

REPUBLICA DE CUBA
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALURGICO

PROYECTO DE DIPLOMA

Proyecto de Apertura y Explotación del Yacimiento de
Yeso Baitiquiri

Diplomante: Concepción E. González Valdez

Tutor: Ing. José A. Otano Noguel

Moa Curso Escolar 1982-83

“Año del XXX Aniversario del Moncada”

DEDICATORIA/

A nuestra Revolución Socialista que nos brindó la posibilidad de ser útiles a la patria mediante el estudio libre.

A nuestros héroes y mártires que no dudaron ni un momento en ofrendar su sangre generosa para que pudieramos vivir en una sociedad sin explotados ni explotadores.

A todos los profesores que a través de mi carrera han demostrado una gran preocupación e interés y en especial al ingeniero José Otaño Noguel.

A mis padres.

INTRODUCCION/

Este trabajo consiste en el cálculo de la apertura y explotación del yacimiento de yeso Baitiquiri situado en la provincia de -- Guantánamo. Este material es enviado a la planta cromoquímica -- de Santiago De Cuba.

En el presente trabajo se han seleccionado los equipos necesarios para la explotación del mismo.

Debemos señalar que existe un profundo estudio geológico del área proyectada por lo que se considera económica la extracción del -- mineral.

Por las condiciones que presenta el yacimiento la explotación se-- hara a cielo abierto, por el método de trincheras exteriores.

Hemos incluidos en el proyecto un análisis minero - geométrico -- para elegir la dirección de desarrollo del frente de canteras --- dados por el profesor Byevski que nos permite determinar el coefi- ciente de destape.

El destape se realizará por el método de perforación y explosivos no siendo así el arranque que será por medio de un bulldozer ya - que el mineral es de baja fortaleza; la carga a través de una exca- vadora UB - 12 12 y el transporte automotor a camiones ERAZ - 256 B.

En la memoria del trabajo aparecen las metodología de cálculo uti- lizadas , los planes para la ejecución de los trabajos mineros y- el cálculo económico.

INDICE

Introducción

SECCION I.

Capítulo I. Información General sobre la zona del yacimiento.....	
1.1. Situación del yacimiento.....	1
1.2. Vías de comunicación.....	1
1.3. Clima.....	1
1.4. Fuentes de abastecimiento de agua y energía eléctrica.....	2
1.5. Consumidores de la producción minera.....	2

Capítulo II. Características generales del yacimiento.....	
2.1. Descripción geológica del yacimiento.....	3
2.2. Estratigrafía, litología del yacimiento y sus rocas encajantes.....	4
2.3. Morfología, estructura y tectónica del yacimiento.....	5
2.4. Génesis del yacimiento.....	6
2.5. Condiciones hidrogeológicas.....	7
2.6. Cálculo de las reservas.....	7
2.7. Propiedades físico-mecánicas, químicas y minero-técnicas del mineral y las rocas encajantes.....	7
2.8. Cumplimiento de las exigencias requeridas.....	8

SECCION II.

Capítulo I. Selección del modo de laboreo.....	
1.1. Selección del modo de laboreo.....	9
1.2. Breve descripción de las labores mineras ya existentes.....	9

Capítulo II. Capacidad de Producción de la unidad minera y su plazo de existencia.....	
2.1. Capacidad de producción de la unidad minera.....	10
2.2. Plazo de existencia de la unidad minera.....	10
2.3. Reservas del yacimiento. Perspectivas de su aumento.....	11
2.4. Límites de la cantera.....	11

Capítulo III. Organización general de las labores en la unidad minera.....	
	13

Capítulo IV. Análisis minero-geométrico para determinar la dirección del desarrollo del frente de trabajo.....	15
--	----

Capítulo V. Apertura del yacimiento.....	
--	--

5.1. Apertura del yacimiento.....	16
5.2. Excavaciones principales.....	16
5.2.2. Cálculo de la longitud de las trincheras.....	17
5.2.3. Cálculo del ancho por el piso de la trinchera.....	17
5.2.4. Talud de la trinchera.....	18
5.3. Cálculo del volumen de las trincheras.....	18
5.4. Avance de las excavaciones de apertura.....	19
5.4.1. Labores de preparación. Trincheras de corte.....	20
5.5. Metodología para el cálculo de los parámetros de perforación y explosivos de las trincheras de apertura.....	21

Capítulo VI. Explotación del yacimiento.....	
--	--

6.1. Sistema de labores.....	23
6.2. Métodos de extracción del mineral.....	23
6.3. Método de transportar el escombro.....	23
6.4. Método de transporte de la roca útil.....	24
6.5. Transporte de la roca en la apertura.....	24

Capítulo VII. Labores de arranque.....	
--	--

7.1. Desbroce y desarrollo de los trabajos de destape.....	25
7.2. Pasaporte de perforación y explosivos para el destape.....	26
7.3. Labores de extracción de la roca útil.....	29
7.3.1. Productividad del equipo de carga.....	30
7.3.2. Dimensiones del frente de trabajo.....	31
7.4. Perforación.....	32
7.5. Escanones de arranque.....	34
7.5.1. Cálculo de la productividad del bulldozer.....	34

Capítulo VIII. Selección del método de transporte.....	
--	--

8.1. Selección del método de transporte.....	37
8.2. Cálculo del movimiento y de la cantidad de equipos en el transporte.....	37

Capítulo IX. Desagüe y desecación.....	41
--	----

Capítulo X. Instalaciones neumáticas.....	42
---	----

Capítulo XI. Técnicas de seguridad y protección del trabajo....44

Sección III.

Capítulo I. Inversiones iniciales.....47

Capítulo II. Costes de producción.....50

Capítulo III. Índices técnico-económicos.....52

Conclusiones.....

Recomendaciones.....

Bibliografía.....

SECCION I

CAPITULO I INFORMACION SOBRE LA ZONA DEL YACIMIENTO.

1.1 SITUACION DEL YACIMIENTO.

El yacimiento de yeso Baitiquiri administrativamente pertenece al municipio de San Antonio Del Sur, Provincia de Guantánamo. Se ubica aproximadamente a unos 7 Km al Noreste y Noreste de los poblados de Baitiquiri y San Antonio Del Sur respectivamente.

Coordenadas Geograficas.

- Sector Occidental.

20° 04' 20" Latitud Norte.

74° 51' 26" Longitud Oeste.

X = 706 750

Y = 159 200

- Sector Central.

20° 04' 45" Latitud Norte.

74° 50' 46" Longitud Oeste.

X = 707 925

Y = 160 000

El sector Central dista aproximadamente 1.5 Km al Noreste del sector Occidental.

1.2 VIAS DE COMUNICACION.

Constituye la carretera vía azul la principal vía de comunicación de la región la cual se encuentra situada a 4 Km aproximadamente al sur del área investigada y con la que se une por medio de terraplenes en regular estado. Existe también un puerto marítimo que dista 1.5 Km al NE. del poblado Baitiquiri.

1.3 Clima.

El clima de la región es cálido y seco, el cual además de favorecer el desarrollo de la vegetación compuesta por pinales y matorrales crea las condiciones para la existencia de salinas en la propia área de Baitiquiri.

La temperatura media anual es de 27° con pocas variaciones en el transcurso del año.

Las precipitaciones son escasas alcanzando valores promedios anuales entre 500 y 600 mm para el período seco (Nov. - Abril), las precipitaciones no llegan a alcanzar 200 mm y en el período lluvioso (Mayo - Octubre) raramente si alcanza los 800 mm.

1.4 Fuentes de abastecimiento de agua y energía eléctrica. /

Como fuente de abasto de agua solo cabe la posibilidad del arroyo. Los Ciguates.

El suministro de energía eléctrica viene dada por plantas locales .

1.5 Consumidores de la Producción Minera. /

La mina Baitiquiri tiene como consumidor a la planta química de Santiago De Cuba; esta planta es destinada al procesamiento del yeso para la medicina, construcción y cerámica sanitaria. Según los datos de la U.A de canteras el yeso que llega a la química es todo empleado en la línea de modelar y utilizan para ello una tecnología artesanal.

CAPITULO II. CARACTERISTICAS GEOLOGICAS DEL YACIMIENTO.

2.1 DESCRIPCION GEOLOGICA DEL YACIMIENTO.

Se distinguen cuatro estructuras principales a saber.

- 1._ Host Anticlinorium Sierra del Purial.
- 2._ Cuenca de Guantánamo.
- 3._ Cuenca de Baracoa.
- 4._ La capa de Subplataforma.

El yacimiento Baitiquiri y sus áreas aledañas se relacionan con las estructuras tectónicas de la cuenca de Guantánamo -- y la capa de subplataforma.

El esquema estratigráfico presente en la región a caracterizar desde las unidades mas antiguas hasta las más jóvenes es el siguientes;

- FORMACION FAROLA (Cretacico Inferior - Superior)

Constituido por rocas esquistosas y han sido separadas en tres miembros según la prevalencia en las misma de esquisto de una u otra composición.

En la región de estudio solo está presente el miembro inferior representado por esquistos sericiticos provenientes del metamorfismo de rocas de composición basáltica y andesítico - basáltica.

- FORMACION SANLUIS. (Oligoceno Inferior - Medio)

Representado por conglomerados calcáreos siendo rara la presencia de areniscas calcáreas y gravalitas y en cantidades muy -- pequeñas participan calizas y margas.

- FORMACION MAGUEY (Oligoceno Superior - Mioceno Inferior).

Compuesta por calizas arcillosas y organogene - detríticos y -- menos frecuentes se presentan neurelitas calcáreas y areniscas.

Las rocas de esta formación estan algo dislocadas. Su yacencia es suave, sobre todo inclinada al mar con angulos de inclinación de 5-10°.

Las rocas de la formación Maguey ocupan después de las del cuaternario las mayores superficies estando muchas más -- desarrolladas en la mitad norte de la región con respecto a la Sur.

- Formación Cabe Cruz (Miocene Inferior Medio).

En su composición general participan calizas recristalizadas y frecuentemente organógenas, en la zona del yacimiento Baitiquiri a cuya formación pertenece e intercaladas -- en las calizas microcristalinas recristalizadas, se presentan calizas arcillosas, argilitas y margas.

En líneas generales estas rocas yacen suavemente con buzamiento al mar mediante un ángulo de 10 - 15° y se presentan debidamente dislocadas formando a las terrazas marinas --- superiores con las áreas de su distribución.

- Formación Maya (Miocene Superior).

Esta formación está integrada por rocas literales fundamentalmente por conglomerados de guijarros variables y muchas --- menos frecuentes se presentan calizas organógenas.

2.2 Estratigrafía y Litología del Yacimiento y sus Rocas --- Encajantes.

El yacimiento de yeso y sus rocas encajantes se ubican desde el punto de vista estratigráfico en las rocas de la formación Cabe Cruz lo cual nos permite datarlos desde el miocene inferior al miocene medio.

- Rocas Carbonatadas.

Están integradas por arcillas margas y calizas, estas últimas frecuentemente alteradas y fragmentadas en tamaños que oscilan desde (1 - 10) Cm.

El color de estas rocas en estado fresco es generalmente -- beige o crema y alteradas se toman de color pardo oscuro a -- gris intenso y en el caso de arcillas llegan a alcanzar coloraciones gris - verdosa. Estas rocas carbonatadas constituyen tanto la cubierta como las rocas suprayacentes del yacimiento . .

-Yese: El mineral útil de este yacimiento lo constituye el denominado yese, el cual se presenta con colores gris, gris parduzco y a veces con tonos pardes, desde claros a oscuros meti-vados, estas coloraciones por impurezas presentes de granos - fines, medios y gruesos, cuya granulometría aumenta como regla en cada capa a medida que profundizamos en el corte, es decir, este parámetro varía en forma gradual.

Este mineral útil no se presenta de forma pura, ya que en su composición mineralógica intervienen también impurezas de carbonates mezclados con arcilla y el mineral anhidrita.

El yese de Baitiquirí con sus variedades naturales responde a los siguientes tipos:

- a) Yese de grano fino con aspecto sacareide, es decir, - con fracturas del azúcar o en masas granudas (alabastro).
- b) Yese laminar con forma de cristales gruesos, con hojas o planos de exfoliación transparentes y de estructuras estratificadas (selenita).
- c) Yese terroso. De estas variedades las más frecuentes son las primeras y más raramente es presente el yese terroso.

En el sector central donde se explota el yacimiento se ha encontrado el yese en forma de agregados cristalinos, que originan las denominadas dunas.

También es frecuente observar las maclas que en forma de punta de flecha origina este mineral.

2.3.-MORFOLOGIA, ESTRUCTURA Y TECTONICA DEL YACIMIENTO.

Morfológicamente el yacimiento se presenta en dos capas, la superior o capa 1 y la inferior o capa 2, las cuales tienen una potencia promedio de (3,85 y 4,62 m.), respectivamente separadas entre sí por una capa intermedia de marga o caliza margosa con vetas y nidos de yese la cual alcanza un espesor promedio de 7,28 m.

El espesor mínimo de yeso se localiza en la capa 1 en el pozo PM-1 (1.10 m.), y el máximo en el pozo P-47 (6,70)m., en tanto para la capa 2 los espesores mínimo y máximo son de 1,50m y 7,80 encontradas en los pozos PM-7 y P-8 respectivamente.

Cabe señalar que en los pozos P-41, P-66, P-70 el mineral útil alcanza espesores de 0,85, 0,50 y 2 m respectivamente.

Este yacimiento sedimentario es sobreyacido por capas de rocas carbonatadas (arcillas, margas y calizas), generalmente alteradas y fragmentadas que constituyen la cubierta, la cual alcanza una potencia promedio de 23,12 m.

La yacencia es suave con ángulos de buzamiento de (5-10 grados) y ocasionalmente de 20 grados con rumbo SE, la cual se comporta con bastante estabilidad, por lo que podría afirmarse que se trata de una estructura monoclinal.

Con relación a la tectónica, es necesario aclarar que la misma no se manifiesta en ninguno de los bloques en que han sido agrupadas las reservas, aunque en el frente de la cantera abandonada del sector occidental se observan pequeños desplazamientos en las rocas del corte de la cubierta que nos hablan de pequeñas fallas. Estas por sus dimensiones no son mapeables a la escala del mapa geológico.

2.4.-GENESIS DEL YACIMIENTO.

La región que hoy ocupa este yacimiento probablemente formaba parte de la amplia cuenca de Guantánamo que en el oligoceno, al ser invadida por los mares de la época, dio lugar a la deposición de las rocas de la formación Maquey y Cabe Cruz.

El área de Baitiquirí en el extremo sur oriental de esta cuenca en la época del oligoceno se estima que correspondía a depositar en zonas prácticamente emergidas.

En determinados intervalos de tiempo para determinadas y diversas causas geológicas, se interrumpía la comunicación con el mar, y como el clima predominante era cálido y seco, fue fave-

recida la evaporación de las aguas y por consiguiente la concentración de las sales. Estos factores unidos a un aumento crítico en la temperatura, provocaron la precipitación del yeso.

2.5 CONDICIONES HIDROGEOLOGICAS. /

El yacimiento de yeso de Baitiquiri presenta condiciones hidrogeológicas simples ya, que el mismo se encuentra en una zona -- no anegada.

Desde el punto de vista hidrogeológico no existen dificultades para la extracción del mineral en el yacimiento el cual se encuentra seco. De acuerdo con las características de yacimiento el cual se encuentra no anegado solo va a presentar problemas con el agua de lluvia que se podría desaguar através de canales perpendiculares a la dirección del flujo del escurrimiento superficial en tiempo de lluvia que conducirán el agua por gravedad fuera del frente de cantera.

2.6 CALCULO DE RESERVAS. /

Este tipo de yacimiento permite evaluar reservas hasta la categoría "B" los cuales deben representar como mínimo el 30% del volumen total de mandado por la tarea técnica.

2.7 PROPIEDADES FISICO - MECANICAS, QUIMICAS Y MINERO TECNICAS- DEL MINERAL Y LAS ROCAS ENCAJANTES. /

Dado el amplio desarrollo y el aumento de la necesidad del uso de este tipo de material (Yeso) es por lo que se procede a -- dar algunas características generales de la misma; ya que --- hasta ahora el yeso Baitiquiri es el de mejor calidad que se -- encuentra en toda la isla.

El yeso corresponde ser un mineral representado por un sulfato de calcio acuoso.

Químicamente su fórmula es $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

PROPIEDADES FISICO-MECANICAS DEL YESO Y SUS ROCAS ENCAJANTES

PROPIEDAD FISICO-MECAN (PROMEDIO)	CAPA DE YESO	CUBIERTA	CAPA INTERMEDIA
PESO VOLUMETRICO g/cm^3	2,24/2,30	2,24/2,31	2,87/2,28
ABSORSION (%)	3,77	8,96	9,22
PESO ESPECIFICO g/cm^3	2,49	2,65	2,57
POROSIDAD	10,62	15,13	19,44
REST A LA COMP kg/cm^2			
SECA	1,44/9	0,0/527	0,0/307
SATURADA	0,0/147	0,0/110	DESINTEGRADA

RESUMEN DEL CALCULO DE RESERVAS				POR CATEGORIAS Y TIPOS		T-2
CATEGORIAS	VOLUMEN DE RESERVAS m³	VOLUMEN DE RESERVAS tm	VOLUMEN DE RESERVAS TIPO I	TIPO II	POR TIPO III	VOLUMEN DE CUBIERTA E INTERCALAC.
C ₁	360823,94	800076,73	515862,08	201687,70	802526,95	1270525,7
C ₂	137890,93	305360,6	201653,3	80857,31	22849,99	838758,88
TOTAL	498714,87	1105437,3	717515,38	282545,01	105376,94	2009284,5

Macroscópicamente es incoloro en estado puro y transparente, pero a veces presenta tonalidades de color blanco, gris amarillo, rosado, etc.

La calidad del yeso viene dada desde el punto de vista químico por el contenido de SO_3 . Cualquier yeso con contenido de SO_3 mayor de 40% se considera de muy bien en la calidad.

2.8.-CUMPLIMIENTO DE LA EXIGENCIAS REQUERIDAS.-

Corresponde con las exigencias de las normas siguientes:

GOST -4013 y exigencias de la Empresa Consumidora de Yeso Dental y Ortopédico.

GOST -125-70 yeso calcinado de construcción.

GOST 40-13-61 y exigencias de la Empresa Consumidora Yeso para la Fabricación de Cemento.

La calidad del yeso debe estudiarse por las exigencias del - GOST señalado anteriormente, y exigencias de la Empresa Consumidora.

SECCION II.-CAPITULO I.- SELECCION DEL MODO DE LABOREO.-

1.1.-El yacimiento de yeso para la medicina Baitiquirí ocupa un área aproximada de 22015 m².

Las reservas de este yacimiento están contenidas en dos capas con potencias aproximadas de 7,5 m y potencias de reca de cubierta máxima de 23,12 m.

En el yacimiento existen 4 bloques: 1C1 y 3C1; 1C2 y 2C1, de los cuales los bloques 1C1 y 3C1 son factibles explotarlos a cielo abierto, ya que la potencia promedio de cubierta es de 17,36 y 11,58 m respectivamente, los cuales tienen un volumen de reservas equivalentes a los 131527,76 m³ para un 26 % del total de las reservas calculadas.

Por lo que nosotros hemos llegado a la conclusión de explotar los bloques 1C1 y 3C1 por el método de laboreo a cielo abierto y hacer una proposición de laboreo subterráneo para los bloques 1C2 y 2C1, ya que para ambos la potencia de cubierta es muy grande, por lo que no parece racional explotarlos a cielo abierto.

Debemos señalar que el yeso que aquí se extrae es el de mejor calidad en el país, por lo que se hace inexcusable su máximo aprovechamiento.

1.2.-LABORES MINERAS YA EXISTENTES.

En el sector central el volumen de material útil extraído en el plazo de 15 años es de 38851 TM.

La técnica de extracción estriba en destapar el yeso y mover estéril ladera abajo con bulldozer, formando así la escombrera exterior.

La extracción es en forma masiva (explotación no selectiva), utilizándose bulldozers que lo va amentenando en un lugar -- para luego ser picado con los martillos PICK-HAMMER en tamaños adecuados, y es depositado a mano en los camiones los -- cuales se introducen en una rampa destinada al efecto y a su vez son designados a la Planta Cromoquímica, donde es procesado.

Si la fortaleza, buzamiento y estructura del yeso no permite su extracción directa con bulldozer, entonses se procede a -- arrancarlo del macizo mediante una voladura de camuflaje y -- se termina de separar luego con un bulldozer continuándose el proceso.

Las perforadoras PR-22 (manuales de diámetro de 43 y 45 mm.) tienen velocidades de perforación de 12 m. por turno y consumo de explosivos de 200 kg mensuales promedio.

El suministro de aire se realiza por un compresor de marca -- DK-9, de 10 m³/minute.

CAPITULO II. CAPACIDAD DE PRODUCCION DE LA UNIDAD MINERA Y SU PLAZO DE EXISTENCIA.

2.1. La capacidad de producción prevista para la planta es de 30000 T per año, por lo general esta producción no llega a -- cumplirse, ya que la planta tiene una tecnología muy rudimentaria y existen muchas pérdidas.

Capacidad de Producción Diaria:

$$\begin{aligned}
 Q \text{ Diaria} &= \frac{Q \text{ Anual}}{\# \text{ días lab orables}} \\
 &= \frac{30000}{271} \\
 &= 110,7 \text{ T/día}
 \end{aligned}$$

Capacidad de Producción per Turno:

$$\begin{aligned}
 Q \text{ Turno} &= \frac{Q \text{ Diaria}}{\# \text{ Turnos Diarios}} \\
 &= \frac{110,7}{2} \\
 &= 55,3 \text{ T/ turno.}
 \end{aligned}$$

2.2. PLAZO DE EXISTENCIA DE LA UNIDAD MINERA?

Para la determinación de los pases de existencia de la unidad minera utilizaremos las reservas necesarias en categorías industriales que se valora en 500000 T de reca útil.

$$T = \frac{R_e}{P_a}$$

Donde:

Re-Reservas calculadas

Pa-Productividad anual

$$\begin{aligned}
 T &= \frac{500000 \text{ T}}{30000 \text{ T/año}}
 \end{aligned}$$

$$= 16,6 \text{ años.}$$

2.3. RESERVAS DEL YACIMIENTO. PERSPECTIVAS DE SU AUMENTO.

Las reservas calculadas del yacimiento se determinaron según las diferentes categorías, a saber:

Categoría C1 - 228216,83 m³

Categoría C2 - 269867,05 m³

498083,88 m³

No existen perspectivas de su aumento como tal.

2.4. LIMITES DE LA CANTERA.

Los límites de la cantera se tomaren siguiendo el límite de las reservas y las curvas de isopotencia de estéril, llegando a los 20 m. de destape.

Capitulo III.

ORGANIZACION GENERAL DE LAS LABORES EN LA UNIDAD MINERA./

En el presente proyecto se propone la instauración de un sistema de trabajo de dos turnos diarios con una duración de 8 horas C/U de modo que se optimice la organización de las labores y el uso del parque de equipos.

- Los días no laborables son:

52 (Domingos)

26 (Medios Sabados)

6 (Días feriados)

84 Días.

- El número total de días no laborables.

Días en que se interrumpen las labores por causas climáticas10.

$84 + 10 = 94$ Días no laborables.

- Número de días laborables son:

$365 - 94 = 271$ días laborables.

Los turnos para las labores apertura se concebiran de forma continua de modo que se garantice la puesta en explotación del yacimiento a la mayor brevedad.

La duración de los turnos de trabajos quedamos según se especifican en la tabla # 3

ACTIVIDAD	PRIMER TURNO	SEGUNDO TURNO
INICIO DEL TURNO	5:AM	3:PM
FINAL DEL TURNO	3:PM	12:PM
TIEMPO DE COMIDAS	12:30 PM	6:PM
	12:30 PM	6:30 PM
TIEMPO DE DESCANSO		
Y NECESIDADES	12:30 PM	6:30 PM
PERSONALES	1:00 PM	7:00 PM
TOTAL	8: HORAS	8: HORAS

Este propone un tiempo de descanso de modo que incluya el tiempo de necesidades personales de los obreros y obtener un aprovechamiento optimo de la jornada.

El intervalo entre turnos no existe ya que se deberan efectuar los relevos de personal que entra en el lugar de trabajo.

Capítulo: IV

ANÁLISIS MINERO GEOMÉTRICO PARA DETERMINAR LA DIRECCIÓN DE
DESARROLLO DEL FRENTE DE TRABAJO.

- Para nuestro caso específico eligiéremos la metodología de BYEVSKI para yacimientos horizontales y pecos inclinados.

Tenemos como datos iniciales:

- a) Plano Topográfico.
- b) Líneas de isopotencia de mineral y estéril.
- c) Límites de la cantera.

Para realizar dicho análisis hemos elegido dos variantes:
VARIANTE I (Según el plano, de izquierda a derecha).
VARIANTE II (Según el plano, de abajo hacia arriba)

El frente de trabajo se divide en secciones de igual longitud, en dependencia de la escala del plano (1: 1000) y -- la complejidad de los planos de isopotencia del estéril y -- del mineral, estas secciones pueden ser de 10, 20 y 50 mm -- (50 mm). En el centro de cada sección se pone el valor -- de la potencia del mineral y de la roca; para cada etapa -- estos valores se suman y se multiplican por la longitud de -- la sección y la escala del plano. y el producto obtenido se -- lleva al gráfico del régimen de los trabajos.

Al dividir las ordenadas medias de destape en cada etapa entre la correspondiente ordenada de mineral obtenemos el coeficiente de destape corriente.

Para nuestro caso específico elegimos la VARIANTE I ya que la curva del coeficiente de destape es más uniforme; además para comenzar con las labores mineras, es sea, la apertura -- en un plazo corto podemos aprovechar las labores mineras -- antiguas existentes.

VARIANTE:1

SECCION	POTENCIA DEL MINERAL m	POTENCIA DEL ESTERIL m	CANTIDAD DE MINERAL m ³	CANTIDAD DE ESTERIL m ³	COEFICIENTE DE DESTAPE m ³ /m ³	LONGITUD DEL FRENTE DE TRAZO m
I	6,5	25,2	325	1260	3,8	1585
II	10,04	23,4	502	1170	2,3	1672
III	7,3	32,6	365	1630	4,4	1995
IV	9,9	40,1	495	2005	4	2500
V	—	35	—	1750	—	1750
VI	8,75	55	43	3000	6,8	3438
VII	6,10	55	305	2765	9	3070

5,05

TOTAL

VARIANTE 2

T-5

SECCION	POTENCIA DEL MINERAL m	POTENCIA DEL ESTERIL m	CANTIDAD DE MINERAL m ³	CANTIDAD DE ESTERIL m ³	COEFICIENTE DE DESTAPE m ³ /m ³	LONGITUD DEL FRENTE DE TRAB m
I	8,10	25	405	1250	3	1655
II	8,2	34,1	410	1705	4,1	2115
III	9,4	32,6	470	1630	3,4	2100
IV	7,06	55,3	353	2765	7,8	3118
V	9,3	35,3	465	1765	3,4	2230
VI	3,6	40,2	180	2010	11,1	2190
TOTAL					5,5	

CAPITULO V. APERTURA DEL YACIMIENTO.

5.1.-Para realizar la apertura de un yacimiento, es necesario tener en cuenta una serie de factores, como son:

- Forma y dimensiones de campo de mina.
- Condiciones hidrogeológicas.
- Angulo de buzamiento.
- Relieve de la superficie.
- Seguridad de los trabajos.
- Tipo de transporte.
- Mínimas inversiones iniciales para su construcción.

Nuestro yacimiento es casi horizontal (5 - 10 grados), por lo que hemos decidido aperturar el yacimiento por el método de --- trincheras exteriores separadas, ya que cada una apertura un -- horizonte de trabajo individualmente, además nos ofrece una serie de ventajas, como son:

1. Sencillez y seguridad en la explotación.
2. Independencia del movimiento del flujo de mineral y de estéril.
3. Organización sencilla de los trabajos.

De igual forma hay que considerar que es muy grande el volumen de destape inicial y, por consiguiente, exige un largo plazo de ejecución y mayores gastos por concepto de equipamiento.

5.2.-EXCAVACIONES PRINCIPALES:

El yacimiento de yeso "Baitiquirí" es horizontal, pero el relieve es accidentado (montañoso), por lo que hemos decidido comenzar a aperturar el yacimiento por una de las zonas más elevadas, teniendo en cuenta que existen labores mineros antiguos que nos facilitan aperturar el yacimiento con mayor seguridad, asegurándonos un paso de avance (plazo menor) de construcción de las -- trincheras.

Comenzaremos a aperturar el yacimiento por la parte Nor-Oeste, aprovechando un camino que está construido para tener acceso a la cota +300, a partir de la cota +307.

Los horizontes + 300 y +290 constituyen nuestros escalones de destape con alturas de 7 y 10 m. respectivamente, pero hay que tener en cuenta que cada uno de estos escalones se van a aperturar de forma independiente, ya que de lo contrario puede ocurrir que los camiones se obstruyan.

Los horizontes restantes, o sea, +280 y +270, constituyen los escalones de mineral, cada uno con una altura de 10 m.

5.2.2.-CÁLCULO DE LA LONGITUD DE LAS TRINCHERAS.

$$L = \frac{H}{i}$$

Pendiente de trinchera

$$i = \tan \alpha \times 100$$

$$i = 4.6 \% = 5 \% = 0.05.$$

H - altura del escalón.

Trinchera 1.

$$i = 5 \% \quad H = 7.00 \text{ m.}$$

$$L = 7/0.05 = 140 \text{ m.}$$

Trinchera 2.

$$L_2 = 10/0.05 = 200 \text{ m.}$$

Trinchera 3.

$$L_3 = 10/0.05 = 200 \text{ m.}$$

Trinchera 4.

$$L_4 = 10/0.05 = 200 \text{ m.}$$

5.2.3.-CÁLCULO DEL ANCHO POR EL PISO DE LA TRINCHERA.

$$b_1 = R_g + \frac{l_c}{2} + 2c$$

Donde,

R_g - radio de giro del camión (10.5 m)

l_c - largo del camión (8.1 m)

c - distancia de seguridad comprendida entre el camión y el talud (0.5 m).

$$b1 = 10,5 + \frac{8,1}{2} + 2 (0,5)$$

$$b1 = 15,5 = 16 \text{ m.}$$

5.2.4.-TALUD DE LA TRINCHERA.

El talud de la trinchera se toma de acuerdo a las propiedades físico-mecánicas de la roca. En nuestro caso la trinchera --- atraviesa rocas algo débiles (caliza margosa y margas), por lo que decidimos escoger un ángulo de talud de 70°

5.3.-CALCULO DEL VOLUMEN DE LAS TRINCHERAS.

Como el relieve de la superficie es irregular, el volumen se calculará por la siguiente fórmula:

$$V = \frac{S1 + S2}{2} L1 + \frac{S2 + S3}{2} L2 + \dots + \frac{Sn-1 + Sn}{2} Ln-1$$

Donde:

$S1, S2 \dots Sn$ - área de las secciones transversales paralelas entre sí.

$L1, L2, \dots Ln-1$ - distancia entre perfiles.

Para calcular el área de cada una de las secciones transversales utilizaremos el planímetro.

$$S = \gamma L (D/1000)^2$$

Donde:

γ - constante del planímetro (10)

L - lectura del planímetro

D - escala del plano.

<u>Trinchera No.</u>	<u>Lectura</u>
1	0688
2	0797
3	0695
4	0794

$$S1 = 10 (0688) (500/1000)^2$$

$$S1 = 1720 \text{ m}^2$$

$$S2 = 10 (0794) (500/1000)^2$$

$$S2 = 1985 \text{ m}^2$$

$$S3 = 10 (0695) (500/1000)^2$$

$$S3 = 1738 \text{ m}^2$$

$$S4 = 10 (0794) (500/1000)^2$$

$$S4 = 1985 \text{ m}^2$$

Por tanto el volumen de las trincheras será la distancia entre perfiles, que equivaldrá a 41 m. para las trincheras T1, T2 y T3, y para la trinchera T4, equivaldrá a 47 m.

$$V1 = 75953 \text{ m}^3$$

$$V2 = 76311,2 \text{ m}^3$$

$$V3 = 76322 \text{ m}^3$$

$$V4 = 93295 \text{ m}^3$$

$$VT = 80470 \text{ m}^3$$

5.4.-AVANCE DE LAS TRINCHERAS DE APERTURA.

Para este cálculo elegiremos la trinchera de mayor longitud, pero como $T2 = T3 = T4$, para el cálculo elegiremos la trinchera T2.

-Tiempo de la trinchera T2.

$$Tc2 = VT2 \cdot Ke / Qd$$

Donde:

VT - volumen de la trinchera

Ke - coeficiente de esponjamiento (1,6)

Qd - productividad diaria de la excavadora

$$Tc2 = 76311,2 \times 1,6 / 494$$

$$= 247 \text{ días}$$

-Velocidad de avance de la trinchera

$$VA = L' \cdot t / Tc2$$

L' - longitud de la trinchera

$$VA = 200 / 247.1$$

$$= 0,8 = 1 \text{ m/día}$$

5.4.1.-LABORES DE PREPARACION. TRINCHERAS DE CORTE.

Las trincheras de corte se desarrollarán en el mismo sentido que las trincheras de apertura, con una longitud cada una de 100 m. Estas trincheras se realizarán a través de la roca útil, a los fines de lograr la creación del frente de trabajo. Por lo que su construcción se enmarca en el período de explotación neta del yacimiento.

-Volumen de las trincheras de corte

Se utilizará la misma metodología que para las trincheras de apertura. La longitud entre perfiles será de 47 m.

$$V = (S1 + S2/2) L$$

<u>Trinchera de corte</u>	<u>Lectura</u>
1	0652
2	0074

$$S1 = 10 (0652) (500/1000)^2$$

$$= 1630 \text{ m}^2$$

$$S2 = 10 (0074) (500/1000)^2$$

$$= 185 \text{ m}^2$$

$$V1 = 76610 \text{ m}^3$$

$$V2 = 8695 \text{ m}^3$$

$$VT = 42652 \text{ m}^3$$

-Cálculo de la velocidad de avance de la trinchera de corte.

$$Ac = \frac{Lc \times Qd}{Vtc \times Ke}$$

Donde:

L_c - longitud de la trinchera de corte

Q_d - productividad diaria de la excavadora

V_{tc} - volumen de la trinchera de corte

K_e - coeficiente de esponjamiento.

$$A_c = \frac{200 (494)}{42652 \times 1,6}$$

$$= 1,4 \text{ m/día}$$

-Tiempo de labores de la trinchera de corte.

$$T_c = \frac{L_c}{A_c}$$

$$T_c = \frac{200}{1,4}$$

$$= 142,8 \text{ días}$$

-Volumen total de las excavaciones de apertura y preparación.

$$V_{tp} = V_{ta} + V_{tc}$$

V_{ta} - volumen total de las excavaciones de apertura.

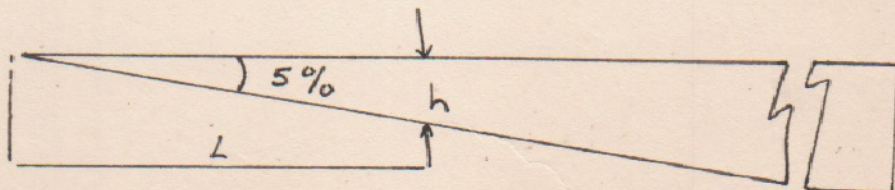
V_{tc} - volumen total de las excavaciones de corte.

$$V_{tp} = 80470 + 42652$$

$$= 123122 \text{ m}^3.$$

5.5.-METODOLOGIA PARA EL CALCULO DE LOS PARAMETROS DE PERFORACION Y EXPLOSIVOS DE LAS TRINCHERAS DE APERTURA.

-Cálculo de la altura relativa del piso de la trinchera a la superficie:



Según esto,

$$h = mL/100$$

Donde,

h - distancia del piso de la trinchera a la cota media de la superficie del terreno.

m- pendiente de la trinchera

L - distancia del inicio de la trinchera a la fila de barrenos que se calcula.

-Cálculo de la longitud de la sobreperforación.

$$L_s = (0,1-0,2) h$$

-Cálculo de la longitud total de barrenos:

$$L_t = h + L_s$$

-Cálculo de la longitud real de los barrenos:

$$L_{tr} = L_t / \text{sen} \quad .$$

-Cálculo de la longitud de relleno.

$$L_r = 0,21 \times L_{tr}$$

Según lo anterior calcularemos para cada longitud estos parámetros con los resultados que se exponen.

-Cálculo de la distancia entre barrenos.

$$a = 2,5$$

-Distancia entre filas de barrenos:

$$b = 2,4$$

-Cálculo del número de barrenos por filas.

$$n_t = b_l / a$$

b_l - ancho por el piso

$$n_t = 16 / 2,5$$

$$= 6 \text{ barrenos}$$

-Cálculo de la cantidad de filas.

Trinchera 1:

$$n_{f1} = L' t / a = 140 / 2,5 = 56 \text{ filas}$$

Trincheras 2, 3 y 4.

$$n_f = L' t / a = 200 / 2,5 = 80 \text{ filas}$$

-Número de barrenos por trincheras:

$$T_1 = m_1 = n_t \times n_{f1} = 6 \times 56 = 336 \text{ barrenos}$$

$$T_2 = m_2 = n_t \times n_f = 6 \times 80 = 480 \text{ barrenos}$$

Total:

$$m = m_1 + m_2 = 336 + 480 = 816 \text{ barrenos}$$

CAPITULO VI.- EXPLOTACION DEL YACIMIENTO.

6.1.-SITEMA DE LABOREO.

En el yacimiento de yeso "Baitiquirí" se aplica un sistema de laboreo con transporte automotor a escombreras exteriores. De acuerdo a las características topográficas geológicas, reservas de reca útil y otras, para su desarrollo las recas de los escalones de destape se cargan a vehículos de transporte automotor que la transportarán a escombreras situadas fuera de los límites del yacimiento. La carga a los camiones se realiza mediante la excavadora de destape.

El tipo de carga elegida es la inferior para la cual el camión se encuentra al mismo nivel, ya que se considera la más productiva.

6.2.-METODO DE EXTRACCION DEL MINERAL.

Debido a la génesis del yacimiento, las intercalaciones de estéril son grandes por lo que es necesario un laboreo selectivo.

Otra complicación de este yacimiento la determina que el mismo está compuesto por diferentes tipos de recas (margas, calizas margosas, material limoso arcilloso, calizas y material graveleso-limoso-arcilloso).

El laboreo se va a efectuar mediante el uso de perforación y explosivos.

La carga inferior a los medios de transporte se realizará mediante excavadoras de pala directa.

6.3.-METODO DE TRANSPORTE DEL ESCOMBRO.

El escombro en todos los casos será transportado mediante camiones a las escombreras situadas fuera de los límites de las reservas.

6.4.-METODO DE TRANSPORTE DE LA ROCA UTIL.

La roca útil será transportada de igual forma hasta la planta quimiográfica, donde es procesada.

6.5.-TRANSPORTE DE LA ROCA EN LA APERTURA.

Como la apertura se realiza por trincheras exteriores, el --- transporte en esta etapa se limitará a la roca estéril, por - le cual se propone su evacuación alas escombreras por los --- mismos vehículos automotores utilizados para el transporte de la roca útil.

CAPITULO VII.-LABORES DE ARRANQUE.

7.1.-DESBROCE.

Las labores de desbroce están contempladas dentro de las labores de destape debido a la falta de información sobre el espesor de la capa material orgánica existente en dicha zona, con tal motivo se contempla la tala de árboles existentes---- (pines), mediante la metodología tomada del "Manual para los Trabajos de Preparación de Canteras", de Deukevian N.F. --- Narikova Dinka.

Para árboles con diámetro mayor de 20 cm. se propone la siguiente fórmula:

$$Q=0,785 \text{ qd; Kg.}$$

Donde:

Q= cantidad de sustancia explosiva necesaria; kg.

q= gasto específico de sustancia explosiva, g/cm³

Para rocas duras y viscosas:

$$q= 1,25-1,50$$

Para otro tipo de roca:

$$q= 1$$

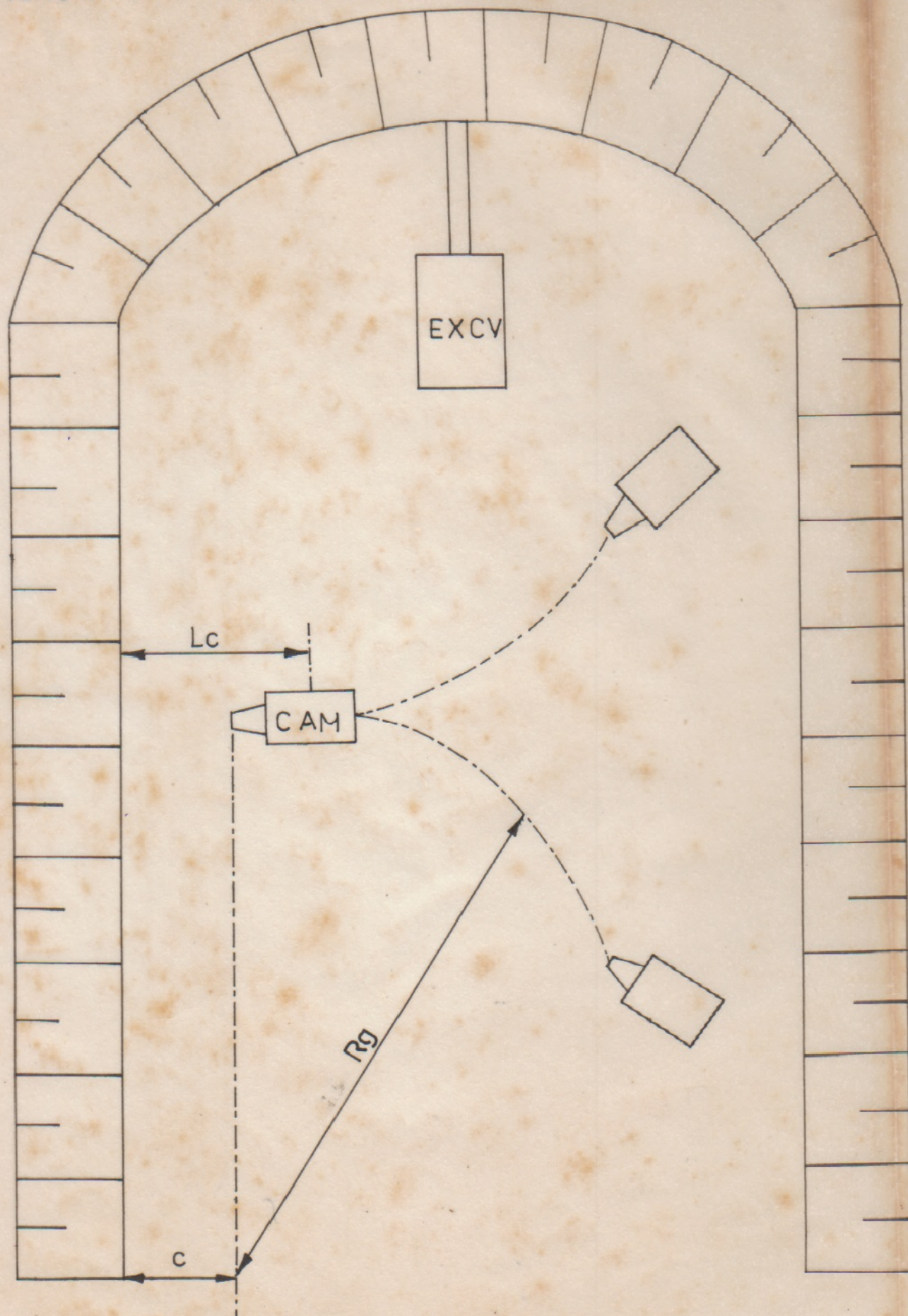
d- diámetro del árbol.

El arranque de los arbustos se hará por medio de bulldozer.

Desarrolle de las labores de destape.

El área de destape está compuesta por dos escalones , el primero es de 7 m. y el segundo de 10 m. de altura.

En las labores preparatorias se llevarán a cabo las trincheras de corte para crear el frente inicial de las labores de explotación.



Para la construcción de las trincheras hemos seleccionado el esquema cerrado de transporte que posee la ventaja de poder aumentar la velocidad de construcción con un menor volumen de roca a mover, que para nuestro caso es posible acelerar --- las labores de preparación a cada nivel, aunque este esquema posee la desventaja con respecto al anular de que la productividad de la excavadora en este esquema cerrado es menor en un 15-20 %.

Los trabajos de preparación se realizarán con carretillas --- barrenadoras BB-AS; el bulldozer para el acarreo del material y la excavadora UB-1212.

7.2.-PASAPORTE DE PERFORACION Y EXPLOSIVO PARA EL DESTAPE.

En el presente proyecto de explotación se utilizarán los barrenos inclinados, que consiste en velar los barrenos completos, los cuales fueron perforados paralelamente al talud del escalón. Este método permite obtener una mejor fragmentación de las rocas debido a que se logra una distribución uniforme del explosivo en el macizo; se disminuye la resistencia por el piso del escalón, con lo cual el piso queda más parejo. Como explosivo el proyecto prevé utilizar Amonita No. 6 JB.

Para perforar los barrenos se utilizarán las carretillas --- barrenadoras BBAS Record de procedencia francesa, con 85 mm. de diámetro.

Para cargar las rocas fragmentadas serán utilizadas las excavadoras UB-1212 con capacidad de 1 m³, procedentes de la RDA.

1.-Dimensión máxima lineal permisible de los pedazos

$$L_p = 0,5 \sqrt[3]{E} \quad ; \quad m.$$

E= capacidad de la cuchara de la excavadora.

$$L_p = 0,5 \sqrt[3]{1} = 0,5 \text{ m} = 500 \text{ mm.}$$

Para obtener después de la explosión los pedazos de roca cuya disminución lineal máxima no exceda de 500 mm, utili-

zamos consumo específico de 0,52 kg/m³, según la excavadora UB-1212.

2.- Peso de la carga de sustancia explosiva en un ml de barrenado. Se determina por:

$$P = 7,85 \cdot d^2 \cdot \Delta \quad ; \text{ kg.}$$

d = diámetro del barrenado

$$d = 0,085 \text{ m} = 0,85 \text{ dm.}$$

Δ = densidad de la carga, kg/dm³

$$\Delta = \gamma \cdot \delta$$

donde:

γ = masa volumétrica del explosivo en cartuchos; kg/dm³.

δ = densidad de la distribución del explosivo; con cartuchos de diámetro 45 y 32 mm; para cartuchos con 32 mm $\delta = 0,6$.

$$\Delta = 1,0,6 = 0,6 \text{ kg/dm}^3.$$

$$P = 7,85 \cdot 0,85^2 \cdot 0,6 = 3,4 \text{ kg.}$$

3.- Cálculo de los parámetros de perforación y explosivos.
Para un escalón de 10 m. de altura.

- Resistencia para el pise:

$$W_p = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{P}{K}} \quad ; \text{ m.}$$

P = peso de la carga en 1 ml. de barrenado; kg.

K = consumo específico de cálculo del explosivo; kg/dm³

ángulo de inclinación del barrenado $\alpha = 70$ grados.

$$W_p = \frac{1}{\sin 70^\circ} \sqrt{\frac{3,4}{0,52}} = \frac{1}{0,93} \sqrt{\frac{3,4}{0,52}} = 2,7 \text{ m.}$$

- Espesor de la capa a volar:

$$W = \sqrt{\frac{P}{k}}$$

$$W = \sqrt{\frac{3,4}{0,52}} = 2,5 \text{ m.}$$

- Longitud de sobreperforación:

$$L_s = 0,5 \cdot K \cdot W ; m.$$

$$L_s = 0,5 \cdot 0,52 \cdot 2,5 = 0,6 m.$$

-Longitud del barrenos:

$$L = \frac{H}{\sin \alpha} + L_s ; m.$$

$$L = \frac{10}{\sin 70^\circ} + 0,6 = \frac{10}{0,93} + 0,6$$

$$= 11,2 m.$$

-Distancia entre barrenas:

$$a = m \cdot w ; m.$$

m = distancia relativa entre barrenos.

$$m = (0,9 - 1,3) , \text{ tomamos } m=1$$

$$a = 1 \times 2,5 = 2,5 m.$$

-Distancia entre filas de barrenos:

$$b = (0,85 - 1) w_p ; m.$$

$$b = 0,9 \times 2,7 = 2,4 m.$$

-Magnitud de la carga del explosivo en el barrenos.

$$Q = k \cdot a \cdot b \cdot H ; kg.$$

$$Q = 0,52 \cdot 2,5 \cdot 2,4 \cdot 10 = 31 kg.$$

-Longitud de relleno.

$$L_{rell} = (20-25) d ; m$$

$$= 20 \times 0,085 = 1,7 m.$$

-Carga máxima admisible del barrenos.

$$Q_{max} = (L - L_{rell}) \times P ; kg.$$

$$= (11,2 - 1,7) 3,4 = 32 kg.$$

$$Q \approx Q_{max}.$$

-Determinación de la carga de explosivo y relleno.

$$\begin{aligned}
 I_{\text{carga}} &= \frac{Q}{P} ; m \\
 &= \frac{31}{3,4} = 9,1 m. \\
 I_{\text{rell}} &= L - I_{\text{carga}} \\
 &= 11,2 - 9,1 = 2,1 m.
 \end{aligned}$$

7.3.-LABORES DE EXTRACCION DE LA ROCA UTIL.

Las labores de extracción del mineral útil se realizarán con ayuda de la excavadora UB-1212, ya que en este caso no es necesario utilizar perforación y explosivo para el yeso ya, y la carga se efectuará a los camiones KRAZ 256B. El número -- de estos equipos está determinado por las disponibilidades -- reales de la unidad y por la inversión.

Como la excavadora es el equipo de más difícil adquisición , los cálculos se realizarán en base a su productividad.

-Características técnicas de la Excavadora

Velocidad de traslación	2,4 km/h.
Pendiente máxima	1:4
Ancho del tren de orugas.....	3,66 m.
Distancia entre ejes.....	2,860 m
Ancho de las orugas.....	650 mm.
Largo del tren de orugas.....	3,66 m.
Altura hasta el borde superior de la cruceta de apoyo.....	3613 mm.
Libertad respecto al piso.....	290 mm.
Presión sobre el piso.....	0,79 kg/m.
Fuerza máxima momentánea sobre el depósito de la cuchara.....	25,1 HP
Potencia nominal del motor.....	170 HP
Capacidad de la cuchara con caballete	
-recas pesadas.....	1 m
" medias.....	1,3 m
Volumen de la cuchara.....	1 m.
Ancho de la cuchara.....	1,8 m.
Longitud de la pluma.....	6,1 m.
Peso en servicio,,,,,	30,8 TM

<u>Parametros de carga según el ángulo de la pluma (mm)</u>			
	<u>45°</u>	<u>60°</u>	<u>30°</u>
Radio máximo de carga	8560	7850	9140
Alt. máx. de carga	6270	7830	4300
Radio máx. de descarga	7750	6860	8150
Alt. máx. de descarga	4450	5920	2700
Prof. máx. de paleo	900	500	1600
Desplaz. de la cuchara	2180	2180	2180

7.3.1.-PRODUCTIVIDAD DEL EQUIPO DE CARGA.

$$Q_t = \frac{60 \text{ g T } K_{11} K_a}{K_e t}$$

donde:

g- volumen de la cuchara 1 m³

T- duración del turno 8 horas

K₁₁ coeficiente de llenado de la cuchara. 0,9

t - tiempo de duración del ciclo de trabajo. 0,88

K_a - coeficiente de aprovechamiento de la jornada
1 aberal - 0,8

K_e - coeficiente de esponjamiento - 1,6

Sustituyendo:

$$Q_t = \frac{60 \times 1 \times 8 \times 0,9 \times 0,8}{1,6 \times 0,88}$$

$$= 246,8 \text{ m}^3 / \text{turno}$$

Productividad diaria:

$$Q_d = 246,8 \times 2 = 493,7 \text{ m}^3 / \text{día}$$

Productividad anual (271 días)

$$Q_a = 217,2 \times 271$$

$$= 58807 \text{ m}^3 / \text{año}$$

Calcule del número de excavadoras:

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

donde

P_a- productividad anual

$$N = \frac{12500 \text{ m}^3}{58807 \text{ m}^3} = 1 \text{ excavadora.}$$

7.3.2.-DIMENSIONES DEL FRENTE DE TRABAJO.

La altura del escalón no debe ser mayor que la altura máxima de carga de la excavadora. Para ello calcularemos la altura del montón de rocas, que obtendremos para un escalón de 10 m.

$$H' = (0,8 - 0,9) H$$

$$H = 9 \text{ m.}$$

Se cumple lo expresado al principio del acápite.

Angulo de Talud.

El ángulo de talud de trabajo es de 80 grados, y estable de 70 grados (esto viene tabulado).

Longitud del prisma de derrumbe.

Para un escalón de 10 m. la longitud del prisma de derrumbe es de 3 m.

Ancho de la banda;

$$A = (1-1,5) R_c$$

Donde:

R_c - radio de carga de la excavadora

$$A = 1,2 \times 8,5$$

$$= 10 \text{ m.}$$

Cálculo del ancho de la plazaleta de trabajo.

$$B = A + X + c + T + Z$$

Donde:

Z - ancho del prisma de derrumbe

T - " de la vía de transporte

c - distancia del pie del montón de rocas al borde más próximo de la vía de transporte.

X - aumento del ancho del montón de rocas después de la explosión

A - ancho de la banda

El ancho de la vía de transporte viene tabulado, y es de 7,2 m.

-Cálculo del ancho del montón de rocas después de la explosión.

$$A' = c \times H + b (n - 1)$$

Donde,

C - coeficiente que oscila entre 1,5 y 2.

H - altura del escalón

b - distancia entre filas de barrenos

n - cantidad de filas

$$A' = 1,5 \times 10 + 2,4 (4-1) = 22,2$$

Como el ancho de la banda es de 10 m., y el montón de roca explotada es de 20 m., entonces:

$$\begin{aligned} X &= A' - A \\ &= 22,2 - 10 \\ &= 12,2 \end{aligned}$$

$$B = 22,2 + 1,5 + 7,2 + 3$$
$$= 34 \text{ m.}$$

7.4.-PERFORACION.

Como explicamos anteriormente, la perforación se realiza con carrerillas barrenadoras RECORD -BBAS, cuyas características técnicas son:

Peso de la perforadora = 520 kg.

Altura total en posición vertical/= 3,4 m

" " " " horiz. = 0,65 m.

Velocidad media de perforación = 3-12 m/h.

Profund. máx. de perforación = 60 m.

Diámetro de la manguera de
alimentación = 2,78 cm.

Consumo total de aire = hasta 3600 l/min.

Cálculo del número de perforadoras

-Volúmen del mineral a arrancar por m/lineal de barreno.

$$V' = \frac{H}{\text{sen } \beta} \times \frac{Wa}{L}$$

Donde:

H - altura del escalón

W - línea de menor resistencia

a - distancia entre barrenos

L - longitud de cargas.

$$V' = \frac{10}{0,93} \times \frac{(2,7)(2,5)}{11,2}$$

$$V' = 10,7 \times 0,6$$

$$V' = 6,4 \text{ m}^3$$

-Cálculo del número de ms. a perforar.

$$M = \frac{Pa}{V'}$$

Pa - productividad diaria

$$Pa = \frac{Vt}{Te}$$

Vt - volúmen total

Te - número de días necesarios para la const. de la trinchera

$$Pa = \frac{80470,3}{247}$$

$$= 325,5 \text{ m/día}$$

Sustituyendo:

$$M = \frac{325,7}{6,4}$$

$$= 50,8 \text{ m/día}$$

-Cálculo del número de perforadoras.

$$N = \frac{M}{Pt}$$

Pt - productividad de la perforadora por turno.

$$Pt = \frac{Tt - Tpf}{Tp + Ta}$$

Donde,

Tt - tiempo de duración del turno (480 minutos)

Tpf - tiempo preparatorio final
(35 minutos)

Ta - tiempo operaciones auxiliares (10 minutos)

Tp - tiempo preparatorio (8 minutos).

$$Pt = \frac{480 - 35}{8 + 10}$$

$$= 24,7$$

Sustituyendo,

$$N = \frac{50,8}{24,7}$$

$$= 2 \text{ perforadoras}$$

7.5.- ESCALONES DE ARRANQUE.

El arranque de los escalones lo vamos a efectuar con ayuda del bulldozer; en este caso no es necesario hacer uso de perforación y explosivos, ya que el mineral es lo suficiente blando - como para ser derribado fácilmente con el bulldozer; en pequeñas zonas en que la fortaleza y la estructura del yeso no permita su derribado con bulldozer, entonses se procederá al empleo del método usado en el yacimiento, que es el de realizar - una voladura de camuflaje.

Para realizar estas labores de arranque calcularemos la productividad del bulldozer:

7.5.1. PARA CALCULAR LA PRODUCTIVIDAD DEL BULLDOZER UTILIZAREMOS LA SIGUIENTE FORMULA:

$$Qh = \frac{60 \times Kp \times \gamma}{Tc \times Ke}$$

Donde:

Qh - productividad horaria del bulldozer

$$V = \frac{L \times H^2 \mu}{2 \tan \delta}$$

Donde,

L - longitud de la cuchilla (4,26 m.)

H - altura de la cuchilla (1,06 m)

μ - coeficiente de la roca fragmentada (0,8)

δ - ángulo de reposo natural (45°)

$$V = \frac{4,26 (1,06)^2 0,8}{2 \times 1}$$

$$= 1,9 \text{ m}^3$$

Tc - tiempo de ciclo de acarreo; minutos

$$Tc = T1 + T2 + T3 + T4$$

Donde:

T1 - tiempo de marcha de trabajo

T2, T4 - tiempo de inversión de la marcha (0,1)

T3 - tiempo de marcha en vacío

$$T1 = \frac{L}{V1}$$

L - longitud de trabajo (30 m.)

V1 - velocidad de la marcha en trabajo.

V1 = 5,6 km/hora - 93,3 m/minute

$$T1 = \frac{30}{93,3}$$

$$= 0,32 \text{ minutos}$$

T2 = T4 = 0,1 minute

$$T3 = \frac{L}{V2}$$

L - longitud de trabajo (30 m.)

V2 - velocidad de marcha en vacío

V2 = 6,8 km/hora - 113,3 m/minute

$$T3 = \frac{30}{113,3}$$

$$= 0,26 \text{ minutos}$$

$$Tc = 0,1 + 0,32 + 0,26 + 0,1 = 0,78 \text{ minutos}$$

Kp - coeficiente de aprovechamiento del tiempo de trabajo del bulldozer (0,85)

Kc - coeficiente de esponjamiento del mineral (0)
(1,3)

Sustituyendo:

$$Q_h = \frac{60 \times 1,9 \times 0,85 \times 0,8}{0,78 \times 1,6}$$

$$= 62,1 \text{ m}^3/\text{hora.}$$

-Productividad por turno del bulldozer:

$$Q_t = Q_h \times T \times K_u$$

Donde:

Q_t - productividad del turno

K_u - coeficiente de utilización del turno (0,85)

T - tiempo duración del turno (8 horas)

Sustituyendo,

$$62,1 \times 8 \times 0,85 = 422,3 \text{ m}^3/\text{turno.}$$

-Productividad diaria del bulldozer:

$$Q_d = Q_t \times n$$

n - numero de turnos en el día 9 (2)

$$Q_d = 422,3 \times 2$$

$$= 844,6 \text{ m}^3/\text{día}$$

La productividad anual posible de la cantera por el bulldozer será:

$$Q_a = Q_d \times n$$

Donde,

Q_d - productividad diaria del bulldozer

n - número de días al año

$$Q_a = 844,6 \times 271$$

$$= 228886,6 \text{ m}^3/\text{año.}$$

CAPITULO VIII. SELECCION DE METODOS DE TRANSPORTE.

Para el transporte de la masa recesa en el presente proyecto, se utilizarán los equipos automotores modelo KRAZ-256B, de fabricación soviética, que se ajustan satisfactoriamente a -- las condiciones de la cantera en cuestión.

En la selección del tipo de transporte influyen una serie de factores, como son:

1. Propiedades físico mecánicas de la roca encajante y del mineral.
2. Condiciones de yacencia del mineral.
3. Volumen a transportar.

Las características técnicas del KRAZ-256B son:

Capacidad de carga.....	12000 kg
Peso del camión equipado.....	11400 kg
Velocidad máxima de carga.....	30 km/h
Consumo de combustible (por c/100 km recorr).....	38 lts.
Autonomía por combustible.....	600 km
Distancia de parada (a 40 km/h).....	20 m.
Pendiente máxima que puede superar.....	8 %
Dimensiones exteriores:	
largo.....	8100 mm
ancho.....	2640 mm
altura.....	2792 mm
radio de giro.....	10,5 m
Tiempo de movimiento de la caja.....	
ascenso.....	20 seg.
descenso.....	30 seg.

8.2. CALCULO DEL MOVIMIENTO DE LA CANTIDAD DE EQUIPOS EN EL TRANSPORTE.

Tiempo de movimiento del camión de volteo en un sentido:

$$T_1 = L/V \times 60$$

Donde:

L - distancia de tiro máxima (2 km)

V - velocidad del camión cargado (16 km/hora)

$$T_1 = 2/16 \times 60 = 7,5 \text{ minutos}$$

-Tiempo de una vuelta del camión:

$$T = 2T_1 + T_2 + T_3 + T_4; \text{ minutos.}$$

Donde:

T₂ - tiempo de carga del camión de volteo (5 min.)

T₃ - " de descarga (1 minuto).

T₄ - " de espera y maniobra (0,25 minutos)

$$T = 2 \times 7,5 + 5 + 1 + 0,25 = 21,25 \text{ minutos}$$

-Tiempo real de trabajo del camión de volteo.

$$T_t = T_t' - T_{pe} - T_{np}$$

Donde:

T_{t'} = duración del turno (480 minutos)

T_{pe} - tiempo preparatorio final (35 minutos)

T_{np} - tiempo para necesidades personales (30 minutos)

$$T_t = 480 - 35 - 30 = 415 \text{ minutos}$$

-Cantidad de viajes por turno:

$$\begin{aligned} N &= T_t / T \\ &= 415 / 21,25 \\ &= 19,5 \text{ viajes} \end{aligned}$$

-Productividad de un turno del camión:

$$Q = q \times K_w \times K_a \times N$$

Donde:

q - peso de la carga transportada en la cama del camión (12 TM)

Kw - coeficiente de llenado del camión (0,78)

Ka - coeficiente de aprovechamiento del camión (0,98)

$$Q = 12 \times 0,98 \times 0,78 \times 19,5$$

$$= 178,8 \text{ TM}$$

-Volumen de masa rocosa de un camión:

$$Qa = Cc/m$$

Donde:

Cc - capacidad de carga del camión (TM)

m - peso volumétrico (2,4 TM/m³)

$$Qa = 12/2,4$$

$$= 5 \text{ m}^3$$

-Cantidad de camiones de volteo de trabajo por frente:

$$N = \frac{Pt}{Nt \cdot Ku} \cdot Ki$$

Donde:

Pt - productividad por turno de la excavadora

Nt - norma de trabajo del chofer del camión (187)

Ku - coeficiente de utilización del turno (0,94)

Ki - coeficiente de irregularidad en los turnos (1,1).

Sustituyendo:

$$N = \frac{246,8}{187 \times 0,94} \cdot 1,1$$

$$N = 2 \text{ camiones.}$$

-Cantidad de camiones de volteo en plantilla:

$$Ni = \frac{N}{Kpt}$$

Donde:

N - cantidad de camiones de trabajo (2)

Kpt - coeficiente preparación técnica de los equipos (0,85)

$$\begin{aligned} L_i &= 2/0,85 \\ &= 3 \text{ camiones} \end{aligned}$$

-Esquema de llegada de los camiones 1 al frente:

Recomendamos el esquema cerrado para el que se exigen las siguientes características:

-Ancho de paso de la plazoleta de maniobra:

$$B_i = R_g + 0,5 \times L_c + 2 \cdot c$$

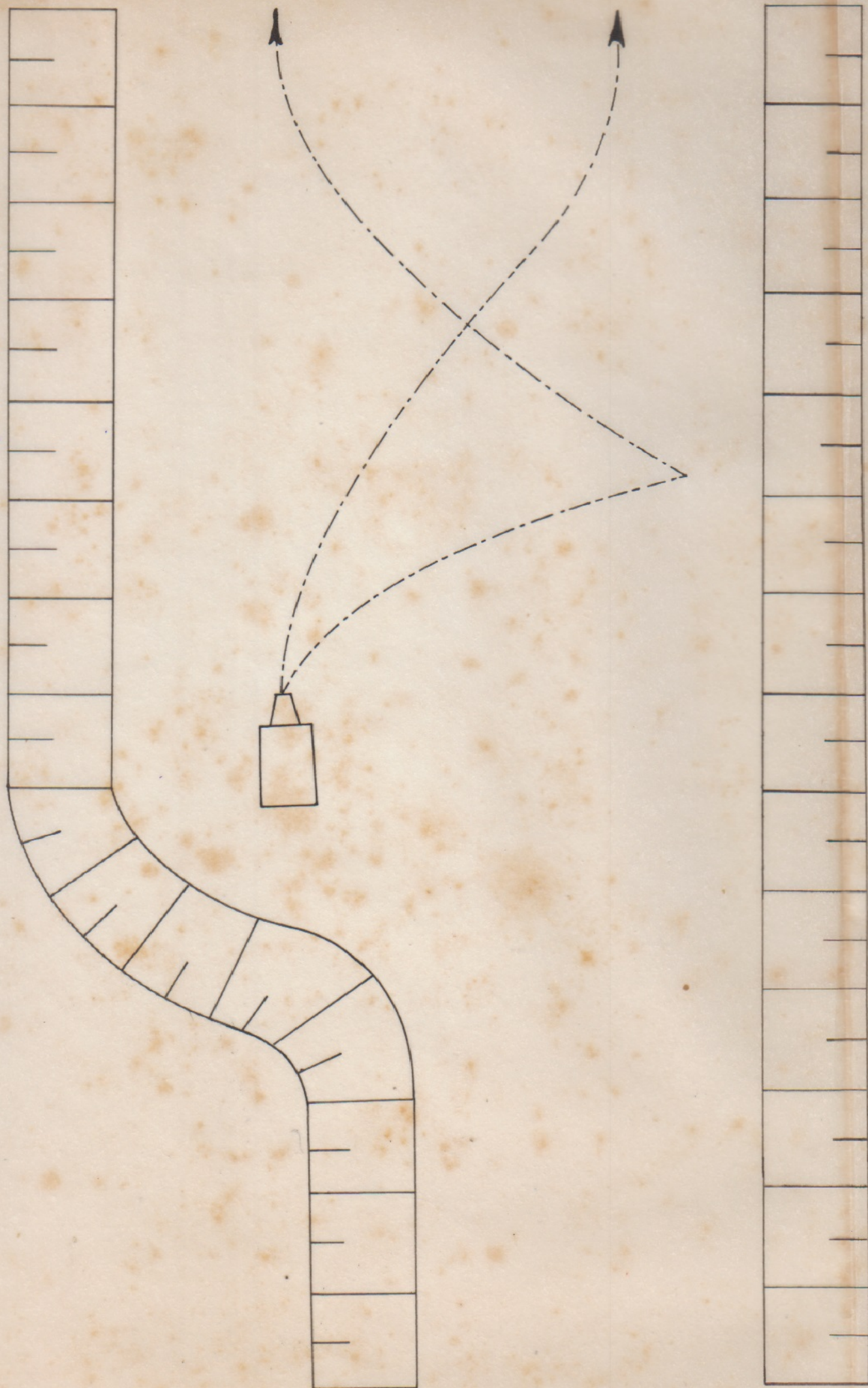
Donde:

R_g - radio mínimo de giro del camión (10,5 m)

L_c - longitud del camión (8,19 m,)

c - distancia de seguridad (2 m)

$$\begin{aligned} B_i &= 10,5 + 0,5 \times 8,19 + 2 \times 2 \\ &= 18,5 \end{aligned}$$



CAPITULO IX.- DESAGUE Y DESECACION.

Debido a que el yacimiento se encuentra situado en una zona no anegada, no van a existir dificultades para la extracción del mineral, ya que este se encuentra seco.

El yacimiento sólo va a presentar problemas con el agua de lluvia, que se puede desaguar a través de canales perpendiculares a la dirección del flujo del escurrimiento superficial que conducirá el agua por gravedad fuera del frente de cantera.

CAPITULO X. INSTALACIONES NEUMATICAS.

Los compresores que se utilizan son del tipo DK-9 portátiles, de fabricación soviética, los cuales tienen una productividad de 9,5 m/minuto.

Características técnicas del compresor:

Potencia del motor..... 93 HP
 Consumo de combustible..... 2 gal/H

Compresor de dos etapas

Productividad 9,5 m/minuto
 Presión del aire comprimido..... 6 kg/cm.
 Largo..... 5,35 m.
 Ancho 1,85 m.
 Alto 2,55 m.

-Cálculo de la cantidad necesaria de aire comprimido:

$$Q = \alpha K \beta (m_1 \times q_1 + m_2 \times q_2)$$

Donde:

α - coeficiente que considera las pérdidas por escape (1,2)

K - coeficiente que considera el desgaste de los equipos (1,2)

m_1 - número de carretillas barrenadoras (2)

q_1 - consumo de aire comprimido de la carretilla barrenadora (2,8 m/minuto).

m_2 - número de martillos barrenadores (2)

q_2 - consumo de aire comprimido para el trabajo de los martillos (2,8 m/minuto)

$$\begin{aligned} Q &= 1,2 \times 1,2 \times 1 (2 \times 2,8 + 2 \times 2,8) \\ &= 16,1 \text{ m}^3/\text{minuto} \end{aligned}$$

-Cálculo del número de compresores:

$$N = \frac{Q}{Q_c}$$

Donde:

Q_c - productividad del compresor.

Sustituyendo:

$$N = \frac{16,1}{9,5}$$

= 2 compresores.

CAPITULO XI. TECNICAS DE SEGURIDAD Y PROTECCION DEL TRABAJO.

Reglas generales.

1. La explotación del yacimiento debe ser realizada de acuerdo al presente proyecto. Además de esto, la cantera debe tener la documentación técnica siguiente:
 - a) Plan anual de los trabajos mineros.
 - b) Informe geológico.
 - c) Plano topográfico de la cantera.
2. La dirección técnica de los trabajos mineros sólo permitirá realizarla a personas que tengan derecho a ejecutarlas.
3. Antes de empezar el trabajo, y durante el turno, cada puesto debe ser revisado por el Jefe de Frente de la cantera, - el cual no debe permitir la ejecución de los trabajos si -- tiene lugar una violación de las reglas de seguridad.
4. Cada trabajador, antes de comenzar su trabajo, debe cerciorarse del estado seguro de su puesto de trabajo. Al detectar dificultades que él mismo no pueda eliminar, el obrero sin empezar el trabajo está obligado a comunicarle al Jefe del frente, o a otra persona de la inspección técnica.

Trabajos mineros.

Los equipos mineros de transporte, las líneas energéticas, etc., deben ubicarse en las plazoletas de trabajo de los escalones -- fuera del prisma de derrumbe. Las bermas por las cuales se realiza el movimiento sistemático de los obreros deben tener cercas.

La altura del montón, en la explotación de las rocas sólidas, con la utilización de explosivos, no debe sobrepasar en 1,5 veces la altura de excavación de la excavadora. Si se supera este valor, la altura del montón debe disminuirse hasta la permisible con ayuda del bulldozer.

Trabajos de perforación.

- 1) El equipo de perforación debe estar instalado en un área llana, y a una distancia del borde del escalón de 3 m. como mínimo.
- 2) Se prohíbe dejar abiertos los barrenos perforados. Todos los barrenos deben estar tapados después que se termine la perforación.
- 3) Los pedazos sobre-medida, listos para la perforación, deben colocarse en una capa en el piso fuera de la zona de posible derrumbe del escalón.

Mecanización de los trabajos mineros.

- 1) Los equipos mineros y de transporte deben encontrarse en buen estado, y equipados con los dispositivos de señalamiento, frenos, recubrimiento de las partes móviles, medios contra incendios, luces y aparatos de medición y de control. El buen estado del equipo debe ser revisado por el operador en cada turno, y cada semana por el mecánico de la cantera.
- 2) Se prohíbe la presencia de personas ajenas a la cabina y plataformas exteriores de la excavadora en funcionamiento.
- 3) Está prohibido tener gasolina u otros materiales inflamables en las excavadoras.

Excavadoras:

- 1) Durante la carga en los camiones debe anunciarse el comienzo y el final de la operación de trabajo, mediante el claxon.
- 2) La excavadora debe colocarse en el escalón de la cantera en una base nivelada. En todos los casos la distancia del borde del escalón y la excavadora debe ser como mínimo de 1 m.
- 3) Se prohíbe que cualquier persona permanezca en el radio de acción de la cuchara de la excavadora cuando ésta se encuentra trabajando.
- 4) Los cables de la excavadora deben encontrarse en buen estado.

- 5) En caso de derrumbe o deslizamiento del escalón durante el trabajo de la excavadora, o al encontrarse cargas sin explosionar, debe pararse el trabajo de la excavadora y llevarla hacia un lugar seguro.

Bulldozers:

- 1) Se prohíbe dejar el bulldozer sin control, con el motor en funcionamiento, o con la cuchilla levantada.
- 2) Para la reparación, engrase y regulación, el bulldozer debe colocarse en un área horizontal con la cuchilla apoyada en el piso. En caso de romperse el bulldozer en una superficie inclinada, deben tomarse medidas para que no se produzca su movimiento por la pendiente.

Transporte automotor:

- 1) En los caminos de la cantera el tráfico de los camiones debe ser sin pararse unos a otros.
- 2) El camión debe estar en buen estado técnico, y tener espejo retrovisor, señalación óptima y acústica en buenas condiciones, así como los focos de iluminación.
- 3) La cabina del camión debe estar cubierta con una visera especial de protección.
- 4) Se prohíbe durante el trabajo del camión el desplazamiento del mismo en marcha atrás hacia el lugar de carga a una distancia mayor de 30 m.; el desplazamiento del camión con la cama levantada, transportar personal ajeno en la cabina, etc.

SECCION III. PARTE ECONOMICA.CAPITULO 1. INVERSIONES INICIALES.

Los cálculos de los gastos de inversiones iniciales se realizarán teniendo en cuenta los conceptos de depreciación, salario, contribución a la seguridad social, materiales, combustible y otros gastos.

3.1.-GASTOS DE INVERSION POR CONCEPTO DE SALARIOS.

$$I_s = N_e T_d D_n$$

Donde e,

N_e - cantidad de obreros

T_d - tarifa diaria

D_n - días necesarios para la apertura.

Estos cálculos aparecen en la Tabla No 6

3.1.2. GASTOS DE INVERSION POR CONTRIBUCION A LA SEGURIDAD SOCIAL.

Este gasto se establece como un 10 % de fonde salarial.

3.1.3. Gastos de inversión por concepto de materiales:

Este se calcula para cada tipo de material a emplear.

$$I_m = N_e V_t C_u$$

Donde ;

N_e - norma de consumo

V_t - volumen de los trabajos

C_u - costo unitario

Estos resultados aparecen en la Tabla No. 8

3.1.4. Gastos de inversion por consumo de combustible.

$$I_c = n G_c n_l D_l c$$

Donde:

n- Cantidad de equipos
 G_c- gasto de combustible
 D_l-días laborables al año
 al-cantidad de días laborables
 e- costo de 1 galón de combustible

Los resultados aparecen en la Tabla No. 9

3.1.5. GASTOS DE INVERSION POR OTROS CONCEPTOS.

Esta inversión recoge los gastos por mantenimiento, gastos de administración, etc. Este gasto se establece de un 15 % de las inversiones hasta el momento analizadas.

A continuación mostraremos los gastos de inversión por componentes:

1. Las inversiones por concepto de depreciación serán de:

$$I_d = \frac{31,3}{80470,3} = 0,00038 \text{ \$/m}^3$$

Donde,

31,3 - gasto de inversión por concepto de depreciación

80470,3 - volumen total de las excavaciones de apertura.

2. Inversiones por salario.

$$I_s = \frac{201,9}{80470,3} = 0,0025 \text{ \$/m}^3$$

3. Por contribución a la Seguridad Social, la inversión es de \$ 20.19.

El gasto de inversión será:

$$I_{ss} = \frac{20.19}{80470,3} = 0.00024 \text{ \$/m}^3$$

4. Gasto de inversión por concepto de consumo de materiales.

$$I_m = \frac{1485,5}{80470,3} = 0,01 \text{ \$/m}^3$$

5. Inversiones per conceptos de combustible.

$$I_{cc} = \frac{91056}{80470,3} = 1.1 \text{ \$/m}^3$$

6. Por otros conceptos será de:

$$I_{cc} = 15 \% (31,3 + 201,9 + 20,2 + 1485,5 + 91056)$$

$$= 15 \% \times 92794,8$$

$$= 13919,2$$

$$I_{cc} = \frac{13912.2}{80470.3} = 0,17 \text{ \$/m}^3$$

El gasto total per inversiones será de:

$$I_t = I_d + I_s + I_{ss} + I_m + I_e + I_{cc}$$

$$= 0,00038 + 0,0025 + 0,00024 + 0,01 + 1,1 + 0,17$$

$$= 1,28 \text{ \$/m}^3.$$

OCUPACION	GASTOS DE INVERSION POR SALARIO				TARIFA ANUAL
	OBREIRO POR TURNO	OBREIRO DIARIO	TARIFA HORARIA	TARIFA DIARIA	
OPER CARRT	2	4	0,79	25,28	46,08
OPER COMP	2	4	0,58	18,56	33,8
OPER CAMION	3	6	0,74	35,52	97,1
OPER EXCAV	1	2	0,93	14,8	13,4
OPER BULLD	1	2	0,79	12,64	11,5
TOTAL	9	18	-	106,8	201,9

GASTOS DE INVERSION POR DEPRECIACION

EQUIPOS	CANTIDAD	COSTO INICIAL	NORMA DE DEPREC	DEPREC ANUAL
CARRETILLAS	1	5800	6%	1,3
COMPRESOR	2	6000	6	2,7
CAMION	3	13200	8	11,6
EXCAVADORA	1	30300	8	8,9
BULLDOZER	1	30680	6	6,8
TOTAL	8			31,3

GASTOS POR CONSUMO DE MATERIALES

MATERIALES	NORMA DE CONSUMO u/m ³	VOLUMEN DE LOS TRABAJOS m ³	CONSUMO TOTAL u	COSTO UNITARIO \$/u	COSTO TOTAL \$
AMONITA N°JV	0,038	80470,3	3057,8	0,32	978,5
DET ELECTRICO	0,0046	80470,3	370,1	0,17	62,9
CORDON DET	0,046	80470,3	3701,6	0,12	444,1
TOTAL					1485,5

GASTOS POR CONCEPTO DE COMBUSTIBLE

EQUIPOS	CANTIDAD	GASTOS DE COMBUSTIBLE	CANTIDAD DE H. LABORALES	DIAS LABORALES AL AÑO	1 GALON COMBUST	COSTO TOTAL
		9/1				
COMPRESOR	2	2,6	16	271	1,50	33820,8
EXCAVADORA	1	2,2	16	271	1,50	14308,8
CAMION	3	2,2	16	271	1,50	42926,4
TOTAL						91056

CAPITULO II. COSTOS DE PRODUCCION.

Para la determinación del costo de producción tomaremos en cuenta los siguientes conceptos: depreciación, salario, contribución a la Seguridad Social, materiales, combustible y otros gastos.

3.2. COSTO DE PRODUCCION POR CONCEPTO DE DEPRECIACION.

$$Cd = \frac{N Vi Na}{100}$$

Donde:

N - cantidad de equipos

Vi - valor inicial

Na - norma de depreciación anual.

3.2.1. Coste de Producción por concepto de salarios.

$$Cs = Ne Ta Dl$$

Donde:

Ne - cantidad de obreros vinculados a cada actividad

Ta - tarifa diaria

Dl - días laborables al año

3.2.2. Coste de producción por concepto de consumo de materiales.

$$Cm = Cu Ca$$

Donde,

Cu - coste unitario

Ca - consumo anual

3.2.3. Coste por combustible

$$Cc = Ne x Dl x Gg$$

Donde:

Ne - norma de consumo

Dl - días laborables al año

Gg - coste de 1 galón de combustible.

3.2.4. La contribución a la Seguridad Social se tomó del 10 % del fonde salarial.

-Costo de producción por concepto de Amortización

$$Cd = \frac{15313,6}{30000} = 0,5 \text{ \$/TM}$$

-Per concepto de salario:

$$Cs = \frac{13273,02}{30000} = 0,4 \text{ \$/TM}$$

-Per concepto de materiales:

$$Cm = \frac{3029,4}{30000} = 0,10 \text{ \$/TM}$$

-Per concepto de combustible:

$$Cc = \frac{7174,8}{30000} = 0,2 \text{ \$/TM}$$

-Per Seguridad Social:

$$Css = \frac{1327,3}{30000} = 0,04 \text{ \$/TM}$$

-Otros gastos se toman del 15 % de los gastos analizados.

$$Ceg = 15 \% (15313,6 + 13273,02 + 3029,4 + 7174,8 + 1327,3)$$

$$= 15 \% (40118,12) = 6017,7$$

$$Ceg = \frac{6017,7}{30000} = 0,2 \text{ \$/TM}$$

-Los costos totales serán de:

$$\begin{aligned} Ct &= Cd + Cs + Cm + Cc + Css + Ceg \\ &= 0,5 + 0,4 + 0,10 + 0,2 + 0,04 + 0,2 \\ &= 1,44 \text{ \$/TM.} \end{aligned}$$

CLASIFICACION	CANTIDAD	COSTO	POR	SALARIO	JORNAL PARA EL TIEMPO DE CONST	TOTAL
			JORNAL DIARIO			
OPER EXCAV	2		7,44		1837	3675,4
OPER BULLD	1		6,32		1561	1561
OPER CARRET	2		6,32		1561	3122,08
OPER COMP	2		4,64		1146,08	2292,16
CAMION	3		5,92		1462,2	4386,7
AYUD CARRET	2		6,32		1561,04	3122,08
ARTILLERO	2		7,1		1753,7	3507,4
J. DE CANTERA	1		8		1976	1976
J DE TURNO	1				1976	1976
TOTAL					13273,02	25618,8

T-11

COSTOS DE DEPRECIACION			DEPRECIACION		DEPRECIACION TOTAL
EQUIPOS	CANTIDAD	VALOR INICIAL	NORMA DE CONSUMO	ANUAL	
EXCAVADORA	1	30300	12%	3636	58176
CARRETILLA	2	5800	17	1972	31552
BULLDOZER	1	30680	12	3681,6	58905,6
CAMION	3	13200	15	5940	95040
MARTILLO	2	350	12	84	1344
TOTAL	9			15313,6	245017,6

COSTO DE MATERIALES

MATERIALES	NORMA DE CONSUMO u/m ³	CONSUMO ANUAL u	COSTO UNITARIO \$/u	COSTO ANUAL \$
AMONITA N°6JV	0,0056	5376	0,32	1720,3
CORDON DET	0,22	792	0,12	95,04
DET ELECTRICO	0,014	7140	0,17	1213,8
TOTAL				3028,14

EQUIPOS	COSTOS POR CONSUMO DE COMBUSTIBLE			T-13
	NORMA DE CONSUMO	DIAS LABORALES AL AÑO	CANTIDAD DE EQUIPOS	COSTO DEL GALON
EXCAVADORA	2	271	1	1,50
				813
CAMION	3,75	271	3	1,50
				4573,2
COMPRESOR	2,2	271	2	1,50
				1788,6
TOTAL				4783,2
				7174,8

CAPITULO III.-INDICES TECNICO-ECONOMICOS.

1.-Capacidad de Producción.....	30,000 TM
2. Reserva Industriales.....	500,000 TM
3. Vida de la unidad.....	16,6 años
4. Inversiones iniciales.....	1,28 \$/m ³
5. Extracción diaria.....	110,7 T/día
6. Total de obreros.....	27
7. Fonde salarial.....	25618,8 \$
8. Costetotal de producción per Tonelada.....	1,4 \$/TM
9. Ceste total de producción per elementos:	
-Depreciación.....	0,5 \$/TM
-Combustible.....	0,4 " "
-Material.....	0,1 " "
-Salario.....	0,2 " "
-Contribución a la Seguridad Social.....	0.04 " "
-Otros gastos.....	0,2 " "

CONCLUSIONES:

- 1.-Hemos llegado a la conclusión de que se ha cumplido el objetivo del presente trabajo, ya que entendemos que se ha dado solución a la apertura del yacimiento.
- 2.-Con la elección de la que se describe, se logran las menores distancias de tiro, los menores volúmenes de construcción y se garantiza la productividad necesaria de la unidad minera.
- 3.-Para la realización del cálculo del volumen total de estéril, durante la etapa de las labores de apertura, se procedió de forma correcta, debido a que su volumen total fue calculado con la utilización de planímetro.
- 4.-La elección de los equipos de carga, transporte, son los más idóneos en comparación con trabajos precedentes de grado; -- aquí se refleja la efectividad de estos equipos tanto económica como técnicamente.

RECOMENDACIONES:

- 1.-Es necesario un estricto cumplimiento de todos los aspectos técnico-organizativos señalados en este trabajo para poder garantizar el cumplimiento de los objetivos que se plantean.
- 2.- Deben aplicarse rigurosamente todas las normas de seguridad e higiene del trabajo que aparecen recogidas en este proyecto, así como todas las demás vigentes en el país.
- 3.-Para los bloques que se han quedado propuestos para ser explotados por el método subterráneo (1C2 y 2C1), recomendamos el método subterráneo de cámaras y pilares, ya que éste es el más idóneo dadas las condiciones concretas de ambos bloques, o sea, yacimiento horizontal y fortaleza baja del yeso.
- 4.-Realizar un estudio geológico de la capa considerada como estéril (caliza y marga), con vistas a determinar la posibilidad de su uso como material de construcción.
- 5.-En caso de comprobarse que la caliza y la marga, consideradas hasta el momento como estéril, sean aprovechables en la Industria de Materiales de Construcción, se recomienda realizar la extracción total de las reservas por el método a cielo abierto.

BIBLIOGRAFIA.

- 1.- Notas sobre el Informe Final de los Trabajos de Exploración Orientativa y detallada realizados en el Yacimiento de Yese Baitiquirí (sector occidental), provincia Gtmo.
- 2.- Notas de clase de Laboreo a Cielo Abierto.
-Ing. Santiago Bernal
- 3.- Notas de clase de Seguridad e Higiene del Trabajo
-Ing. Roberto M. Watson
- 4.- Mecánica de rocas
-Ing. Roberto Blanco
- 5.- Notas de clase de Documentación y Proyecto
-Ing. José A. Otaño
- 6.- Manual para los Trabajos de Preparación de Canteras
-Deukovianiy NF Narikova Dinka
- 7.- Notas de clases de fragmentación de rocas
-Ing. Julio Quiñones
- 8.- Proyecto de grado "Apertura y Explotación del segundo escalón del yacimiento La Mulata, Camagüey.
-Rigoberto Osorio González