norte vertiendo las aguas en el Océano Atlántico.

Para las mediciones del nivel freático se usó una campana con cable y una cinta métrica realizando una al inicio y al final de cada turno de perforación. (CEPRONIQUEL, Marzo 2013)

Se llegaron a realizar mediciones en los siguientes pozos:

P-101, P-102, P-103, P-106, P-107, P-109, P-111, P-112, P-113, P-114, P-116, P-117, P-118, P-120, P-121, P-122, P-122A, P-126A, P-130A, P-131, P-138, P-142, P-151, PH-108, PH-119 y PH-123.

La alimentación del manto freático se produce por las precipitaciones, esta se escurre e infiltra hacia los horizontes inferiores. El cálculo de afluencia obtenido es de 1035.27 m³/día.

1.2.4 Características geotécnicas del macizo rocoso

Según la clasificación de la Norma Ramal para los recursos de rocas carbonatadas el yacimiento se ubica en el grupo II de yacimientos grandes, con condiciones de yacencia sencilla y potencia del mineral útil homogéneo, pero con un incipiente desarrollo del carso.

Dentro de los límites estudiados las calizas no tienen contactos con las demás secuencias litológico – estratigráficas de la región. Las mismas tienen yacencia casi horizontal, esto contribuye a la buena estabilidad de los bordes de la cantera; estos mantienen las paredes prácticamente verticales, no se observan rocas volcadas, derrumbes, ni deslizamiento del material en el frente de la cantera.

El yacimiento tiene las condiciones favorables para su explotación a cielo abierto. En la figura 1.1 se observan cómo las calizas afloran a la superficie y solamente en

algunos sectores, principalmente en la parte oeste donde todavía no ha sido minado se recubren de capa vegetal y en algunos casos de rocas arcillosas.

1.2.5 Características cualitativas de la zona

A todas las muestras obtenidas se le determinaron los contenidos útiles de carbonato de calcio (CaCO_3), y a algunos pozos el contenido de carbonato de magnesio (MgCO_3). Los requisitos fundamentales para la calidad de la materia prima en el área concesionada han sido evaluados teniendo en cuenta el contenido de carbonato de calcio (CaCO_3). (CEPRONIQUEL, marzo 2013)

A continuación se muestran los datos de las propiedades físico – mecánicas realizadas a las rocas que engloba la materia prima. Estas fueron tomadas del Informe de Exploración Orientativa y Detallada realizado en 1983.

Tabla No. 1.3 Propiedades físico – mecánicas realizadas a las rocas que engloba la materia prima

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Propiedades físico – mecánicas	U/M	Cant. de muestras	Valor promedio
Porosidad	%	52	27,90
Resistencia a la compresión saturada	Kg/cm^2	26	98,00
Resistencia a la compresión seca	Kg/cm^2	26	120,00
Peso específico	g/cm^3	52	2,68
Peso volumétrico	g/cm^3	52	1,94

1.2.6 Características hidrometeorológicas

Las precipitaciones en la región oscilan entre 40 mm en febrero y 160 mm en junio y octubre, el promedio mensual es 90 mm. La temperatura promedio mensual varía entre 22 °C y 27 °C, la temperatura promedio anual es de 25 °C.

1.3 Condiciones para la estimación de los recursos

Fue utilizada la estimación de los recursos realizada en el Proyecto original (CEPRONIQUEL, marzo 2013) para lo que se utilizó un nivel de integración de 5, es decir 25 agujas por cada bloque (25 x 25 x 5), las agujas se orientaron en la dirección

vertical y el sólido actualizado proporciona un estimado con un alto grado de exactitud (error menor de un 0,001 %), el modelo fue orientado a los 4,25 °. El método de Kriging ordinario fue empleado para la estimación de las leyes, aplicando los parámetros de los semivariogramas. Los principales parámetros usados para la estimación del carbonato de calcio (CaCO₃) y del carbonato de magnesio (MgCO₃) se muestran a continuación. Se les aumentaron el rango de búsqueda a los bloques que no fueron estimados bajo las condiciones antes planteadas.

Tabla No 1.4 Principales parámetros usados para la estimación del carbonato de calcio (CaCO₃) y del carbonato de magnesio (MgCO₃)

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Variable	Parámetros	Método de estimación	ID2	
% MgCO₃	Rotación	Kriging XYZ (0, 0, 0)	XYZ (0, 0, 0)	
	Rango de búsqueda	X = 250,00 m	X = 250,00 m	
		Y = 250,00 m	Y = 250,00 m	
		Z = 40,00 m	Z = 40,00 m	
	Tipo de búsqueda	Octante	Octante	
	Muestras por octante	Mín = 1	Mínimo = 1	
		Máx = 2	Máximo = 2	
	Variogramas	Efecto pepita	0.033	0,01
		Modelo spherical	Sill = 1,20 Ax = 202,00 Ay = 202,00 Az = 27,00	
	Cantidad de muestras	Modelo spherical	Sill = 0,0018 Ax = 250,00 Ay = 250,00 Az = 40,00	
		Mínimo = 2 Máximo = 16	Mínimo = 2 Máximo = 16	
Subdivisión bloques		5x5x2		

Tabla No 1.4 Principales parámetros usados para la estimación del carbonato de calcio (CaCO₃) y del carbonato de magnesio (MgCO₃) **(continuación)**

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Variable	Parámetros	Método de estimación	
		Kriging	ID2
%	Rotación	ZYZ (0, 0, 0)	ZYZ (0, 0, 0)
CaCO ₃	Rango de búsqueda	X = 255,00 m	X = 255,00 m
		Y = 255,00 m	Y = 255,00 m
Z = 38,00 m		Z = 38,00 m	
	Tipo de búsqueda	Octante	Octante
	Muestras por octante	Mínimo = 1	Mínimo = 1
		Máximo = 2	Máximo = 2
	Variogramas		
		Efecto pepita	0,33
		Modelo	Sill = 1.20
		spherical	
			Ax = 145,00
			Ay = 145,00
			Az = 22,00
		Modelo	Sill = 0,284
		spherical	
			Ax = 255,00
			Ay = 255,00
			Az = 38,00
	Cantidad de muestras	Mínimo = 2	Mínimo = 2
		Máximo = 16	Máximo = 16
	Subdivisión bloques	5x5x2	

1.3.1 Investigaciones tecnológicas

No se llegaron a realizar investigaciones tecnológicas ya que no son necesarias producto a que esta cantera se ha estado explotando con buenos resultados. Según los resultados químicos obtenidos hasta el momento la materia prima es muy buena para el uso de carbonato de calcio y cal química. Los tipos tecnológicos se

distribuyen de forma homogénea prácticamente en todo el yacimiento tanto para un uso como para el otro ya que no hay variaciones significativas entre el carbonato de calcio (CaCO_3) y el carbonato de magnesio (MgCO_3).

1.4 Clasificación de los recursos minerales

La clasificación de los recursos minerales se ejecutó mediante el software minero GEMCOM aunque se utilizaron otros para la entrada y análisis de datos (Microsoft Excel, Geoestat y GSLIB (módulo “vmodel”).

La herramienta dio la posibilidad de representar en 3D el cuerpo mineral y el estéril y permitió la creación del modelo de bloques que caracteriza cuantitativa y cualitativamente el yacimiento, permitiendo realizar estimados con gran exactitud como se muestra en la figura 1,2.

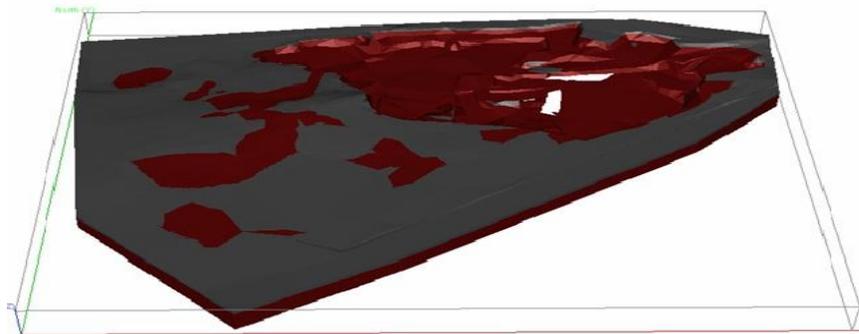


Figura No 1.2. Sólidos presentes en el proyecto (sólido mineral y estéril)

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Una vez que se confeccionó el modelo 3D del cuerpo mineral y los diferentes modelos necesarios para la estimación, se calcularon los recursos geológicos y se clasificaron. Para la clasificación de los recursos se tomó en cuenta la Resolución N°. 385 “*Normas para la Clasificación de los Recursos y Reservas Minerales Sólidos y el Balance Nacional de Recursos y Reservas de Minerales Sólidos de la República de Cuba*”.

La clasificación de los recursos fue realizada en el Proyecto original (CEPRONIQUEL, marzo 2013) usando técnicas geoestadísticas y para ello se empleó la metodología propuesta por Tulcanaza E. (1992), que se puede encontrar en su libro “*Técnicas Geoestadísticas y Criterios Técnico - Económicos para la*

Estimación y Evaluación de Yacimientos Minerales”.

Según esta metodología y usando como variable el porcentaje de CaCO_3 se usaron los siguientes criterios para la clasificación de los recursos:

1.4.1 Recursos medidos

Los recursos medidos se agrupan por los siguientes elementos:

Elemento 1: Alcance del variograma. Se consideró la mitad del alcance ($R/2$). A partir del variograma ajustado se obtuvo un alcance equivalente a 255,00 m, por tanto se tomó $R/2=127,50$ m. Se tomó como base para categorizar la distancia al punto más cercano usado para estimar.

Elemento 2: Cantidad de muestras usadas para estimar un bloque. Se usó para esta categoría ≥ 9 muestras.

Elemento 3: Varianza kriging. Se calculó la varianza de estimación que afecta a un bloque unitario teniendo en cuenta la desviación admisible en porcentaje para la ley media, en este caso $\pm 10,0\%$ con un nivel de confianza del 95 %, estableciéndose a partir de ésta dos varianzas, una por debajo de este valor y otra por encima. Éstas se comparan con la varianza kriging del bloque y se determina en qué categoría pudiera clasificar.

Cálculo de la varianza de estimación (σ_B^2)

$$\sigma_B = (\sigma_m \times \sqrt{n}) / 2 \quad (1)$$

Donde:

n Número de bloques o unidades de selección minera (USM): 6141.

σ_m Desviación admisible en porcentaje de la ley del mineral
(error permisible: $\pm 10,0\%$).

σ_B Desviación típica en porcentaje de la ley de un bloque unitario

$$\sigma_B = (0,1 \times \sqrt{6141}) / 2 = (0,1 \times 78,36) / 2 = 3,92$$

La varianza de estimación que afecta a un bloque unitario es σ_B^2

$$\sigma_B^2 = (3,92)^2 = 15,35$$

El valor de la varianza de estimación que afecta a un bloque unitario para la

precisión establecida es de 15,35, por tanto, para esta categoría se incluyeron los bloques que presentan varianza menor o igual a este valor.

1.4.2 Recursos indicados

Los recursos indicados se agrupan en tres elementos:

Elemento 1: Alcance del variograma. Se consideraron los bloques con distancias al punto más cercano menores o iguales a 255,00 m (R).

Elemento 2: Cantidad de muestras usadas para estimar un bloque. Se usó para esta categoría ≥ 4 y $<$ de 9 muestras.

Elemento 3: Varianza kriging. Se limitó la varianza seleccionando los bloques que tuvieran varianza por debajo de 15,35 y que no habían sido categorizados como medidos fuesen incluidos en indicados.

1.4.3 Recursos inferidos

Los recursos inferidos se agrupan en tres elementos:

Elemento 1: Alcance del variograma. Se consideraron los bloques con distancias menores o iguales a 255,00 metros.

Elemento 2: Cantidad de muestras usadas para estimar un bloque. Se usó para esta categoría $<$ 4 muestras.

Elemento 3: Varianza Kriging. Se limitó la varianza seleccionando los bloques que tuvieran varianza por debajo de 15,35 y que no habían sido categorizados como medidos e indicados fuesen incluidos en inferidos.

En la tabla No 1.4 se muestra el resumen para la categorización de los recursos asumiendo los elementos antes expuestos. La categorización se hizo considerando los tres elementos. Se usaron selecciones para ir excluyendo los bloques que ya hubiesen sido categorizados previamente. Una vez corridas las manipulaciones condicionales se hicieron correcciones en el modelo de categoría para evitar zonas pequeñas que no fuese objetivo mantener con cierta clasificación, de manera que resultara lo más adecuado y gradual posible.

Tabla No 1.4 Resumen de los parámetros utilizados para la categorización
Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Categoría	Distancia	Cantidad de muestras	Varianza kriging
Medidos	$\leq R/2$ (127,50 m)	≥ 9	$\leq \sigma B^2$ (15,35)
Indicados	$\leq R$ (255,00 m)	≥ 4 y < 9	$\leq \sigma B^2$ (15,35)
Inferidos	$\leq R$ (255,00 m)	< 4	$\leq \sigma B^2$ (15,35)

En la figura 1.3 se muestra en un modelo de bloques, los recursos medidos, inferidos e indicados.

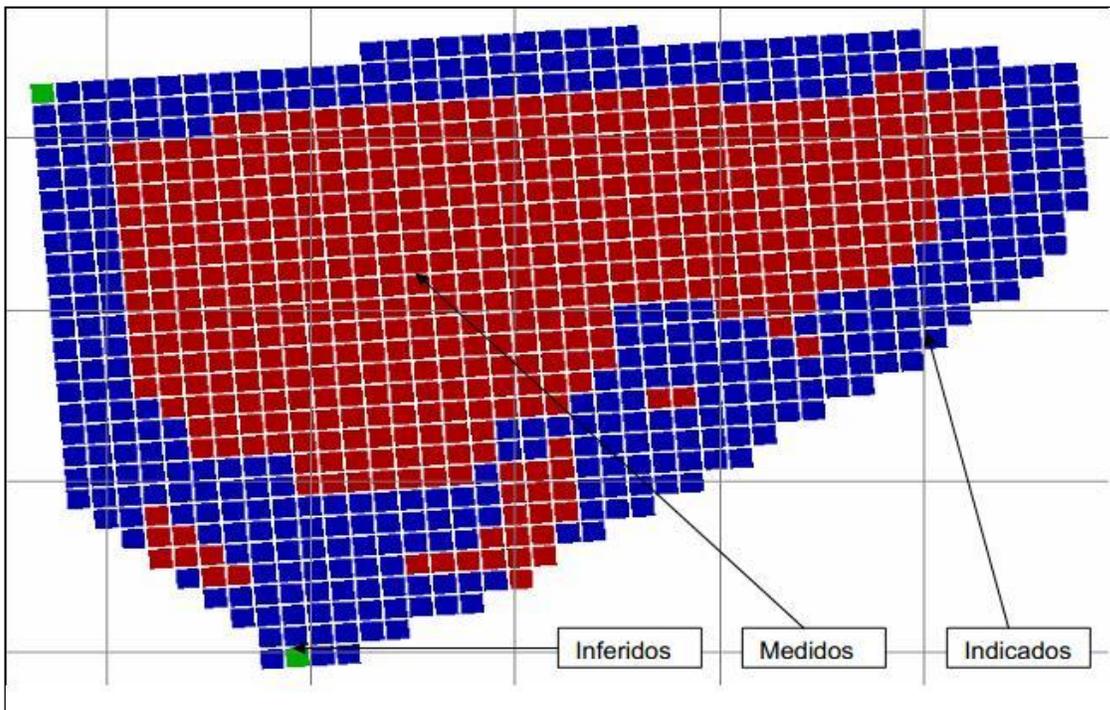


Figura No 1.3. Modelo de bloques. Recursos por categoría

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

En la tabla No 1.5 y tabla No 1.6 se muestran los resultados de la estimación de los recursos totales del yacimiento Cantera Blanca y dentro de la concesión minera.

Tabla No. 1.5 Estimación de los recursos totales

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Categoría	Volumen (m ³)	Densidad	Tonelaje (t)	% CaCO ₃	% MgCO ₃	% de recursos
Medidos	11 144 285,00	1,94	21 619 913,54	97,48	0,42	78,90
Indicados	2 977 271,19	1,94	5 775 906,28	97,21	0,40	21,08
Inferidos	3 847,92	1,94	7 464,96	97,51	0,43	0,03
Total	14 125 404,11	1,94	27 403 284,78	97,43	0,42	100,00

Tabla No. 1.6 Estimación de los recursos dentro de la concesión minera

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Categoría	Banco	Volumen (m ³)	Densidad (g/dm ³)	Tonelaje (t)	% CaCO ₃	% MgCO ₃	% de recursos
Medidos	-10PW	281 609,50	1,94	546 322,45	97,07	0,36	4,49
	-5PW	478 579,34	1,94	928 443,94	97,18	0,37	7,63
	+0PW	925 019,38	1,94	1 794 537,66	97,42	0,38	14,75
	+5PW	909 191,68	1,94	1 763 831,90	97,59	0,39	14,50
	+10PW	725 267,79	1,94	1 407 019,56	97,70	0,39	11,56
	+15PW	596 839,65	1,94	1 157 868,95	97,62	0,39	9,52
	+20PW	520 695,27	1,94	1 010 148,86	97,55	0,40	8,30
	+25PW	488 278,06	1,94	947 259,47	97,60	0,39	7,79
	+30PW	368 700,68	1,94	715 279,34	97,61	0,40	5,88
	+35PW	90 730,98	1,94	176 018,10	97,48	0,37	1,45
	+40PW	2 296,86	1,94	4 455,90	97,14	0,37	0,04
	Subtotal	5 387 209,19	1,94	10 451 186,14	97,51	0,39	85,90
Indicados	-15PW	70 995,04	1,94	137 730,38	97,11	0,36	1,13
	-10PW	39 735,28	1,94	77 086,44	96,54	0,37	0,63
	-5PW	116 485,82	1,94	225 982,49	97,33	0,39	1,86
	+0PW	120 467,01	1,94	233 706,01	97,51	0,40	1,92
	+5PW	150 333,73	1,94	291 647,44	97,62	0,39	2,40
	+10PW	150 488,83	1,94	291 948,33	97,46	0,39	2,40
	+15PW	109 462,21	1,94	212 356,70	97,38	0,38	1,75
	+20PW	37 265,79	1,94	72 295,64	97,74	0,37	0,59
	+25PW	11 287,78	1,94	21 898,30	98,55	0,37	0,18
	+30PW	65 153,37	1,94	126 397,55	98,16	0,41	1,04
	+35PW	12 362,00	1,94	23 982,28	98,15	0,38	0,20
Subtotal	884 036,86	1,94	1 715 031,56	97,48	0,39	14,10	
Total	6 271 246,05	1,94	12 166 217,7	97,51	0,39	100,00	

CAPITULO II. LABORES MINERAS EN LA ZONA 1 DEL YACIMIENTO “CANTERA BLANCA”

Para la explotación de la zona 1 se utilizará como base, los recursos con que cuenta la empresa, previendo la falta de recursos económicos para la adquisición de equipamientos, lo cual dificultaría la puesta en práctica de este proyecto.

Las labores mineras se garantizan mediante los procesos tecnológicos, 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 los logros económicos que se puedan alcanzar.

Estos procesos se pueden dividir en dos tipos fundamentales: los principales y los auxiliares; dentro los primeros: 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.

2.1 Breve descripción del estado actual de los trabajos mineros en la cantera

La explotación en el yacimiento se realiza a cielo abierto, se desbroza y destapa la roca con uso de bulldozer, posteriormente es apilado y cargado a camiones con el uso de cargador frontal. Actualmente la extracción se hace con perforación y explosivos. Los bancos de extracción alcanzan alturas variables que van desde los 5 hasta los 15 metros.

La explotación de la cantera se realiza en dos zonas, al noreste con mayor participación y al norte en un área más pequeña del yacimiento y para el año 2014 se pretende abrir un nuevo frente al oeste. Los niveles de explotación están bien definidos, poseen un piso llano que facilita el drenaje. La materia prima extraída del yacimiento abastece a la planta de procesamiento.

2.2 Caracterización del nuevo frente que se va a explotar

El nuevo frente que se pretende explotar está localizado al oeste de la cantera (Anexo A). El relieve del área es de manera general llano, por lo que teniendo en cuenta este

elemento es de fácil explotación por el significado que tiene el relieve, condicionando muchos gastos por concepto de equipamiento. El área aproximada según el diseño de este trabajo ocupa en la superficie 29 879,12 m².

La capa vegetal y el estéril es de aproximadamente un metro; la potencia de la caliza establecida para la explotación de 5 años va desde la cota +38 a la +5, alcanzando un valor promedio de 33 m.

2.3 Fundamentación y elección del sistema de explotación

Es muy importante seleccionar el sistema de explotación que se va a utilizar ya que esto define los resultados económicos que se van a alcanzar.

Con el sistema de explotación que se establezca se debe garantizar que todos los trabajos mineros se realicen racionalmente, que la extracción de la materia prima sea eficiente, garantizando además los planes de extracción previstos.

Considerando las características del área expuestas anteriormente se establece que el sistema de explotación sea: a cielo abierto, longitudinal, de un borde con transporte automotor y escombrera exterior.

2.4 Régimen de trabajo en la Zona 1

En la Zona 1 el régimen de trabajo será como sigue:

Días calendarios.....	365
Días feriados y domingos.....	- 58
Días estimados de lluvias.....	- 27
Días laborables o efectivos.....	280
Turnos de trabajo al día.....	1
Horas de un turno.....	12
Aprovechamiento del tiempo (%).....	85

Los trabajos mineros en el turno se realizan de acuerdo a la etapa que se trabaja ya sea en el desbroce y destape o en la extracción del material útil según lo planificado.

2.5 Volumen de material útil in situ a extraer en un año

$$P_c = \frac{Q}{K_a \times K_1 \times K_e} = 139941,7 \text{ m}^3 / \text{año} \quad (2)$$

Donde:

- Q Productividad anual de la planta: 144 000 m³/año
K_a Coeficiente de aprovechamiento de la planta: 0,75
K₁ Coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas de materia prima por concepto de transportación y pérdidas en la planta: 0,98
K_e Coeficiente de esponjamiento de las rocas: 1,4

2.6 Equipamiento minero a usar y sus características tecnológicas

En las siguientes tablas se muestran las características técnicas del equipamiento minero utilizado.

Tabla No 2.1 Características técnicas del bulldozer Komatsu D-85

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Parámetros	Unidad medida	valor
Largo	mm	5650
Alto	mm	3060
Potencia	HP	180
Altura de la cuchilla	mm	1000
Ancho de cuchilla	mm	2500
Consumo de combustible	L/h	18,81
Altura máxima de corte	mm	420
Radio de giro exterior	mm	3300
Tipo de combustible	-	diesel
Velocidad de corte	m/min	120
Velocidad de transporte	m/min	190
Disponibilidad mecánica	%	85

Tabla No.2.2 Características técnicas del Cargador frontal Dawoo Mega 250

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Largo	m	7,60
Ancho	m	2,90
Volumen del cubo	m ³	2,5
Disponibilidad mecánica	%	90

Tabla No 2.3 Características técnicas del camión Kraz 256

Fuente: CEPRONIQUEL, marzo 2013

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Capacidad de carga	m ³	8
Tipo de combustible	-	diesel
Potencia del motor	HP	215
Consumo de combustible	L/km	0,481
Pendiente máxima superable	%	(i =12)
Ancho	mm	2640
Longitud	mm	8100
Radio de giro exterior	m	1200
Disponibilidad mecánica	%	85
Velocidad del camión cargado	km/h	25
Velocidad del camión vacío	km	30

Además la cantera cuenta con MOTONIVELADORA, CAMIÓN PIPA COMB MAZ AC 8-500 (CEPRONIQUEL, marzo 2013)

2.7 Labores de desbroce y destape

Los procesos tecnológicos de desbroce y destape en muchos casos son procesos que se realizan por separado debido a la cantidad de material que se tienen que extraer y a las características del material; pero en la cantera que se trata, se pueden realizar conjuntamente ya que la potencia promedio a extraer tanto de la capa vegetal y estéril

que yacen encima del material útil es de un metro, estando conformado de arcillas y una pequeña capa vegetal, material que es de fácil arranque con bulldozer.

El material será extraído a través del bulldozer (Komatsu D-85) por la razón que se ha dicho anteriormente, el mismo será apilado en los extremos, cargado a través del cargador frontal (Dawoo Mega 250) y depositado en un medio de transporte (Camión Kraz 256), dicho transporte lo descargará a la escombrera.

2.7.1 Cálculo del equipamiento en el desbroce y destape

Para el cálculo de los parámetros de operación del equipamiento utilizado se debe partir del cálculo del volumen:

Volumen

$$V = a \times b \times e = 29879,12 \text{ m}^3 \quad (3)$$

Donde:

- a Ancho de la Zona 1: 67,79 m
- b Longitud de la Zona 1: 440,76 m
- e Espesor de la capa: 1 m

2.7.1.1 Cálculo del bulldozer KOMATSU D-85

Entre los parámetros fundamentales de operación del Bulldozer se encuentran sus productividades, el tiempo de ciclo y la cantidad necesaria para el volumen a mover.

Productividad horaria

$$Q = \frac{3600 \times T_t \times V \times K_p \times K_u \times K_i}{K_e \times T_c} = 1514,7 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (4)$$

Donde:

- Tt Duración del turno: 12 h
- V Volumen del material en estado mullido que se traslada con la cuchilla del bulldozer.
- Kp: Coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas de material durante su traslado
- Ku Coeficiente de utilización del bulldozer en el tiempo; 0,85
- Ke Coeficiente de esponjamiento de la roca; 1,2

Para tener en cuenta las pérdidas de material durante el traslado se calcula K_p

$$K_p = 1 - L_2 \times (\beta)^3 = 0,99 \quad (5)$$

Donde:

B Coeficiente que tiene en cuenta la friabilidad y humedad del material: 0,006

L_2 Distancia de transportación del material hasta la pila: 10 m

K_i Coeficiente que tiene en cuenta la pendiente del terreno donde trabaja el bulldozer: 1,0

El volumen que mueve la cuchilla se debe calcular

$$V = \frac{L \times h \times a}{2} = 2,15 \text{ m}^3 \quad (6)$$

Donde:

L Longitud de la cuchilla del bulldozer: 2,5 m

h Alto de la cuchilla del bulldozer: 1 m

a Ancho del prisma formado por el material a los lados de la cuchilla durante el traslado

El ancho del prisma se calcula como

$$a = \frac{h}{\tan \varphi} = 1,72 \text{ m} \quad (7)$$

Donde:

Φ Angulo de reposo natural del material durante su traslado; 30°

El tiempo de ciclo se obtiene mediante el cálculo:

$$T_c = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + t_c + 2 \times T_g = 43 \text{ s} \quad (8)$$

Donde:

L_1 Longitud de la franja a cortar por el bulldozer: 10 m

L_2 Longitud de traslación de las rocas: 3 m

V_1 Velocidad de movimiento del bulldozer durante el corte: 2 m/s

- V_2 Velocidad de movimiento del bulldozer cargado: 1,7 m/s
 V_3 Velocidad de movimiento del bulldozer vacío: 3,16 m/s
 t_c Tiempo de cambio de las velocidades: 4,8 s
 T_g Tiempo de giro del bulldozer: 10 s

Productividad por turno

$$Q_t = Q \times T_t \times 0,85 = 15\ 449,94 \text{ m}^3 / \text{turno} \quad (9)$$

Donde:

T_t Tiempo del turno: 12 h

Productividad diaria

$$Q_d = Q_t \times N_t = 15\ 449,94 \text{ m}^3 / \text{día} \quad (10)$$

Donde:

N_t Número de turnos en un día: 1

Productividad mensual

$$Q_{mes} = Q_d \times N_d = 360\ 447,10 \text{ m}^3 / \text{mes} \quad (11)$$

Donde:

N_d Número de días en un mes: 23,33 días

Productividad anual

$$Q_a = 280 \times Q_d = 4\ 325\ 983,20 \text{ m}^3 / \text{año} \quad (12)$$

Productividad trimestral

$$Q_t = \frac{Q_a}{4} = 1\ 081\ 495,8 \text{ m}^3 / \text{trimestre} \quad (13)$$

Cantidad de bulldozer anual

$$N_b = \frac{V_d}{Q_{anual}} = 1 \text{ equipo} \quad (14)$$

Donde:

V_d Volumen: 29 879,12 m³

Q_{anual} Productividad anual

Tiempo para el desbroce y destape

$$T_{dd} = \frac{V_d}{Q_d} = 1,93 \text{ días} \quad (15)$$

En la Tabla No. 2.4 se muestran los parámetros de operación del bulldozer KOMATSU D-85.

Tabla No. 2.4 Parámetros de operación del bulldozer KOMATSU D-85

Parámetros	Unidad de medida	Resultados
Volumen	m ³	29 879,12
Tiempo de ciclo	s	43,00
Productividad horaria	m ³ /h	1514,70
Productividad por turno	m ³ /turno	15 449,94
Productividad diaria	m ³ /días	15 449,94
Productividad mensual	m ³ /mes	360 447,10
Productividad trimestral	m ³ / trimestre	1 081 495,80
Productividad anual	m ³ /año	4 325 983,20
Cantidad de Bulldozer anual	-	1
Tiempo	días	1,93

2.7.1.2 Cálculo del cargador DAWOO MEGA 250

Productividad teórica

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{E}{T_c} = 230,77 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (16)$$

Donde:

E Capacidad de la cuchara: 2,5 m³

T_c Tiempo de ciclo del cargador: 39 s

Productividad técnica

$$Q_{tec} = 3600 \times \frac{E \times K_{ll}}{K_e \times T_c} = 206,38 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (17)$$

Donde:

K_{ll} Coeficiente de llenado de la cuchara: 1,10

K_e Coeficiente de esponjamiento: 1,23

K_u Coeficiente de utilización: 0,85

Productividad horaria

$$Q_h = 3600 \times \frac{E \times K_{ll}}{K_e \times T_c} \times K_u = 175,42 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (18)$$

Productividad por turno

$$Q_t = 12 \times Q_h = 2\ 105,07 \text{ m}^3/\text{turno} \quad (19)$$

Productividad diaria

$$Q_d = 1 \times Q_t = 2\ 105,07 \text{ m}^3/\text{día} \quad (20)$$

Productividad mensual

$$Q_{mes} = \frac{Q_a}{N_{mes}} = 49\ 118,3 \text{ m}^3/\text{mes} \quad (21)$$

Donde:

Q_a Productividad anual

N_{mes} Número de meses: 12

Productividad trimestral

$$Q_{tr} = Q_{mes} \times 3 = 147\ 354,9 \text{ m}^3/\text{trimestre} \quad (22)$$

Donde:

Q_{mes} Productividad mensual

Productividad anual

$$Q_a = N_d \times Q_d = 589\ 419,6 \text{ m}^3/\text{año} \quad (23)$$

Donde

Q_d Productividad diaria: 2 105,07 m³/día

Nd Número de días laborables en el año: 280 días

Cantidad de Cargadores anual

$$N_{\text{carg}} = \frac{V_d}{Q_a} = 1 \text{ equipo} \quad (24)$$

Tiempo en el desbroce y destape

$$T = \frac{V}{N_{\text{carg}} \times Q_d} = 14,19 \text{ días} \quad (25)$$

Donde:

V Volumen: 29 879,12 m³

N_{carg} Número de cargadores: 1

Q_d Productividad diaria: 2 105,07 m³/días

En la tabla No. 2.5 se muestran los parámetros de operación del Cargador Frontal DAWOO MEGA 250.

Tabla No. 2.5 Parámetros de operación del cargador frontal DAWOO MEGA 250

Parámetro	Unidad de medida	Resultados
Volumen	m ³	29 879,12
Tiempo de ciclo	s	39
Productividad horaria	m ³ /h	175,42
Productividad por turno	m ³ /turno	2 105,07
Productividad diaria	m ³ /día	2 105,07
Productividad mensual	m ³ /mes	49 118,30
Productividad trimestral	m ³ /trimestre	147 654,90
Productividad anual	m ³ /año	589 419,60
Cantidad de cargadores anual	-	1
Tiempo	días	14,19

2.7.1.3 Cálculo del transporte automotor (Camión Kraz 256)

Tiempo de ciclo

$$T_c = t_{rcc} + t_{rcv} + t_c + t_d + t_{mc} + t_{md} + t_{er} = 7,98 \text{ min} \quad (26)$$

Donde:

t_{rcc} Tiempo de recorrido del camión cargado: 1,68 min

t_{rcv} Tiempo de recorrido del camión vacío: 1,4 min

t_c Tiempo de carga del camión: 1,95 min

t_d Tiempo de descarga del camión: 0,45 min

t_{mc} Tiempo de maniobra para la carga: 1 min

t_{md} Tiempo de maniobra durante la descarga: 1 min

t_{er} Tiempo de espera y retención: 0,5 min

Tiempo de recorrido del camión cargado

$$t_{rcc} = 60 \times \frac{d_{prc}}{V_{prc}} = 1,68 \text{ min} \quad (27)$$

Donde:

d_{prc} Distancia promedio de recorrido del camión hasta la escombrera: 0,7 km

V_{prc} Velocidad promedio de recorrido del camión cargado: 25 km/h

Tiempo de recorrido del camión vacío

$$t_{rcv} = 60 \times \frac{d_{prv}}{V_{prv}} = 1,44 \text{ min} \quad (28)$$

Donde:

d_{prv} Distancia promedio de recorrido del camión hasta la escombrera: 0,7 km

V_{prv} Velocidad promedio de recorrido del camión vacío: 30 km/h

Tiempo de carga de un camión

$$t_c = N_c \times T_{Ccarg} = 1,95 \text{ min} \quad (29)$$

Donde:

N_c Número de cucharas para cargar el camión: 3

T_{ccarg} Tiempo de ciclo del cargador: 0,65 min

Cantidad de viajes en un turno

$$N_v = \frac{T_t - (T_{op} + T_{des})}{T_c} = 30 \text{ viajes} \quad (30)$$

Donde:

T_t Tiempo de duración del turno: 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

T_c Tiempo de ciclo del camión: 7,98 min

En el tiempo de descanso se incluyen los tiempos reglamentarios según la norma para el descanso: almuerzo, 60 min; merienda, 15 min; tiempo para habilitar, 15 min.

Productividad horaria

$$Q_h = \frac{Q_d}{12} = 16,2 \text{ m}^3 / \text{hora} \quad (31)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria

Productividad por turno

$$Q_t = N_v \times K_{ll} \times E_{cam2} = 194,4 \text{ m}^3 / \text{turno} \quad (32)$$

Donde:

E_{cam2} Capacidad de carga del camión: 8 m³

K_{ll} Coeficiente de llenado: 0,81

N_v Número de viajes en un turno: 30

Productividad diaria

$$Q_d = 1 \times Q_t = 194,4 \text{ m}^3 / \text{día} \quad (33)$$

Donde:

Q_t Productividad por turno

Productividad mensual

$$Q_m = N_d \times Q_d = 4\,535,35 \text{ m}^3/\text{mes} \quad (34)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria: 194,4 m³/día

N_d Número de días laborables del mes: 23,33 días

Productividad trimestral

$$Q_{tr} = \frac{Q_a}{4} = 13\,608 \text{ m}^3/\text{trimestre} \quad (35)$$

Donde:

Q_a Productividad anual

Productividad Anual

$$Q_a = N_a \times Q_d = 54\,432 \text{ m}^3/\text{año} \quad (36)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria: 194,4 m³/día

N_a Número de días laborables del año: 280 días

Números de camiones anual

$$N_c = \frac{V}{Q_a} = 1 \text{ equipo} \quad (37)$$

Donde:

V Volumen: 29 879,12 m³

Q_a Productividad anual: 54 432 m³/año

Tiempo en el desbroce y destape

$$T = \frac{V}{N_c \times Q_d} = 153,7 \text{ días} \quad (38)$$

Donde:

V Volumen: 29 879,12 m³

N_c Número de camiones: 1

Q_d Productividad diaria: 194,4 m³/día

En la tabla 2.6 se reflejan los parámetros de operación camión KRAZ 256.

Tabla 2.6 Parámetros de operación camión KRAZ 256

Parámetro	Unidad de medida	Resultados
Volumen	m ³	29 879,12
Tiempo de ciclo	min	7,98
Productividad horaria	m ³ /h	16,20
Productividad por turno	m ³ /turno	194,40
Productividad diaria	m ³ /día	194,40
Productividad mensual	m ³ /mes	4535,35
Productividad trimestral	m ³ /trimestre	13608,00
Productividad anual	m ³ /año	54432,00
Cantidad de Camiones anual	-	1
Tiempo	días	153,70

2.8 Extracción del material útil

La extracción comienza en el nivel + 38; el arranque se efectuará con explosivos debido a que la caliza posee una alta fortaleza lo que implica que no se utilice el arranque mecánico de la roca y si el arranque a través de voladuras.

La carga de las rocas se realizará con el cargador frontal MEGA 250 que lo depositará sobre camión KRAZ 256 y este lo trasladará hasta la planta de beneficio ubicada en la parte Este de la cantera.

2.8.1 Cálculo del cargador frontal DAWOO MEGA 250

Productividad teórica

$$Q_{teo} = 3600 \times \frac{E}{T_c} = 176,47 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (39)$$

Donde:

E Capacidad de la cuchara: 2,5 m³

T_c Tiempo de ciclo del cargador: 51 s

Productividad técnica

$$Q_{tec} = 3600 \times \frac{E \times K_{ll}}{K_e \times T_c} = 138,66 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (40)$$

Donde:

- E Capacidad de la cuchara: 2,5 m³
- K_{ll} Coeficiente de llenado de la cuchara: 1,10
- K_e Coeficiente de esponjamiento: 1,40
- T_c Tiempo de ciclo del cargador: 51 s

Productividad horaria

$$Q_h = 3600 \times \frac{E \times K_{ll}}{K_e \times T_c} \times K_u = 117,86 \text{ m}^3/\text{hora} \quad (41)$$

Donde:

- K_u Coeficiente de utilización: 0,85

Productividad por turno

$$Q_t = 12 \times Q_h = 1414,32 \text{ m}^3/\text{turno}$$

(42)

Productividad diaria

$$Q_d = 1 \times Q_t = 1414,32 \text{ m}^3/\text{día} \quad (43)$$

Productividad mensual

$$Q_{mes} = \frac{Q_a}{N_{mes}} = 33000,80 \text{ m}^3/\text{mes} \quad (44)$$

Donde:

- Q_a Productividad anual
- N_{mes} Número de meses: 12

Productividad trimestral

$$Q_{tr} = Q_{mes} \times 3 = 99002 \text{ m}^3/\text{trimestre} \quad (45)$$

Donde:

- Q_{mes} Productividad mensual

Productividad anual

$$Q_a = N_d \times Q_d = 396009,60 \text{ m}^3/\text{año} \quad (46)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria: 1414,32 m³/día

N_d Número de días laborables en el año: 280 días

Cantidad de cargadores anual

$$N_{\text{carg}} = \frac{V_d}{Q_a} = 1 \text{ equipo} \quad (47)$$

Tiempo en la extracción del material útil

$$T = \frac{V}{N_{\text{carg}} \times Q_d} = 98,95 \text{ días} \quad (48)$$

Donde:

V Volumen de material útil: 139 941,7 m³

N_c Número de cargadores: 1

Q_d Productividad diaria: 1414,32 m³/días

En la tabla 2.7 se reflejan los parámetros de operación del cargador frontal DAWOO MEGA 250.

Tabla 2.7 Parámetros de operación del cargador frontal DAWOO MEGA 250

Parámetro	Unidad de medida	Resultados
Volumen	m ³	139 941,70
Tiempo de ciclo	min	0,85
Productividad horaria	m ³ /hora	117,86
Productividad por turno	m ³ /turno	1 414,32
Productividad diaria	m ³ /día	1414,32
Productividad mensual	m ³ /mes	33000,80
Productividad trimestral	m ³ /trimestre	99002,40
Productividad anual	m ³ /año	396009,60
Cantidad de cargadores anual	-	1
Tiempo	días	98,95

2.8.2 Cálculo del transporte automotor (camión KRAZ 256)

Tiempo de ciclo

$$T_c = t_{rcc} + t_{rcv} + t_c + t_d + t_{mc} + t_{md} + t_{er} = 8,31 \text{ min} \quad (49)$$

Donde:

t_{rcc} Tiempo de recorrido del camión cargado: 0,96 min

t_{rcv} Tiempo de recorrido del camión vacío: 0,8 min

t_c Tiempo de carga del camión: 2,55 min

t_d Tiempo de descarga del camión: 1 min

t_{mc} Tiempo de maniobra para la carga: 1 min

t_{md} Tiempo de maniobra durante la descarga: 1 min

t_{er} Tiempo de espera y retención: 1 min

Tiempo de recorrido del camión cargado

$$t_{rcc} = 60 \times \frac{d_{prc}}{V_{prc}} = 0,96 \text{ min} \quad (50)$$

Donde:

d_{prc} Distancia promedio de recorrido del camión: 0,4 Km.

V_{prc} Velocidad promedio de recorrido del camión cargado: 25 km/h

Tiempo de recorrido del camión vacío

$$t_{rcv} = 60 \times \frac{d_{prv}}{V_{prv}} = 0,8 \text{ min} \quad (51)$$

Donde:

d_{prv} Distancia promedio de recorrido del camión: 0,4 Km

V_{prv} Velocidad promedio de recorrido del camión vacío: 30 km/h

Tiempo de carga de un camión

$$t_c = N_c \times T_{c_{\text{carg}}} = 2,55 \text{ min} \quad (52)$$

Donde:

N_c número de cucharas para cargar el camión: 3

T_{ccarg} Tiempo de ciclo del cargador: 0,85 min

Cantidad de viajes en un turno

$$N_v = \frac{T_t - (T_{op} + T_{des})}{T_c} = 29 \text{ viajes} \quad (53)$$

Donde:

T_t Tiempo de duración del turno: 360 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

T_c Tiempo de ciclo del camión: 8,31 min

En el tiempo de descanso se incluyen los tiempos reglamentarios según la norma para el descanso: almuerzo, 60 min; merienda, 15 min; tiempo para habilitar, 15 min.

Productividad horaria

$$Q_h = \frac{Q_d}{12} = 16,2 \text{ m}^3 / \text{hora} \quad (54)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria

Productividad por turno

$$Q_t = N_v \times K_{ll} \times E_{cam2} = 208,8 \text{ m}^3 / \text{turno} \quad (55)$$

Donde:

E_{cam2} Capacidad de carga del camión: 8 m³

K_{ll} Coeficiente de llenado: 0,90

N_v Número de viajes en un turno: 29

Productividad diaria

$$Q_d = 1 \times Q_t = 208,8 \text{ m}^3 / \text{día} \quad (56)$$

Donde:

Q_t Productividad por turno

Productividad mensual

$$Q_m = N_d \times Q_d = 4871,3 \text{ m}^3/\text{mes} \quad (57)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria: 208,8 m³/día

N_d Número de días laborables del mes: 23,33 días

Productividad trimestral

$$Q_{tr} = \frac{Q_a}{4} = 13608 \text{ m}^3/\text{trimestre} \quad (58)$$

Donde:

Q_a Productividad anual

Productividad anual

$$Q_a = N_a \times Q_d = 58464,0 \text{ m}^3/\text{año} \quad (59)$$

Donde:

Q_d Productividad diaria: 208,8 m³/día

N_a Número de días laborables del año: 280 días

Números de camiones anual

$$N_c = \frac{V}{Q_a} = 3 \text{ equipos} \quad (60)$$

Donde:

V Volumen: 139 941,7 m³

Q_a Productividad anual: 58 464 m³/año

Tiempo en la extracción de material útil

$$T = \frac{V}{N_c \times Q_d} = 223,4 \text{ días} \quad (61)$$

Donde:

V volumen: 139 941,7 m³

N_c Número de camiones: 3

Q_d Productividad diaria: 208,8 m³/día

En la tabla No. 2.8 se muestran los parámetros de operación del camión KRAZ 256.

Tabla No. 2.8 Parámetros de operación del camión KRAZ 256

Parámetro	Unidad de medida	Resultados
Volumen	m ³	139 941,7
Tiempo de ciclo	min	8,31
Productividad horaria	m ³ /h	16,2
Productividad por turno	m ³ /turno	208,8
Productividad diaria	m ³ /día	208,8
Productividad mensual	m ³ /mes	4871,3
Productividad trimestral	m ³ /trimestre	13608,0
Productividad anual	m ³ /año	58464,0
Cantidad de camiones anual	-	3
Tiempo	días	223,40

2.9 Apertura de la Zona 1

2.9.1 Diseño del sistema de apertura

Por apertura del yacimiento (campo de cantera) se entiende el laboreo de excavaciones mineras 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.

Factores que se deben tener en cuenta a la hora de realizar la apertura:

- Tipo y ubicación de las excavaciones de apertura
- Altura del escalón
- Dirección del desarrollo de los trabajos mineros en el espacón
- 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

2.9.2 Método de apertura

El método que se empleará para acceder al yacimiento y a los diferentes horizontes o niveles es a través de trincheras de apertura. La trinchera de apertura está constituida de una trinchera de acceso y una de corte, a la cuales se le determinarán los siguientes parámetros:

- Ancho por el fondo
- altura del escalón o banco
- Longitud
- Pendiente
- Área
- Volumen
- Velocidad de ejecución
- Ancho de la plazoleta de trabajo

2.9.3 Sistema de apertura

La explotación de la Zona 1 del yacimiento Cantera Blanca será explotado a través de 5 bancos que van desde la cota +39 hasta la +5 m. El primer banco de explotación será de desbroce y destape hasta el nivel +38, el segundo banco será del nivel + 38 hasta el +30, el tercero del +30 al +22, el cuarto del +22 al +14 y el quinto del + 14 al +5.

El primer nivel es de 1 m de profundidad, los tres consecutivos son de 8 m cada uno y el último de 9 m, por lo que requiere diseñar 3 trincheras de apertura, debido a que contamos con tres bancos con diferentes alturas.

En este trabajo se realizó el diseño para un año de explotación de la zona 1 del yacimiento Cantera Blanca para lo cual se realizó un diseño de las trincheras de apertura para todos los niveles que se pretenden aperturar por CEPRONIQUEL en los 5 años de explotación que planificaron para así obtener la longitud del campo de cantera y con ello el área que se explotará para un año. (Anexo B)

2.9.4 Método de laboreo de la trinchera de apertura

Para el laboreo del primer nivel se empleará el método de arranque mecánico de la materia vegetal y la arcilla, usando para ello el bulldozer y los otros niveles se laborearán con el empleo de equipos de perforación y voladura.

2.9.5 Cálculo de la apertura

2.9.5.1 Cálculo de la plazoleta de trabajo para toda la cantera

$$B = b + v + s + X + A = 28,01 \text{ m} \quad (62)$$

Donde:

B Berma máxima de seguridad entre el borde del talud y la vía : 3 m

v Ancho de la vía : 9,38 m

s Distancia de seguridad entre el montón de rocas explosionadas y la vía de transporte: 0,5 m

X Difusión de las rocas explosionadas: 9,08 m

$$X = 2 \times \left(K_e \times \frac{H}{h} - 1 \right) \times A = 9,1 \text{ m} \quad (63)$$

Donde:

Ke Coeficiente de esponjamiento máximo: 1,4

H Altura del escalón máximo: 9 m

h Altura máxima del montón de roca explosionada: 7,2 m

$$h = (0,8 - 0,9) \times H$$

$$h = 0,8 \times H = 7,2 \text{ m}$$

A Ancho de la banda explosionada: 6,05 m

2.9.5.2 Esquema de construcción de las trincheras de acceso y corte.

En la figura 2.1 y 2.2 se muestran el perfil longitudinal y transversal de la trinchera de acceso y de corte

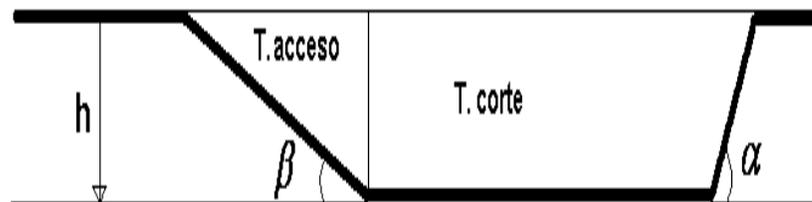


Figura 2.1 Perfil longitudinal de la trinchera de acceso y de corte

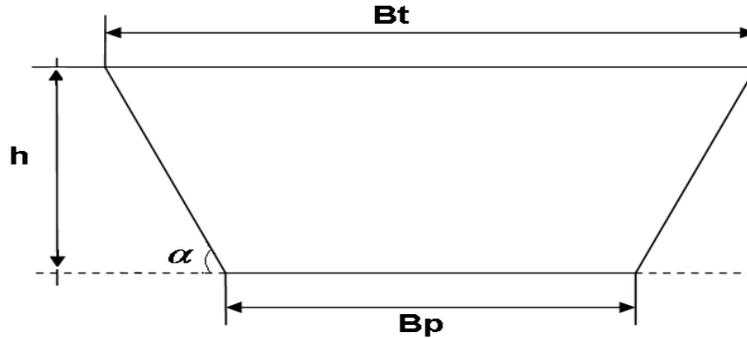


Figura 2.2 Perfil transversal de la trinchera de acceso y corte

2.9.5.3 Diseño de la trinchera de acceso y de corte 1 (nivel +39 al + 38)

Datos a considerar:

- Pendiente de la trinchera de acceso $i=12\%$
- Altura del escalón $h=1\text{ m}$
- Berma de seguridad $d=2\text{ m}$
- Talud de la trinchera de acceso $\beta = 6,8^\circ$
- Talud del escalón de la cantera $\alpha = 80^\circ$
- Radio de giro del camión $r=11,2\text{ m}$
- Ancho del camión $x= 2,64\text{ m}$
- Coeficiente de esponjamiento $Ke=1,2$
- Longitud del camión $Lc=8,1\text{ m}$

Ancho de la trinchera de acceso y corte por el por el piso (B_p) y techo (B_t)

$$B_p = 2(d + r) + x = 29,04\text{ m} \quad (64)$$

$$B_t = B_p + 2h \cot(\alpha) = 29,38\text{ m} \quad (65)$$

Longitud de la trinchera de acceso y de corte

$$L_a = \frac{h}{i} = 8,33\text{ m} \quad (66)$$

$$L_{cp} = B = 28,01\text{ m}$$

Donde:

B Ancho de la plazoleta de trabajo; 28,01 m

$$Lct = 28,18 m$$

Área media aproximada de la trinchera de corte (S_{tc}) y de acceso (S_{ta})

$$S_{tc} = \frac{Bp + Bt}{2} \times h = 29,21 m^2 \quad (67)$$

$$S_{ta} = \frac{S_{tc}}{2} = 14,61 m^2 \quad (68)$$

Volumen de la trinchera de acceso (V_a) y de corte (V_c)

$$V_c = S_{tc} \times Lct = 823,06 m^3 \quad (69)$$

$$V_a = S_{ta} \times La = 121,72 m^3 \quad (70)$$

2.9.5.4 Diseño de las trincheras de acceso y de corte 2 (niveles del +38 al + 14)

Datos a considerar:

- Pendiente de la trinchera de acceso $i=12\%$
- Altura del escalón $h=8m$
- Berma de seguridad $d=2 m$
- Talud de la trinchera de acceso $\beta = 6,8^\circ$
- Talud del escalón de la cantera $\alpha = 80^\circ$
- Radio de giro del camión $r = 11,2 m$
- Ancho del camión $x = 2,64 m$
- Coeficiente de esponjamiento $Ke=1,2$
- Longitud del camión $Lc=8,1 m$

Ancho de la trinchera de acceso y corte por el piso (B_p) y techo (B_t)

$$B_p = 2(d + r) + x = 29,04 m \quad (71)$$

$$B_t = B_p + 2h \cot(\beta) = 31,8 m \quad (72)$$

Longitud de la trinchera de acceso (L_a), de corte por el piso (L_{cp}) y techo (L_{ct})

$$L_a = \frac{h}{i} = 66,67 \text{ m} \quad (73)$$

$$L_{cp} = B$$

Donde:

B Ancho de la plazoleta de trabajo: 28,01 m

$$L_{ct} = 29,42 \text{ m}$$

Área media aproximada de la trinchera de corte (S_{tc}) y de acceso (S_{ta})

$$S_{tc} = \frac{B_p + B_t}{2} \times h = 243,36 \text{ m}^2 \quad (74)$$

$$S_{ta} = \frac{S_{tc}}{2} = 121,68 \text{ m}^2 \quad (75)$$

Volumen de la trinchera de acceso (V_a) y de corte (V_c)

$$V_c = S_{tc} \times L_c = 7\ 158,39 \text{ m}^3 \quad (76)$$

$$V_a = S_{ta} \times L_a = 8\ 111,95 \text{ m}^3 \quad (77)$$

2.9.5.5 Diseño de la trinchera de acceso y de corte 3 (nivel +14 al +5)

Datos a considerar:

- Pendiente de la trinchera de acceso $i=12\%$
- Altura del escalón $h=9\text{m}$
- Berma de seguridad $d=2\text{ m}$
- Talud de la trinchera de acceso $\beta = 6,8^\circ$
- Talud del escalón de la cantera $\alpha = 80^\circ$
- Radio de giro del camión $r=11,2\text{ m}$
- Ancho del camión $x= 2,64\text{ m}$
- Coeficiente de esponjamiento $Ke=1,2$
- Longitud del camión $Lc=8,1\text{ m}$

Ancho de la trinchera de acceso y corte por el por el piso (B_p) y techo (B_t)

$$B_p = 2(d + r) + x = 29,04 \text{ m} \quad (78)$$

$$B_t = B_p + 2h \cot(\beta) = 32,14 \text{ m} \quad (79)$$

Longitud de la trinchera de acceso (L_a), de corte por el piso (L_{cp}) y techo (L_{ct})

$$L_a = \frac{h}{i} = 75 \text{ m} \quad (80)$$

$$L_{cp} = B = 28,01 \text{ m} \quad (81)$$

Donde:

B Ancho de la plazoleta de trabajo: 28,01 m

$$L_{ct} = 30,01 \text{ m}$$

Área media aproximada de la trinchera de corte (S_{tc}) y de acceso (S_{ta})

$$S_{tc} = \frac{B_p + B_t}{2} \times h = 275,33 \text{ m}^2 \quad (82)$$

$$S_{ta} = \frac{S_{tc}}{2} = 137,67 \text{ m}^2 \quad (83)$$

Volumen de la trinchera de acceso (V_a) y de corte (V_c)

$$V_c = S_{tc} \times L_c = 8261,3 \text{ m}^3 \quad (84)$$

$$V_a = S_{ta} \times L_a = 10324,9 \text{ m}^3 \quad (85)$$

2.10 Organización del trabajo

Para organizar el trabajo en la cantera se toman como base, las labores principales que han sido proyectadas para la Zona 1, para el resto se asume la misma organización del proyecto para 5 años desarrollado de forma automatizada por CEPRONIQUEL.

Partiendo de las productividades calculadas de los equipos se confeccionó la organización de los trabajos de desbroce, destape y extracción, mostradas en la tabla No 2.9 y figura 2.3, donde se puede observar la secuencia de realización de las

actividades principales y el volumen de material extraído en cada mes (23,33 días hábiles).

Se tomó como tiempo base el trabajo de los camiones en el transporte del material tanto estéril como útil ya que define la entrega de material a la planta de procesamiento siendo el último proceso tecnológico principal.

En el caso del desbroce y destape se necesita un camión, y se trabajará durante 154 días en esas labores a partir del inicio del año de trabajo con la extracción del volumen de estéril mensual que se muestra en la tabla No. 2.9 hasta llegar al total de material equivalente a 29879 m³.

Una vez extraído un volumen de 13 611 m³ de material estéril se comenzarán las labores de extracción del material útil, esto se ejecutará a los 57 días de haber comenzado el desbroce y se mantendrá la ejecución de estos trabajos durante 223 días utilizando 3 camiones hasta concluir el volumen total de 139 942 m³ necesarios para el correcto funcionamiento de la Planta.

Se consideraron 280 días de trabajo hábiles, 24 días al mes (23,33 promedio).

La explotación se desarrollará durante el año solo en dos niveles y la secuencia de operaciones será como sigue:

Nivel +39 al +38 (Desbroce y destape)

En este nivel se efectuará de la siguiente forma:

1. Arranque de la capa vegetal y el estéril
2. Carga de la capa vegetal y el estéril a los medios de transporte
3. Transporte del material a las escombreras

Nivel +38 al + 30 (Horizonte 1, Extracción)

Los trabajos en este horizonte se realizarán en el orden siguiente:

1. Perforación, carga y explosión de los taladros
2. Carga de la roca a los medios de transporte
3. Transporte del material útil a la planta

En la tabla No. 2.9 se muestra la secuencia de las labores mineras para el año 2014.

Tabla No. 2.9 Secuencia de las labores mineras, año 2014

Días laborables	Desbroce y destape	Extracción
	Volumen (m ³)	Volumen (m ³)
0	0	0
23	4540	0
47	9075	0
57	11008	0
70	13611	8417
117	18146	23031
130	22682	37644
140	27217	52258
154	29879	60837
163	-	66872
187	-	81486
210	-	96100
233	-	110714
257	-	125328
280	-	139942

En la figura 2.3 se ilustra la relación del volumen de desbroce, destape y extracción con el tiempo de trabajo para el año 2014.

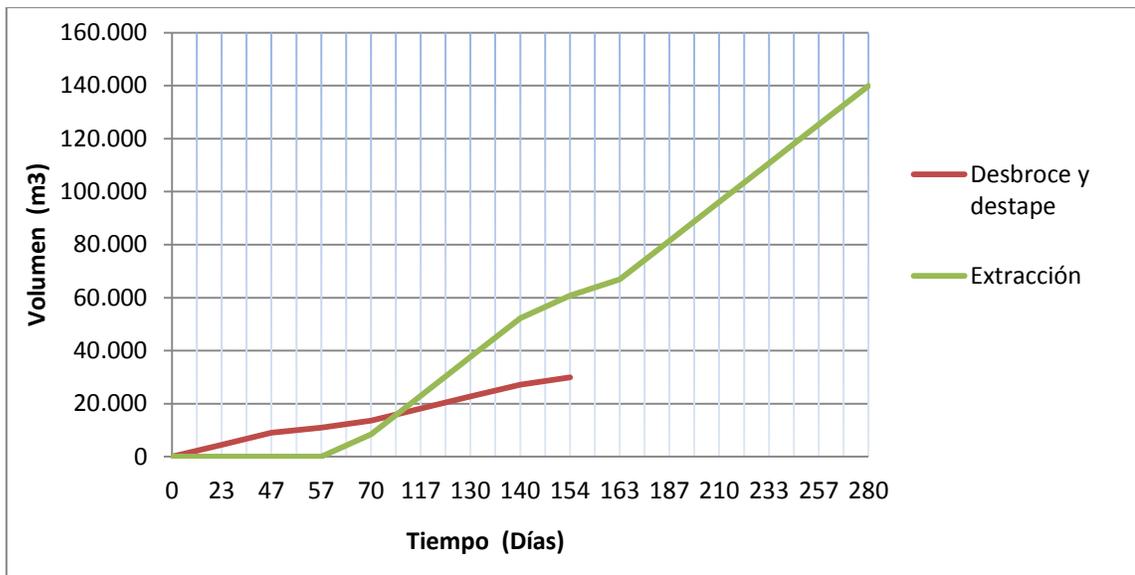


Figura 2.3 Relación del volumen de desbroce, destape y extracción con el tiempo de trabajo: año 2014

2.11 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 verticalmente por la dificultad de usar taladros inclinados no obstante ellos posibilitan también las dimensiones que permiten el buen desarrollo de la labores mineras.

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) y nitromiel suelta, como carga de columna. (90% de la sustancia explosiva).

La perforación de los taladros se realizará con carretillas barrenadoras ATLAS COPCOROC-404, cuya productividad es de 17,8 m³/min y barrenas de 15 m de longitud, este equipo se contratarán a Explomat.

2.11.1 Cálculo del pasaporte de perforación y voladura

El Gasto específico del explosivo patrón Amonita 6JV para cargas de fragmentación en el laboreo a cielo abierto, perteneciente a un coeficiente de fortaleza según Protodiakonov de calizas fuertes (f = 10) es igual a 0,7 Kg /m³ (Otaño, 1998).

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

$$L_{max} = 0,5 \times \sqrt[3]{E} = 0,68 \text{ m} \quad (86)$$

Donde:

L_{máx} Dimensión máxima de los pedazos de roca volada

E Capacidad geométrica de la cuchara de la excavadora; 2,5 m³

En la tabla No. 2.10 se muestran las características de las sustancias explosivas utilizadas.

Tabla No. 2.10 Características de las sustancias explosivas utilizadas

Parámetro	Unidad de medida	Tectron 100	Nitromiel
Densidad de carga	t/m ³	1,15	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 al agua	-	excelente	mala
Balance de oxígeno	-	0	0
Coefficiente de conversión	-	1,15	1,26
Diámetro del cartucho	mm	100	suelta

2.11.1.1 Cálculos de los bloques del 1 al 11 y del 14 al 19

a) Línea de menor resistencia

$$W_p = 53 \times Kt \times d_c \sqrt{\frac{\Delta \times e}{\gamma}} = 3,45 \text{ m} \quad (87)$$

Donde:

- Kt Coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas, varía entre 0,9 y 1,1
(en este caso se toma como: 0,9 por estar trabajando en rocas monolíticas)
- d_c Diámetro de la carga, que en el caso de la sustancias explosivas sueltas es igual al diámetro de los taladros $d = 0,105 \text{ m}$
- Δ Densidad de carga $\Delta = 0,95 \text{ t/m}^3$
- e Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva con respecto a la amonita 6JV $e = 1,28$
- γ Masa volumétrica $\gamma = 2,56 \text{ t/m}^3$

b) Distancia entre taladros en la fila

$$a = 1,3 \times W_p = 4,49 \text{ m} \quad (88)$$

Donde:

M Coeficiente de aproximación de las cargas (0,9-1,3)

c) Distancia entre filas de taladros

$$b = 0,85 \times a = 3,81 \text{ m} \quad (89)$$

d) El número de filas

$$N_f = \frac{B}{b} + 1 = 9 \quad (90)$$

Donde:

B Ancho de la trinchera de apertura por el fondo

e) Reajuste de la distancia entre filas

$$b = \frac{B}{N_f - 1} = 3,63 \text{ m} \quad (91)$$

f) El número de taladros en una fila

$$N_{tf} = \frac{C_a}{a} + 1 = 7 \quad (92)$$

g) Reajuste de la distancia entre taladros de una fila

$$a = \frac{C_a}{N_{tf} - 1} = 4,67 \text{ m} \quad (93)$$

Donde:

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

N_{tf} Número de taladros en una fila

h) Longitud de sobreperforación

$$L_s = 0,2 \times W_p = 0,69 \text{ m} \quad (94)$$

i) Longitud mínima de relleno

$$L_R = 0,75 \times W_p = 2,6 \text{ m} \quad (95)$$

j) Magnitud de la carga de cada taladro

$$Q = q \times a \times W_p \times H_p = 90,24 \text{ Kg} \quad (96)$$

k) Longitud del taladro

$$L = H_p + L_s = 8,69 \text{ m} \quad (97)$$

Donde:

q Gasto específico de la sustancia explosiva: 0,7 kg/m³

H_p Altura del escalón: 8 m

En la tabla siguiente se muestran los parámetros del cálculo de los demás bloques, siguiendo la misma metodología.

Tabla No. 2.11 Parámetros de los trabajos de perforación y voladura en el Horizonte 1

Parámetros	Unidad de medida	Bloques 1-11 y 14-19	Bloques 12 y 13	Bloque 20
Línea de menor resistencia	m	3,45	3,45	3,45
Distancia entre taladros en la fila	m	4,67	4,89	4,47
Distancia entre filas	m	3,63	3,63	3,63
Número de filas	-	9	9	9
Número de taladros en la fila	-	7	3	5
Longitud de sobreperforación	m	0,69	0,69	0,69
Longitud de relleno	m	2,6	2,6	2,6
Magnitud de la carga en cada taladro	kg	90,24	94,53	86,36
Longitud del taladro	m	8,69	8,69	8,69
Altura hasta donde se pretende aperturar	m	8	8	8
Cantidad de taladros	-	63	27	45
Cantidad de detonadores	-	63	27	45
Diámetro del taladro	m	0,105	0,105	0,105

2.11.1.2 Cálculo de la Trinchera de acceso

Para la explotación de la trinchera de acceso del horizonte 1 se seguirá dos metodologías: la primera se efectuará hasta la profundidad de 3m ya que se usará barrenos y la segunda será para los valores de profundidad mayores que tres.

Para barrenos

a) Línea de menor resistencia

$$W = 47 \times K_t \times d \times \sqrt{\frac{\Delta \times e}{\gamma}} = 3,06 \text{ m} \quad (98)$$

Donde:

K_t Coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas, varía entre 0,9 y 1,1
(en este caso se toma como 0,9 por estar trabajando en rocas monolíticas)

d Diámetro de los barrenos: $d = 0,105 \text{ m}$

Δ Densidad de carga $0,95 \text{ t/m}^3$

e Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva con respecto a la amonita 6JV $e = 1,28$

γ Masa volumétrica $\gamma = 2,56 \text{ t/m}^3$

b) Distancia entre barrenos en la fila

$$a = 1,3 \times W = 3,97 \text{ m} \quad (99)$$

c) Distancia entre filas

$$b = 0,85 \times a = 3,37 \text{ m} \quad (100)$$

d) Número de filas

$$N_f = \frac{B}{b} + 1 = 10 \quad (101)$$

Donde:

B Ancho de la trinchera de apertura por el fondo: $29,04 \text{ m}$

e) Reajuste de la distancia entre filas

$$b = \frac{B}{N_f - 1} = 3,23 \text{ m} \quad (102)$$

f) Número de barrenos en la fila

$$N_{bf} = \frac{C_a}{a} = 5 \quad (103)$$

g) Reajuste de la distancia entre barrenos de la fila

$$a = \frac{C_a}{N_{bf}} = 3,98 \text{ m} \quad (104)$$

Donde:

C_a Cantidad de metros de avance con barrenos: 19,92 m

N_{bf} Número de barrenos en una fila: 5

h) Longitud de sobreperforación

$$L_s = 0,2 \times W = 0,61 \text{ m} \quad (105)$$

i) Magnitud de la carga de los barrenos de la columna (1 hasta 5)

$$Q_1 = q \times a \times W \times H_1 = 4,09 \text{ Kg} \quad (106)$$

$$Q_2 = q \times a \times W \times H_2 = 8,18 \text{ Kg} \quad (107)$$

$$Q_3 = q \times a \times W \times H_3 = 12,19 \text{ Kg} \quad (108)$$

$$Q_4 = q \times a \times W \times H_4 = 16,28 \text{ Kg} \quad (109)$$

$$Q_5 = q \times a \times W \times H_5 = 20,38 \text{ Kg} \quad (110)$$

Longitud de los barrenos de la columna (1 hasta 5)

$$L_1 = H_1 + L_s = 1,09 \text{ m} \quad (111)$$

$$L_2 = H_2 + L_s = 1,57 \text{ m} \quad (112)$$

$$L_3 = H_3 + L_s = 2,04 \text{ m} \quad (113)$$

$$L_4 = H_4 + L_s = 2,52 \text{ m} \quad (114)$$

$$L_5 = H_5 + L_s = 3 \text{ m} \quad (115)$$

Donde:

q: gasto específico de la sustancia explosiva: 0,7 kg/m³

H_p : altura hasta donde se pretende aperturar

Para taladros

a) Línea de menor resistencia

$$W_p = 53 \times Kt \times d_c \sqrt{\frac{\Delta \times e}{\gamma}} = 3,45 \text{ m} \quad (116)$$

Donde:

- Kt Coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas, varía entre 0,9 y 1,1 (en este caso se toma como 0,9 por estar trabajando en rocas monolíticas)
- d_c Diámetro de la carga, que en el caso de la sustancias explosivas sueltas es igual al diámetro de los taladros: $d = 0,105 \text{ m}$
- Δ Densidad de carga: $\Delta = 0,95 \text{ t/m}^3$
- e Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva con respecto a la amonita 6JV: $e = 1,28$)
- γ Masa volumétrica: $\gamma = 2,56 \text{ t/m}^3$

a) Distancia entre taladros en la fila

$$a = M \times W_p = 4,49 \text{ m} \quad (117)$$

Donde:

- M Coeficiente de aproximación de las cargas: 1,3

b) Distancia entre filas de taladros

$$b = 0,85 \times a = 3,81 \text{ m} \quad (118)$$

c) El número de filas

$$N_f = \frac{B}{b} + 1 = 9 \quad (119)$$

Donde:

- B Ancho de la trinchera de apertura por el fondo: 29,04 m

d) Reajuste de la distancia entre filas

$$b = \frac{B}{N_f - 1} = 3,63 \text{ m} \quad (120)$$

e) El número de taladros en la fila

$$N_{tf} = \frac{C_a}{a} = 10 \quad (121)$$

f) Reajuste de la distancia entre taladros en la fila

$$a = \frac{C_a}{N_{tf}} = 4,67 \text{ m} \quad (122)$$

Donde:

C_a Cantidad de metros de avance para taladros: 46,75 m

N_{tf} Número de taladros en la fila: 10

g) Longitud de sobreperforación

$$L_s = 0,2 \times W_p = 0,69 \text{ m} \quad (123)$$

Longitud mínima de relleno

$$L_R = 0,75 \times W_p = 2,6 \text{ m} \quad (124)$$

Magnitud de la carga para la columna (6 hasta la 15)

$$Q_6 = q \times a \times W_p \times H_6 = 33,27 \text{ Kg} \quad (125)$$

$$Q_7 = q \times a \times W_p \times H_7 = 39,59 \text{ Kg} \quad (126)$$

$$Q_8 = q \times a \times W_p \times H_8 = 45,90 \text{ Kg} \quad (127)$$

$$Q_9 = q \times a \times W_p \times H_9 = 52,22 \text{ Kg} \quad (128)$$

$$Q_{10} = q \times a \times W_p \times H_{10} = 58,53 \text{ Kg} \quad (129)$$

$$Q_{11} = q \times a \times W_p \times H_{11} = 64,85 \text{Kg} \quad (130)$$

$$Q_{12} = q \times a \times W_p \times H_{12} = 71,16 \text{Kg} \quad (131)$$

$$Q_{13} = q \times a \times W_p \times H_{13} = 77,48 \text{Kg} \quad (132)$$

$$Q_{14} = q \times a \times W_p \times H_{14} = 83,80 \text{Kg} \quad (133)$$

$$Q_{15} = q \times a \times W_p \times H_{15} = 90,22 \text{Kg} \quad (134)$$

h) Longitud de los taladros de la columna (6 hasta la 15)

$$L_6 = H_6 + L_s = 3,64 \text{ m} \quad (135)$$

$$L_7 = H_7 + L_s = 4,2 \text{ m} \quad (136)$$

$$L_8 = H_8 + L_s = 4,76 \text{ m} \quad (137)$$

$$L_9 = H_9 + L_s = 5,32 \text{ m} \quad (138)$$

$$L_{10} = H_{10} + L_s = 5,88 \text{ m} \quad (136)$$

$$L_{11} = H_{11} + L_s = 6,44 \text{ m} \quad (137)$$

$$L_{12} = H_{12} + L_s = 7 \text{ m} \quad (138)$$

$$L_{13} = H_{13} + L_s = 7,56 \text{ m} \quad (139)$$

$$L_{14} = H_{14} + L_s = 8,12 \text{ m} \quad (140)$$

$$L_{15} = H_{15} + L_s = 8,69 \text{ m} \quad (141)$$

Donde:

q Gasto específico de la sustancia explosiva: $0,7 \text{ kg/m}^3$

H_p Altura del taladro hasta donde se pretende aperturar, tabla No. 2.13 y Anexo C.

En la tabla No. 2.12 se muestra los parámetros de los trabajos de perforación y voladura de la trinchera de acceso del Horizonte 1.

Tabla No. 2.12 Parámetros de los trabajos de perforación y voladura de la trinchera de acceso del Horizonte 1

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Barrenos		
Línea de menor resistencia	m	3,06
Distancia entre filas	m	3,23
Distancia entre barrenos en la fila	m	3,98
Número de filas	-	10
Número de barrenos en la fila	-	5
Diámetro del barreno	m	0,105
Cantidad de barrenos	-	50
Cantidad de detonadores	-	50
Longitud de sobreperforación	m	0,61
Taladros		
Línea de menor resistencia	m	3,45
Distancia entre filas	m	3,63
Distancia entre taladros en la fila	m	4,67
Número de filas	-	9
Número de taladros en la fila	-	10
Diámetro del taladro	m	0,105
Cantidad de taladros	-	90
Cantidad de detonadores	-	90
Longitud de sobreperforación	m	0,69
Longitud de relleno del taladro	m	2,6

En la tabla No. 2.13 se observan los parámetros en la voladura de la trinchera de acceso del horizonte 1.

Tabla No. 2.13 Parámetros en la voladura de la trinchera de acceso del horizonte 1

Barrenos		
Altura (H) m	Magnitud de la carga (Q) (kg)	Longitud del barreno (L) (m)
H1=0,48	4,09	1,09
H2=0,96	8,18	1,57
H3=1,43	12,19	2,04
H4=1,91	16,28	2,52
H5= 2,39	20,38	3

Tabla No. 2.13 Parámetros en la voladura de la trinchera de acceso del horizonte 1 (continuación)

Taladros		
Altura (H) (m)	Magnitud de la carga (Q) (kg)	Longitud del barreno (L) (m)
H6=2,95	33,27	3,64
H7=3,51	39,59	4,2
H8=4,07	45,90	4,76
H9=4,63	52,22	5,32
H10=5,19	58,53	5,88
H11=5,75	64,85	6,44
H12=6,31	71,16	7
H13=6,87	77,48	7,56
H14=7,43	83,80	8,12
H15=8	90,22	8,69

2.11.2 Parámetros fundamentales para el laboreo del bloque

2.11.2.1 Bloques a arrancar en un año

Para la explotación del Horizonte 1, teniendo en cuenta el diseño realizado para la explotación de la cantera, se dividió en Bloques, de los cuales se identifican 4 tipos diferentes, cada uno de ellos se identifica por sus dimensiones.

Tabla No.2.14 Características de los bloques a explotar

Tipo	Dimensiones (ancho x largo x alto)	Cantidad	Volumen (m³)	Observaciones
Bloque 1	29,04 x 29,42 x 8	17	7 158,39	Trinchera de corte
Bloque 2	29,04 x 11,19 x 8	2	2 723,20	Trinchera de corte
Bloque 3	29,04 x 19,28 x 8	1	4 690,73	Trinchera de corte
Bloque 4	29,04 x 66,67 x Hp	1	8111,95	Trinchera de acceso
Total	-	-	139 941, 70	-

En la figura 2.4 se muestra el perfil longitudinal del Horizonte 1. Se aprecia que se explotarán 20 bloques y los primeros 66,67 m constituyen la trinchera de acceso, la cual es un bloque más a explotar.

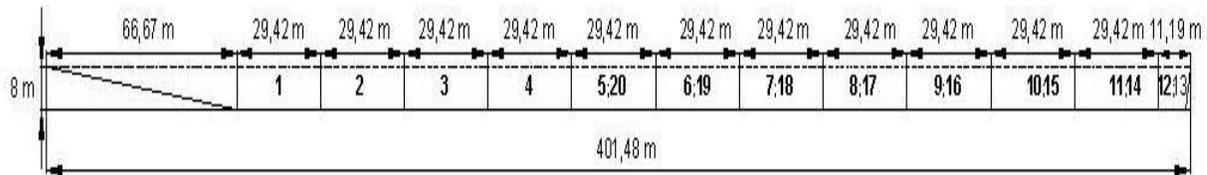


Figura 2.4 Perfil longitudinal del Horizonte 1

En la figura 2.5 se muestra la forma típica de los Bloques correspondientes a las trincheras de corte (Bloques 1, 2 y 3), la diferencia entre ellos solo se manifiesta en la longitud.

El Bloque 4 caracteriza a la trinchera de acceso del Horizonte 1, siendo su profundidad variable (H_p) como se observa en el Anexo C.

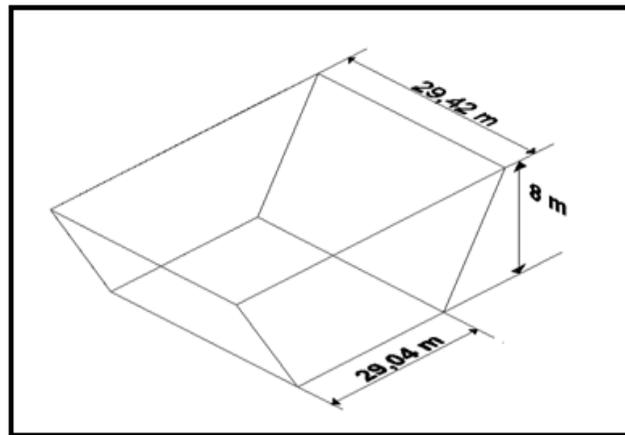


Figura 2.5. Forma típica de un Bloque

2.11.3 Cantidad de metros a perforar (M_t)

Para el cálculo debemos partir de los siguientes datos registrados en el Anexo C:

$M_1; M_2; M_3; M_4$ Metros a perforar en cada Bloque

$Nt_1; Nt_2; Nt_3$ Número de taladros en bloque 1, 2, 3 respectivamente

L Longitud de los taladros

$n_1; n_2; n_3$	Cantidad de bloques de un mismo tipo
L_n	Alturas variables en la trinchera de acceso (L_1 hasta L_{15}) (Anexo C)
$N_{f1}; N_{f2}$	Número de filas para barrenos y taladros respectivamente en la trinchera de acceso
$M_{pb}; M_{pt}$	Metros a perforar con barrenos y taladros respectivamente en la trinchera de acceso

$$M_t = M_1 + M_2 + M_3 + M_4 = 10823,99 \text{ m} \quad (142)$$

$$M_1 = Nt_1 \times L \times n_1 = 9\,306,99 \text{ m} \quad (143)$$

$$M_2 = Nt_2 \times L \times n_2 = 27 \times 8,69 \times 2 = 469,26 \text{ m} \quad (144)$$

$$M_3 = Nt_2 \times L \times n_3 = 45 \times 8,69 \times 1 = 391,05 \text{ m} \quad (145)$$

$$M_4 = M_{pb} + M_{pt} = 656,69 \text{ m} \quad (146)$$

$$M_{pb} = N_{f1} \times (L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5) = 102,2 \text{ m} \quad (147)$$

$$M_{pt} = N_{f2} \times (L_6 + L_7 + L_8 + L_9 + L_{10} + L_{11} + L_{12} + L_{13} + L_{14} + L_{15}) = 554,49 \text{ m} \quad (148)$$

2.11.4 Gasto total de explosivos (Qt)

Para el cálculo se debe partir de los datos relacionados a continuación:

$Q_1; Q_2; Q_3; Q_4$ Gasto de sustancia explosiva para los bloques 1, 2, 3, 4 respectivamente.

$Q_{01}; Q_{02}; Q_{03}$ Gasto de sustancia explosiva en un taladro en los bloques 1, 2, 3 respectivamente (Tabla No. 2.11)

$Nt_{01}; Nt_{02}; Nt_{03}$ Número de taladros en los bloques 1, 2, 3 respectivamente.

$n_{01}; n_{02}; n_{03}$ Número de bloque 1, 2, 63 iguales respectivamente.

$Q_b; Q_{ta}$ Gasto de sustancia explosiva en barrenos y taladros de la trinchera de acceso del horizonte 1 respectivamente.

$Q_1 - Q_5$ y $Q_6 - Q_{15}$ Gasto de sustancia explosiva variable en la trinchera de acceso.

$N_{f1}; N_{f2}$

Número de filas para barrenos y taladros respectivamente en la trinchera de acceso.

$$Q_t = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 111802,31\text{kg} \quad (149)$$

$$Q_1 = Q_{01} \times Nt_{01} \times n_{01} = 90,24 \times 63 \times 17 = 96647,04 \text{ kg} \quad (150)$$

$$Q_2 = Q_{02} \times Nt_{02} \times n_{02} = 94,53 \times 27 \times 2 = 5104,62 \text{ kg} \quad (151)$$

$$Q_3 = Q_{03} \times Nt_{03} \times n_{03} = 86,36 \times 45 \times 1 = 3886,2 \text{ kg} \quad (152)$$

$$Q_4 = Q_b + Q_t = 6164,45\text{Kg} \quad (153)$$

$$Q_b = N_{f1} \times (Q1 + Q2 + Q3 + Q4 + Q5) = 611,25\text{Kg} \quad (154)$$

$$Q_{ta} = N_{f2} \times (Q6 + Q7 + Q8 + Q9 + Q10 + Q11 + Q12 + Q13 + Q14 + Q15) = 5553,2\text{kg} \quad (155)$$

2.11.5 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. La voladura se va a realizar 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 explosión es trapezoidal. 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.

2.11.6 Otros elementos para la realización de la voladura

- Se utilizará la máquina explosora KPM-1M.
- Tensión en los condensadores acumuladores: 800 V.
- El esquema de unión de los detonadores será paralelo escalonado.
- El refugio (línea maestra) debe estar a 350 m.

2.11.7 Parámetros de la carretilla barrenadora (CB)

a) Productividad anual de una carretilla

$$P_a = P \times N_{td} \times 280 = 116928 \text{ m}^3/\text{año} \quad (156)$$

Donde:

P Productividad de la carretilla barrenadora por turno: 417,6 m³/ turno

N_{Td} Número de turnos de trabajos al día: 1

N_d Cantidad de días efectivos laborales al año: 280

b) Cantidad total de carretillas barrenadoras

La cantidad de carretilla barrenadoras trabajando para garantizar la productividad máxima sería de:

$$N = \frac{P_c}{P_a} = 1 \text{ carretilla} \quad (157)$$

Donde:

P_c Productividad de la cantera en el macizo: 139 941, 7 m³/año

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

$$N = 0,2 \times N = 1 \text{ carretilla barrenadora} \quad (158)$$

c) Compresores para el suministro de aire comprimido a los equipos de perforación

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

máxima, consideramos que un compresor garantiza el abasto a una carretilla barrenadora, pero se contará con uno de reserva para caso de averías o desperfectos técnicos del compresor en explotación.

En la tabla No. 2.15 se muestra los parámetros de los equipos que se utilizarán en la voladura.

Tabla No. 2.15 Parámetros de los equipos que se utilizarán en la voladura

Parámetros	Carretilla barrenadora	Compresores
Productividad anual (m ³ /año)	116928,0	3863160,0
Marca	ATLAS COPCO ROC-404 A	ATLAS COPCO XR-350
Cantidad trabajando	1	1
Cantidad de reservas	1	1
Cantidad total	2	2

2.11.8 Diseño y formación de la escombrera

Se establece que sea la misma que fue planificada por CEPRONIQUEL para el año 2014, que tiene una distancia de tiro hasta el frente de 0,70 km.

2.11.9 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 se tiene: el mantenimiento de caminos, de equipamientos y el resto de las actividades que aseguran que se cumpla con el plan de producción de la entidad minera.

2.11.10 Construcción del camino

Se establece que sea el mismo que proyectó CEPRONIQUEL para el año 2014.

CAPITULO III. CÁLCULO ECONÓMICO

El indicador fundamental para determinar la efectividad de cualquier proyecto que se ejecute es el costo de producción de una tonelada o m³ de mineral extraído. Para ello se tienen en cuenta los gastos que se originan durante el desbroce, destape y arranque; así como los gastos en el proceso de extracción del material útil.

Para el cálculo del costo de producción solo se analizan las partidas de gastos fundamentales, o sea, aquellas que más inciden en el costo: gastos de fuerza de trabajo, materiales, mantenimiento, amortización y gastos indirectos.

3.1 Costo de las labores de desbroce y destape

3.1.1 Gastos de fuerza de trabajo

Para el cálculo de los gastos de la fuerza de trabajo se tomó como punto de partida el salario escala de los trabajadores que participan en estas labores, la tarifa horaria promedio de 23,33 días en el mes, el aporte a esta tarifa de las vacaciones, la seguridad social y el impuesto de la fuerza de trabajo de acuerdo a las últimas regulaciones establecidas en el país. Se calcula la tarifa promedio de un trabajador y de acuerdo al número total de horas de trabajo en las labores de desbroce y destape, el gasto total de salario.

Se adicionan otros gastos relacionados con la fuerza de trabajo como son: alimentación, ropa y calzado de trabajo, así como los medios de protección. Estos gastos llevan incluido el gasto en las dos monedas que circulan en el país.

En la tabla No. 3.1 se muestran los gastos de fuerza de trabajo en las labores de desbroce y destape.

Tabla No. 3.1 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de desbroce y destape

Gastos de Salarios						
Trabajadores	Salario Escala	Tarifa (H/H)	Descanso Retribuido (9,09%) (CUP)	S.Social (12,5+1,5 %) (CUP)	Imp. Fza Trab (15%) (CUP)	Tarifa Total (H/H)
Operador de bulldozer	375,25	2,01	0,18	0,31	0,33	2,83
Operador de Cargador	350,25	1,88	0,17	0,29	0,31	2,64
Operador de Camión	390,50	2,09	0,19	0,32	0,34	2,94
Tarifa Promedio	-	1,99	0,18	0,30	0,33	2,80
Total Horas Desbroce y Destape	-	1844,4	-	-	-	-
Total Gastos Salario	-	3675,52	334,10	561,35	601,44	5172,42
Otros Gastos de Fuerza de Trabajo						
Gastos	H/H	Precio (CUC)	Precio (CUP)	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Alimentación	1844,4	0,10	0,00	189,62	0,00	189,62
Costo Elaboración	1844,4	0,00	0,18	0,00	336,02	336,02
Ropa y Calzado	1844,4	0,01	0,00	18,56	0,00	18,56
Medios de Protección	1844,4	0,06	0,02	119,86	30,94	150,80
Total	-	-	-	328,04	366,96	694,99
Total Fuerza de trabajo	-	-	-	328,04	5539,37	5867,41

3.1.2 Gastos materiales

Para el cálculo de los gastos materiales se consideran los gastos de combustible, neumáticos y lubricantes, que son los más relevantes por el alto consumo característico del equipamiento minero, como aparece en la tabla No. 3.2 y 3.3.

Tabla No. 3.2 Precio de los materiales fundamentales

Equipos	Consumo de combustible	Costo de combustible	Costo de neumáticos	Costo de lubricantes	Reparación y mantenimiento
	(L/h)	(CUC/L)	(CUC/h)	(CUC/h)	(CUC/h)
CAMION KRAZ 256 (8 m ³)	22,50	0,99	1,19	2,13	6,22
BULDOZER KOMATSU D- 85	26,00	0,99	0,00	3,71	14,00
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2.5 m ³)	20,00	0,99	3,01	3,30	6,14

Tabla No. 3.3 Gastos materiales por equipos en el desbroce y destape

Equipos	Horas de trabajo	Gastos materiales	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
BULDOZER KOMATSU D- 85	23,16	Combustible	602,16	102,37	704,53
		Neumáticos	-	-	-
		Lubricantes	85,98	14,62	100,60
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2.5 m3)	170,28	Combustible	3405,60	578,95	3984,55
		Neumáticos	512,54	87,13	599,68
		Lubricantes	561,92	95,53	657,45
CAMION KRAZ 256 (8 m3)	1844,4	Combustible	41499,00	7054,83	48553,83
		Neumáticos	2194,84	373,12	2567,96
		Lubricantes	3928,57	667,86	4596,43
Total			52790,62	8974,40	61765,02

Tabla No. 3.4 Resumen de gastos materiales fundamentales en el desbroce y destape

Gastos materiales	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Combustible	45051,69	7658,79	52710,48
Neumáticos	2707,38	460,25	3167,63
Lubricantes	4576,48	778,00	5354,48
Total	52335,55	8897,04	61232,59

3.1.3 Gastos de reparación y mantenimiento en el desbroce y destape

Se calcularon los gastos de reparación y mantenimiento en desbroce y destape, partiendo de precios por hora de trabajo establecido para los equipos fundamentales, cuyos resultados aparecen en la tabla No. 3.5.

Tabla No. 3.5 Gastos de reparación y mantenimiento

Equipos	Horas de trabajo	Reparación y mantenimiento	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
BULDOZER KOMATSU D- 85	23,16	14,00	324,24	55,12	379,36
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2,5 m ³)	170,28	6,14	1045,52	177,74	1223,26
CAMION KRAZ 256 (8 m ³)	1844,4	6,22	11472,17	1950,27	13422,44
Total	-	-	12841,93	2183,13	15025,05

3.1.4 Gastos de amortización en las labores de desbroce y destape

A partir del valor inicial de los equipos, se considera que la amortización es de un 20 % y su vida útil, 15 años. En la tabla No. 3.7 se muestra un resumen de los gastos de amortización en las labores de desbroces y destape.

Tabla No. 3.7 Gastos de amortización de los equipos fundamentales

Equipo	Precio de adquisición	Valor a amortizar		Tiempo de vida útil
	(CUC)	(%)	(CUP)	Años
CAMION KRAZ 256 (8 m3)	88000,00	20	1173,33	15
BULDOZER KOMATSU D- 85	167175,04	20	2229,00	15
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2.5 m3)	111520,00	20	1486,93	15
Total	-	-	4889,27	-

3.2 Gastos totales en la actividad de desbroce y destape

Los gastos totales de la actividad de desbroce y destape, así como su incidencia en el costo del m³ de material útil extraído se muestran en la tabla No. 3.8.

Tabla No. 3.8 Tabla Resumen de gastos en el desbroce y destape

Elementos de gastos	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Directos			
Fuerza de Trabajo	328,04	5539,37	5867,41
Materiales	52335,55	8897,04	61232,59
Combustible	45051,69	7658,79	52710,48
Neumáticos	2707,38	460,25	3167,63
Lubricantes	4576,48	778,00	5354,48
Amortización		4889,27	4889,27
Mantenimiento y Reparación	12841,93	2183,13	15025,05
Total	65505,51	21508,81	87014,33
Indirectos			
Otros gastos indirectos	16376,38	5377,20	21753,58
Total	81881,89	26886,01	108767,91
Costo por m³	0,59	0,19	0,78

3.3 Costo de las labores de extracción

Los gastos en las labores de extracción tienen una influencia muy alta en el costo total ya que en ellos se emplea un largo periodo de tiempo en el ciclo de producción.

3.3.1 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de extracción

Los cálculos para estas labores se realizan de forma similar a las labores de desbroce y destape pero teniendo en cuenta las particularidades de esta actividad. (Tabla No. 3.9)

Tabla No. 3.9 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de extracción

Gastos de Salarios						
Trabajadores	Salario Escala	Tarifa (H/H)	Descans o Retribuid o (9,09 %) (CUP)	Seguridad Social (12,5+1,5 %) (CUP)	Impuesto Fuerza Trabajo (15%) (CUP)	Tarifa Total (H/H)
Operador de bulldozer	375,25	1,88	0,17	0,29	0,31	2,64
Operador de Cargador	350,25	2,09	0,57	1,12	1,20	4,98
Operador de Camión	390,50	1,98	0,37	0,70	0,75	3,81
Tarifa Promedio		1,99	0,31	0,57	0,61	3,48
Total Horas extracción		2680,8				
Total Gastos Salario		5318,96	993,26	1882,93	2017,42	10212,57
Otros Gastos de Fuerza de Trabajo						
Gastos	H/H	Precio CUC	Precio (CUP)	Importe CUC	Importe (CUP)	Total
Alimentación	2680,8	0,10	0,00	275,61	0,00	275,61
Costo Elaboración	2680,8	0,00	0,18	0,00	488,40	488,40
Ropa y Calzado	2680,8	0,01	0,00	26,97	0,00	26,97
Medios de Protección	2680,8	0,06	0,02	174,21	44,97	219,18
Total				476,80	533,36	1010,16
Total Fuerza de trabajo				476,80	10745,94	11222,74

3.3.2 Gastos materiales en las labores de extracción

Se consideraron los gastos de combustibles, neumáticos y lubricantes como los gastos materiales más relevantes para la actividad de extracción (tabla No. 3.10) y por tanto fueron los incluidos en el cálculo tomando los precios de referencia señalados en la tabla No. 3.2. En la tabla No. 3.11 se muestra un resumen de gastos materiales.

Tabla No. 3.10 Gastos materiales por equipos en la extracción

Equipos	unidades	Horas trabajo	Gastos materiales	Importe CUC	Importe (CUP)	Total
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2.5 m3)	1	1187,4	Combustible	23510,52	3996,79	27507,31
			Neumáticos	1175,53	199,84	1375,37
			Lubricantes	3574,07	607,59	4181,67
CAMION KRAZ 256(8 m3)	3	2680,8	Combustible	179144,46	91363,67	270508,13
			Neumáticos	7961,98	4060,61	12022,58
			Lubricantes	9570,46	4880,93	14451,39
Total	-	-	-	224937,01	105109,44	330046,45

Tabla No. 3.11 Resumen de gastos materiales fundamentales en la extracción

Gastos materiales	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Combustible	202654,98	95360,46	298015,44
Neumáticos	9137,50	4260,45	13397,95
Lubricantes	13144,53	5488,53	18633,06
Total	224937,01	105109,44	330046,45

3.3.3 Gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción

Los gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción se calcularon según los precios por hora de trabajo establecido para los equipos fundamentales. (Tabla No. 3.12)

Tabla No. 3.12 Gastos de reparación y mantenimiento en la extracción

Equipos	Horas de trabajo	Reparación y mantenimiento	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
BULDOZER KOMATSU D- 85	23,16	14,00	324,24	55,12	379,36
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2.5 m3)	170,28	6,14	1045,52	177,74	1223,26
CAMION KRAZ 256 (8 m3)	1844,4	6,22	11472,17	1950,27	13422,44
Total	-	-	12841,93	2183,13	15025,05

3.3.4 Gastos de amortización en la extracción

Se calcularon los gastos de amortización de los equipos fundamentales. El valor a amortizar es del 20 % y su vida útil, 15 años, como se muestra en la tabla No. 3.13.

Tabla No. 3.13 Gastos de amortización de los equipos fundamentales en la extracción

Equipo	Cantidad	Precio de adquisición	Valor a amortizar		Tiempo vida útil
		(CUC)	(%)	(CUP)	Años
CAMION KRAZ 256 (8 m ³)	1	88000,00	20	1173,33	15
CARGADOR DAWOO MEGA 250 (2,5 m ³)	3	111520,00	20	4460,80	15
Total	4	199520,00	-	5634,13	-

3.3.5 Gastos totales en la actividad de extracción

Los gastos totales de la actividad de desbroce y destape, así como su incidencia en el costo del m³ de material útil extraído se muestran en la tabla No. 3.14.

Tabla No. 3.14 Tabla Resumen de gastos en la extracción

Elementos de gastos	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Directos			
Fuerza de Trabajo	476,80	10745,94	11222,74
Materiales	224937,01	105109,44	330046,45
Combustible	202654,98	95360,46	298015,44
Neumáticos	9137,50	4260,45	13397,95
Lubricantes	13144,53	5488,53	18633,06
Amortización		5634,13	5634,13
Mantenimiento y Reparación	4776,20	4776,20	9552,39
Total Directos	230190,01	126265,70	356455,71
Indirectos			
Otros gastos indirectos	57547,50	31566,43	89113,93
Total	287737,51	157832,13	445569,64
Costos por m³	2,06	1,13	3,18

3.4 Costo de las labores de perforación y voladura

Al igual que la extracción, los gastos en las labores de perforación y voladura influyen de forma determinante en el costo de producción, el análisis se realizó siguiendo igual metodología que en el resto de las actividades.

3.4.1 Gastos de fuerza de trabajo en las labores de perforación y voladura

Los cálculos para las labores de perforación y voladura se realizaron de forma similar a las labores de desbroce y destape pero teniendo en cuenta las particularidades de esta actividad. Los gastos de fuerza de trabajo se reflejan en la Tabla No. 3.15 y 3.16.

Tabla No. 3.15. Gastos de fuerza de trabajo en las labores de perforación y voladura

Trabajadores	Cantidad	Salario Escala	Tarifa (H/H)	Descanso Retribuido. (9,09%)	Seguridad Social (12,5+1,5 %) (CUP)	Impuestos Fuerza de trabajo (15%) (CUP)	Tarifa Total (H/H)
Perforador	1	283,99	1,52	0,14	0,23	0,25	2,14
Artillero	1	274,46	1,47	0,13	0,22	0,24	2,07
Ayudante	2	234,44	1,26	0,23	0,42	0,45	2,35
Técnico	1	320,00	1,71	0,16	0,26	0,28	2,41
Tarifa Promedio	-	-	1,99	0,22	0,38	0,41	2,99
Total Horas Voladura	-	-	2680,8	-	-	-	-
Total Gastos salario	-	-	5325,86	586,47	1014,01	1086,44	8012,78

Tabla No. 3.16. Otros Gastos de Fuerza de Trabajo

Gastos	H/H	Precio (CUC)	Precio (CUP)	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Alimentación	2680,8	0,10	0,00	275,61	0,00	275,61
Costo Elaboración	2680,8	0,00	0,18	0,00	488,40	488,40
Ropa y Calzado	2680,8	0,01	0,00	26,97	0,00	26,97
Medios de Protección	2680,8	0,06	0,02	174,21	44,97	219,18
Total otros gastos	-	0,18	0,20	476,80	533,36	1010,16
Total Fuerza de trabajo	-	-	-	476,80	8546,14	9022,94

3.4.2 Gastos materiales en las labores de perforación y voladura

Los gastos materiales en las labores de perforación y voladura, considerando como materiales fundamentales las sustancias explosivas y detonantes, se reflejan en la tabla No. 3.17.

Tabla No. 3.17 Gastos materiales en las labores de perforación y voladura

Gastos materiales	Cantidad	Unidad	Precio (CUC)	Precio (CUP)	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Sustancias explosivas	111802	kg	0,70	0,07	78261,62	5478,31	83739,93
Detonadores	1310	u	1,46	0,15	1912,60	279,24	2191,84
Cordón detonante	18174	m	0,31	0,03	5633,94	174,65	5808,59
Total	-	-	-	-	85808,15	5932,20	91740,36

3.4.3 Gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción

Los gastos de reparación y mantenimiento en las labores de extracción se calcularon partiendo de los precios por hora de trabajo establecido para los equipos fundamentales. (Tabla No. 3.18)

Tabla No. 3.18 Gastos de mantenimiento en las labores de perforación y voladura

Equipos	Horas de trabajo	Coficiente aprove_ chamiento	Reparación y mantenimiento	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Carretillas barrenadora	2680,8	0,83	14,00	31150,90	5295,65	36446,55
Compresores	2680,8	0,83	6,14	13661,89	2322,52	15984,41
Total	-	-	-	44812,79	7618,17	52430,96

3.4.4 Gastos de amortización en las labores de perforación y voladura

Los gastos de amortización en las labores de perforación y voladura se reflejan en la tabla No. 3.18 para los equipos considerados que más aportan a este elemento de gasto, la amortización es de un 20 % y la vida útil de 15 años.

Tabla No. 3.18 Gastos de amortización en las labores de perforación y voladura

Equipo	Cantidad	Precio de adquisición	Valor a depreciar		Tiempo de vida útil
		(CUC)	%	(CUP)	Años
Carretillas barrenadora	2	10000,00	20	266,67	15
Compresores	2	8000,00	20	213,33	15
Total	-	-	-	480,00	-

3.4.5 Gastos totales en la actividad en las labores de perforación y voladura

Los gastos totales de la actividad de desbroce y destape, así como su incidencia en el costo del m³ de material útil extraído se muestran en la tabla No. 3.19.

Tabla 3.19 Tabla Resumen de gastos en las labores de perforación y voladura

Elementos de gastos	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Directos			
Fuerza de Trabajo	476,80	8546,14	9022,94
Materiales	85808,15	5932,20	91740,36
Sustancias explosivas	78261,62	5478,31	83739,93
Detonadores	1912,60	279,24	2191,84
Cordón detonante	5633,94	174,65	5808,59
Amortización		480,00	480,00
Mantenimiento y Reparación	44812,79	7618,17	52430,96
Total	131097,74	22576,52	153674,26
Indirectos			
Otros gastos indirectos	30152,48	5192,60	35345,08
Total	161250,22	27769,12	189019,34
Costos por m³	1,15	0,20	1,35

3.5 Gastos totales en el proceso de explotación de la Zona 1

Con los cálculos realizados de cada una de las actividades que forman parte del proceso general de explotación de la cantera se consolidaron para obtener el costo total de explotación del volumen anual de la Zona 1, considerando que los elementos incluidos han sido los fundamentales y que más peso tienen en el costo final. (Tabla No. 3.20)

Tabla No. 3.20 Tabla Resumen Gastos de explotación de la Zona 1

Elementos de gastos	Importe (CUC)	Importe (CUP)	Total
Directos			
Fuerza de Trabajo	1281,63	24831,45	26113,09
Materiales	363080,71	119938,68	483019,40
Combustible	325968,29	108497,56	434465,85
Neumáticos	13757,48	4999,94	18757,42
Lubricantes	23354,94	6441,18	29796,12
Amortización	0,00	11003,40	11003,40
Mantenimiento y Reparación	62430,91	14577,50	77008,41
Total Directos	426793,26	170351,04	597144,30
Indirectos			
Otros gastos indirectos	104076,36	42136,23	146212,59
Total	530869,62	212487,27	743356,89
Costo por m³	3,79	1,52	5,31

CAPITULO IV. PROTECCIÓN DEL MEDIOAMBIENTE Y MEDIDAS DE SEGURIDAD DE LA CANTERA

La explotación de los recursos minerales contribuye al desarrollo económico del país al obtener la materia prima necesaria para la industria; pero a su vez, ocasiona una serie de alteraciones en el medioambiente.

En este capítulo se realiza la identificación y valoración cualitativa y cuantitativa de las principales afectaciones ambientales producidas por la explotación a cielo abierto de los yacimientos de materiales de la construcción, para diseñar un plan de medidas que sirva para minimizar o mitigar los impactos ambientales productos de la actividad minera en el yacimiento.

Dentro de los impactos ambientales derivados del desarrollo de la explotación de canteras de materiales de construcción se encuentran:

- Alteraciones del suelo y modificación de sus propiedades
- Destrucción de la flora y fauna
- Pérdida de la biodiversidad
- Impactos sobre los riesgos geológicos (aumento del riesgo de desprendimientos o deslizamientos)
- Cambios geomorfológicos y del paisaje (modificación del relieve, alteración del color, rotura de la cuenca visual, introducción de formas extrañas, focalización de la percepción en la cantera en detrimento de otros puntos)
- Alteraciones en la atmósfera (emisión de polvo, ruido y vibraciones)
- Impactos culturales y sobre las vías de comunicación.

Motivado fundamentalmente por:

- No inclusión en los proyectos de explotación la dimensión ambiental
- El sistema de explotación utilizado no lleva implícito las variantes de rehabilitación
- Insuficiente formación ambiental por parte de los obreros, técnicos y directivo de esa empresa

4.1 Base legal

La Constitución de la República de Cuba sobre la protección del medioambiente comienza a partir de 1940 y 1976, siendo modificada en agosto de 1992 después de la Cumbre de Río con su artículo N.27, la cual dispone que “El estado protege el medioambiente y los recursos naturales del país”. Reconoce su estrecha vinculación con el desarrollo económico y social sostenible para hacer más racional la vida humana y asegurar la supervivencia, el bienestar y la seguridad de las generaciones actuales y futuras.

La Ley N° 33 del 10 de Enero de 1981, de protección del medioambiente y uso racional de los recursos naturales ha sido en buena medida sobrepasada por los avances en materia ambiental, en el ámbito nacional e internacional.

La Asamblea Nacional del Poder Popular acuerda en Julio de 1997 establecer la Ley N°. 81 del medioambiente la cual establece:

- El derecho de los ciudadanos a la información ambiental
- El derecho de la población a la participación en la toma de decisiones ambientales
- El otorgamiento de facultades a los órganos locales del Poder Popular para adaptarlas normas generales las características locales de cada municipio por lo que se descentraliza la toma de decisiones
- La obligatoriedad de licencias ambientales para determinadas obras a ejecutar que puedan ocasionar daños al medioambiente
- La regulación en gran parte de su articulado de lo relacionado con la educación ambiental

Representan interés para la gestión minera ambiental varios artículos de esta Ley que establecen lo siguiente:

- La actividad minera deberá causar la menor alteración posible, directa o indirecta, al Sistema Nacional de áreas protegidas, las aguas terrestres y marítimas, la capa vegetal, la flora y la fauna silvestre, el paisaje y el medioambiente en general
- Corresponde al Ministerio de Energía y Minas reglamentar y controlar la actividad minera y lo relacionado con las áreas mineras reservadas, sin perjuicio de competencia que la legislación le confiere a otros órganos y organismos estatales
- Las personas naturales o jurídicas que desarrollan actividades de aprovechamiento de recursos minerales estarán en la obligación de rehabilitar las áreas degradadas

por su actividad, así como las áreas y ecosistemas vinculadas a estas que puedan resultar dañadas de conformidad con lo dispuesto en La Ley de Minas y en la Ley de medioambiente, o en su defecto, a realizar otras actividades destinadas la Protección del Medioambiente en los términos y condiciones que establezca el Ministerio de la Agricultura y el Ministerio de Energía y Minas

La Ley 81 de medioambiente establece los principios que rigen la política ambiental y las normas básicas para regular la gestión ambiental del Estado y las acciones de los ciudadanos y la sociedad en general, con el fin de proteger el medioambiente y contribuir a alcanzar los objetivos del desarrollo sostenible del país. Especifica que toda persona natural o jurídica que por su acción u omisión dañe el medioambiente está obligado a cesar en su conducta y a reparar los daños y perjuicios que ocasionen el Ministerio de Ciencia, Tecnología y Medioambiente (CITMA) y el Ministerio de Energía y Minas.

Por tanto, en Cuba, hay establecido todo un proceso de gestión ambiental que comienza a partir de la solicitud de licencia ambiental, la evaluación y estudio de impactos ambientales sobre el medioambiente de una nueva instalación y proceso, así como las auditorías que evalúan y diagnostican las acciones actuales sobre el medioambiente de instalaciones y procesos existentes.

La legislación cubana establece los principios básicos para la regulación de las relaciones sociales en el campo de la salud pública, con el fin de contribuir a garantizar la prevención de enfermedades, el restablecimiento de la salud, la rehabilitación social de los pacientes y la asistencia social.

4.1.1 Principales regulaciones legales vigentes

Las principales regulaciones del medioambiente, a tener en cuenta para el proyecto sin detrimento de otras, son las siguientes:

- Ley N° 13/77 de Protección e Higiene del Trabajo
- Ley N° 41/83 de la Salud Pública

- Resolución 47/2004 del CICA. Indicaciones metodológicas para la tramitación y aprobación de las solicitudes de licencia ambiental para la captación y utilización de los aceites usados para combustibles
- Ley N .81/97 del medioambiente
- Ley No. 85/99 Forestal
- Ley No. 1/77 Patrimonio Forestal
- Decreto 118. Reglamento para la ejecución de la ley de protección del patrimonio cultural
- Decreto-ley N°. 200/99, de las contravenciones en materia de medioambiente
- Decreto-ley N°. 54/82.Disposiciones sanitarias básicas
- Decreto-ley N°.170/97 del Sistema de medidas de defensa civil
- Decreto N° 101/82.Reglamento general de la ley de protección e higiene del trabajo
- Decreto-Ley. 138 de las aguas terrestres
- Decreto N° 139/88.Reglamento de la ley de la salud pública
- Decreto179. Protección, uso y conservación de los suelos y sus contravenciones
- Decreto 180. Regulaciones sobre el patrimonio forestal y la fauna silvestre
- Decreto 199. Contravenciones de las regulaciones para la protección y el uso racional de los recursos hidráulicos
- Decreto 222.Reglamento de la Ley de Minas
- Decreto 268. Contravenciones de las regulaciones ambientales
- Resolución 111/96.del CITMA. Regulaciones sobre la diversidad biológica
- Resolución N°132/2007 CITMA. Reglamento del proceso de evaluación de impacto ambiental
- Resolución N° 23/77 MTSS. Metodología para la identificación, evaluación y gestión de la prevención de los riesgos que afectan la seguridad y la salud de los trabajadores
- Resolución N° 111/02 CITMA. Sistema Nacional de monitoreo ambiental

La Ley 13 de Protección e Higiene de Trabajo (PHT), vigente desde el 28 de diciembre de 1977, y su Reglamento general contenido en el Decreto N°.101 del 13 de marzo de 1982 que rigen el sistema de PHT, las obligaciones, atribuciones y funciones de los

organismos rectores en esta materia y de las administraciones, así como los deberes y derechos de los trabajadores y las funciones de la organización sindical.

4.1.2 Normas cubanas

La Oficina Nacional de Normalización (ONN), es el Organismo rector de las normas cubanas y representa al país ante las organizaciones internacionales y regionales de normalización.

Las principales normas cubanas del medioambiente a tener en cuenta en este proyecto, sin detrimento de otras, son las siguientes:

- NC 23:1999. Franja forestal de las zonas de protección a embalses y cauces fluviales. (obligatoria)
- NC 26:2012. Ruidos en zonas habitables. Requisitos higiénicos sanitarios
- NC 27:2012. Vertimiento de aguas residuales a las aguas terrestre y alcantarillado. Especificaciones
- NC 31:1999. Calidad del suelo. requisitos para la protección de la capa fértil del suelo al realizar trabajos de movimiento de tierra
- NC 133.2002. Residuos sólidos urbanos. Almacenamiento, recolección y transportación. Requisitos higiénico-sanitarios y ambientales. (Obligatoria)
- NC 39:1999 Calidad del aire. Requisitos higiénicos sanitarios. Enmienda

4.2 Identificación y caracterización de los Impactos ambientales

4.2.1 Identificación de los impactos ambientales

El impacto ambiental es la repercusión o alteración positiva o negativa en el medioambiente provocada por la acción antrópica o un elemento ajeno a dicho medio que genera consecuencias notables en él.

Para identificar los impactos ambientales en una zona determinada debemos tener en cuenta que la relación actividad – impacto es de causa - efecto en donde las actividades mineras son las causas y los impactos son los efectos.

Para realizar la identificación de los impactos ambientales se ha realizado una lista de verificaciones, en la que se relaciona el factor o aspecto ambiental con la acción o

actividad determinada cuya interacción produce impactos al medio ambiente, los cuales aparecen en forma detallada en las tablas No. 4.1 a 4.3.

Tabla No. 4.1 Impactos ambientales sobre el medio físico

Fuente: Alemán, 2004

Factor Ambiental		Acción / actividad	Impacto
Climatología	Calidad del aire	Perforación, carga y voladura Transporte de maquinaria Movimiento de tierras Formación de escombreras Preparación mecánica (Vía seca)	Emisión de polvo y gases a la atmósfera. Emisión de ruidos y vibraciones
Hidrografía	Aguas superficiales	Vías de transporte Infraestructura	Alteración de la calidad por deposición de sólidos
	Aguas freáticas		Contaminación de los acuíferos locales por las aguas residuales
Geología y Geomorfología	Geología regional Geología local Topografía	Residuos de estériles. Perforaciones y Fragmentación Construcción de taludes. Construcción de viales	Aumento de los procesos erosivos Cambios en la topografía
Paisaje	-	Desbroce de la vegetación Residuos de estériles. Perforación, carga y voladura Abandono de la mina. Construcción vial. Infraestructura	Alteraciones de la calidad visual.

Tabla No. 4.2 Impactos ambientales sobre el medio biótico
Fuente:(Aleman, 2004)

Factor Ambiental	Acción / Actividad	Impacto
Flora	Desbroce de la vegetación. Perforación, carga y voladura. Construcción vial Residuos de estéril Abandono de la mina Infraestructura Botaderos de sedimentos	Remoción de la vegetación y deforestación
Fauna	Construcción vial. Perforación, carga y voladura. Excavaciones Transporte de material Desbroce de la vegetación Infraestructura Residuos de estéri.	Alteración del flujo de energía y material de formación Pérdida de la biodiversidad
Equilibrio Ecológico	Perforación, carga y voladura Desbroce de la vegetación Construcción vial Abandono de la mina Escombreras Excavaciones Movimientos de tierras Acarreo de material	Alteración del flujo de energía y material de formación Pérdida de la biodiversidad

Tabla No. 4.3 Impactos ambientales sobre el medio antrópico
Fuente: Alemán, 2004

Factor ambiental		Acción/Actividad	Impactos
Económicos	Economía	Comercialización Construcción de vías Infraestructura Transporte	Aumento de empleo. Aumento de la demanda por servicios sociales
Sociales	Vialidad Salud	Construcción de vías Abandono de la mina Desbroce de la vegetación Infraestructura Transporte Emisión de gases contaminantes	Incremento en el número de accidente. Aumento en el número de enfermedades
Culturales	Cultura	Comercialización	Enriquecimiento de la diversidad cultural

4.2.2 Medidas para la fase de explotación

Las medidas para la fase de explotación son las siguientes:

1. La entidad constructora limitará su perímetro de construcción a las áreas definidas por el proyecto
2. Los desbroces se efectuarán de acuerdo a las necesidades de cumplimiento de los planes de producción y que se establecen en los planes de minería
3. Garantizar la utilización racional del suelo e incrementar en lo posible, el coeficiente de utilización del terreno
4. Aprovechar las características físico geográficas del lugar, tales como pendientes, drenaje natural, vegetación, para evitar las modificaciones del entorno físico
5. Ejecutar soluciones a fin de proteger las áreas y líneas de drenaje, proyectadas o existentes en el entorno inmediato a la obra, natural o construida

6. Lograr que las nuevas plataformas que se construyan garanticen el escurrimiento superficial del área
7. Construir y preservar un sistema de drenaje, para evitar inundaciones
8. Realizar guardarrayas que delimiten las áreas de trabajo en el yacimiento, evitando la propagación de incendios

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

Las medidas preventivas y correctoras para minimizar el impacto ambiental producido en la cantera se relacionan a continuación:

- 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 Cumplir 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.
- 10 Trasladar los materiales 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)
- 11 Regar de los caminos de acopio del mineral

4.2.4 Propuesta del plan de monitoreo ambiental

El plan de monitoreo ambiental se relaciona a continuación:

1. Realizar una inspección semestral a las áreas de trabajo para comprobar el cumplimiento de las medidas del proyecto de explotación y de la evaluación de Impacto ambiental durante el período que dure la explotación de la cantera
2. Realizar el monitoreo por un período de tres años como mínimo, con el propósito del análisis periódico de los niveles de recuperación del medio

CAPITULO V. SEGURIDAD Y SALUD EN EL TRABAJO

5.1 Seguridad Minera

En nuestro país desde el 28 de diciembre de 1977 está vigente la Ley 13 de Protección e Higiene del trabajo y su Reglamento general contenido en el decreto 101 del 3 de marzo de 1982 que rige el sistema de Seguridad y Salud del Trabajo (SST), las obligaciones, atribuciones y funciones de los organismos rectores en esta materia y de las administraciones; los deberes y derechos de los trabajadores y las funciones de la organización sindical, es decir, que en todo lo referente a SST cualquier Empresa está obligada a tener implantado, regir y cumplir el Reglamento anterior.

5.2 Base legal y procedimientos

El sistema de Seguridad y Salud en el trabajo (SST) de todas las empresas se rige por los siguientes documentos:

1. Reglamento organizativo de la SST
2. Instrucción inicial de SST
3. Instrucción inicial específica de la SST
4. Instrucción por puesto de trabajo
5. Instrucción de seguridad
6. Documentación técnico - operativa

Aunque todo es importante debe hacerse énfasis en las número 3 y 4, ya que ellas son las que relacionan al obrero con el área y puesto de trabajo mostrando los peligros, el uso de los medios de protección individual, los conocimientos operacionales de su puesto de trabajo.

En la cantera deben existir tantas instrucciones como tipo de puestos o plazas existan en la plantilla.

5.3 Medidas de seguridad para el trabajo con explosivos

1. No trasladar las sustancias explosivas al frente de trabajo antes de que se termine las operaciones de perforación
2. En la eliminación de tiros fallados solo debe participar el artillero
3. Evacuar a todos los trabajadores antes de realizar el disparo de las sustancias explosivas
4. El traslado de las sustancias explosivas y los medios del cargador, debe estar provista de señalización sonora, de manera que indique el inicio y fin de cada operación a realizar
5. Durante el movimiento del cargador en pendiente, deben contemplarse aquellas medidas que impidan su corrimiento
6. Los cargadores deben trabajar sobre plataformas aplanadas cuya pendiente no exceda de ± 1

5.4 Medidas de seguridad para el trabajo con bulldozer

1. Estos trabajarán en el radio de acción de una excavadora, cuando esta haya sido convenientemente posicionada y el cubo esté apoyado en el suelo
2. Cuando se realice la reparación debajo de la cuchilla esta debe estar convenientemente calzada
3. Al ejecutarse cualquier tipo de trabajo, las pendientes en los ascensos, bajadas, así como la inclinación en la dirección transversal no deben sobrepasar los valores máximos señalados por el fabricante (25 a 35 y 12 a 15 respectivamente)
4. Al empujar el material en las escombreras o depósitos de mineral el equipo no debe sacar la cuchilla fuera del borde del terraplén
5. Al moverse paralelo el borde de la escombrera o depósito de mineral la distancia entre la oruga y el borde del terraplén no debe ser menor de 2 m

5.5 Medidas de seguridad para el trabajo con equipos de transporte

- 1 No se permite llevar personal fuera de la cabina
- 2 No se permite adelantar a otro vehículo que circule en el mismo sentido

5.6 Otras medidas de seguridad

- 1 Se prohíbe operar equipos mineros a personas que no tengan la calificación y el permiso requerido
- 2 Los caminos de la cantera en época de seca deben de regarse convenientemente para evitar el polvo
- 3 La revisión de la técnica de seguridad debe realizarse por lo menos una vez al año.
- 4 Todos los equipos deben poseer sus correspondientes medios de extinción de incendio
- 5 La planta y perfil de los caminos deben corresponder a las reglas y normas de construcción vigentes
- 6 El ancho de la parte transitable del camino se establece a partir de las dimensiones del equipo que haya una holgura no menor de 1,5 m entre los automóviles que circulen al encuentro y una distancia no menor de 0,5 m de las ruedas exteriores hasta el borde de la parte transitable

CONCLUSIONES

1. Con la metodología utilizada en el trabajo se pueden realizar ajustes a los proyectos realizados con el Software especializado GEMCO utilizado en CEPRONIQUEL
2. La Zona 1 de la cantera se puede explotar en un año con el mismo parque de equipo existente, ya que las productividades de los mismos y el régimen de trabajo escogido en el Proyecto garantizan la explotación en los 280 días hábiles planificados
3. La elección del equipamiento realizado asegura que el costo de explotación de un m³ de material útil sea bajo y por tanto la ejecución del Proyecto sea factible
4. El diseño realizado de la cantera en la Zona 1 permite que el equipamiento se desplace cumpliendo las medidas de seguridad establecidas en estos casos
5. Los diseños efectuados permite a la empresa ejecutar las labores mineras como se han establecido en este trabajo

RECOMENDACIONES

1. Considerar los resultados alcanzados para corregir la ejecución de las labores mineras en esta cantera
2. Comparar los resultados obtenidos y diseños realizados con los que se obtuvieron utilizando el método automatizado con el Software GEMCOM
3. Actualizar el cálculo económico de este proyecto en el momento de su ejecución por las posibles variaciones de precios de los materiales fundamentales

BIBLIOGRAFÍA

ALEJANDRO, L. L. A. La Investigación científica: Conceptos y Reflexiones. Libro en versión electrónica, ISMM. Moa, 2012.

ALEMÁN, J. L. P. Estudio del impacto Ambiental en el Yacimiento "Los Guaos". . Trabajo de Diploma ISMM, 2004.

BELL, Y. D. Actualización del Proyecto de Explotación de la Cantera "Mucaral". Trabajo de Diploma ISMM, 2004.

CABRERA, D. R. Perfeccionamiento del Proyecto de Explotación del Sector de Cemento Blanco en el Yacimiento Nieves Morejón. Tesis de Maestría ISMM, 2012.

CARRASCO, Y. P. Actualización del Proyecto de Explotación "Arcilla", Provincia Ciego Ávila. Trabajo de Diploma ISMM, 2006.

CEPRONIQUEL. Actualización de Proyecto de Explotación de Yacimientos metálicos "Cantera Blanca", Centro de Proyectos del Níquel, CUBANIQUEL. 2013.

GAMBOA, J. D. N. A. Evaluación Económica del Proyecto de Explotación de los Yacimientos La Mina, Victoria I y Victoria II. Provincia de Camagüey. Trabajo de Diploma ISMM, 2010.

HERRERA, Y. F. Proyecto de Explotación del Área-10 del Yacimiento Moa Oriental. Trabajo de Diploma ISMM, 2004.

IGARZA, Y. M. Proyecto de Explotación de la Zona 1 del Yacimiento Aguadores Este. Trabajo de Diploma ISMM, 2010.

JUSTIZ, Y. E. Análisis del sistema de transportación de la Mina Pinares de la Empresa Cmdte. René Ramos Latour. Trabajo de Diploma ISMM, 2010.

KEYA, A. L. Proyecto de Explotación de un Área para la entrada en Explotación del Yacimiento Camarioca Este de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Trabajo de Diploma, 2012.

LÓPEZ, E. G. Diseño de la explotación del área 11 del Yacimiento Moa Oriental. Trabajo de Diploma ISMM, 2006.

MORÁN, I. Y. Proyecto de explotación de la Zona 1 del Yacimiento Aguadores Este. Proyecto ISMM, 2010.

OTAHÑO, J. N. Fragmentación de Rocas con explosivos. Edición ed. Habana: Editorial Félix Varela, 1998.

OYANA, R. N. N. Proyecto de Explotación del Sector 7 del Yacimiento Camarioca Este de la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara. Trabajo de Diploma ISMM, 2010.

REYES, Y. S. Propuesta para el cambio operacional de la mina de la Empresa Pedro Soto Alba Moaniquel SA. Trabajo de Diploma ISMM, 2009.

VALDÉS, I. A. Proyecto de Explotación de la Zona Sur 1 del yacimiento “Granitoides Holguín” de la cantera Arenas de Buenaventura. Trabajo de Diploma ISMM, 2009.

Las rocas calizas y sus usos comunes. [en línea]

<http://www.quiminet.com/articulos/las-rocas-calizas-y-sus-usos-comun...>

[Consultado: 25/06/13]

ANEXO A. UBICACIÓN DE LA ZONA 1 EN LA CANTERA

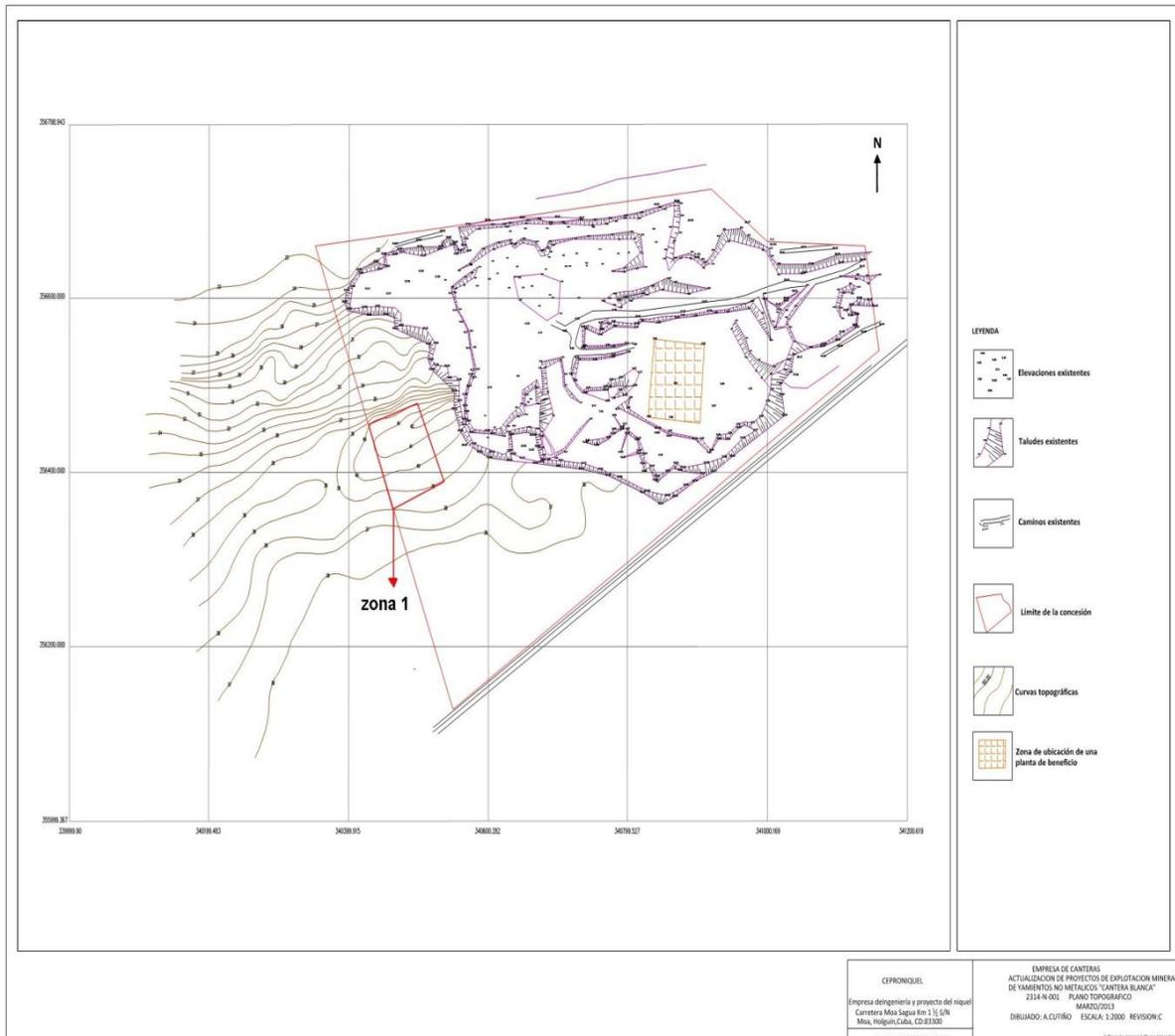


Figura 1A. Ubicación de la Zona 1 en la Cantera

ANEXO B. DISEÑO DE LA ZONA 1 DE EXPLOTACIÓN

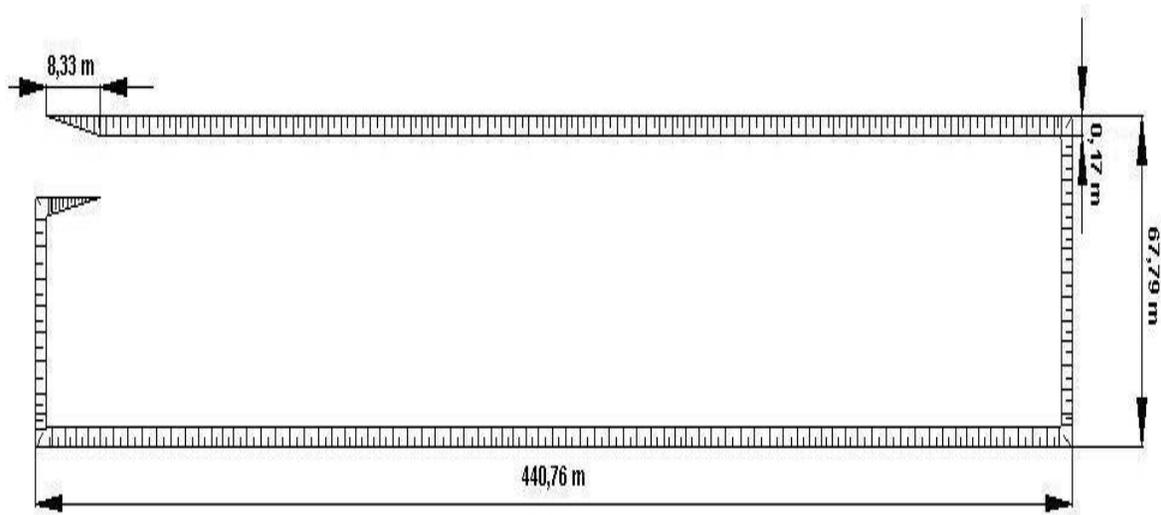


Figura 2B. Vista superior del nivel 1 explotado (cota +39 a la +38)

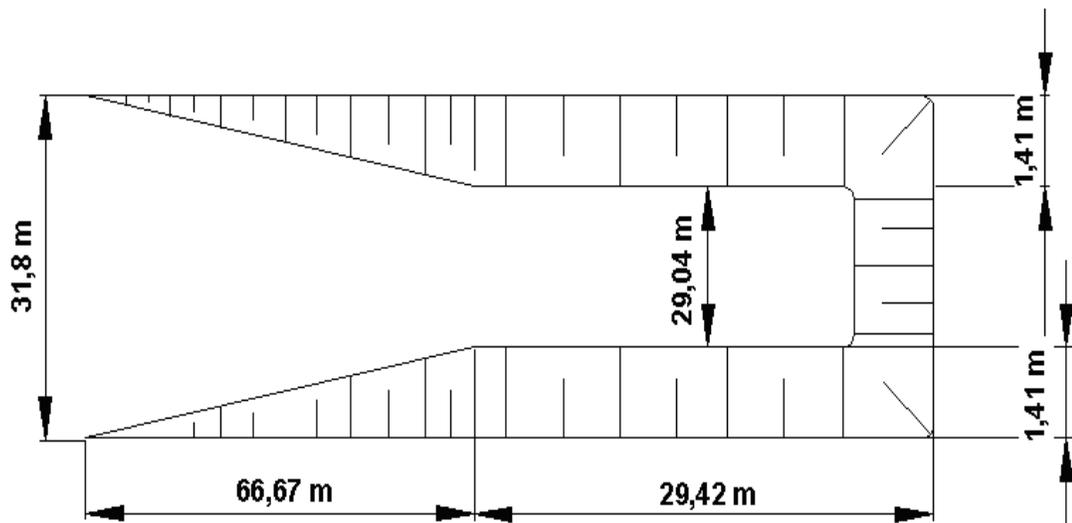


Figura 3B. Vista superior de la trinchera de apertura del horizonte1 explotado

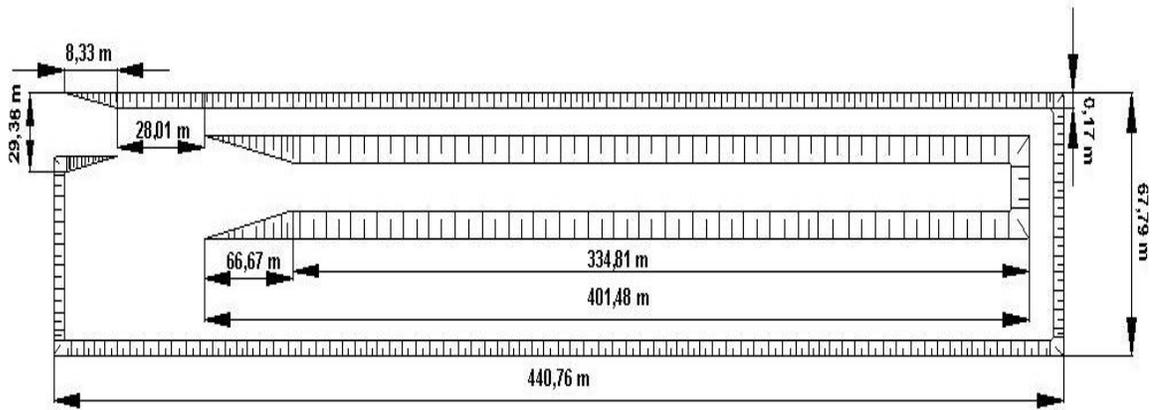
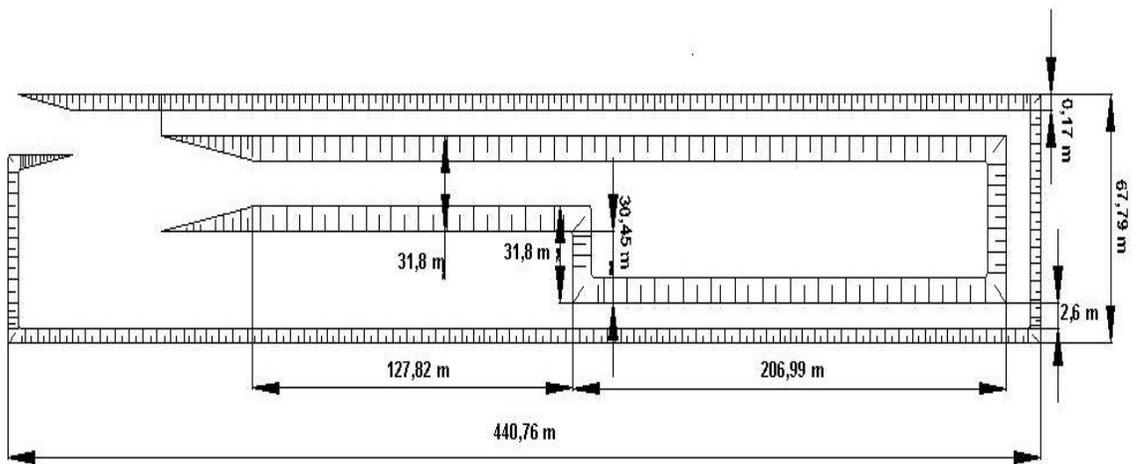


Figura 4B. Vista superior del nivel 1 y la primera fila de explotación del horizonte1



**Figura 5B. Vista superior de la cantera explotada hasta un año
(Nivel 1 y horizonte1)**

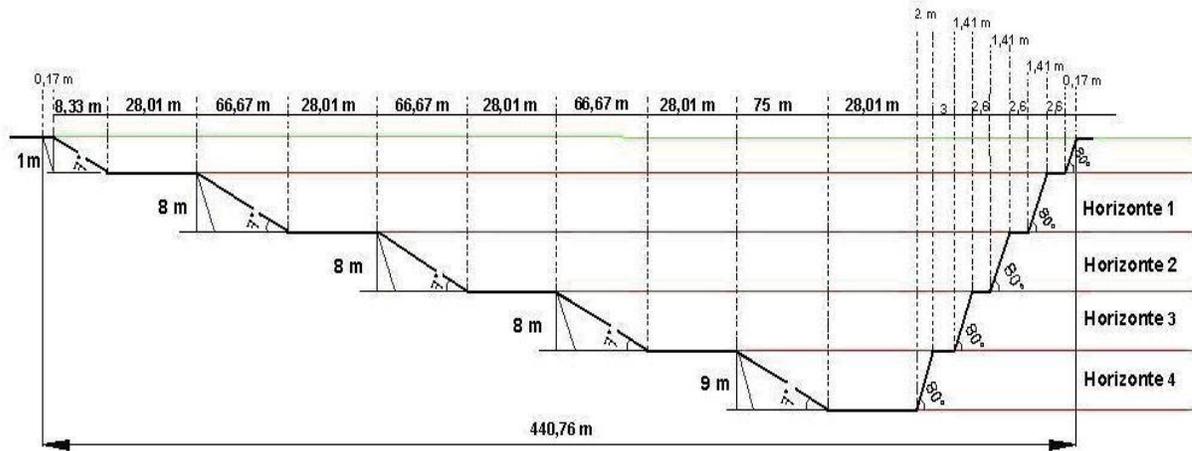


Figura 6B. Perfil longitudinal de la cantera (cota +39 a la +5)

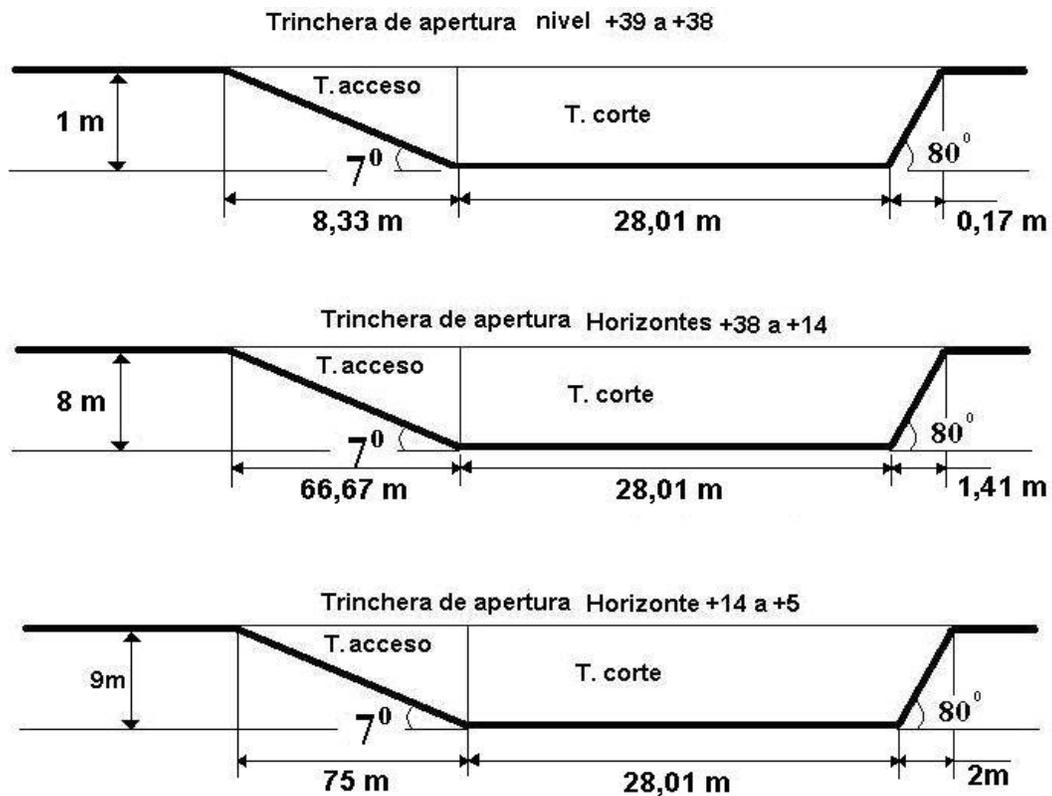
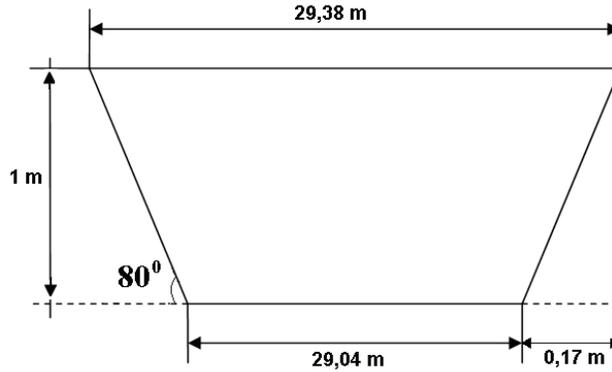
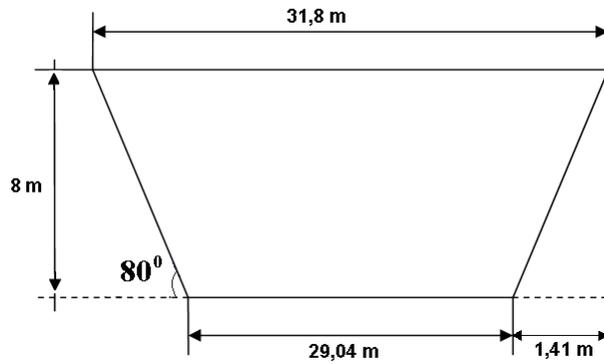


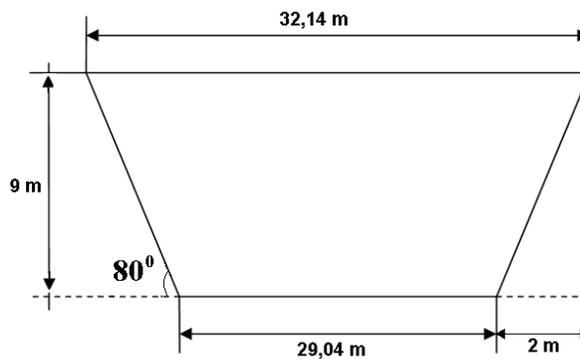
Figura 7B. Perfil longitudinal de trincheras de apertura



**Figura 8B. Perfil transversal de la trinchera de corte del nivel 1
(Cota +39 a la +38)**



**Figura 8B. Perfil transversal de la trinchera de corte de los horizontes 1; 2; 3
(Cota +38 a +14)**



**Figura 9B. Perfil transversal de la trinchera de corte del horizonte 4
(Cota +14 a la +5)**

ANEXO C. TRABAJOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

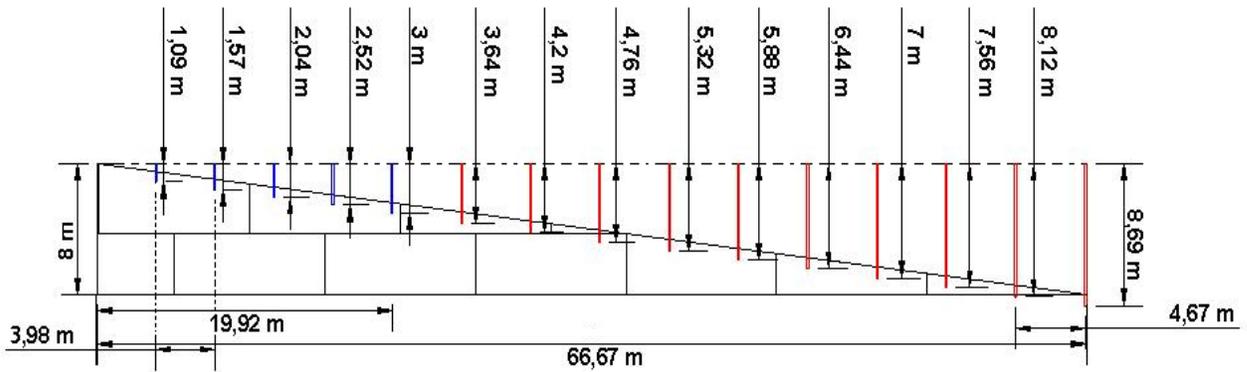


Figura 1C. Perfil longitudinal de la disposición de los barrenos y taladros en la trinchera de acceso

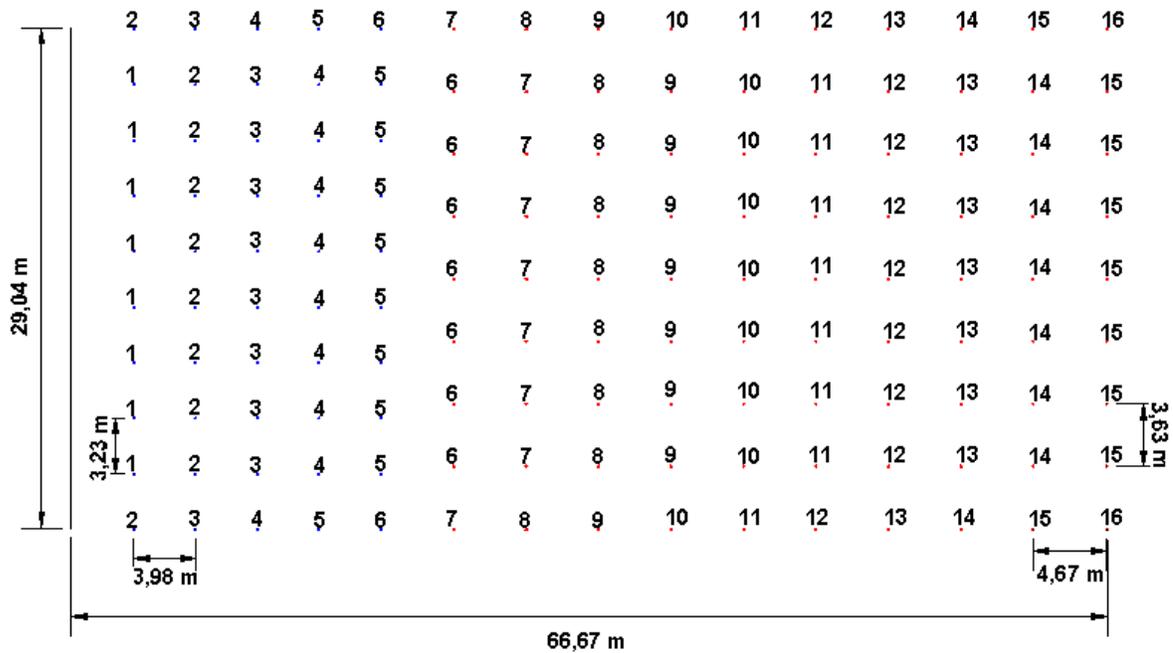


Figura 2C. Vista superior de la disposición de los barrenos y taladros en la trinchera de acceso

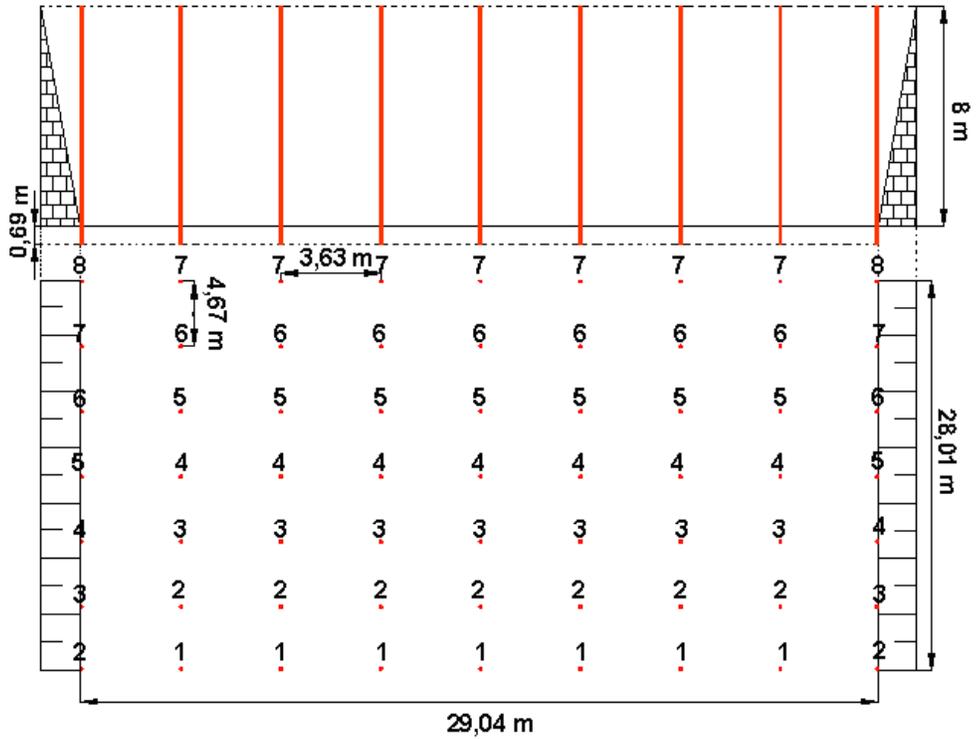


Figura 3C. Perfil transversal y vista superior de la disposición de los taladros en el horizonte 1 (Bloques 1 al 11 y del 14 al 19)

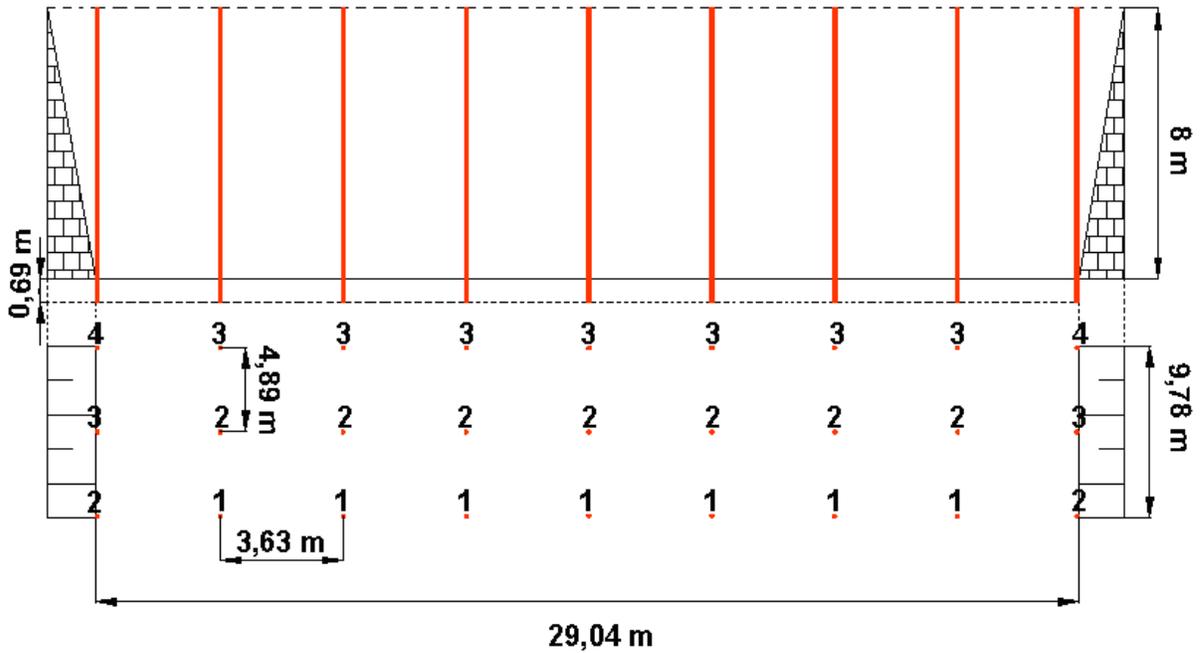


Figura 4C. Perfil transversal y vista superior de la disposición de los taladros en el horizonte 1 (Bloque 12)

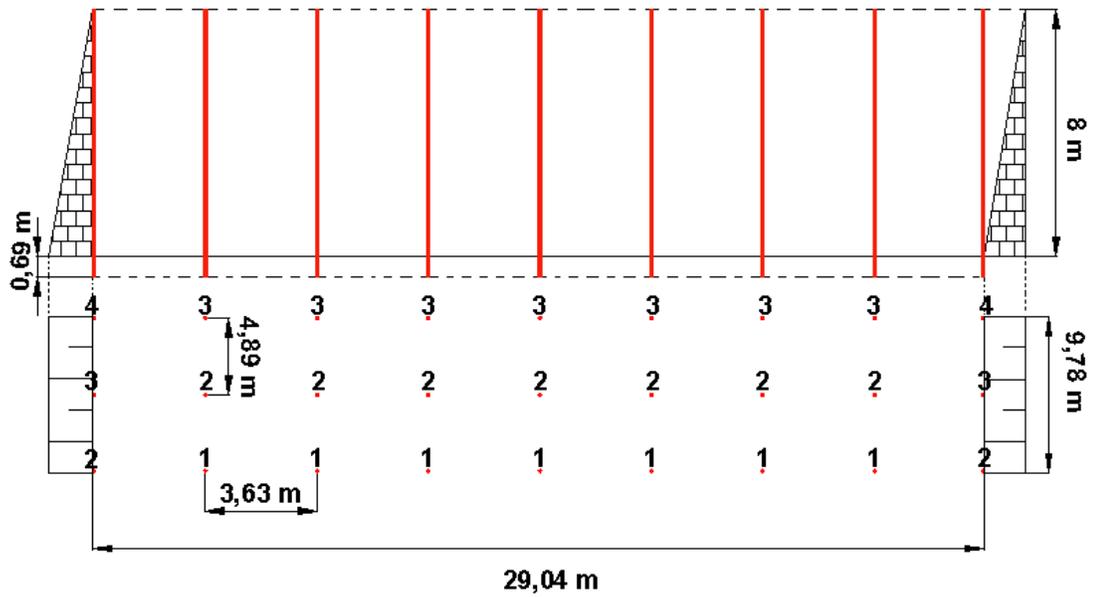


Figura 5C. Perfil transversal y vista superior de la disposición de los taladros en el horizonte 1 (Bloque 13)

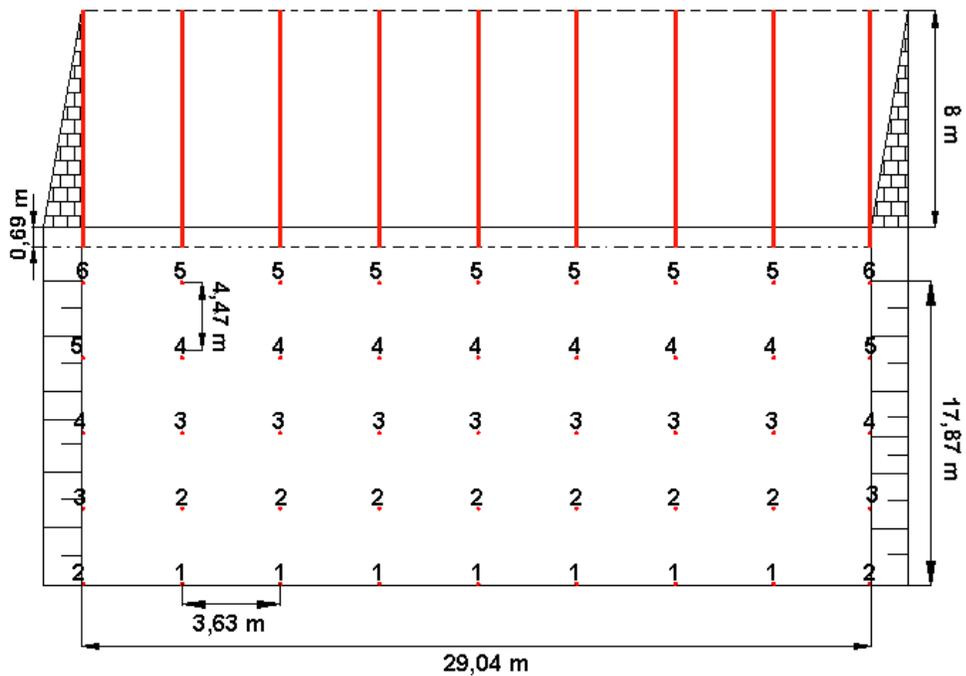


Figura 6C. Perfil transversal y vista superior de la disposición de los taladros en el horizonte 1 (Bloque 20)