

# Proyecto de explotación minera del yacimiento de cromo Rosita de la provincia de Camagüey

Salvador Chimuissa Simba Wanga

[swsalvador@minas.ismm.edu.cu](mailto:swsalvador@minas.ismm.edu.cu)

Universidad de Moa (Cuba).

**Resumen:** Se elaboró el proyecto de explotación del yacimiento de cromo Rosita que permitirá suministrar parte del mineral para el aumento de la economía del país y de la provincia de Camagüey. La metodología utilizada partió de un estudio del yacimiento, teniendo en cuenta las características hidrogeológicas, la tectónica, morfología y propiedades físico-mecánicas del mineral, así como las reservas con las que cuenta el yacimiento. Se realizó la selección del equipamiento minero, el cálculo de la productividad así como de los parámetros de explotación. Se hizo el cálculo de los trabajos de perforación y voladura, la organización del plan calendario para su explotación y la valoración económica de las actividades fundamentales; el análisis del impacto medioambiental, el cumplimiento de las medidas de seguridad y salud en el trabajo para la protección del personal. Se elabora el proyecto de explotación que permitirá extraer de forma racional y eficiente las reservas de cromo, considerando las características del equipamiento disponible

**Palabras clave:** explotación minera; cromo; equipos mineros.

## Mining project of the Rosita chromium deposit in Camagüey province

**Abstract:** The Rosita chromium deposit exploitation project was developed, which will allow the supply of part of the mineral to increase the economy of the country and the province of Camagüey. The methodology used was based on a study of the deposit, taking into account the hydrogeological characteristics, tectonics, morphology and physical-mechanical properties of the mineral, as well as the reserves that the deposit has. The selection of the mining equipment, the calculation of the productivity as well as the exploitation parameters were carried out. The calculation of the drilling and blasting works, the organization of the calendar plan for their exploitation and the economic valuation of the fundamental activities were made; environmental impact analysis, compliance with occupational health and safety measures for the protection of personnel. The exploitation project is drawn up that will allow the extraction of chromium reserves in a rational and efficient way, considering the characteristics of the available equipment.

**Keywords:** mining exploitation; chrome; mining equipment.

## Introducción

La minería tiene la misión de poner a disposición de la humanidad las materias primas minerales que necesita. Ha resultado una actividad determinante en el desarrollo de la sociedad, pues de entre los recursos naturales utilizados para la satisfacción de las necesidades, los minerales representan el 80 %.

Por la importancia que tiene la realización del ciclo cerrado de investigación, producción, comercialización de los yacimientos de cromo de la provincia de Camagüey para la economía del país, la Empresa Geominera Camagüey se encargó de ejecutar la investigación geológica de esta materia prima en los sectores Rosita-Progreso, donde puede realizarse satisfactoriamente la explotación, en uno de sus cuerpos minerales.

En el área investigada se reportan trabajos desde la década del 80 (MINBAS, 1981; Furrázola *et al.*, 2001; Henares *et al.*, 2010; Vázquez, 2011; Estenoz, 2018), que muestran las potencialidades de los yacimientos de cromo de la provincia de Camagüey y sus potencialidades para la explotación.

Por las características mineralógicas y la cantidad de reservas existentes en este sector surge la necesidad de elaborar el proyecto de explotación para la extracción de las reservas minerales existentes en el yacimiento de cromo Rosita en el municipio de Minas, provincia de Camagüey.

El método empírico utilizado es la observación para percibir el lugar donde se encuentra el yacimiento y los elementos geomorfológicos y topográficos existentes. El análisis-síntesis para estudiar las actividades mineras en la cantera, sus incidencias en otros yacimientos y establecer conclusiones para desarrollar la explotación; así como el inductivo-deductivo para interpretar los resultados obtenidos en el análisis de los mapas topográficos y luego establecer conclusiones. El diseño y planificación del sistema de explotación del yacimiento se realizó utilizando el software Gemcom.

## Labores mineras para la explotación del yacimiento de cromo Rosita

### Volumen de material útil in situ a extraer en un año ( $V_m$ )

$$V_m = \frac{Q_p \times \eta}{K_1 \times K_2 \times K_e} = \frac{14\,950 \times 0,90}{0,88 \times 0,86 \times 1,5} = 11\,812 \text{ m}^3 / \text{año}$$

Donde:

Qp: Productividad anual de la planta (rajón): 14 950 m<sup>3</sup>/año

η: Coeficiente de aprovechamiento de la planta: 0,90

Ke: Coeficiente de esponjamiento de las rocas: 1,5

K1: Coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas de materia prima por concepto de transportación: 0,88

K2: Coeficiente que tiene en cuenta las pérdidas de materia prima por concepto de extracción: 0,86

### Tiempo de explotación de la cantera

$$T_{exp} = \frac{V_{est}}{V_{im}} = \frac{25364}{11812} = 2.14 \text{ años}$$

Donde:

Vest: Volumen estimado de reservas del área

Vtm: Volumen total de material útil in situ a extraer en un año.

### Equipamiento técnico minero para la realización de los trabajos en la zona

El establecimiento productivo cuenta con un Bulldozer KOMATSU, modelo D85, sobre estera, una retroexcavadora de 3 m<sup>3</sup> y camiones de volteo 8X4 de 16 m<sup>3</sup> (24t).

### Características técnicas del equipamiento minero

En las Tablas 1, 2, y 3 se muestran los datos técnicos del equipamiento minero con que cuenta la unidad minera para llevar a cabo la explotación del yacimiento Rosita.

Tabla 1. Características técnicas del Bulldozer KOMATSU, modelo DT 85

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Largo	m	5,65
Alto	m	3,06
Potencia	HP	235-245
Altura de la cuchilla	m	1,75
Ancho de cuchilla	m	4,50
Consumo de combustible	l/h	22
Altura máxima de corte	m	0,42
Radio de giro exterior	m	3,3
Tipo de combustible	-	Diésel
Velocidad de corte	m/min	111
Velocidad de transporte	m/min	150
Disponibilidad mecánica	%	90
Consumo de combustible	l/h	32

Tabla 2. Características técnicas de la retroexcavadora de 3 m<sup>3</sup>

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Largo	m	7,60
Ancho	m	2,90
Volumen del cubo	m <sup>3</sup>	3,0
Consumo de combustible	l/h	37
Disponibilidad mecánica	%	90

Tabla 3. Características técnicas del camión de volteo 8X4 de 16 m<sup>3</sup> (24 t)

Parámetros	Unidad de medida	Valor
Capacidad de carga	m <sup>3</sup>	16
Tipo de combustible	-	Diésel
Consumo de combustible	l/h	30
Pendiente máxima superable	%	(i = 10)
Ancho	m	2,64
Longitud	m	8,1
Radio de giro	m	12
Disponibilidad mecánica	%	90
Velocidad del camión cargado	km/h	35
Velocidad del camión vacío	Km/h	45

## Apertura

Para poner en explotación un nuevo banco o escalón es necesario crear una vía de transporte hacia él y un frente inicial de trabajo con su correspondiente plazoleta de trabajo. Para eso es necesario aperturar el escalón, es decir, crear una excavación especial desde la superficie o desde el escalón superior. Estas excavaciones se denominan trincheras o rampas de acceso; pueden ser permanentes o temporales según el propósito de ellas.

La apertura del yacimiento será realizada mediante una trinchera independiente por la parte noroeste. A partir de esta se construirá una trinchera de corte para preparar la plataforma de trabajo donde se iniciará la minería. Esta trinchera se excavará siguiendo la topografía en la cota +80,00 como techo del banco inicial (+75,00), tal como lo indica la Tabla 4.

Tabla 4. Características constructivas de la trinchera de apertura

Ancho	19,45 m
Largo	50 m
Profundidad	5 m
Inclinación	10 %
Volumen de corte	4 862,5 m <sup>3</sup>
Plazo de construcción	3 días

## Plan calendario de minería

Para la extracción de las 25 364 t de reservas que se encuentran en el yacimiento Rosita es necesario conformar el plan calendario, que se distribuirá en tres años de explotación.

*Primer año de explotación:* El primer año se divide en cuatro trimestres. En el primer trimestre comenzarán las labores de desbroce de un sector del yacimiento en la cota +80 hasta la cota +70, teniendo que mover 1 300 m<sup>3</sup> de capa vegetal y además el traslado de 106 045 m<sup>3</sup> de escombros.

En el segundo trimestre continuarán las labores de desbroce en el otro sector del yacimiento teniendo q mover 1 456 m<sup>3</sup> de capa vegetal. Después comenzarán las labores de apertura en la cota +65 con la conformación de una trinchera independiente por la parte noroeste del yacimiento, a partir de esta se construirá una trinchera de corte para preparar la plataforma de trabajo. En este trimestre se tendrán que mover 3 938 t de material útil y 95 893 m<sup>3</sup> de escombros.

En el tercer trimestre continuarán las labores de extracción en la cota +55 teniendo que extraerse un total de 3 938 t de mineral útil y 15 990 de escombros. El cuarto trimestre los trabajos de extracción estarán en la cota +55, extrayendo un total de 3 938 t y 159 990 m<sup>3</sup> de escombros.

*Segundo año de explotación:* Se comenzará la extracción del material que se encuentra en la cota +50 hasta la cota +45, extrayendo un total de 11 816 t de material útil y 29 320 m<sup>3</sup> de escombros.

*Tercer año de explotación:* Se realizará en la cota +45 hasta la cota +40 y se extraerán 1 732 t de material y 9 958 m<sup>3</sup> de escombros.

### **Tala y desbroce**

La potencia promedio de destape (desbroce) es de 0,4 m, y teniendo en consideración que el relieve de la superficie del yacimiento es llano y la potencia de destape es pequeña, se recomienda realizar la extracción de la capa vegetal con buldócer.

El área para la zona de la tala y desbroce en la mina será de 50 238,8 m<sup>2</sup> (5,02 ha) el volumen estimado para este depósito es de 20 095,52 m<sup>3</sup>. El volumen a almacenar se estimó a partir del área de emplazamiento de los objetos de obra y la potencia promedio de la capa de suelo es de 40,0 cm.

### **Tecnología de los trabajos mineros**

Para los trabajos mineros en el yacimiento se deben realizar los siguientes procesos básicos: preparación de las rocas para la excavación; excavación-carga; traslado de la masa minera (las rocas estériles hacia las escombreras y el mineral a los depósitos o a

la planta) y la preparación primaria del mineral y su beneficio. Además, se realizarán otros procesos auxiliares mineros como el suministro eléctrico, drenaje, muestreo de los minerales, mantenimiento y reparación de los equipos, entre otros, que aseguran la ejecución de los trabajos mineros.

### **Trabajos de arranque, carga y transporte**

Estos trabajos contemplan la excavación y carga (traslado y descarga) en medios de transporte de la masa minera; la excavación de las rocas se realizará con una retroexcavadora. En los trabajos a cielo abierto es conocido y se lleva a cabo el término de "estructura de mecanización compleja", la cual es un conjunto de máquinas y mecanismos desde el frente de minería hasta la escombrera incluyendo el transporte, que aseguran el cumplimiento de los índices planificados en los trabajos de extracción y destape y la máquina base en esta estructura es la de excavación-carga.

*Arranque:* Alcanzado el nivel de material útil en toda el área se comienza la extracción, que comienza en la cota +80,00 y finaliza en la cota +40,00, que contará con bancos de 5,0 m de altura.

Considerando las características físico-mecánicas de las rocas del yacimiento y conociendo que la parte superior de este está más alterada, el arranque para la extracción de material se hará con explosivos. Para hacer el arranque con el uso de explosivos se calculan (por método automatizado) los parámetros necesarios para los trabajos de perforación y voladuras, obteniendo como resultando el pasaporte de perforación y voladuras. El volumen a extraer por este método es 25 364 t.

*Carga:* La actividad de carga tanto en el mineral como en el estéril, se ejecutará con el uso de una retroexcavadora de 3 m<sup>3</sup> a los camiones de 16 m<sup>3</sup> que posteriormente lo trasladarán hacia la planta de beneficio con que cuenta la cantera.

#### *Transportación del mineral y del estéril*

Esta labor es parte de los trabajos mineros en el yacimiento, a través de la cual se traslada el mineral hacia los depósitos o la planta para su procesamiento y el estéril para las escombreras.

La transportación del mineral y el estéril se realizará usando camiones de volteo de 16 m<sup>3</sup> de capacidad, lo cual constituye un esquema cíclico. El transporte automotor tiene como ventaja, respecto a otros sistemas, su maniobrabilidad, flexibilidad y en distintas condiciones climáticas, capacidad de vencer grandes pendientes.

Las distancias promedio de transportación hacia la planta y las escombreras son de 10 km y 0,254 km, respectivamente.

#### *Fundamentación del sistema de laboreo y sus características generales*

El sistema de laboreo es el orden establecido para realizar los trabajos preparatorios, de destape y de arranque, de manera que aseguren una extracción segura, económica, y lo más completa posible de las reservas, teniendo en cuenta las medidas de protección del medio ambiente.

Para el sistema de laboreo con transporte automotor, por bancos de 5 m hasta el nivel +80 m, se utilizarán retroexcavadoras de 3 m<sup>3</sup>, realizando el arranque mediante el empleo de sustancias explosivas.

En este yacimiento se usará el sistema de laboreo longitudinal con profundización bilateral, efectuando el laboreo en la dirección este-oeste y de norte a sur.

#### **Método de selección del emplazamiento de las escombreras**

El material estéril extraído durante las labores de apertura y explotación del yacimiento se almacenarán en la escombrera que se encuentra ubicada al noroeste del yacimiento.

Por la tecnología de mecanización se laboreará la escombrera con buldóceres, debido a que las rocas estériles serán transportadas por camiones. La tecnología de construcción de la escombrera es la clásica; los camiones vierten el estéril y con el buldócer se esparce el material en el área.

El laboreo de escombreras con buldóceres incluye la descarga de las rocas en el talud o en la plazoleta de descarga; el traslado de las rocas por el talud con los buldóceres (nivelación del borde) y trabajos de nivelación.

La escombrera es conformada por el método de plazoleta, en este método las rocas se descargan sobre el área de la escombrera ya conformada para después ser niveladas con el buldócer destinado a tales efectos, aquí queda lista para la segunda capa. La distancia de transportación de las rocas por los buldóceres no sobrepasa los 5,0 m–15,0 m. En este método primeramente se ocupa toda el área de la escombrera y luego se va ganado altura poco a poco, por capas.

#### *Determinación del ángulo del talud de las escombreras y las bermas de seguridad*

Debido a las características geomorfológicas del yacimiento, la escombrera de esta mina tiene como particularidad dos pisos de 5 m y uno de 1 m, bermas de seguridad de 5 m, un ángulo de talud de banco 40° y ángulo de reposo natural 25,6° presentando una buena estabilidad del talud. La escombrera diseñada tiene una capacidad de 192 967 m<sup>3</sup>, se conformará en tres niveles: dos de 5 m de altura cada uno y uno de 1 m de altura.

Las características de la escombrera del yacimiento son las siguientes:

- Ubicación: noroeste de la explotación
- Área (m<sup>2</sup>): 26,510.42
- Altura para cada piso: 5,0 m – 1 m
- Cantidad de pisos: 3
- Ángulo del talud: 40°
- Berma de seguridad: 5,0 m
- Ancho de la rampa de acceso: 9,0 m
- Pendiente máxima de la rampa de acceso: 10 %
- Ancho y alto de la cuneta: 30,0 cm
- Talud de la cuneta: 1:1
- Pendiente para drenaje (bermas y plataformas): 2,0 %
- Volumen semi compactado: 192,967.66 m<sup>3</sup>

Durante la planificación y proyección de la escombrera se deben considerar los siguientes factores:

- Estar situadas en áreas sin mineral o en zonas de minado antiguo
- No obstaculizar el desarrollo de los trabajos mineros
- Cumplir las normas de seguridad
- Encontrarse a una distancia mínima del punto de carga de material estéril
- Las escombreras deben tener un tamaño racional respecto al volumen a depositar
- Ubicación en lugares ocultos, aprovechando obstáculos naturales del terreno y alejamiento de focos principales de observación, no tapando vistas panorámicas
- Garantizar una geometría estable
- Uso de criterios de escala: Tamaño de la escombrera y entorno donde se ubica.

### **Método y sistema de explotación**

Dadas las características y condiciones del yacimiento, sobre todo su cercanía a la superficie, el yacimiento de cromo Rosita será explotado por el método a cielo abierto.

El sistema de explotación a emplear, según el orden de los trabajos en profundidad, será el sistema con profundización. El desarrollo de la explotación será con profundización en zig-zag por bancos o escalones de 5,0 m de altura y por bloques de explotación con tamaño 5 m x 5 m (a través del rumbo y perpendicular al rumbo, respectivamente), los cuales se dispondrán en dirección longitudinal con respecto al campo de la mina. Los bancos se conectarán a través de la rampa de acceso, con sus correspondientes características para el traslado óptimo de la masa minera.

Los principales elementos del sistema de explotación son: escalones de trabajo, trincheras de apertura, plazoletas de trabajo, zanjas de preparación, escombrera, etc. Los parámetros de cada uno de estos elementos son tratados en acápites incluidos en el proyecto y dependen del tipo de equipamiento utilizado y, a su vez, influyen en la efectividad del trabajo de estos.

*Geométricos:* función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente en terreno, pendiente en límites de propiedad.

*Geomecánicos:* dependiente de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se encuentra dividido el yacimiento.

*Operativos:* dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad: alturas de banco, anchuras de bermas y pistas, anchuras de fondo, etc.

*Medioambientales:* aquellos que permiten la ocultación a la vista de los huecos o escombreras, faciliten la restauración de los terrenos o la reducción de ciertos impactos ambientales.

Posterior a las labores de desbroce, se procederá a su profundización. Se realizará la trinchera de apertura y una trinchera de corte para cada nivel. Una vez que se alcance esta distancia se comenzará la trinchera de apertura del nivel inferior.

La diferencia de cota entre cada uno de los niveles de extracción será de 5 m entre la cota + 80,0 m y la + 40,0, límite proyectado de la mina. La cota de los horizontes proyectados es + 80,0 m; + 75,0 m; + 70,0 m; + 65,0 m; + 60,0 m; + 55,0 m; + 50,0 m; + 45,0 m; + 40,0 m.

## Diseño de la cantera

La profundidad es hasta la cota + 40,0 m, resultando la profundidad óptima acorde con los objetos de obra superficiales, como la plataforma de descarga, el camino principal de acceso (Figura 1).

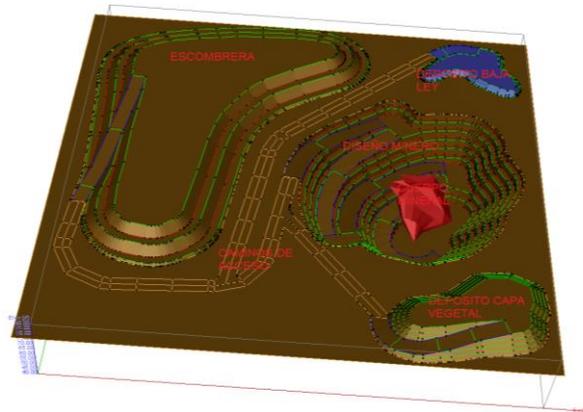


Figura 1. Vista 3D del diseño de la mina, escombrera y depósito de capa vegetal.

### *Parámetros de diseño*

Los elementos principales de la explotación en este yacimiento son la altura del escalón, el ángulo del talud del escalón en su estado de trabajo y final de explotación y el ancho de la plazoleta de trabajo.

*Altura del escalón:* El estado final que el banco alcanzará será de 5,0 m; teniendo en cuenta que el equipo de carga alcanza 6,0 m (retroexcavadora) la extracción del cuerpo mineral se realizará con bancos de explotación operativos de 5,0 m de altura.

*Ángulo de talud:* los taludes finales fueron medidos gráficamente haciendo uso de las herramientas de dicho Software. Se midieron los ángulos de talud para el borde activo e inactivo de la mina, determinándose el ángulo del talud minero de la mina en el borde activo:  $81^{\circ}$  y el ángulo del talud minero de la mina en el borde inactivo:  $52,82^{\circ}$

### *Parámetros del sistema de explotación:*

- Altura del banco: 5,0 m
- Angulo de inclinación del talud:  $81^{\circ}$
- Ancho de las bermas de seguridad: 3,0 m
- Angulo del talud minero de la mina en el borde inactivo:  $52,82^{\circ}$
-

## Cálculo de equipamiento minero para la explotación del yacimiento

### Cálculo del equipamiento para el desbroce:

*Volumen a desbrozar*

$$V_d = A_{\text{área}} * P_c \quad V_d = 20095 \text{ m}^3$$

*Ciclo de trabajo*

$$T_c = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + T_n + T_m \quad T_c = 245 \text{ seg}$$

Donde:

V1: Velocidad de marcha de la máquina durante el corte (0,75 m/s)

V2: Velocidad de marcha de la máquina durante el traslado (0,9 m/s)

V3: Velocidad de marcha de la máquina en vacío (1,2 m/s)

L1: Distancia recorrido durante el corte (40 m)

L2: Distancia a que se traslada en el terreno (80 m)

Tcv: Tiempo de cambio de las velocidades (2 s)

Tm: Tiempo de maniobra (0,45 s).

*Volumen de rocas del prisma de arrastre*

$$V = \frac{h_c * \alpha_p}{2} * L_c \quad V = \frac{1,75 * \alpha_p}{2} * 4,50$$

Donde:

Hc: 1,75 m. Altura de la cuchilla

Lc: 4,50 m. Longitud de la cuchilla

Ap: 2,61 m. Ancho del prisma de arrastre.

$$\tan \alpha = 0,67 \text{ m}$$

Donde:

$\alpha = 34^\circ$ . Ángulo de reposo natural del material ( $30^\circ$ - $60^\circ$ )

$$a_p = \frac{h_h}{\tan \alpha} = \frac{1,75}{0,67} = 2,61 \text{ m} \quad V = 10,27 \text{ m}^3$$

*Productividad por turno (Qt)*

$$Q_t = \frac{3600 * V * T_t * K_u}{T_c * K_e} \quad Q_t = 799 \text{ m}^3/\text{t}$$

Donde:

Ku: 0,80 Coeficiente de utilización

Tt: Duración del turno

*Productividad diaria*

$$Q_d = Q_t \quad Q_d = 799 \text{ m}^3/\text{día}$$

*Productividad mensual*

$$Q_{mes} = Q_d * N_d \quad Q_{mes} = 23970 \text{ m}^3/\text{mes}$$

*Tiempo necesario para el desbroce*

$$T_b = \frac{V_d}{Q_d} \quad T_b = 4 \text{ d}$$

### **Cálculo del equipamiento minero en las labores de extracción del estéril**

*Ciclo de trabajo*

$$T_c = \frac{L_1}{V_1} + \frac{L_2}{V_2} + \frac{L_1 + L_2}{V_3} + T_n + T_m \quad T_c = 245 \text{ s}$$

*Volumen de rocas del prisma de arrastre*

$$V = \frac{h_c * \alpha_p}{2} * L_c \quad V = \frac{1,75 * \alpha_p}{2} * 4,50$$

$$\tan \alpha = 0,67 \text{ m}$$

Donde:

$\alpha = 34^\circ$ . Ángulo de reposo natural del material ( $30^\circ$ - $60^\circ$ )

$$\alpha_p = \frac{h_h}{\tan \alpha} = \frac{1,75}{0,67} = 2,61 \text{ m} \quad V = 10,27 \text{ m}^3$$

*Productividad por turno*

$$Q_t = \frac{3600 * V * T_t * K_u}{T_c * K_e} \quad Q_t = 799 \text{ m}^3/\text{t}$$

*Productividad diaria*

$$Q_d = Q_t \quad Q_d = 799 \text{ m}^3/\text{día}$$

*Productividad mensual*

$$Q_{mes} = Q_d * N_d \quad Q_{mes} = 23970 \text{ m}^3/\text{mes}$$

*Tiempo necesario para el desbroce*

$$T_b = \frac{V_d}{Q_d} \quad T_b = 519 d$$

### **Cálculo de la retroexcavadora**

*Productividad horaria*

$$Q_h = \frac{3.600 \times C_c \times K_{ll} \times K_u}{K_e \times T_c} \quad Q_h = 108 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Donde:

Cc: Capacidad de la cuchara: 3,0 m<sup>3</sup>

Kll: Coeficiente de llenado de la cuchara: 0,9

Tc: Tiempo de ciclo: 51 s

*Cálculo del tiempo de ciclo*

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_v + T_m \quad T_c = 51 \text{ s}$$

Donde:

T1: Tiempo de llenado de la cuchara: 14 s

T2: Tiempo de movimiento cargado: 10 s

T3: Tiempo de movimiento vacío: 9 s

Tv: Tiempo de descarga de la cuchara: 9s

Tm: Tiempo de maniobra: 9 s

*Capacidad real volumétrica del cubo*

$$Q_{rvexc} = V_c * K_{ll} \quad Q_{rvexc} = 2.7$$

Donde:

Vc: Volumen del cubo de la excavadora

Kll: Coeficiente de llenado

*Densidad del material suelto o esponjado*

$$\gamma_s = \frac{\gamma}{K_e} \quad \gamma_s = 2.43$$

Donde:

$\gamma$ : Densidad del mineral

Ke: Coeficiente de llenado

*Cantidad de cubos por camión (volumen)*

$$N_{cn} = \frac{qc}{Q_{recv}} \quad N_{cn} = 6$$

*Productividad por turno*

$$Q_t = Q_h \times T_t \quad Q_t = 1080t / \text{turno}$$

Donde:

Tt: Horas de un turno de trabajo

Qh: Productividad horaria

*Productividad anual*

$$Q_a = N_a \times Q_t \quad Q_a = 302400t / \text{año}$$

Donde:

Na: Días laborables al año (280)

*Cantidad de días necesarios para la carga del material*

$$N_c = \frac{V_{est}}{Q_t} \quad N_c = \frac{415100}{1080}$$

$$N_c = 384 \text{días}$$

### **Parámetros de operación de la retroexcavadora**

En la Tabla 5 se muestran los parámetros de operación de la retroexcavadora.

Tabla 5. Parámetros de operación de la retroexcavadora

<b>Parámetros</b>	<b>Unidad de medida</b>	<b>Resultados</b>
Volumen de material	m <sup>3</sup>	415 100
Tiempo de ciclo	s	51
Productividad horaria	m <sup>3</sup> /h	108
Productividad por turno	m <sup>3</sup> /turno	1 080
Productividad anual	m <sup>3</sup> /año	302 400
Cantidad de días	días	384

### **Cálculo del camión**

*Tiempo de recorrido del camión cargado*

$$T_{rcc} = \frac{60 \times D_{prc}}{V_{prcc}} \quad T_{rcc} = 0.90 \text{min}$$

Donde:

D<sub>prc</sub>: Distancia de recorrido del camión hasta la planta: 0,53 km

V<sub>prcv</sub>: Velocidad promedio de recorrido del camión cargado: 35 km/h

*Tiempo de recorrido del camión vacío*

$$T_{rcv} = \frac{60 \times D_{prc}}{V_{prcv}} \quad T_{rcv} = 0.70 \text{ min}$$

*Tiempo de carga del camión*

$$T_{cc} = \frac{T_{cc} \times N_c}{60} \quad T_{cc} = 5,1 \text{ min}$$

Donde:

N<sub>c</sub>: Cantidad de cucharas para llenar el camión: 6

T<sub>cc</sub>: Tiempo de ciclo del cargador: 51 s.

*Tiempo de ciclo*

$$T_c = T_{mc} + T_c + T_{rcv} + T_{md} + T_d + T_{rcv} \quad T_c = 9,7 \text{ min}$$

Donde:

Trv: Tiempo de recorrido vacío: 0,70 min

Trc: Tiempo de recorrido cargado: 0,90 min

Td: Tiempo de descarga: 0,50 min

Tmd: Tiempo de maniobra para la descarga: 1 min

Tmc: Tiempo de maniobra de carga: 1 min

*Productividad horaria*

$$Q_h = \frac{60 \times C_{cc}}{K_e \times T_{cc}} \quad Q_h = 52,45 \text{ m}^3 / \text{h}$$

Donde:

C<sub>cc</sub>: Capacidad de carga del camión: 21,8 t

*Productividad por turno (diaria)*

$$Q_t = Q_h \times K_{II} \times T_t \quad Q_t = 472,05 \text{ m}^3 / \text{turno}$$

*Productividad anual*

$$Q_a = N_a \times Q_t \quad Q_a = 132174 \text{ t} / \text{año}$$

Cantidad de días necesarios para el traslado del estéril

$$N_c = \frac{V_{est}}{Q_t} \quad N_c = 175$$

## **Cálculo del equipamiento minero en las labores de extracción del mineral útil**

### **Cálculo de la retroexcavadora**

*Productividad horaria*

$$Q_h = \frac{3.600 \times C_c \times K_{II} \times K_u}{K_e \times T_c} \quad Q_h = 108 \text{ t/h}$$

*Cálculo del tiempo de ciclo*

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 + T_v + T_m \quad T_c = 51 \text{ s}$$

*Capacidad real volumétrica del cubo*

$$Q_{rvexc} = V_c \times K_{II} \quad Q_{rvexc} = 2.7$$

*Densidad del material suelto o esponjado*

$$\gamma_s = \frac{\gamma}{K_e} \quad \gamma_s = 2.43$$

*Capacidad real de carga del cubo*

$$Q_{rcexc} = Q_{rvexc} \times \gamma_s \quad Q_{rcexc} = 6.56$$

*Cantidad de cubos por camión (volumen)*

$$N_{cn} = \frac{qc}{Q_{rrecv}} \quad N_{cn} = 6$$

*Cantidad de cubos por camión (masa)*

$$N_{cn} = \frac{qcc}{Q_{rrecv}} \quad N_{cn} = 4$$

*Productividad por turno*

$$Q_t = Q_h \times T_t \quad Q_t = 1080 \text{ t/turno}$$

*Productividad anual*

$$Q_a = N_a \times Q_t \quad Q_a = 302400 \text{t/año}$$

*Cantidad de días necesarios para la carga del material*

$$N_c = \frac{V_{min}}{Q_t} \quad N_c = 23 \text{días}$$

### **Parámetros de operación de la retroexcavadora**

En la Tabla 6 se muestran los parámetros de operación de la retroexcavadora.

Tabla 6. Parámetros de operación de la retroexcavadora

<b>Parámetros</b>	<b>Unidad de medida</b>	<b>Resultados</b>
Volumen de material	t	25 364
Tiempo de ciclo	s	51
Productividad horaria	t/h	108
Productividad por turno	t/turno	1 080
Productividad anual	t/año	302 400
Cantidad de días	días	23

### **Cálculo del camión**

*Tiempo de recorrido del camión cargado*

$$T_{rcc} = \frac{60 \times D_{prc}}{V_{prcc}} \quad T_{rcc} = 17.14 \text{min}$$

Donde:

D<sub>prc</sub>: Distancia de recorrido del camión hasta la planta: 10 km

*Tiempo de recorrido del camión vacío*

$$T_{rcv} = \frac{60 \times D_{prc}}{V_{prcv}} \quad T_{rcv} = 13.3 \text{min}$$

*Tiempo de carga del camión*

$$T_{cc} = \frac{T_{cc} \times N_c}{60} \quad T_{cc} = 3.4 \text{min}$$

*Tiempo de ciclo*

$$T_c = T_{mc} + T_c + T_{rcc} + T_{md} + T_d + T_{rcv} \quad T_c = 36,84 \text{min}$$

*Productividad horaria*

$$Q_h = \frac{60 \times C_{cc}}{K_e \times T_{cc}} \quad Q_h = 25,88 \text{ t/h}$$

Ccc: Capacidad de carga del camión: 24 t

*Productividad por turno (diaria)*

$$Q_t = Q_h \times K_{ll} \times T_t \quad Q_t = 232,92 \text{ t/turno}$$

Dónde:

Kll: Coeficiente de llenado: 0,9

*Productividad anual*

$$Q_a = N_a \times Q_t \quad Q_a = 65217 \text{ t/año}$$

*Cantidad de días necesarios para el traslado del material*

$$N_c = \frac{V_{min}}{Q_t} \quad N_c = 23 \text{ días}$$

**Parámetros de operación del camión**

En la Tabla 7 se muestran los parámetros de operación del camión.

Tabla 7. Parámetros de operación del camión

Parámetros	Unidad de medida	Resultados
Volumen de material	m <sup>3</sup>	25 364
Tiempo de ciclo	min	36,84
Productividad horaria	t/h	25,86
Productividad por turno	t/turno	232,92
Productividad anual	t/año	65 217
Cantidad de Camiones	-	5
Tiempo	días	21

**Cálculo de los parámetros de los equipos de perforación**

Para la perforación de los barrenos se utilizará el equipo perforador Atlas Copco Rock 460 PC. El cálculo de los parámetros del equipo perforador es de vital importancia para la planificación de la cantidad necesaria a utilizar durante la barrenación de los diferentes bloques, permitiendo así una eficiente organización de los trabajos en la cantera.

**Rock 460 PC**

*Productividad anual en metros*

$$Q_a = Q_p \times N_t \times T_t \times N_a \quad Q_a = 42000 \text{ m/año}$$

Donde:

Qp: Productividad de perforación: 15 m/h

Nt: Cantidad de turnos: 1

Na: Días laborables al año: 280.

*Cantidad necesaria de equipos perforadores*

$$N_p = \frac{V_{mt}}{Q_a} \quad N_p = 1$$

Donde:

Qa: Productividad anual en metros

Vtm: Volumen total de material in situ: 25 364 t.

### **Cantidad de compresores necesarios para el suministro de aire comprimido para los equipos de perforación**

Para garantizar el aire comprimido que consumen los equipos perforadores se usará el compresor Atlas Copco Xahs 416, el cual garantiza una productividad de 25 m<sup>3</sup>/h, del cual se necesitarán dos compresores (Tabla 8).

Tabla 8. Parámetros de los equipos de perforación

Parámetros	Equipo perforador Atlas Copco Rock 460PC	Compresor Atlas Copco Xash 416
Cantidad trabajando	1	1
Cantidad de reservas	1	1
Total	2	2

### **Pasaporte de perforación y voladura para la explotación de los bloques**

El frente de trabajo en el banco será en bloques de 30 x 27 x 5 m según la dirección que se especifique para cada frente o relaciones similares.

#### **Perforación**

*Línea de menor resistencia por el piso*

$$W_p = 53 \times K_t \times D_c \sqrt{\frac{\Delta \times e}{\gamma}} \quad W_p = 3,01 \text{ m}$$

Donde:

KT: Coeficiente de agrietamiento de macizo de rocas: 0,9

Dc: Diámetro de los barrenos: 0,089 m

$\Delta$ : Densidad de carga: 0,98 g/cm<sup>3</sup>

$\gamma$ : Masa volumétrica de la roca: 3,67 g/cm<sup>3</sup>

e: Coeficiente de la capacidad de trabajo: 1.

*Distancia entre barrenos en la fila (a)*

$$a = M \times W_p \quad a = 3,01 \text{ m}$$

Donde:

M: Coeficiente de aproximación de las cargas: 1

Wp: Línea de menor resistencia por el piso.

*Distancia entre filas de barrenos*

$$b = 1,25 \times a \quad b = 3,76 \text{ m}$$

*Extra perforación; m*

$$e = (0,3 - 0,4) \times R \quad e = 0,9$$

R: línea de menor resistencia; m.

*Longitud total del taladro; m*

$$L_t = \frac{H}{\sin \alpha} + e \quad L_t = 5,9 \text{ m}$$

Donde:

H: altura del banco; m

$\alpha$ : inclinación de la perforación; grados

e: extra perforación; m.

*Volumen desprendido por metro de taladro; m<sup>3</sup>/m*

$$V_{mt} = H * b * \frac{R}{L_t} \quad V_{mt} = 6,50 \text{ m}^3/\text{m}$$

*Volumen desprendido por un taladro; m<sup>3</sup>/tal*

$$V_t = L_t * V_{mt} \quad V_t = 38,35 \text{ m}^3/\text{tal}$$

*Perforación específica; m/m<sup>3</sup>*

$$s = \frac{L_t}{V_t} \quad s = 0,15 \text{ m/m}^3$$

### **Carga**

*Longitud de relleno del taladro; m*

$$L_r = 0,75 * R \quad L_r = 2,25 \text{ m}$$

*Longitud de carga del taladro; m*

$$L_c = L_t - L_r \quad L_c = 3,65 \text{ m}$$

*Carga por metro para fondo; kg/m*

$$p_f = \frac{(D_f * d^2)}{1275} \quad p_f = 6,90 \text{ kg/m}$$

D<sub>f</sub>: densidad del explosivo de fondo; m (Senatel)

d: diámetro de perforación; mm.

*Carga por metro para columna; kg/m*

$$p_c = \frac{(D_f * d^2)}{1275} \quad p_c = 7,52 \text{ kg/m}$$

*Altura de la carga en columna; m*

$$h_c = L_t - h_f \quad h_c = 2,89 \text{ m}$$

*Cantidad de carga de fondo; kg*

$$Q_f = p_f * h_f \quad Q_f = 20,77 \text{ kg}$$

*Cantidad de carga de columna; kg*

$$Q_c = p_c * h_c \quad Q_c = 21,73 \text{ kg}$$

*Cantidad de carga del taladro; kg*

$$Q_t = Q_f + Q_c \quad Q_t = 42,5 \text{ kg}$$

*Consumo específico de carga; kg/m<sup>3</sup>*

$$q = \frac{Q_t}{V_t} \quad q = 1,10 \text{ kg/m}^3$$

*Metros de perforación por voladuras; m*

$$M_{vo} = s * A_{vo} \quad M_{vo} = 160,8 \text{ m}$$

s: perforación específica;  $m/m^3$

Avo = volumen de arranque por voladuras;  $m^3$

*Taladros por voladuras; taladros*

$$Tvo = \frac{Avo}{vt} \quad Tvo = 27,95 \text{ taladros}$$

*Cantidad de explosivos en una voladura; kg*

$$Qvo = Tvo * Qt \quad Qvo = 1\,189,15 \text{ kg}$$

*Número de filas*

$$N_f = \frac{B}{b} + 1 \quad N_f = 8,01 \approx 8 \text{ filas}$$

Donde:

b: Distancia entre filas de barrenos

B: Ancho del bloque por el fondo: 27 m.

*Reajuste de la distancia entre filas*

$$b_r = \frac{B}{N_f - 1} \quad b_r = 3,85 \text{ m}$$

*Números de barrenos en una fila*

$$N_{ff} = \frac{Ma}{a} + 1 \quad N_{ff} = 10,9 \approx 11$$

Donde:

Ma: Cantidad de metros de avance para barrenos: 30 m.

*Reajuste de la distancia entre barrenos en la fila*

$$a_r = \frac{Ma}{N_{ff} - 1} \quad a_r = 2,7 \text{ m}$$

Donde:

Nft: Números de barrenos en la fila.

*Longitud de sobre perforación*

$$L = 0,2 \times W_p \quad L = 0,6 \text{ m}$$

Longitud mínima de relleno

$$L_r = 0,75 \times W_p \quad L_r = 2,26 \text{ m}$$

Magnitud de la carga de los barrenos

$$Q = q \times a_r \times W_p \times H_b = 1,10 \times 2,7 \times 3,01 \times 5 = 44,69 \text{ kg}$$

Donde:

H<sub>b</sub>: Altura del banco: 5 m

q: Gasto específico de S.E: 1,10 kg/m<sup>3</sup>

a<sub>r</sub>: Reajuste de la distancia entre barrenos en la fila.

Longitud de los barrenos

$$L = H_b + L = 5 + 0,6 = 5,6 \text{ m}$$

En la Tabla 9 se muestran los parámetros del pasaporte de perforación y voladura para los bloques de explotación del yacimiento.

La Figura 2 muestra los gráficos de perfil y vista en planta del pasaporte de perforación y voladuras. Para la graficación de los dichos gráficos se empleó el Software ShotPlus de la firma Orica que se usa para graficar y calcular los pasaportes de perforación y voladuras en la explotación de todo tipo de yacimientos.

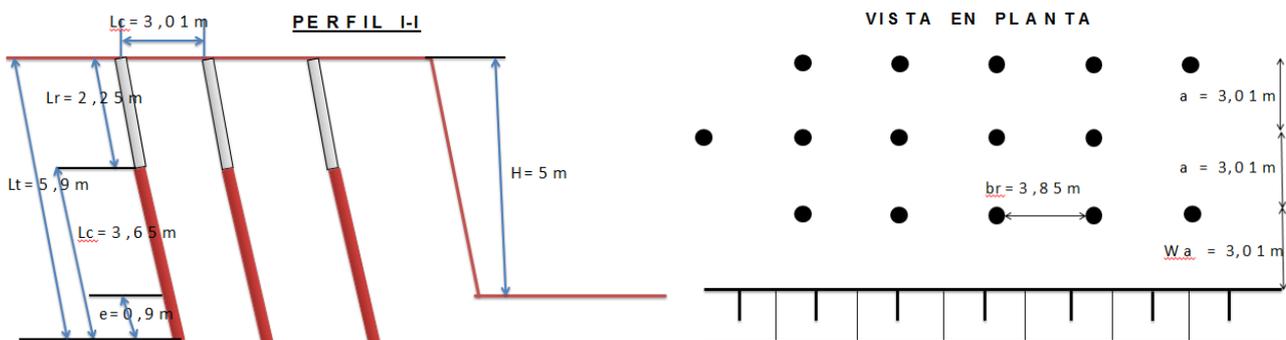


Figura 2. Perfil longitudinal y vista en planta del pasaporte de voladura.

Tabla 9. Parámetros del pasaporte de perforación y voladura para los bloques

<b>Barrenos</b>		
<b>Parámetros</b>	<b>Unidad de medida</b>	<b>Bloque 30×27</b>
Línea de menor resistencia	m	3,01
Distancia entre barrenos en la fila	m	3,01
Distancia entre filas de barrenos	m	3,76
Producción por barrenos	m <sup>3</sup>	38,35
Número de filas	u	8
Reajuste de la distancia entre filas	m	3,85
Números de barrenos en una fila	u	11
Reajuste de la distancia entre barrenos en la fila	m	2,7
Longitud de sobre perforación	m	0,6
Longitud mínima de relleno	m	2,26
Diámetro del barreno	m	0,089
Magnitud de la carga	Kg	44,69
Cantidad de barrenos	u	88
Cantidad de detonadores	u	88

### **Esquemas de iniciación de las voladuras**

Los medios a utilizar serán:

- Detonadores no eléctricos Exel Handidet
- Detonadores de superficie Exel Conectadet
- Cordón detonante
- Cable Duplex
- Máquina explosora KPM-1M.

La voladura se realizará por el método de iniciación no eléctrico. El esquema de explosión es trapezoidal y la conexión del detonador con el cordón detonante se realizará con conectores J. Para la voladura primaria se recomienda la utilización de la voladura micro retardada.

En caso de necesitar la fragmentación secundaria del material sobre medido este será separado del frente y acumulado para posteriormente ser fragmentado por la retroexcavadora New Holland Kobelco con martillo hidráulico acoplado.

### **Trabajos auxiliares**

Los trabajos auxiliares o de apoyo serán el resto de las actividades que garantizarán la calidad, eficiencia y desarrollo en el tiempo requerido de los procesos principales que se estén llevando a cabo.

### **Diseño y construcción de caminos**

En el extremo sureste del yacimiento, a 250 m del inicio de la trinchera, colinda un camino minero que establece una ruta hasta la carretera central a 10 km de la planta de procesamiento del mineral que garantiza el acceso a la zona de la mina.

Para conectar la mina con la zona de vertimiento de escombros se utilizará el camino que accede desde el yacimiento hasta la planta, desde el cual se construirá un camino que dará acceso al depósito de capa vegetal y al depósito de mineral de baja ley.

Criterios generales de diseño a tomar en consideración en el proyecto

- Ancho total del camino: 9 m
- Pendiente longitudinal recomendada: 10 %
- Pendiente máxima permisible: 12
- Las transiciones entre las variaciones del ancho deben ser de 50 m de longitud
- Radio mínimo de curvatura: 15 m
- Peralte: 2,0 %
- Super elevación: 2,0 % en curvas con radios mayores de 100 m y 3,0 % en curvas con radios menores de 100 m
- Cunetas en forma de V. Ancho superior de la cuneta: 1,0 m; profundidad: 0,5 m
- Espesor de la capa de rodamiento (compactada): 40,0 cm
- Talud en corte 1H:1V, talud en relleno 1,5 H:1V
- Se debe construir una berma de protección en las zonas de rellenos de elevada altura (mayor de 10,0 m). Debe tener 1,0 m de altura
- En las zonas de corte de elevada altura (mayor de 10,0 m) se debe construir una berma de seguridad de 2,0 m a 3,0 m después de la cuneta.

## Conclusiones

A partir del estudio de las características ingeniero-geológica del yacimiento Rosita de la provincia de Camagüey se elabora el proyecto de explotación que permitirá extraer de forma racional y eficiente las reservas de cromo, considerando las características del equipamiento disponible.

## Referencias bibliográficas

CÁLCULO DE RESERVAS. TOPOGRAFÍA (D.P) 1981. MINBAS.

ESTENOZ, I. R 2018. Potencial para materiales refractarios en la provincia de Camaguey. *INFOMIN* 10(2).

FURRAZOLA, G.; OTERO, C.; ROJAS, R. & GARCÍA, D. 2001. Generalización bioestratigráfica de las formaciones volcanosedimentarias del arco volcánico cretácico y su cobertura, en Cuba Central. En: *IV Congreso de Geología y Minería Estratigrafía, Paleontología y Sedimentología*.

- HENARES, S.; GONZÁLEZ-JIMÉNEZ, J. M.; GERVILLA, F.; PROENZA, J. A.; CHANG-RODRÍGUEZ, A. & GONZÁLEZ-PONTÓN, R. B. 2010. Las cromititas del Complejo Ofiolítico de Camagüey, Cuba: un ejemplo de cromititas ricas en Al. *Boletín de la sociedad geológica mexicana* 62(1): 173-185.
- VÁZQUEZ, R. L. R. 2011. Utilización de las dunitas asociadas a la mineralización cromífera de la región de Camagüey para la elaboración de ladrillos refractarios. En: IX Congreso Cubano De Geología (GEOLOGIA´2011) Geología y Prospección de Minerales no Metálicos. La Habana, 4-8 abril. ISBN 978-959-7117-30-8.