

República de Cuba
Instituto Superior Minero Metalúrgico
Facultad de Minería

PROYECTO DE DIPLOMA

*Variante Optima de Apertura
del Yacimiento Farallones*

*Diplomantes: Mohamed Embarek
Malainin Brahim*

Tutor: Ing. Santiago Bernal Hernández

PROYECTO DE DIPLOMA

*VARIANTE OPTIMA DE APERTURA
DEL YACIMIENTO FARALLONES*

*DIPLOMANTE: MOHAMED EMBAREK
MALAININ BRAHIM*

TUTOR: SANTIAGO BERNAL HDEZ

DEDICATORIA

Este genuino trabajo hecho con toda buena voluntad y dedicación lo dedicamos a:

- A los mártires de la Revolución del 20 de Mayo, -
que gracias a su abnegación y determinación hemos
podido cursar estudios Ingenieriles.
- A los combatientes de todos los pueblos oprimidos
del mundo.
- A todos mis compatriotas que se encuentran luchan-
do en el Frente de Batalla por la total Liberación
de nuestra Tierra, a todos mis compañeros que se -
encuentran estudiando en Cuba y en especial a mis
camaradas que estudian en el Instituto Superior Mi-
nero Metalúrgico de Moa.
- Al Partido Comunista de Cuba, al Pueblo Cubano y en
especial al Cro. Fidel Castro Ruz.
- A mi madre y a mi Cra. Anzyansy Candanedo.

AGRADECIMIENTO

Agradecemos ante todo a la Revolución cubana que nos ha brindado la posibilidad de graduarnos como Técnicos Superiores, agradecemos también la ayuda de nuestros profesores y personal Administrativo en general, quiero destacar la ayuda brindada por el Ing. José Otaño Noguel, al Ing. Soviético Valentin y al Tutor de este trabajo Ing. Santiago Bernal, no queremos pasar por alto la colaboración de la Cra. que nos ha mecanografiado este trabajo así como a todos aquellos que de una forma u otra han hecho posible la culminación de este trabajo.

I N D I C E

Capítulo # 1.-

Pág.

CARACTERISTICAS GENERALES DE LA REGION DEL
YACIMIENTO.

.....	3
I.1- Ubicación	3
I.1.2- Relieve - Geografía y Clima	4
I.1.3- Hidrogeología	4
I.1.4- Características Geográficas y Económicas de la zona	5
I.1.5- Consumidores de la Producción y Abastecedores de Materias Primas que consume la Unidad de Producción ...	6
I.1.6- Fuente de Energía Eléctrica	6
I.2- Breves Características del Yacimiento Farallones	7
I.2.1- Clasificación Tecnológica de la Materia Prima	7
I.2.3- Pérdidas y empobrecimiento del material	10
I.2.4- Cálculo de la Reserva	12
I.2.5- Plazo de existencia de la Unidad de producción en el Primer Bloque	13

Capítulo # 2.-

Apertura del Yacimiento Farallones - Moa

II.1- Introducción	14
II.2.1- Apertura por trincheras y semi- trincheras	14
II.1.2- Tecnología de la Construcción del Camino	15
II.2.1.3- Cálculo del Movimiento de tierra ...	16
II.2.2.- Apertura por Socavón y contrapozo ..	21

	Pág.
II.2.1- Construcción de Socavón	23
II.2.2- Situación de la Cueva en el Yacimiento Farallones - Moa	24
II.2.2.3- El régimen de trabajo y la productividad de la Cantera	27
II.2.2.4- Análisis del tipo de transporte utilizado	28
II.2.2.5- Determinación de la forma y dimensiones del Socavón	31
II.2.2.6- Comprobación según la velocidad permisible del aire	35
II.2.2.7- Cálculo de la presión minera ...	36
II.2.2.8- Cálculo de la Fortificación	38
II.2.2.9- Cálculo de la Fortificación del Socavón en la zona del contrapozo.	42
II.2.2.10- Instalación de la Fortificación .	45
II.2.2.11- Determinación del método de Laboreo	46
II.2.2.12- Elección del tipo de corte	48
II.2.2.13- Métodos y medios de Explosión ..	52
II.2.2.14- Organización del Trabajo	54
II.2.2.15- Ciclograma de trabajo	54
II.2.2.16- Organización del Trabajo	59
II.2.2.17- Operaciones auxiliares	61
II.2.2.18- Cálculo de la cantidad de aire necesario para ventilar el frente	66
II.2.2.19- Determinación de la distancia óptima a la cual se debe encon trar la tubería de ventilación del frente	68
II.2.2.20- Cantidad de aire que debe sumi nistrar el ventilador	68

Pág.

II.2.2.21-	Cálculo de la depresión que se produce en la tubería de ventilación	 69
II.2.2.1'	Laboreo del Contrapozo	 72
II.2.2.2'	Forma y dimensión de la Sección transversal de la sección <u>contra</u> pozo	 72
II.2.2.3'	Calculo de la presión minera	 73
II.2.2.4'	Calculo de la Fortificación	 73
II.2.2.5'	Análisis de cada operación que constituye el ciclo de trabajo y las operaciones auxiliares	 74
II.2.2.6'	Método de Laboreo	 78
II.2.2.7'	Organización del Trabajo	 80
II.2.2.8'	Ciclograma de trabajo	 86
II.2.2.9'	Cantidad de aire necesario para ventilar el frente	 87
III-	Costo inicial de la variante a cielo abierto	 90
III.2-	Consideración Técnica	 92
III-a	Costo por mantenimiento	 93
III.1-	Cálculo Económico de la variante Socavón - Contrapozo	102
III.1.1-	Cálculo Económico del Socavón	...102
III.1.2-	Salarios	102
III.1.3-	Gastos de salario por ciclo de trabajo y por metro de avance	...103
III.1.4-	Depresiación de los distintos equipos	104
III.1.4.1-	Depresiación de las Perforadoras Neumáticas por ciclo de trabajo y por metro de avance	105

Pág.

III.1.4.2-	Depresiación de las máquinas cargadoras por ciclo de trabajo y por metro de avance	106
III.1.4.3-	Depresiación de las locomotoras por ciclo de trabajo y por metro de avance	107
III.1.4.4-	Depresiación de las Vagunetas por ciclo de trabajo y por metro de avance	108
III.1.4.5-	Depresiación de los equipos de ventilación parcial por ciclo de trabajo y por metro de avance	108
III.1.5-	Cálculo de la energía	109
III.1.5.1-	Consumo de aire comprimido de las perforadoras por ciclo de trabajo y por metro de avance...	109
III.1.5.2-	Consumo de aire comprimido de la máquina cargadora por ciclo de - trabajo y por metro de avance...	110
III.1.5.3-	Costo de aire comprimido del equipo en el frente de traba.... jo por ciclo y por metro	111
III.1.6.	Consumo de energía eléctrica de los equipos de ventilación por ciclo y por metro de avance	112
III.1.6.1-	Consumo de energía eléctrica de la máquina 25 kp-2trolex por ciclo y por avance	113
III.1.7-	Materiales	114
III.1.7.1-	Costo y consumo de rieles P-33 por ciclo de trabajo y por metro de avance	115

	Pág.
III.1.7.2- Costo y consumo de traviesas de Madera por ciclo y por metros - de avance	116
III.1.7.3- Costo y consumo de balastro por ciclo y por metro de avance	117
III.1.7.4- Costo y consumo de madera aserrada por ciclo y por metro de avance	119
III.1.7.5- Consumo y costo de la madera en rolliso por ciclo y por metro de avance	120
III.1.7.6- Consumo y costo de sustancia explosiva por ciclo y por metro de avance	122
III.1.7.7- Consumo y costo de Electrodetonadores por ciclo y metros de avance	123
III.1.7.8- Costo y consumo de la tubería de ventilación por ciclo y por metro de avance	124
III.1.8- Costo directo por ciclo de trabajo	125
III.1.9- Costo directo por metro de avance	126
III.1.10- Costo general por ciclo de trabajo	126
III.1.11- Costo general por metro de avance	126
III.1.12- Gastos inducidos por ciclo de trabajo	127
III.1.13- Gastos inducidos Por metro de avance	127
III.1.14- Gasto total por ciclo de trabajo.	127
III.1.15- Gasto total por metro de avance..	128

	Pág.
III.2- Cálculo Económico del contrapeso	
III.2.1- Salarios	129
III.2.2- Depresiación de los distintos equipos	130
III.2.3- Depresiación de las perforadoras telescopicas por ciclo de trabajo y por metro de avance	131
III.2.4- Depresiación de las vagonetas BG-6 por ciclo y por metro de tra bajo	132
III.2.5- Depresiación del ventilador -- Prajodka - 600 por ciclo y por - metro de avance	132
III.2.6- Depresiación de la locomotora -- Troxex - 25 KP-2 por ciclo y por me tro de avance	133
III.2.7- Cálculo de la energía	134
III.2.7.1- Consumo de aire comprimido de las perforadoras telescopicas - por ciclo de trabajo y por me- tro de avance	134
III.2.7.2- Consumo de energía eléctrica del equipo de ventilación por ciclo y por metro de avance	135
III.2.7.3- Consumo de energía eléctrica de la máquina Trolex 25 KP-2 por ci clo y por metro de avance	136
III.2.7.4- Costo de energía eléctrica por ciclo y por metro de avance.....	137
III.2.8- Materiales	
III.2.8.1- Consumo y costo de <u>m</u> adera aserra <u>d</u> a por ciclo y metro de avance..	137
III.2.8.2- Consumo y costo de sustancia ex- plosiva por ciclo y por metro de avance	141

	Pág.
III.2.8.3- Consumo y costo de electrodetonados por ciclo y por metro de avance	142
III.2.9- Costo directo por ciclo de trabajo..	143
III.2.10- Costo directo por metro de avance...	144
III.2.11- Costo general por ciclo de trabajo..	144
III.2.12- Costo general por metro de avance...	145
III.2.13 Gastos inducidos por ciclo de trabajo	145
III.2.14- Gastos inducidos por metro de avance	145
III.2.15- Gasto total por ciclo de trabajo....	145
IV.- Costo inicial de variante Socavón-contrapozo	147
IV.1- Índice de comparación	149
IV.2- Tiempo total de la ejecución de la obra	149
III.b Costo por mantenimiento	150
V.- Elección de la variante óptima.....	153
VI.- Breve descripción del sistema de explotación	156
VI.1- Método de explotación de la roca....	
Generalidades	156
VI.2- Elementos principales del sistema de explotación	157
VII.- Medidas de Protección del Trabajo y Técnica de Seguridad	159
VII.1.- Reglas generales	159
VII.2.- Reglas de Seguridad para trabajos Mineros	160
VII.3.- Reglas de Seguridad para los trabajos de perforación	160
VII.4.- Reglas de Seguridad para los trabajos de voladuras	161
VII.5.- Excavadora	163
VII.6.- Bulldozer	163

	Pág.
VII.7- Medidas de seguridad que han de - tomar en la apertura de contrpozo..	163
VII.8- Medidas de seguridad del contrpozo durante la explotación	164
VII.9- Medidas de seguridad que deben -- tomar en la explotación del Socavón.	165
VIII - Conclusiones y Recomendaciones	
VIII.1- Conclusiones	 166
VIII.2- Recomendaciones	 168

I N T R O D U C C I O N

El proyecto de apertura del yacimiento Farallones Moa se confeccionó por el Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, por un Trabajo de Diploma - el cual es el que se está llevando a cabo en un sector de la futura cantera, está ejecutado sobre la base de la tarea técnica para la proyección - entregada por la Dirección Principal de Canteras:

Tarea técnica para la proyección

Informe geológico de la explotación del yacimiento de caliza Farallones Moa confeccionado en 1978 por el Ministerio de Geología-Minería.

El yacimiento de caliza Farallones Moa está situado en la provincia de Holguín.

El yacimiento se encuentra en unas condiciones minero técnicas muy complejas con un relieve de corte con las cotas absolutas desde 290 hasta 420 m, con un gran desarrollo del curso superficial e interno-

En lo que se refiere a la geología del yacimiento -- no está completamente estudiada. No fueron estudiadas las formaciones cárcicas, no se estudió completamente la calidad de la materia prima.

El yacimiento servirá de materia prima para las fábricas de prosedencia soviética con una productividad sumaria de $380\ 000\ m^3$ al año, es decir instalaciones (2) C M - 739/740 y una planta DCV-200.

Las reservas de calizas se clasificaron en categoría C₁ y C₂ como materia prima para la producción de piedra triturada.

La variante de apertura que se está llevando a cabo en el yacimiento tiene como desventaja la gran afectación que ejerce sobre el medio ambiente, pero que si además, tenemos en cuenta las perspectivas que tiene la región de Farallones de convertirse en un futuro parque nacional y en una zona turística hace que esta desventaja haga prácticamente imposible la apertura del yacimiento por dicha variante, por lo cual nosotros pretendemos demostrar con la variante Socavon-Contrapozo la cual elimina esta desventaja ya que la afectación se hace mínima y por otra parte es factible desde el punto de vista técnico-económico y además logramos conciliar la explotación de la cantera que es una necesidad con la conservación del medio ambiente.

Capítulo # 1

CARACTERISTICAS GENERALES DE LA REGION DEL YACI
MIENTO.

Acápite 1. Información general sobre la zona del -
yacimiento.

I.1. Ubicación

El sector del yacimiento Farallones se encuentra -
localizado a unos 25km del poblado de Moa, en el -
municipio del mismo nombre, situado en la parte --
norte de la provincia de Holguín.

Las coordenadas del yacimiento en el sistema Lambert
son:

X = 690 000	693000
Y = 204 500	207000

Las coordenadas geográficas referidas al centro del
yacimiento son:

latitud norte	20°	29'	00''
latitud este	75	00'	00''

Limita al Norte con el caserío "Grantierra", al Sur
con las elevaciones "Cuchillas de Moa", al Este los
ríos "Moa" y "Calentura" y al Weste con la "Sierra-
del Maguey".

I.2 Relieve - Geografía y Clima

I.1.2 El yacimiento se encuentra en zona montañosa con relieve abrupto y de gran desarrollo del carso superficial y en profundidad.

La zona del yacimiento está incluida dentro del masizo montañoso "Sierra del Maguey" que ocupa las cuchillas del Toa.

La red flubial está bastante desarrollada, se destaca el río Moa ya que es el más caudaloso de toda la red flubial.

En forma general el clima es tropical y húmedo con las particularidades de región montañosa. La temperatura en el período de verano alcanza los 32° ---- (según datos meteorológicos), en otoño e invierno 15° .

Los períodos de lluvia son de abril-junio y octubre-enero. Los meses de mayor precipitación son abril-junio y octubre los de menor precipitación son marzo, agosto y septiembre. Las precipitaciones atmosféricas son abundantes como aguaceros de verano, aunque se observa lloviznas persistentes. En la zona montañosa las precipitaciones alcanzan hasta 2300 mm y en la parte más baja llegan a 1800 mm y más.

I.1.3 Hidrogeología

El yacimiento tiene grandes condiciones de drenaje natural debido a que el sector está algo carsificado y por ende grandes condiciones de drenaje. Debido a la posición geográfica del yacimiento, el cual se ubica por encima de tres arroyos que al llegar al yacimiento se hacen subterráneos, estos arroyos drenan el yacimiento más bajo que su límite inferior.

Todos estos ríos se unen bajo el yacimiento y dan lugar a un sumidero por la parte norte del yacimiento- conocido como Río Farallones.

En función de la forma del yacimiento este presenta un escurrimiento superficial muy bueno.

I.1.4. Características geográficas y económicas de la zona.

En las proximidades del sector actualmente se construye una gran obra hidráulica, la Presa Nuevo Mundo la cual embolsará las aguas producto de la confluencia - de los ríos Moa y Calentura.

Aproximadamente a unos 7 km al norte se encuentran - los yacimientos lateríticos que son explotados por la Mina Moa y que constituyen la abastecedora de mineral niquelífero a la planta procesadora de níquel, Cdte-- Pedro Soto Alba.

La comunicación principal de la región es la carretera Sagua de Tánamo-Moa, la cual pasa aproximadamente - a 14 km del yacimiento. El yacimiento se enlaza con -- dicha carretera por medio de un terraplen en mal estado y con grandes pendientes que en épocas de lluvias - es prácticamente inaccesible. En la actualidad ese camino está siendo acondicionado para establecer la principal vía de comunicación del yacimiento y los molinos con el exterior.

También existe otro camino que comunica directamente - la Mina Moa con el yacimiento de calizas Farallones - el cual sale de la misma mina y se une al terraplen - el cual conduce directamente a Farallones. Este camino se encuentra en mal estado tanto por las pendientes que pasan del límite admisible ($i \ll 10\%$) como por la sinuosidad del mismo.

I.1.5 Consumidores de la producción y abastecedores de materias primas que consume la unidad de producción.

Los consumidores principales de la producción de piedra de caliza de la proyectada cantera de Farallones, los constituyen diferentes establecimientos de la Empresa Constructora Integral # 3 Moa y la E.M.S.M. los cuales demandan toda la producción de la unidad para su utilización como áridos en la construcción de diferentes objetos de obras industriales, sociales, para el desarrollo de esta zona minero-metalúrgica.

Los materiales, equipos y demás consumo de la unidad serán satisfechos por la Empresa Norte de Materiales de Construcción, radicada en Moa, así como por otras dependencias de la rama de canteras de la Industria de Materiales de Construcción.

I.1.6. Fuente de energía eléctrica

La energía eléctrica proyectada para nuestra Minas de 1000 kva directa de la red nacional. La que hoy existe es una instalación de planta Diesel con un voltaje de 440/220 V.

Acápite 2. Características Geológicas del Yacimiento y cualitativas de la materia prima.-
Cálculo de la reserva.

I.2. Breves características del Yacimiento Farallones.

El área del yacimiento tiene una forma algo alargada de norte sur. Esta área en la parte norte se ensancha este-weste. El contacto en el límite sur con las rocas encanjantes se evidencia por la presencia de cerros y mogotes aislados y emplazados sobre rocas ultrabásicas serpentinizadas.

El relieve de las rocas calizas se caracteriza por una topografía erosiva con pendientes abruptas de 80° a 90° .

La potencia mínima de caliza es de 13.1 mts y la máxima es de 121.5 m; la potencia promedio es de 55 m. El área que ocupa el yacimiento es de 1.56 m^2 .

La superficie o techo del yacimiento está cubierta de dientes de perro, hay presencia de los fenómenos cárcicos. Estos fenómenos sus presencias son escasas. En la parte central del yacimiento, las calizas están cubiertas por rocas volcánógenas, sedimentarias y arcillosas de una potencia desde 0.5 hasta 16 m. - Estas rocas pertenecen al destape.

I.2.1. Clasificación tecnológica de la materia prima.
En este yacimiento se distinguen dos tipos tecnológicos de materia prima:

a) Politomórficas - Organógenas y Detrítica. Este tipo de caliza es predominantemente en el yacimiento y posee buena calidad para ser utilizada como material de construcción cumpliendo con los parámetros exigidos para ello.

b) Otras calizas politomórficas que es bastante porosa y de poca dureza. Su peso volumétrico es bastante bajo, presenta una alta absorción y poca resistencia. De acuerdo a su absorción, mayor de un 3 % se califica de baja calidad para ser empleada como áridos en la construcción.

También se observa calizas brechosas en el yacimiento que tiene similitud en cuanto a su propiedad físico-mecánica con las calizas del primer grupo (politomórfica - organógena) salvo en la coloración.

Las impurezas más frecuentes se observan entre las grietas como ejemplo tenemos minerales arcillosos, óxidos e hidróxidos de hierro. En general se puede considerar que son calizas puras con un contenido de más de 95 % de carbonato cálcico CaCO_3 . Las calizas politomórficas - organógenas tienen posibilidad de uso industrial de acuerdo con las normas cubanas y soviéticas en la rama de la construcción. También pueden ser utilizadas en las industrias químicas.

Adjuntamos tablas sobre las características cualitativas de la materia prima.

Tabla 1.

CaCO_3	MgCO_3	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	Na_2K	K_2O	TiO_2	Mn	P_2O_5
98.8	0.32	0.14	0.04	0.02	0.01	-	0.01	0.006	0.007

La tabla No. 1 es el resultado de los análisis de laboratorio.

Indicamos los resultados de las determinaciones de las propiedades físico-mecánicas de las rocas tomadas de los bloques.

Tabla No. 2

No. de bloques	Peso volumétrico gl/cm^3				Absorción	
	seco mín.	máx.	min. saturado	máx.	min.	máx.
1 C1	2.36	2.71	2.45	2.71	0.11	4.52
2 C1	2.22	2.76	2.34	2.71	0.16	5.53
1 C2	2.22	2.83	2.34	2.84	0.12	5.53
	Densidad		Resistencia a la compresión kg/cm^2			
	min.	máx.	min. seco	máx.	min. saturado	máx.
1 C1	0.11	9.27	310	1808	310	1561
2 C1	0.73	3.33	341	1627	400	1075
1 C2	0.0	11.67	236	1883	216	1825

Después de todos estos análisis apareció un fenómeno en la primera face de apertura, en la zona del yacimiento que se proyecta a empezar a explotar, zona S-E entre los pozos 10-23 y 24. Este fenómeno es la aparición de cristales de pirita-incrustados en la caliza; este fenómeno se está estudiando. El origen de estas incrustaciones según informaciones al respecto es:

Estas concreciones son de origen sedimentario -- (se formaron conjuntamente con las sedimentación de las calizas). Su origen está relacionado -- con el ambiente reductor existente cuando se acumularon algunos estratos de caliza, por lo que debe aparecer diseminado en algunos horizontes y -- no en toda la masa rocosa del yacimiento.

Esta pirita tiene una alta dureza mayor que la caliza y meteoriza fácilmente dando lugar a la formación de limonita y ácido sulfúrico que al acidular (formar ácidos) las aguas las hace agresivas para el hormigón.

No se puede afirmar con exactitud la difusión de las concreciones piríticas en las calizas, puesto que no se han hecho estudios detallados, pero de acuerdo a las observaciones de superficie --- (que han sido realizadas por los geólogos del -- ISMM) y a las observaciones realizadas por el -- grupo de espeleología no se han detectado estas -- concreciones, por lo que se puede suponer que su distribución es muy limitada y local.

I.2.3. Pérdidas y empobrecimiento de mineral

En la sumatoria de pérdida en lo que se refiere -- a material útil se debe de considerar lo que se -- origina a consecuencia de los trabajos de perforación, durante el arranque

También durante el proceso de perforación y limpieza de los bloques se originan pérdidas al cortar el techo de la roca útil. Estas pérdidas en su conjunto se aceptan de un 0.03 % o 0.003 % del volúmen total de la masa de roca útil.

En el proceso de transporte de roca útil se estima que existe un 0.5 % de pérdidas, mientras que en los trabajos de voladura las pérdidas que se ocasionan se aceptan de un 0.5 % .

Los valores anteriores se han establecido por un criterio analógico tomando como referencia las experiencias de explotación de canteras de caliza en condiciones más o menos similares. Estos valores se han tomado considerando la fracción por cieloabierto.

En caso de no emplear esta variante, emplearemos la variante subterránea combinada con la cieloabierto, las pérdidas disminuirán en algo pero vamos a considerar los mismos parámetros de pérdida mencionados anteriormente en los diferentes procesos tecnológicos.

En los volúmenes de materia prima, se encuentran incluidos los volúmenes de las intercalaciones de rocas estériles, de rocas blandas consideradas como estéril, las cuales no se explotan independientemente debido a su pequeña y variable potencia. Estas intercalaciones mencionadas se toman en cuenta para la determinación de la productividad de la cantera y por ello, las incluimos dentro de las pérdidas totales como empobrecimiento de la roca útil.

Basándonos en la referencia existente al respecto en el informe geológico del yacimiento Farallones se consideran los volúmenes de rocas blandas como de un 4.1 % referidas al total de reserva.

A medida que se avanza a niveles inferiores disminuye el empobrecimiento, lógicamente su valor máximo es en el primer escalón o sea en el primer período de extracción.

I.2.4. Cálculo de la reserva.

Por informes, como Proyecto de Apertura del Yacimiento de Calizas Farallones-Moa, Provincia de Holguín. En este informe de apertura aparecen calculadas las reservas del mismo en la categoría C1 y C2 con una potencia promedio de todo el yacimiento de 55 m y la potencia promedio de la cubierta es de 3.5 m.

Tenemos calculada las reservas por bloques y una reserva total de :

$$R_t = 33685\ 729\ m^3$$

La reserva del bloque 1 C 1 que es donde se está extrayendo o donde se planifica que empiece la extracción ya sea por cualquiera de las variantes, su reserva es de :

$$R_{C1} = 7317589\ m^3$$

El volumen de la cubierta que corresponde a este bloque es de $514415\ m^3$.

Hace falta determinar las reservas industriales, las cuales son iguales a la diferencia de las reservas geológicas y las pérdidas totales, o sea las reservas que no se explotan por diferentes conceptos. Estas pérdidas son las que corresponden a la estructura final de la cantera, durante los trabajos de destape y limpieza del techo de la roca útil también se originan pérdidas.

Nosotros por semejanza o analogia con un cálculo -- hecho por el Ing. Gilberto Parra en su Tesis de Grado, Proyecto de Explotación de Farallones para un - sector del bloque 1 C 1 que se determinó su reserva industrial, en el sector comprendido entre los - pozos 10-28-22-23 partiendo de la reserva geológica calculamos que la reserva industrial es aproximadamente el 10 % de la reserva geológica.

Entonces:

$$R_{C1} = 7317589 \text{ m}^3$$

donde:

R_{C1} - reservas geológicas del bloque 1 C 1 de caliza.

$$\text{El } 10 \% \text{ de } R_{C1} = 731758.9 \text{ m}^3$$

$$R_I = R_{C1} - 10 \% R_{C1}$$

$$R_I = 6585830.1 \text{ m}^3$$

donde:

R_I - reservas industriales del bloque 1 C 1

I.2.5. Plazo de existencia de la unidad de producción en 1 C 1.

$$T = \frac{R_I}{Q}, \text{ años}$$

donde:

R_I - reservas industriales del bloque 1 C 1 del yacimiento, m^3

Q - productividad planificada de la cantera $\text{m}^3/\text{años}$

Capítulo # II

APERTURA DEL YACIMIENTO FARALLONES -MOA.

II.1 Introducción

La apertura del yacimiento Farallones está condicionada por las exigencias contenidas en la tarea técnica, la cual plantea la necesidad de extraer roca caliza de este yacimiento para el desarrollo económico-social de esta región. Además se estuvieron en cuenta otros factores que son:

- a) Condiciones favorables para la explotación ulterior del yacimiento.
- b) El relieve de la superficie
- c) Productividad exigida
- d) También hay otro factor fundamental y es la conservación de la Cueva de Farallones
- e) Conservación ecológica en lo posible de la zona

Partiendo de estas premisas nos hemos propuesto -- análisis y comparaciones entre dos variantes posibles a aplicar.

II.2. Variante a analizar

II.2. 1. Apertura por trincheras y semi-trincheras

II.2.2. Apertura por Socavón-contrapozo

La apertura por trinchera y semi-trinchera son construcciones mineras, (cuyo objetivo es garantizar y - establecer la comunicación del transporte con los - diferentes horizontes de trabajo de la cantera) que permitan la transportación de roca útil, asi como - de materiales, equipos mineros y personal bajo condiciones seguras.

La apertura por trinchera y semi-trinchera no es más que la construcción de un camino de acceso. El tipo de transporte empleado en esta variante es el automotor, mediante camiones de volteo Kraz 256 de fabricación soviética (dado por la tarea técnica) . El ancho de los caminos lo hemos tomado según la categoría o tipo de dicho camino, nuestro camino es del tipo "D" en montañas, para el cual debe tener un ancho de 8 m lo cual garantiza el tránsito en ambos sentido del mencionado vehículo. Las pendientes máximas de los caminos es de 10 % (dada por la tarea técnica)

II.2.1.2 Tecnología de la construcción del camino.

Para la apertura de la variante a cielo abierto es necesaria la construcción de este camino, con una pendiente del 10 % como máxima.

Para la construcción del camino es necesario tener los siguientes datos:

- 1.- Plano topográfico con escala 1:1000 ó 1:2000
- 2.- Perfil longitudinal del camino
- 3.- Perfiles transversales de los diferentes puntos con sus cotas reales
- 4.- Categoría del camino

Datos que tenemos.

Tenemos todos los mencionados excepto el primero. Partimos del principio que debe regir en la construcción de un camino, y es que la cantidad de tierra a cortar sea semejante a la cantidad de tierra para relleno. Ver plano # 3. El resultado se ve en la tabla # 6.

II.2.1.3 Cálculo del movimiento de tierra

Para proceder a este cálculo nos auxiliamos del plano # 4 , plano de los volúmenes de tierra a mover - una vez hechas las lecturas con el planímetro pasamos a fórmulas conocidas para la determinación de áreas de los distintos perfiles y volúmenes de los mismos.

Pero antes de la confección del plano # 4 fue necesario elaborar el plano fundamental # 3; vista de perfil del camino, para lo cual partimos de datos reales, o sea la representación real como se encontraba el camino aproximadamente en el período de febrero/80. Este trabajo fue hecho por alumnos de este Centro en el período de producción y gracia a ello - hemos tenido la base para concluir este trabajo.

Se nos planteó por la tarea técnica, cambiar el perfil real por otro perfil de proyecto cuya pendiente no sobrepasa el 10 % . Esto es debido a la exigencia del equipo automotor.

Según los conocimientos adquiridos en topografía, determinamos la ordenada según la pendiente permisible $i \leq 10 \%$, ver tabla # 3.

Perfil	abcisa x, m.	Dif. de cotas	Pendiente real(i %)	Ordenada calculada, $i \leq 10 \%$
10-11	38	3	7	3.8
10-12	60	5.5	9	6
10-13	82	10.5	12.8	8.2
10-14	100	12	12	10
10-15	112	15.5	14.7	11.2
etc	etc	etc	etc	etc

Obtenidas estas cotas con la pendiente deseada, -- trazamos una línea que nos una estos puntos desde el perfil 10 hasta 69 y desde allí otra línea, con otra pendiente de tal manera que cumpla la condición planteada ($i < 10\%$).

No es lógico, ni económicamente razonable debrosar lo que esta línea nos demarque. ¿ entonces, para qué nos sirve ? nos sirve para darnos una solución gráfica pero lo lógico y técnicamente razobable es llevar una línea paralela a la primera y trzarla desde un lugar en el prefil transversal del camino, económicamente rentable y técnicamente lógica, y es que la cantidad que se debrose debe ser semejante a la cantidad necesaria ha rellenar, de tal forma trazamos las diferentes líneas o trazas del nuevo perfil transversal del camino con sus diferentes pendientes:

PI - 3; 3 - 4 ; 4 - 69 ; 69 - 75, .75 - 90

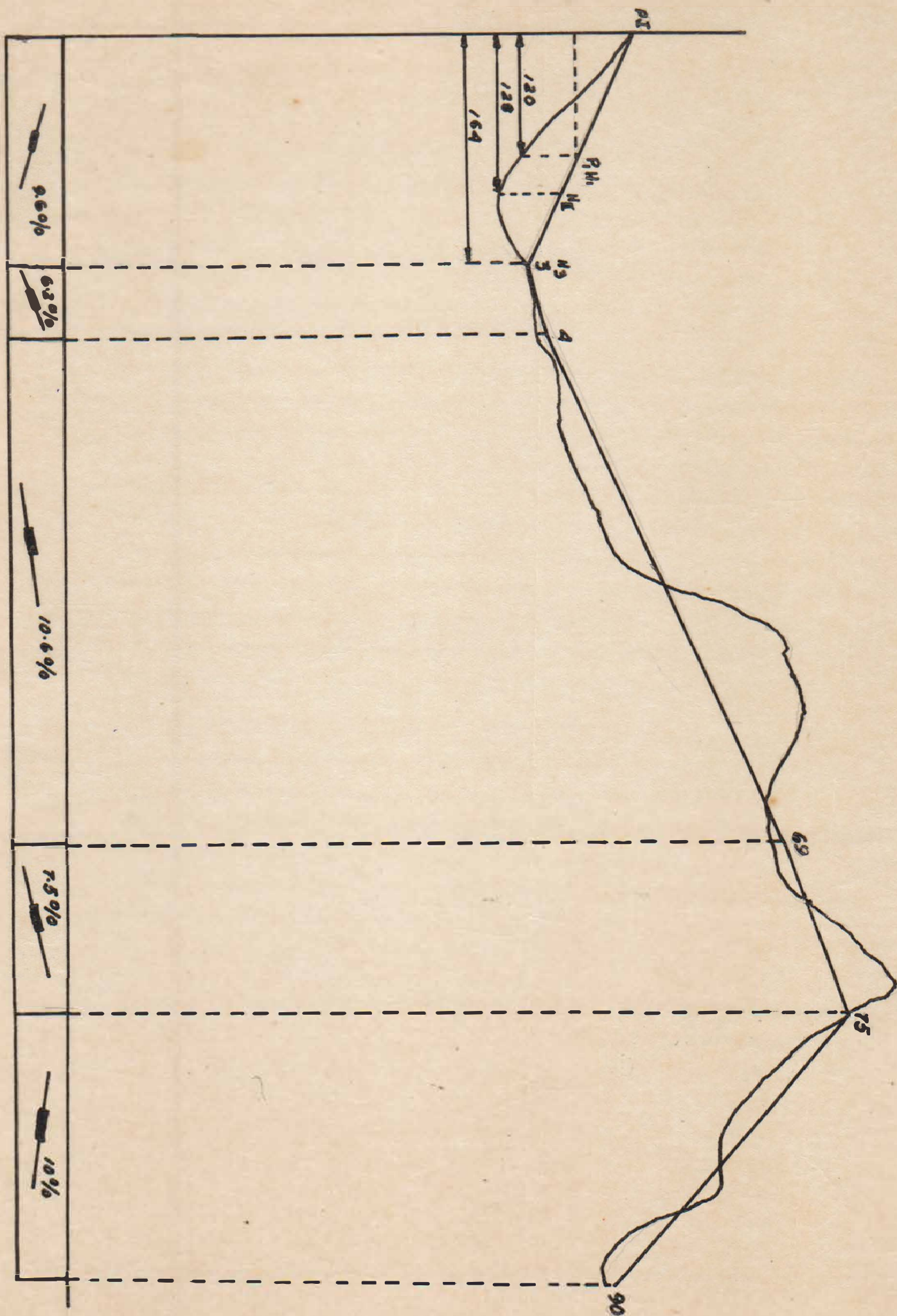
Esta solución nos da una vista gráfica aproximada de como quedará el futuro camino.

Podemos determinar gráficamente las cotas del proyecto procediendo de la siguiente manera:

Sumándole o restándole a la cota real del camino la diferencia entre la cota del proyecto y la cota real

Tabla No. 4

Perfil	Cota real	+ A H	Cota de proyecto
1	230	+ 3.25	233.3
2	230.4	+ 2.25	232.2
3	231.1	+ .5	231.6
4	232.5	+ 1	233.5
5	230.5	+ 3.2	233.7
etc	etc	etc	etc



O sea la parte a rellenar se procede de la forma -
siguiente:

Cota de proyecto = cota real + AH

donde

AH - diferencia entre cota real y cota de proyecto
trazada y leída en el plano a escala.

La parte a debrosar seria:

Cota de proyecto = cota real - AH

Determinación de la cota de proyecto por método ana-
lítico.

Representaremos en el gráfico # / el perfil trans-
versal del camino con las diferentes pendientes.

Para el cálculo de las cotas de proyecto se procede
de la siguiente manera:

$$PI = 246 \text{ m}$$

$$PIH_1 = 247 - 120 \times 9.1 \%$$

$$PIH_1 = 247 - 10.1 = 237.0$$

$$PIH_2 = 247 - 128 \times 9.1 \%$$

$$PIH_2 = 247 - 11.5 = 235.4$$

$$PIH_3 = 247 - 164 \times 9.1 \%$$

$$PIH_3 = 247 - 14.9 = 232.1$$

$$PIH_4 = 232.1 + 6.2 \%$$

etc etc etc

Adjuntamos en la tabla # 5 los valores de la orde-
nada de cálculo y nos quedamos con estos resulta-
dos ya que son más exactos que los gráficos.

Tabla # 5

Perfil	L_i	L_f	$S_i = (L_f - L_i) \left(\frac{D}{1000} \right)^2; m^2$
1	-	121	51.2
2	-	201.5	80.5
6	-	1009.5	403.75
10	-	2798.5	1119.25
14	-	2030	812
21	-	291.5	116.5
31	-	139.5	55.75
32	-	228.5	91.4
34	-	93.5	37.5
38	-	311	125.25
40	-	123.5	49.5
44	-	479.5	191.5
48	-	1094.5	437.75
53	-	2339.5	935.75
57	-	944	377.6
61	-	149.5	77.75
62	-	24.5	9.8
65	-	68.5	27.25
73	-	395.5	159.5
76	-	12	5
79	-	112	44.75
82	-	26.5	10.6
84	-	115	46
87	-	44	17.5
90	-	296	118.25
Total			5355.85

Determinadas las cotas reales del proyecto y conociendo de antemano las cotas reales del terreno, y sabiendo el tipo o categoría del camino, estaremos en condiciones de trazar los diferentes perfiles transversales a los diferentes puntos más representativos del camino cuyas cotas son conocidas. Y de esta manera hemos obtenido el plano # 4.

Con estos elementos anteriores podemos pasar al cálculo de los volúmenes de tierra a mover de los diferentes perfiles transversales .

En la tabla # 6 damos un resumen de todos los parámetros tratados hasta ahora en nuestro trabajo y en ella se refleja el volumen de tierra a mover para obtener un camino con una pendiente $i \leq 10 \%$, exigir por la tarea técnica.

II.2.2 Apertura por socavón - contrapozo

El objetivo de la apertura por socavón-contrapozo que son excavaciones mineras, las cuales garantizan establecer la comunicación del transporte entre la cantera y la planta y molinos donde la caliza es tratada.

En esta variante habrá una conjugación armoniosa entre la variante socavón-contrapozo y el trabajo a cielo abierto, pero todo el mineral es transportado por el socavón, mientras que en la otra variante es transportado a través del camino.

El tipo de transporte empleado para transportar el material útil es el ferrocarril, la materia prima es cargada en vagonetas tipo BG-6 y tiradas mediante locomotoras Trolex de contacto 25 K P2. La excavación tendrá una ligera inclinación hacia la salida de 3 0/00 con la finalidad de que en caso de presencia de agua sea evacuada por la zanja con facilidad.

Variantes posibles a analizar:

- a) socavón - contrapozo central por yacimiento
- b) socavón - contrapozo central por bloque

La primera variante sería proyectar nuestra labor hacia el centro geométrico de todos los bloques y desde allí levantar el contrapozo central único y la explotación sería a partir de éste, desde el inicio de la explotación de la cantera hasta la agotación de la misma.

Desventajas de la variante (a)

Nosotros para nuestra proyección de cualquiera de -- las variantes estamos sujetos a un estudio con la variante a cielo abierto, la cual se comunica con la planta de tratamiento a través de un camino en construcción, empleando esta variante induciría a invertir más en gastos iniciales hasta comunicar con el contra pozo central del yacimiento.

- Por semejantes razones como las expuestas en la des ventaja anterior, el tiempo para poner la cantera en producción sería más largo.
- Otra desventaja es la referente a la conservación del medio ambiente y la repoblación de árboles se de dificultaría con esta variante ya que habrá mayor de contaminación y mayor superficie descubierta.

Ventajas de la variante (b)

Las desventajas de la variante anterior son ventajas de ésta.

- Consideramos que el tiempo que nos garantiza esta variante con la productividad deseada es relativamente largo, lo cual nos da un margen para hacer un estudio más amplio y detallado de toda la zona ya que la literatura y el estudio topográfico de la zona es limitado y no muy exacto de todo el yacimiento.
- Otra ventaja sería, la concentración del trabajo en un bloque determinado del yacimiento, con ello se de logrará más productividad y más eficiencia en todo el conjunto de medios disponibles.
- Al prolongarse el tiempo de explotación se necesitará menos equipos, se gastará menos combustible y de mantenimiento para extraer la misma productividad.

Desventaja fundamental de la variante (b)

En esta variante habrá que realizar un contrapozo - para cada bloque con su correspondiente tramo de galería lo cual enduciría a un gasto.

Viendo las ventajas y desventajas y empleando un -- criterio lógicamente comparativo, elegimos la variante socavón-contrapozo central por bloque.

II.2. 2.1. Construcción del socavón.

Proyectamos la construcción del socavón con los da--tos siguientes:

- a) Dos vías de rieles de ancho = 750 mm
- b) Dos locomotoras 25 KP2 y vagones del tipo BG-6 de 4 m³ de capacidad.
- c) El socavón se elabora a través de rocas, calizas de fortaleza = 6 a 8 y peso volumétrico = $2.65 \frac{t}{m^3}$ y coeficiente de esponjamiento = 1.5
- d) El ancho de la locomotora = 1040 mm
altura de la locomotora = 1500 "
largo de la locomotora = 4500 mm

El inciso d) se ha obtenido de la tabla # 136 del - manual de normación técnica de los trabajos de laboreo subterráneo. Edición Nedrá Moscú 1964, página - 159.

- e) Ancho de la vagoneta BG - 6 = 1330 mm
altura de la vagoneta BG-6 = 1550 mm
largo de la vagoneta BG-6 = 3750 mm

Esto se ha obtenido de la tabla 137 del manual de - normación técnica mencionado anteriormente.

- f) Ancho de la máquina PML-5 = 1400 mm
altura máxima de la misma máquina = 2260 mm
peso de la máquina PML-5 = 6.6 t.
capacidad de cucharón = 0.15 m^3
frente de carga = 2.4 m
longitud con el cucharón tendido = 3400 mm

Estos datos se han obtenido del libro de normación técnica mencionado anteriormente, en la pág. 136 - tabla 113.

- g) La excavación estará a una profundidad aproximadamente = 115 m .
- h) Se extraerá 1343 m^3 por día según la tarea técnica.
- i) Días laborables al año = 283
- j) El número de turnos por día = 2
- k) Longitud de la excavación proyectada (socavón) = 720 m.

Propoñemos que el tiempo necesario para el laboreo de esta excavación sea = aproximadamente a 1 año -

* II. 2.2. 2. Situación de la cueva en el yacimiento Farallones - Moa.

Para la proyección de la variante subterránea la -- primera tarea que habría que realizar es la localiza ción de la cueva de Farallones, la cual su conserva-- ción tenemos que tenerla en cuenta, para ello tuvi-- mos que hacerla nosotros ya que no estaba registrada hasta el momento en ningún plano ni en ningún otro - sitio según lo que nos han informado.

Adjuntamos a continuación una tabla que nos da el - levantamiento de dicha cueva. Lógicamente este cál-- culo no está exento de errores, pero si nos da una-- situación aproximada de dicha cueva, que nos puede - servir como base para un futuro estudio más detalla-- do de dicha cueva.

Tabla # 7

Punto		Distancia (mts)
1	0	30 m
2	160	10
3	116	15
4	310	15
5	326	18
6	0	16
7	324	10
8	14	25
9	230	20
11	20	100
12	340	100
13	300	112
14	0	20
15	44	18
16	330	10
17	280	12
18	314	14
17 (a)	0	20
19 (a)	320	19
20	290	37
21	344	20
22	350	24
23	20	
24	24	

cont. tabla/7

<u>Punto</u>	<u>Distancia (mts)</u>	
25	238	12
26	160	16
27	80	20
28	160	40
29	260	40
30	80	50
31	5	35
32	134	20
33	310	26
34	90	30
35	158	30
36	228	20
37	100	35
38	150	20
39	78	24
40	170	20
41	98	38
42	5	22
43	120	35
44	100	33
45	88	18
46	132	13
47	220	85
48	126	27
49	130	70
50	140	50
51	120	50 (salida)
52	214	20 (río ₁)
53	146	8 (río ₂)

II.2.2.3 El régimen de trabajo y la productividad de la cantera.

El régimen de trabajo de la cantera, se toma según la tarea técnica para la proyección, entregada por la dirección principal de canteras. El régimen de trabajo de la cantera anual, es de 283 días de trabajo, con dos turnos al día de 7 hrs.

La productividad anual sumaria de las dos instalaciones CM 739/740 y la planta de producción soviética equivale a 380 000 m³ de piedra triturada.

La productividad anual de la cantera para asegurar a las instalaciones y planta se determina por la fórmula siguiente:

$$P = \frac{Q \times \gamma_1}{\eta \times \gamma_2}, \text{ m}^3 \text{ en el macizo}$$

donde

P - productividad anual de la cantera en el macizo, m³

Q - productividad anual sumaria de las instalaciones y de la planta

γ_1 - peso suelto de la producción = 1.4

η - salida del producto terminado de la masa rocosa, considerando las capas de rocas estériles dentro del mineral útil, grietas, carso y piedras durante la trituración, = 0.82

γ_2 - peso volumétrico del mineral útil, = 2.65

$$P = \frac{380\,000 \times 1.4}{2.65 \times 0.82}$$

$$P = 242\,000 \text{ m}^3$$

Considerando las pérdidas del mineral útil durante la transportación, de éste desde la cantera hasta la planta en un 0.5 %, las pérdidas durante la realización de los trabajos de perforación y voladura en la cantera igual también a 0.5 %, la productividad anual de la cantera equivaldrá a 244 000 m³ en el macizo.

La productividad diaria y de turno de la cantera equivale a 880 m³ y a 440 m³ respectivamente.

II.2. 2.4 Análisis del tipo de transporte a utilizar.

Nos referimos a la variante subterránea:

- 1.- camiones
- 2.- bandas
- 3.- trenes

Desventajas de la primera variante:

- Produce una gran cantidad de dióxido y monóxido de carbono, lo cual contamina la atmósfera minera.
- La utilización de esta variante conlleva al laboreo de un socavón de grandes dimensiones lo que originaría un gran gasto en las inversiones iniciales.

Desventajas de la 2da. variante.

- La utilización de bandas transportadoras para este tipo de producto de granulometría de hasta 540 mm exige la instalación de molinos para reducir dicha granulometría, tal exigencia dificulta la realización de ella en el interior de la excavación subterránea ya que conlleva a una

contaminación del frente de trabajo, disminuye la visibilidad y como consecuencia el trabajo se realiza con mas dificultad y se presentan facilidades para los accidentes.

Utilizaremos el transporte por trenes ya que las desventajas mencionadas anteriormente en las dos variantes 1era. y 2da. aquí se eliminan.

Determinación del número de vagonetas a utilizar.

En la tabla 140 pág. 161 del manual de normación técnica de los trabajos de laboreo subterráneo. Edición Nedrá Moscú 1964 se recomienda la cantidad de vagonetas BG-6 que pueden traccionar la locomotora 25 KP2 que es hasta 12 vagonetas.

Partiendo de la norma planificada 440 m^3 por turnos determinemos el N.º. de vagonetas BG-6 necesaria en cada tren, empleando 3 trenes con dos piqueras de carga. La norma de tren por piquera será de 146.66 m^3 por turnos.

Del manual de normación técnica, mencionado anteriormente en la pág. 160 obtendremos la fórmula siguiente

$$N = \frac{T_c - T_n - T_p}{\frac{2L}{0.75 \times V} \times 4.2 \times n + 0.55 \times n + 10.1} \times 4 \times n$$

Donde:

T_c - duración del ciclo - 420 mtos.

T_n - tiempo de necesidad de personal - 10 minutos

T_p - tiempo de operaciones preparatorias - 30 minutos

L - longitud de la excavación - 720 mtos.

V - velocidad lineal de la máquina Trolex - 14 km/hr

4.2 y 0.55 son tiempos normados de carga y descarga respectivamente utilizando piqueta y vagonetas BG-6

10.1 un tiempo de reserva

4 - capacidad de la vagoneta BG-6

n - número de vagonetas BG-6 que pueden ser tiradas o mejor dicho necesarias para cumplir la norma planificada.

N - norma de cada tren

$$N = \frac{440}{3}$$

$$N = 146.7$$

$$146.7 = \frac{380 \times 3.2 n}{8.2 + 4.2 \times n + 0.55 \times n + 10.1}$$

$$2684.61 = 519.18 \times n$$

$$n = 5.17$$

$$n = 6$$

ITINERARIO DE TRENES (EXPLOTACION)

	VIAJES	PIQUERA	HORA DE ENTRADA	HORA DE SALIDA	TIEMPO DE VIAJE	TIEMPO DE RETORNO
TREN N° 1	1	I	6	6.25	21.6	6.46
	2	II	6.46	6.71	"	6.92,6
	3	I	6.92,6	6.117,6	"	6.139,2
	4	II	6.139,2	6.164,2	"	6.185,6
	5	I	6.185,6	6.210,8	"	6.232,2
	6	II	6.232,2	6.257,2	"	6.278,8
	7	I	6.278,8	6.303,8	"	6.325,4
	8	II	6.325,4	6.350	"	6.372

	VIAJES	PIQUERA	HORA DE ENTRADA	HORA DE SALIDA	TIEMPO DE VIAJE	TIEMPO DE RETORNO
TREN N° 2	1	II	6.20	6.45	21.6	6.66
	2	I	6.66	6.91	"	6.112,6
	3	II	6.112,6	6.137,6	"	6.159,2
	4	I	6.159,2	6.189,2	"	6.205,8
	5	II	6.205,8	6.230,8	"	6.252,4
	6	I	6.252,4	6.277	"	6.298
	7	II	6.298	6.323	"	6.344
	8	I	6.344	6.369	"	6.390,6

	VIAJES	PIQUERA	HORA DE ENTRADA	HORA DE SALIDA	TIEMPO DE VIAJE	TIEMPO DE RETORNO
TREN N° 3	1	I	6.25	6.50	21.6	6.71,6
	2	II	6.71	6.96	"	6.117,6
	3	I	6.117,6	6.142,6	"	6.164,2
	4	II	6.164,2	6.189,2	"	6.210,4
	5	I	6.210,4	6.235,6	"	6.257,2
	6	II	6.257,2	6.282,2	"	6.303,8
	7	I	6.303,8	6.328	"	6.354,4
	8	II	6.350,4	6.375,4	"	6.397

II.2.2.5 Determinación de la forma y dimensiones - de la excavación que se proyecta.

Forma de la sección transversal.

La forma de la sección transversal de la excavación será trapezoidal, ya que esta es una de las formas más difundidas. Como el yacimiento es estable, consideramos la presión solamente por el techo, para nuestro cálculo se a considerado que actúa vertical mente, nuestro socavón está a poca profundidad, no se esperan grandes presiones por los astiales de la excavación y hay poca afluencia de agua.

Dimensiones de la sección transversal.

Las dimensiones de la sección transversal del socavón, dependen principalmente de las dimensiones del equipo a transitar por ella y las dimensiones de estos equipos dependen de su capacidad y ésta está en función de la productividad planificada diaria. También las dimensiones dependen de las holguras según las leyes de seguridad.

Las dimensiones de los equipos de transporte y los demás equipos ya la hemos denotado con anterioridad en nuestro trabajo.

Los rieles y traviesas descansan sobre una capa de balastro, cuyo espesor es de 196 mm. Las traviesas de madera se entierran en la capa de balastro $\frac{2}{3}$ de su altura.

Las holguras mínimas según las reglas de seguridad son:

- Entre fortificación y equipo móvil: 250 mm
- Para el paso del personal entre la fortificación y el elemento móvil: 750 mm
- Distancia entre dos equipos en movimiento : 250 mm

Las condiciones hidrogeológicas no son malas, pero proyectamos en caso de que fluye algo, su evacuación por medio de una zanja de desagüe, la cual tendrá una sección trapezoidal. En el recubrimiento exterior se utilizarán tabloncillos de madera, estos aseguran la protección de la zanja de objetos que las ensucian, también protegen la caída de personal y como consecuencia evita que el agua transmita su humedad al ambiente.

Cálculo de la capa de balasto

Datos:

Tramos de rieles P-33 con las características siguientes:

- Altura de los rieles = 128 mm
- Longitud de rieles = 12.5 m
- Espesor de la traviesa = 130 mm
- La parte subterránea es 2/3 e

$$h_t = 100 + e + h_{\text{riel}}$$

$$h_t = 100 + 130 + 128$$

$$h_t = 358 \text{ mm}$$

Ancho de la excavación fortificada al nivel del tren

$$B = m + k \times A + P + m$$

Donde:

m - espacio de seguridad entre la fortificación y el equipo de transporte, por regla de seguridad es 250 mm

k - número de vías férreas de la excavación: k = 2

A - ancho del equipo de transporte = 1330 mm

P - espacio de seguridad que se deja entre los dos equipos de transporte, por regla de seguridad :

$$P = 200 \text{ mm}$$

n - espacio de seguridad entre el equipo de transporte y la fortificación para el pasá de perso
nal: $n = 750 \text{ mm}$

Sustituyendo estos valores en la fórmula anterior -
ancho de la excavación obtendremos que:

$$B = 3.8 \text{ m}$$

Ancho de la excavación fortificada por el techo.

$$L_1 = B - 2 (h_1 - h) \cot. \alpha$$

Donde:

h_1 - altura de la cabeza de los rieles hasta el som
brero de la fortificación, $h_1 \geq 1.9 \text{ m}$

$$L_1 = 3.82 - 2 (2 - 1.55) \cot. 80^\circ$$

$$L_1 = 3.66 \text{ m}$$

Ancho de la excavación fortificada por el piso

$$L_2 = B + 2 (h + h_p) \cot. \alpha$$

$$h_p = 0.17 \text{ m}$$

$$L_2 = 3.82 + 2 (1.55 + 0.17) 0.176$$

$$L_2 = 4.4 \text{ m}$$

Area de la sección fortificada de la excavación. --
Area útil.

$$S_2 = (\frac{L_1 + L_2}{2}) \times h_2 , \text{ m}^2$$

Donde:

$$h_2 = h_1 + h_p$$

$$h_2 = 2.17$$

$$S_2 = 8.78 \text{ m}^2$$

Determinación de las dimensiones de proyecto del -
proyecto de nuestra excavación.

Para ello es necesario añadir a las dimensiones -
determinadas anteriormente, lo que corresponde al-
espesor de la fortificación.

Ancho del proyecto por el techo, se determina por:

$$L_3 = L_1 + 2 (d_1 + \delta) \text{ m}$$

Donde:

d_1 - espesor de la fortificación o diámetro del --
peón, $d_1 = 20 \text{ cm}$

δ - espesor del revestimiento = 1.5 cm

$$L_2 = 4.0 \text{ m}$$

Ancho del proyecto por el piso

$$L_4 = L_2 + 2 (d_1 + \delta) \text{ m}$$

$$L_4 = 4.83 \text{ m}$$

Altura del proyecto

$$h_4 = h_3 + d_1 +$$

$$h_3 = h_2 + h_b$$

Donde:

h_b - altura de la capa de blasto

$$h_4 = 2.87 \text{ m}$$

Area del laboreo de la excavación.

$$S_3 = \frac{L_3 + L_4}{2} \times h_4$$

$$s_3 = 11.26 \text{ m}^2$$

II.2.2.6 Comprobación según la velocidad permisible del aire.

Obtenidas las dimensiones de la sección transversal de nuestra labor, necesitamos comprobarla según la velocidad permisible del aire a través de la excavación, para ello utilizamos la conocida fórmula:

$$V = \frac{A \cdot q \cdot K}{60 S_u}$$

Donde:

V - velocidad permisible del aire

K - coeficiente de reserva = 1.1

A - extracción del material útil que se proyecta a extraer en T_n diaria = 3693.25 tn.

q - cantidad de aire por tn de material útil extraído, (m^3/min), que está en función de la cantidad de gases que desprende la mina y en función de la categoría de la mina.

$$q = 1$$

S_u - sección útil de la excavación

Sustituyendo estos datos en la fórmula de la velocidad permisible obtendremos:

$$V = 7.01$$

Por reglas de seguridad, establecen que la velocidad del aire permisible a través de una excavación horizontal, está entre ($0.15 \leq V \leq 8$) m/seg, por lo que nuestra velocidad está en tal rango.

$$0.15 \text{ m/seg} \leq 7.01 \text{ m/seg} \leq 8 \text{ m/seg}$$

II. 2.2. 7 Cálculo de la presión minera.

Para el cálculo de la presión minera, tuvimos en cuenta que nuestra excavación es horizontal, además se encuentra situada a una profundidad máxima de 115 m de la superficie. Al hacer un análisis de la hipótesis más conveniente para el cálculo de la presión minera hicimos una comparación entre dos hipótesis aplicables al caso:

a) hipótesis de Protodiaconov

b) hipótesis de Tsimbarevih

Hipótesis de Protodiaconov.

Esta plantea lo siguiente, que la presión sobre la excavación va a estar dada por el peso de las rocas contenidas dentro de la bóveda.

Q = al área de la parábola x longitud x peso volumétrico de la roca.

Donde:

Q - presión sobre la fortificación

$$Q = \frac{4}{3} \times a \times b \times \gamma_2$$

b - altura de la bóveda

$$b = a/f$$

a - semi-ancho de la excavación / el techo = 2.03 m

Longitud = 1

Sustituyendo en la fórmula obtendremos:

$$Q = 2.11 \text{ tn/m}$$

Hipótesis de Tsimbareviih

Esta hipótesis se aplica en las condiciones siguientes:

- $F = 4 - 9$
- profundidades habituales
- ausencia de afluencia de trabajos de arranque

$$Q = 1/2 (2a) b \gamma_2$$

$$\text{tang. } \beta = \psi + 10 \text{ a } 15^\circ$$

Donde:

ψ ángulo de fricción interna de la roca

β ángulo de resistencia interna de la roca

$$2a = 4.09$$

$$Q_1 = \frac{a^2 \times \gamma_2}{\text{tang } \beta} \quad \text{ó} \quad \frac{a^2 \times 2.65}{f}$$

Se emplea tang. de β si $f < 3$
nuestra fortaleza es de 6 - 8

$$Q_1 = \frac{2.03^2 \times 2.65}{8}$$

$$Q = 1.35 \text{ tn/m}$$

La presión determinada por las dos hipótesis difiere en algo su valor, al determinarla por Protodiaconov nos dá un valor Q y la determinada por Tsimbareviih nos dá otro valor, de tal manera que Q_1 es menor que Q . Para mayor seguridad tomaremos la determinada por Protodiaconov

II.2.2.8 Cálculo de la fortificación

El material elegido para la fortificación es la madera, ya que con ésta nos satisface para las condiciones dadas, satisface tanto las condiciones técnicas como las económicas, puesto que hay abundancia de pinos por la zona.

Nuestra excavación no tiene influencia de los trabajos de arranque, por lo que no tiene que ser una fortificación flexible.

Cálculo del sombrero.

Consideremos que la carga sobre la fortificación va a actuar de una forma parabólica. Para ello utilizaremos la hipótesis de Protodiaconov.

Supongamos que los parámetros (base y altura) de laboreo es mayor que esos mismos parámetros útiles en 20 - 40 cm.

$$2a = 3.66 \text{ m} + 40 \text{ cm} = 4.06 \text{ m}$$

$$a_1 = 2.21 \text{ m} + 20 \text{ cm} = 2.41 \text{ m}$$

El peso volumétrico = 2.65

$$P = \frac{4}{3} \frac{a^2 \pi_2}{f}$$

$$P = 1.45 \text{ tn}$$

$$M_{\max} = \frac{5}{32} P (2a)$$

$$M_{\max} = 0.9198 \text{ Tn-m}$$

$$\text{madera} = 130 \text{ kg/cm}^2$$

$$V = \frac{\pi d^3}{32}$$

$$M_{\max} = \sigma_f \times V$$

$$91980 \text{ kg-cm} = 130 \text{ kg/cm}^2 \times W$$

$$W = 707.5 \text{ cm}^2$$

$$d = 19 - 20 \text{ cm}$$

Cálculo del peón

La presión lateral es distinta a la presión vertical, pero siempre de menor valor, por lo tanto al calcular el diámetro del peón siempre nos dará un valor inferior al diámetro del sombrero, entonces - en función de dos consideraciones fundamentales -- obtendremos:

a) para no tener necesidad de dos tipos de materia les para la fortificación sino en solo tipo que es más fácil de obtener. En lo que se refiere al tipo, nos referimos al mismo material (pino) - pero de diferentes diámetro.

b) para mayor seguridad

En función de estas dos razones elegimos los peones del mismo diámetro que el diámetro del sombrero.

$$d_1 - \text{peón} = 19 - 20 \text{ cm}$$

Cálculo del revestimiento o recubrimiento

Este cálculo se efectúa en función del elemento -- central que es el que va a recibir mayor carga y - los demás se hacen del mismo espesor que él.

$$M_{\max} = \frac{P L^2}{8}$$

Donde:

L - distancia entre cuadros = 0.7 m

P - presión minera que actúa

$$P = z b \gamma_2$$

γ_2 - peso volumétrico de la roca

Z - ancho de las tablas = 12 cm

b - altura de destrucción de las rocas del techo -
= 0.29 m

$$b = \frac{a}{f}$$

f - fortaleza

$$P = 0.092 \text{ Tn/m}$$

Sustituyendo este valor en la fórmula de $M_{\max}$, obtendremos $M_{\max} = 563 \text{ kg-cm}$

$$\frac{M_{\max}}{\sigma_f} = W$$

$$W = \frac{Z e^2}{6}$$

Donde:

e - espesor del revestimiento

$$e = 1.5 \text{ cm}$$

El esquema del revestimiento va a ser semejante -
a una barra situada sobre dos apoyos, que va a es-
estar soportando una carga uniformemente distribui-
da

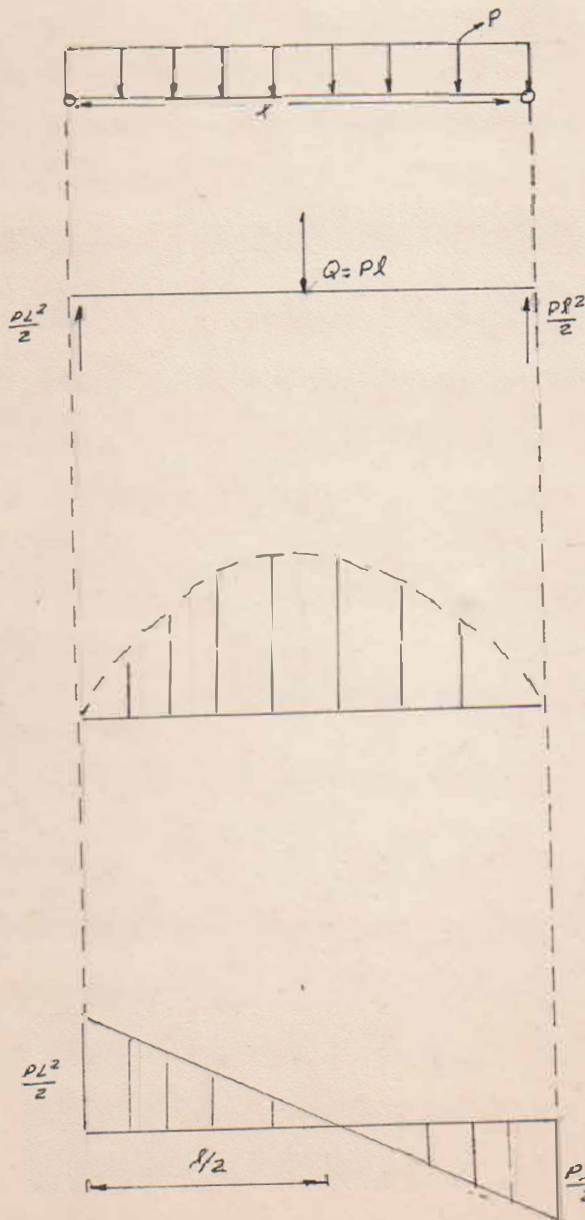


DIAGRAMA DEL ESTADO -
TENSIONAL CREADO

DIAGRAMA DE MOMENTO --
FLECTOR

DIAGRAMA DE FUERZAS COR-
TANTES

II.2.2.9 Cálculo de la fortificación del socavón
en la zona del contrapozo

Cálculo del peso que soporta la fortificación

$$A h = V$$

Donde:

A - área de la placa

h - altura del contrapozo = 115 m

$$A = b \cdot L$$

b - lado mayor del rectángulo (placa) = 6

a - lado menor = 4.07 m

Volúmen del contrapozo

$$La V = 4.07 \cdot 6 \cdot 115$$

$$V = 2808 \cdot 3 \text{ m}^3$$

$$V' = \frac{V}{k_e}$$

Donde:

V' - volúmen de material que puede caber en el contrapozo

k_e - coeficiente de esponjamiento del material = 1.4

$$V' = 2005.7 \text{ m}^3$$

Nuestra condición para dimensionar el contrapozo es -
que debe almacenar como mínimo la productividad de -
4 turnos. La productividad por turno es de 440 m³.

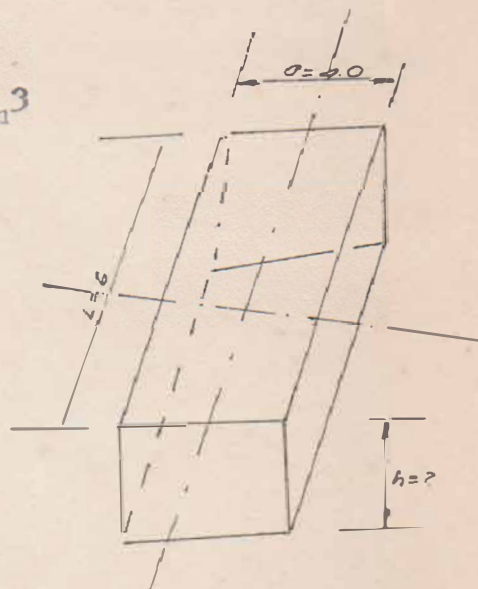
$$440 \times 4 = 1760 \text{ m}^3$$

El volúmen V' satisface nuestra demanda, e incluso la sobrepada

El tonelaje correspondiente al volumen V' es:

$$\begin{array}{rcl} 2.65 \text{ Tn} & \text{-----} & 1 \text{ m}^3 \\ X & \text{-----} & 2005.7 \text{ m}^3 \end{array}$$

$$X = 5315.2 \text{ Tn}$$



El área de la placa es:

$$A = 24.42 \text{ m}^2$$

Determinación de la presión actuante.

$$F = p \times S$$

$$P = 217.6 \frac{\text{Tn}}{\text{m}^2} = 54.4 \text{ Tn/m}^2$$

$$P = 21.7 \text{ kg/cm}^2 = 5.4 \text{ kg/cm}^2$$

Determinación del módulo de nuestra sección

$$W_x = \frac{a h^2}{6}$$

$$W_y = \frac{b h^2}{6}$$

Determinación del momento máximo

$$M_{max}^x = \beta p a^2$$

$$M_{max}^y = \mu p a^2$$

Donde:

β y μ - son coeficientes para algunos valores de b/a y $\mu = 0$, que están dados en la tabla # 7 V.I. Feodosiev, resistencia de materiales.

$$M_{max}^x = 67356 \text{ kg-cm} \quad \text{ó} \quad 90.48 \text{ Tn - m}$$

$$M_{max}^y = 45261.9 \text{ kg - cm} \quad \text{ó} \quad 45.59 \text{ Tn - m}$$

$$\sigma_f = \frac{M_{max}^x}{W_x}$$

Tomando $\sigma_f = 30 \text{ kg/cm}^2$ del manual de Escuelas -- Cubanas de Instrucción Técnica, ECIT, tabla # 1.

$$\frac{M_{max}^x}{\frac{a h^2}{6}} \leq 30$$

Despejamos h - grosor de la placa

$$h = 3.3 \text{ cm}$$

Tomando un coeficiente de seguridad $k = 6$ y afectamos con el al valor dado.

$$h = 20 \text{ cm}$$

Las dimensiones de la salida de la piquera está en función de la magnitud lineal permisible del pedazo de roca para las excavadoras, $E = 1212 \text{ B}$ y se determina por la fórmula siguiente:

$$L_p = 0.5 \sqrt[3]{E} , \text{ metros}$$

E - capacidad del cuharon de la excavadora

$$L_p = 0.54 \text{ m}$$

Elegimos las dimensiones siguientes

En la boca del contrapozo ponemos una rejilla de dimensiones iguales a las dimensiones calculadas para la salida de la piquera, o sea que son inferiores a las elegidas de tal manera evitamos los atascos y como consecuencia la trituración secundaria se hará en la superficie

II.2.2.10 Instalación de la fortificación

Esta instalación se hace según un orden determinado:

realizamos la construcción ó ejecución de dos hoyos con una profundidad de 15 - 25 cm a ambos lados de la excavación para colocar en ellos los peones. Colocados los peones, estos se mantienen en su posición mediante pies de amigo o por medio de una viga longitudinal que se encuentra unida al cuadro anterior, después se coloca el sombrero en su lugar.

Terminada ya esta operación, para aumentar la rigidez del cuadro de fortificación se colocan las vigas longitudinales, en los extremos del sombrero, de esta forma queda unido el cuadro anterior con éste.

Después de conformado el cuadro de fortificación se pasa a la comprobación de su verticalidad, esa verificación se realiza con ayuda de plomadas, las cuales se colocan en los puntos de unión del peón y el sombrero. Se realiza también la verificación se-

gún el eje longitudinal de la excavación. Esta se realiza mediante plomada. Una plomada se coloca en el centro del sombrero del cuadro que está instalando y las otras se colocan en los cuadros anteriores instaladas en el centro del sombrero. Luego de hecha la corrección se colocan cuñas entre los elementos de fortificación y rocas, luego se instala el revestimiento y a la vez relleno los espacios vacíos entre la fortificación y el macizo.

II.2.2.11 Determinación del método de laboreo

Dadas las características físicas de la roca o sea su fortaleza, $f = 6 - 8$, utilizamos el método de perforación y explosivos.

Pasaporte de perforación y explosivo

Gasto de sustancia explosiva " Q "

$$Q = V q$$

Donde:

q - gasto específico de sustancia explosiva

v - volumen de roca a arrancar

$$v = S_2 L_b \eta$$

Donde:

L_b - longitud de barrenos

η - coeficiente de aprovechamiento del barrenos
 S_2 - área del laboreo

de ciclos = $\frac{\text{long. de la excavación}}{\text{long. del barrenos}}$

de ciclos = # de turnos (en nuestro caso)

$$\eta = \eta_1 \times \eta_2$$

η_1 - según la dirección de la excavación, en el caso de horizontal : = 0.9

η_2 - este está en función de la fortaleza de la roca

$$= f (4 < f < 10)$$

$$= 0.9$$

Determinación del número de turnos = # de ciclos -
de días laborales al año = 283 de dos turnos cada uno.

$$\# \text{ de turnos } (N_t) = 283 \times 2 = 566 \text{ turnos}$$

Cantidad de metros por turnos (M_t)

$$M_t = \frac{L}{N_t} = \frac{720}{566}$$

$$M_t = 1.3 \text{ m/turnos}$$

Donde;

L - longitud de la excavación

$$L_b = \frac{\text{avance}}{\eta}$$

$$L_b = 1.6 \text{ m}$$

Determinado L_b y η podemos sustituir en la ecuación de volúmen de roca a arrancar y obtendremos:

$$V = 14.7 \text{ m}^3$$

Determinación de q

$$q = m \left(\frac{0.6 \times e \sqrt{f}}{\sqrt{x}} - 0.05 \sqrt{f S_2} \right) \text{ kg/m}^3$$

Donde:

m - coeficiente que tiene en cuenta el # de superficies libres, m = 1

$e = \frac{\text{capacidad de trabajo de la amonita \# 6}}{\text{S.E la que se va a utilizar}}$

$$e = \frac{380}{350} = 1.08$$

f - fortaleza de la roca, $f = 6 - 8$

x - coeficiente que tiene en cuenta las dimensiones o sea el diámetro de los cartuchos y se determina por:

$$x = \frac{d_c}{32} = \frac{42}{32} = 1.3$$

d_c - diámetro de la sustancia explosiva a utilizar

Sustituyendo estos valores obtendremos:

$$q = 1.045 \text{ kg/m}^3$$

Sustituyendo en la ecuación de gastos de sustancia explosiva, obtendremos:

$$Q = V q$$

$$Q = 16.14 \text{ kg}$$

Carga de cada barreno

$$Q_b = \frac{\pi d^2}{4} \cdot l_c \Delta k, \text{ kilogramos}$$

Donde:

d - diámetro del barreno (46 mm)

l_c - longitud de la carga = 6.88 dm

Δ - densidad de la materia explosiva = 1 gr/cm³

k_c - coeficiente de carga de los vagones, si la carga es suelta o en cartuchos

$$k = 0.8 \text{ (en cartuchos)}$$

c - grado de carga que expresa en % la cantidad de carga que lleva el barreno

$f = 6 - 8$, $c = 45$ en tablas

$$l_c = \frac{c \times l_b}{100}$$

$$l_c = 0.68 \text{ m}$$

Sustituyendo en la ecuación de carga de barreno - obtendremos:

$$q_b = 0.76 \text{ kg}$$

Cálculo del # de barrenos

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

$$N = 22 \text{ barrenos}$$

Este cálculo del # de barrenos es analítico, al -- llevarlo al gráfico vemos que este # de barrenos - no nos garantiza el contorno deseado ya que la distancia entre barrenos en el contorno no debe ser - mayor que 0.75 m, por lo tanto hacemos un cálculo- gráfico, o sea que el cálculo del # de barrenos -- fue hecho por un método analítico-gráfico.

$$N_1 = 27 \text{ barrenos}$$

N_1 - es el número de barrenos por ciclos que utilizaremos

II.2.2.12 Elección del tipo de corte

Elegimos el corte de cuña. En este caso los barre- nos se disponen en la parte central de la sección- transversal de la excavación, formando una cuña vertical o horizontal.

Este tipo de corte es flexible y aplicable a nuevas condiciones; rocas homogéneas y duras y es posible la aparición de agrietamiento.

Area de influencia de cada barrenos, hacemos este cálculo para comprobar lo afirmado anteriormente, referente al # de barrenos.

$$S' = \frac{S_2}{N}$$

Donde:

S_2 - área de laboreo

$$S' = 0.51 \text{ m}^2$$

Distancia máxima entre barrenos es:

$$d_{\text{max.}} = \sqrt{\frac{4 S'}{3.14}}$$

$d_{\text{max.}} = 0.81 \text{ m}$, esto no es aconsejable

Area de influencia con el # de barrenos calculados analitico-gráficamente ($N = 26 + 1$), obtendremos:

$$S'_1 = \frac{S_2}{N_1}$$

$$S'_1 = 0.43 \text{ m}^2$$

$$d_{\text{max}_1} = 0.55, \text{ permitido}$$

Cálculo de la longitud de los barrenos de corte. Contorno y arranque.

Cálculo de la longitud de los barrenos de contorno y arranque.

$$x = \sqrt{0.2^2 + 1.6^2}$$

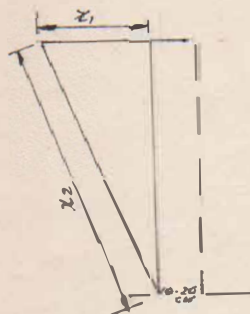
$$x = 1.61 \text{ m}$$

La longitud total de barrenación para estos dos tipos: arranque y contorno es:

$$x_t = 18 \times 1.61$$

$$x_t = 28.98$$

Cálculo de la longitud de los barrenos de corte



Datos:

corte de cuña

$$= 54 - 58$$

$$d = 0.2 - 40 \text{ m}$$

Determinación de x_1

$$\text{tang } \alpha = \frac{Y}{x_1}$$

Donde:

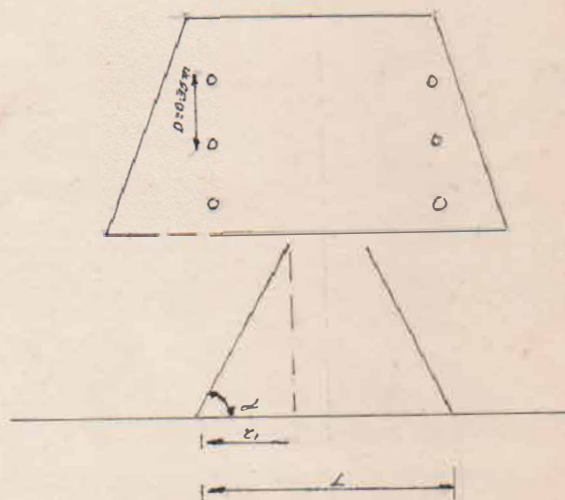
Estos parámetros se indican en la fig. anterior.

$$Y = \text{avance} + (0.2 - 0.3) \text{ avance}$$

$$Y = 1.3 + 0.26 = 1.56 \text{ m}$$

$$\text{tang. } \alpha = 1.6$$

$$x_1 = \frac{Y}{\text{tang. } \alpha} = 0.975 \text{ m}$$



$$x_2 = \sqrt{0.97^2 + 1.56^2}$$
$$x_2 = 1.8 \text{ m}$$

$$x_2 t = n x_2$$

n - número de barrenos de corte

$$x_2 t = 14.4 \text{ m}$$

$$L_T = 43.3 \text{ m}$$

L_T - longitud total que se debe perforar en cada -
turno ó en cada ciclo

Distribución de la carga explosiva en los barrenos

Para los barrenos de corte

$$Q_b \text{ corte} = 0.76 + 20 \% Q_b$$

$$Q_b \text{ corte} = 0.91 \text{ kg}$$

$$Q_b \text{ corte total} = 8 \times (0.91)$$

$$Q_b \text{ corte total} = 7.29 \text{ kg}$$

Carga en los barrenos de arranque y contorno (Q')

$$Q' = Q - Q_b \text{ corte total}$$

$$Q' = 8.85 \text{ kg}$$

II.2.2.13 Métodos y medios de explosión

La voladura de los barrenos se efectuará utilizando el método eléctrico, con la conexión en serie, utilizando electrodetonadores con retardo en milisegundos.

La red eléctrica será activada por una máquina expulsora, BKOM.

Características técnicas de los medios de explosión

- máquina expulsora BKOM
- tensión nominal 450 V
- electrodetonadora 27
- resistencia eléctrica 3.5 Ω
- cable de cobre (eléctrico)

$$R_m = 17.5 \quad \text{para } 1000 \text{ m}$$

área de la sección transversal 1 mm²

$$\text{diámetro} = 1.13 \text{ mm}$$

Cálculo de la red eléctrica

$$I = \frac{U}{R + r n}$$

Donde:

U - tensión nominal de la máquina expulsora = 450 V

R - resistencia de la línea

r - resistencia de un electrodetonador = 3.5 Ω

n - número de electrodetonadores = 27

L - longitud de nuestra excavación, en el límite = 720 m

$$x = \frac{2 \times 720 \times 17.5}{1000}$$

$$x = 25.2 \Omega$$

x - es la resistencia de cable eléctrico que corresponde a la longitud límite de nuestra excavación

Sustituyendo los valores en la ecuación del cálculo de la red eléctrica, obtendremos el valor de la intensidad necesaria para garantizar la explosión de los barrenos.

$$I = 3.76 \text{ A}$$

$$I > I_s$$

$$I_s = \text{intensidad de seguridad} = 2, \text{ A}$$

$$3.76 > 2$$

II.2.2.14 Organización del trabajo

En nuestra cantera está proyectado y se ejecuta -- hoy el trabajo, de tal manera, que se trabajan dos turnos por día y un día (sábado) un solo turno - en base a esto nosotros determinamos en # de días - laborables considerando el trabajo de la manera siguiente, cada día dos turnos, con esa consideración hallamos el número de días laborables, 283 días de dos turnos cada uno. Eso es lo que se refiere a la variante de a cielo abierto.

En lo que se refiere a la variante subterránea nosotros proponemos también dos turnos de 283 días laborables al año, ya que siempre habrá una relación entre el trabajo en la superficie con el subterráneo - en dicha cantera.

II.2.2.15 Ciclograma de trabajo

Cálculo del tiempo de perforación

$$T_p = \frac{N \cdot l_b}{N_p \cdot P}$$

Donde

N = # de barrenos (27)

l_b - longitud de los barrenos (1.6)

N_p - # de perforadoras (2)

P - productividad de la perforadora, PR - 35, cuya productividad teórica es de 230 mm/min.

La velocidad de explotación de dicha máquina será un 60 % de la productividad teórica

$$P_{\text{exp.}} = 0.6 \times 230$$

$$P_{\text{exp.}} = 0.138 \text{ m/min.}$$

Sustituyendo, el tiempo de perforación será:

$$T_p = 156 \text{ min.}$$

Carga y explotación de los barrenos (tiempo)

$$T_e = \frac{N t'}{n_0}$$

Donde:

T_e - es el tiempo de explosión y carga de los barrenos

t' - tiempo de carga y explosión de un barreno, oscila entre 2.5 - 3 min. (2.5)

n_0 - # de obreros dedicados a esta operación (4)

Sustituyendo, el tiempo de carga y explosión de los barrenos será:

$$T_e = 17 \text{ min.}$$

Determinación del tiempo de carga

La carga de la roca se realiza con máquina cargadora debido al volumen y a la cantidad de trabajo.

La máquina cargadora elegida del manual de normación técnica en la tabla 113 pág. 136, nos da en función de la fortaleza de la roca y de la sección transversal una productividad normada por turno de 7 hrs. - $29 \text{ m}^3/\text{turno}$, esta es la productividad de explotación

Determinación del volumen de roca a cargar en cada turno.

$$V = V_1 \times K_e$$

$$V_1 = S_2 \times l_b \times K$$

Donde:

V_1 - volumen a arrancar en cada avance

K_e - coeficiente de esponjamiento = 1.4

K - coeficiente de aprovechamiento del vagón = 0.9

$$V_1 = 16.36 \text{ m}^3$$

$$V = 24.54 \text{ m}^3$$

$$x = \frac{420 \times 24.54}{29} = 355.40 \text{ min.}$$

$$7 \text{ hrs.} = 420 \text{ min.}$$

Utilizando dos máquinas cargadoras obtendremos:

$$T_c = \frac{355.40}{2} = 177.7 \text{ min.}$$

T_c - tiempo de carga de la roca volada en cada turno

Cálculo del tiempo, de fortificación

Nuestra fortificación es de madera, por ser aceptable según nuestras condiciones técnico-económica. - Tenemos una fortaleza de 6 - 8, hay una gran estabilidad y la función de la fortificación es prácticamente sostener el techo, y toda la labor es por precaución y por seguridad a los obreros y equipos y también por la larga vida de servicio de dicha excavación.

La productividad normada según el manual de normación técnica pág. 202, tabla # 167, obtendremos/

La norma por hombre es 2.75 cuadros
H - T

$$T_f = \frac{\text{volumen de trabajo} \times t_c}{\text{cantidad de H x norma}}$$

$$T_f = \frac{V_t \times t_c}{n'_0 \times N}$$

Donde:

T_c - tiempo de la duración del ciclo, 420 min.

$$V_t = \frac{\text{avance}}{L}$$

L - distancia entre cuadros = 0.7 m

n'_0 - el # de obreros dedicados a esa tarea

N - la norma

$$T_f = 71 \text{ min.}$$

Tiempo de colocación de la vía

En nuestro turno incluimos la instalación de la --
vía temporal; la permanente será instalada en el --
tiempo de laboreo del contrapozo.

La productividad normada según el manual de norma--
ción técnica pág. 267 tabla 261, es de 5.6 m/h-t

$$T_{\text{col. vía}} = \frac{\text{avance} \times t_c}{n_0' \times N'}$$

Donde:

n_0' - # de hombres dedicados a esta tarea

N' - la norma en este caso

$T_{\text{col. vía}} = 25 \text{ min.}$

Tiempo de transporte

$$T_t = \frac{2L}{0.75 \times V_0 \times D}$$

Donde:

L - longitud del trayecto tomando el límite = 720 m

$V_0 D$ - velocidad lineal de la locomotora 25 KP-2, -
según tabla 136 pág. 159 del manual de norma-
ción técnica

$$T_t = 7.78 = 10 \text{ min.}$$

$$T_{\text{total}} = 446 + 15 + 30 + 20 + 10 = 521 \text{ min.}$$

15 - tiempo de saneamiento

30 - tiempo de operaciones preparatorias

20 - tiempo de descanso

$$T_{\text{total}} = 8.7 \text{ hrs.} = 9 \text{ hrs.}$$

En el laboreo de esta excavación utilizamos un tiempo de turno de 7 hrs., y pagamos 2 hrs. extras a cada turno.

Esto surge, debido a que cuando hemos determinado el # de barrenos nos dá 23 barrenos, pero al colocarlos gráficamente en nuestra excavación, nos dimos cuenta de que la distancia entre barrenos era excesiva, por lo tanto no nos va a asegurar un contorneo perfecto y entondes volvimos a determinar el # de barrenos que es necesario para llevar tal labor de tal manera que la distancia entre barrenos no sea excesiva. De esa manera nos da un número de barrenos de 27.

La cantidad de sustancia explosiva por avance permanece constante, lo único que varía sería la carga en cada barreno. Por lo tanto se induce de esto lógicamente que hay que perforar más longitud que la calculada ya que ésta está en función del # de barrenos y la longitud de estos.

II.2.2.16 Organización del trabajo

Con el fin de lograr una buena utilización de los recursos disponibles es necesario realizar una buena organización de los trabajos tanto en tiempo como en espacio, con ese fin hemos hecho una distribución en tiempo y espacio, o sea un ciclograma de trabajo.

En nuestro caso el ciclo coincide con el turno, las operaciones se realizan de una forma concecutiva y el orden que se sigue es el siguiente:

- saneamiento
- carga de la roca
- fortificación
- colocación de las vías temporales

- perforación
- carga y explosión de los barrenos
- transporte
- auxiliares

La ventilación no aparece, porque consideramos - que entre cada turno habrá un descanso de 30 min. en ese tiempo se ventila:

el 1er. turno empieza a las 4 am, termina a las - 13 hrs.

el 2do. turno empieza a las 13:30 pm y termina a - las 22:30

Esta organización corresponde al tiempo de laboreo del socavón.

En el período de explotación de la cantera el turno es de 7 hrs.

Saneamiento :

Esta operación, como representamos en el ciclograma la realiza un solo minero de categoría A y el tiempo que demora será de 15 min.

Carga de la roca:

Esta operación la realiza toda la brigada ya que - utilizamos dos máquinas en el frente, la carga la realiza el minero y con sus ayudantes (B₁ i 2) - aunque también estos están capacitados para manejar las máquinas.

El esquema de cambio de vagonetas está representado en el plano # 6.

[illegible]

II.2.2.17 Operaciones auxiliares

Se realizan en el tiempo del turno.

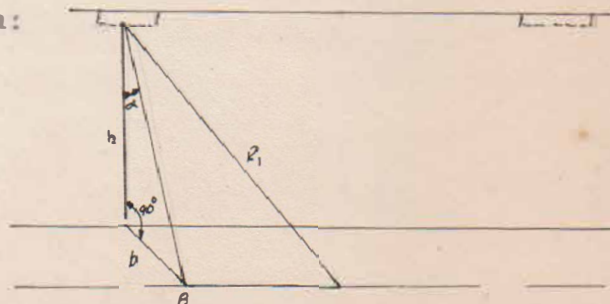
- El tendido de los cables para la iluminación
- La instalación de la tubería de agua
- La instalación de la tubería de aire
- Recubrimiento y fortificación de la zanja de desagüe.

Iluminación:

El trabajo subterráneo tiene las dificultades de ser un trabajo molesto, un factor fundamental para el -- buen trabajo y más rendimiento en la producción es la iluminación, por lo tanto se necesita que el frente -- de trabajo y las demás zonas en que se realiza algún trabajo deban ser iluminadas.

A consecuencia de lo cual recomendamos que a medida -- que avanza el frente los mismos mineros, o sea la brigada se encargue de tender la línea.

Cálculo de la iluminación:



Para ello establecemos primeramente las normas de -- alumbrada en función de la característica de nuestro yacimiento, para ello existen tablas al respecto dados en el libro M.I. Ozernoy, el equipamiento y suministro eléctrico de las excavaciones subterráneas de las minas de carbón, pág. 272 tabla 17-1.

De aqui sacamos que se debe crear una luminosidad igual o mayor que 5 lux.

Según las indicaciones bajadas en el proyecto quin quenal 1980-1985 , el cual orienta que debe haber una sustitución de los equipos de bajo rendimiento por otro de alto rendimiento, o sea lámparas incandescentes por lámparas fluorescente,

Método de cálculo:

Método de punto

Empleamos lámparas del tipo sgts. y con las características sgtes.

Tipo	Vol.	Pot.(W)	Flujo lum.	Rendimiento
RNL-	127	20	980	0,8
20				

La altura de colocación de las lámparas, por regla de seguridad no debe ser menor de 2 m.

Nosotros vamos a colocarlas a una altura de 2.10 m en los astiales de la excavación, debajo de la línea colgante donde va a ir el cable desnudo de contacto que servirá de alimentador a la máquina ---- Trolex.

Determinación de la iluminosidad normal

$$E_n = \frac{I}{R_0^2} = \frac{I \cos^2 \alpha}{h^2} \times C$$

Donde:

E_n - iluminosidad normal

I - fuerza de la luz con un ángulo

C - coeficiente que tiene en cuenta la variación -
del flujo

h - altura desde el lugar de la lámpara hasta la -
superficie = 2.1 m

α - ángulo entre h e I

Determinación de

$$\text{tang. } \alpha = \frac{b}{h}$$

Donde:

$b = 2.05$ m, zona iluminada por una lámpara ya que
la otra mitad es iluminada por la otra lámpara

$$h = 2.10 \text{ m}$$

$$\text{tang. } \alpha = \frac{2.05}{2.10}$$

$$\alpha = 44^\circ$$

$$R_0^2 = b^2 + h^2$$

$$R_0 = 2.93 \text{ m}$$

$$C = \frac{F_e}{1000}$$

Donde:

F_e - flujo lumínico de la lámpara real (lm)

1000 - flujo lumínico de la lámpara convencional

Con el ángulo α calculado, iremos a tabla para determinar I, para ello, en la tabla # 4 del suplemento del libro Bredejín. "Electrificación de las Labores de Mina, Moscú 1956"

	0°	5°	15°	25°	35°	45°	55°	65°
I	145	149	151	153	145	126	110	107

$$\alpha = 44^\circ \quad 126 \text{ Cd}$$

$$\cos^2 44^\circ = 0.51$$

Sustituyendo estos datos en la fórmula anterior obtenemos:

$$E_n = 14.28 \text{ intensidad en el punto B}$$

Determinación de la intensidad en el pto. A

$$a = (1.5 - 2) h$$

$$a = 4.2 \text{ m}$$

$$\text{tang. } \alpha = \frac{a}{R_0}$$

$$\text{Tang. } \alpha = 1.43$$

$$\alpha = 55^\circ \quad 110 \text{ Cd}$$

$$E_a = \frac{I \cos^3 \alpha \times C}{h^2 \times K_r}$$

$$K_r - \text{coeficiente} = 1.5 - 2$$

$$\cos^3 55^\circ = 0.18$$

$$E_a = 3.07$$

En el pto. analizado se debe obtener una luminosidad por razones de seguridad de 5 lux., pero aquí convergen las dos lámparas cada cual debe dar como mínimo 2.5 lux. . En nuestro caso el cálculo es satisfactorio incluso se puede disminuir este valor dándole a K_r (1.8) y se obtiene $E_a = 2.56$ que 2.5 necesario

$$a = 4.2 \text{ m}$$

Para saber el # de bombillos fluorescentes necesarios hacemos lo siguiente:

$$N = \frac{L}{2a}$$

Donde:

N - # de bombillos

L - longitud de la excavación

a - distancia entre 2 bombillos = 2a

N = 86 bombillos fluorescentes

Hemos analizado este acápite, no por su importancia económica sino por razones de seguridad.

Las lámparas las colocamos en la excavación en forma alternada para mejorar la iluminación en la excavación.

Colocamos semáforos a lo largo de la vía a una distancia visible de tal manera que todos los trenes cargados circulen por una vía la cual tiene una luz de un color determinado y los vacíos circulan por otra con otra luz determinada, lógicamente esto se refiere al tiempo de explotación de la cantera.

Servicio topográfico.

Todas las excavaciones mineras deben ejecutarse en función de las indicaciones de un proyecto al respecto por lo que es necesario un control de la dirección

de dichas excavaciones, hay que controlar los rumbos las pendientes y todos los parámetros que sean necesarios controlar.

Este control se realiza en nuestro caso por medio de trabajos topográficos utilizando Teodolitos, Niveles, Brújulas.... etc.

No puede haber un trabajo subterráneo que no sea -- controlado periódicamente. En nuestro caso debemos -- garantizar el rumbo y la pendiente que queremos dar a la excavación.

Nuestra excavación debe tener una pendiente ínfima en sentido de la salida del socavón con la finalidad de que en caso de haber agua se pueda fluir por si misma hacia la salida por la zanja, proponemos una -- $i = 3 \text{ } ^{\circ}/100 \text{ } ..$

II.2.2.18 Cálculo de la cantidad de aire necesario para ventilar el frente.

Este cálculo consiste en esencia en elegir el esquema de ventilación, determinar la cantidad de aire necesario, el diámetro de los tubos de ventilación y la productividad del ventilador.

La cantidad de aire indispensable para la ventilación de excavaciones sin salidas, se puede determinar según la cantidad consumida de materia explosiva por voladura y por el # de personas que trabajan simultáneamente en el frente.

a) Cálculo de la cantidad de aire necesario, según el consumo de materia explosiva.

$$Q = \frac{21.4}{t_v} \sqrt{AV} \text{ m}^3/\text{min.}$$

Donde:

Q - cantidad de aire necesario según el consumo de materia explosiva

t_v - tiempo de ventilación planificada 30 min.

A - consumo de materia explosiva / voladura 16.14 kg

V - volumen de la excavación

$V = LS$

L - longitud de la excavación = 720 m

S - área de la sección transversal = 11.36 m²

$V = 8179.2 \text{ m}^3$

Sustituyendo en la fórmula anterior obtendremos la cantidad de aire necesaria.

$$Q = \frac{259.2 \text{ m}^3}{\text{min.}}$$

b) Cantidad de aire necesario según el # de obreros- que trabajan simultáneamente en el frente.

$$Q_p = 6 \times n \times K \text{ m}^3/\text{min.}$$

Donde:

K - es un factor de seguridad = 1.5

6 - norma dada por seguridad = $\frac{6 \text{ m}^3/\text{min.}}{\text{min.-hombre}}$

$$Q_p = 45 \text{ m}^3$$

n - número de obreros que trabajan simultáneamente en el frente

Comprobación.

$$V_{\text{per}} \leq \frac{Q_{\text{max.}}}{S_u}$$

$$V_{\text{per}} \leq 3.7 \text{ m/seg}$$

$$0.15 \leq 3.7 \leq 8 \text{ m/seg}$$

II.2.2.19 Determinación de la distancia óptima a la cual se debe encontrar la tubería de ventilación del frente.

$$L_{\text{max}} = 6 \sqrt{S_2}$$

Donde:

S_2 área de laboreo

$$L_{\text{max.}} \leq 20 \text{ m}$$

Elección de los tubos:

La tubería de lona, tiene ventajas relativas - respecto a la metálica, son menos pesadas, fácil de - transportar, menos cantidad de uniones.

Hemos elegido tubería de lona

de longitud 720 m y de diámetro 06 m

II.2.2.20 Cálculo de la cantidad de aire que debe suministrar el ventilador.

$$Q_v = m Q_f$$

Donde:

Q_v - cantidad de aire que debe suministrar el ventilador

Q_f - cantidad de aire que debe llegar al frente

m - es la relación entre Q_v y Q_f respectivamente. - Debe ser mayor que la unidad.

Emplearemos tubería de lona tipo M impermeable, para este tipo de tubería se encuentra tabulado el valor de m en función de la longitud de nuestra excavación. Para una longitud de 720 m de excavación --- $m = 1.3$.

$$Q_v = 1.3 \times 259.2 = 336 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Comprobación de la velocidad permisible del aire en la excavación, según la cantidad de aire necesaria para ventilar el frente.

$$V_{\text{permisible}} \leq \frac{Q_{\text{max.}}}{S_u}$$

$$\begin{aligned} V_{\text{per.}} &\leq \frac{259}{60} \\ &\leq \frac{\quad}{8.78} \text{ m}^3/\text{seg} \end{aligned}$$

$$V_{\text{per.}} \leq 0.49 \text{ m/seg}$$

El intervalo de velocidades permisibles es:
 $0.15 \leq 0.49 \leq 8 \text{ m/seg}$

II.2.2.21 Cálculo de la depresión que se produce en la tubería de ventilación.

$$h_v = h_{\text{est.}} + h_{\text{din}}$$

$$h_{\text{est.}} = m R_t Q_f^2 \text{ mm de columna de agua}$$

$h_{\text{din.}}$ - es la depresión dinámica, su valor es depreciable.

$h_{est.}$ - depresión estática

Donde:

R_t - resistencia aerodinámico de la tubería de ventilación, para tuberías del tipo M la encontramos tabuladas, en función del diámetro y la longitud de la misma. Para una long. de 720 m y un diámetro de 0.6 m, $R_t = 24.5$

$$h_v = h_{est.} = 1.3 \times 24.5 \times \frac{259.2}{60} \text{ mm H}_2\text{O}$$

$$h_v = 600 \text{ mm H}_2\text{O}$$

Para esta depresión y la cantidad de aire necesaria - en el frente, nos satisfacen dos ventiladores "Prajodka" - 600, cuyas características son:

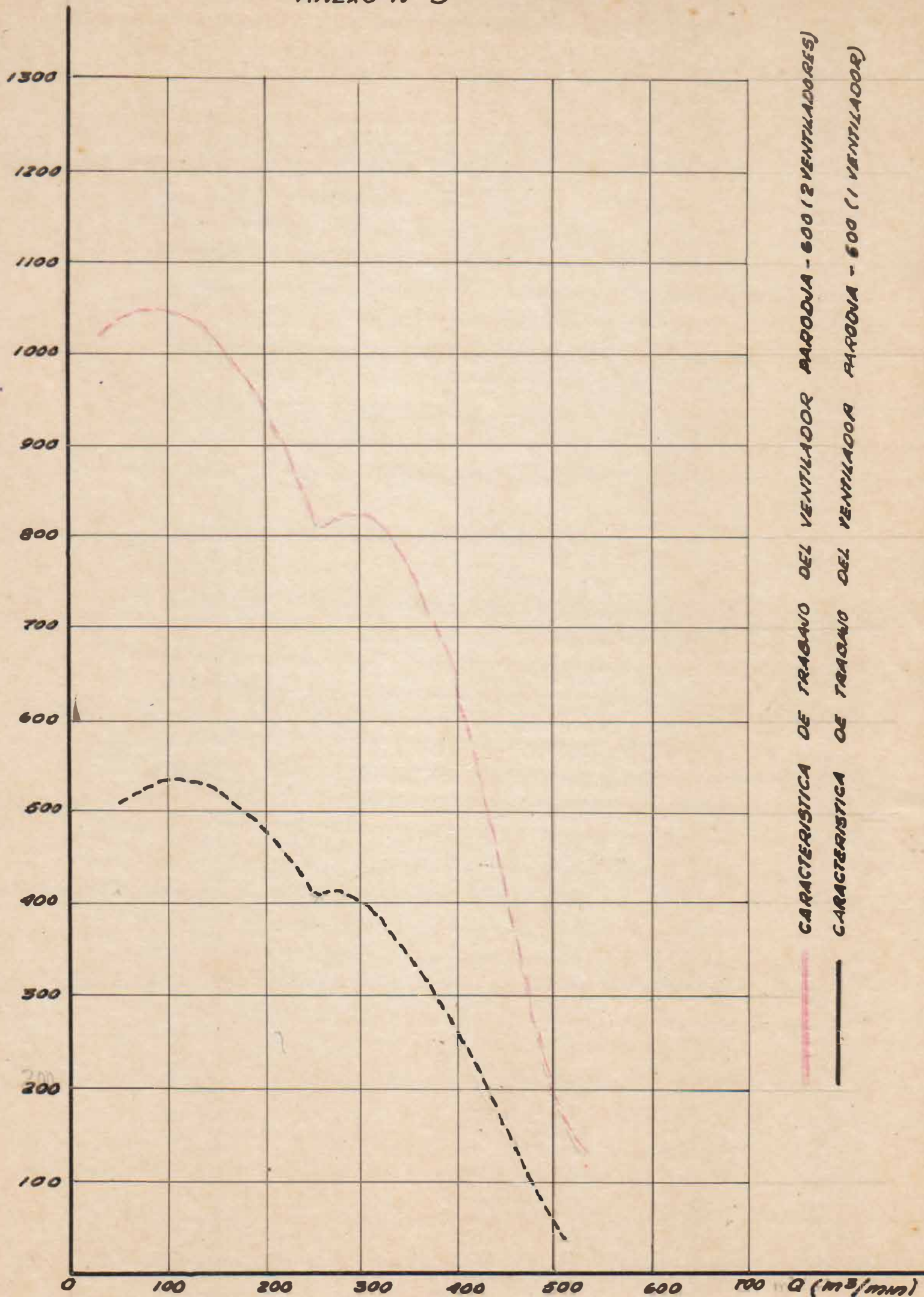
diámetro del rotor	600 mm
eficiencia	0.65
potencia del motor	3.8 Kw
peso	470 kg

Como demuestra la característica del Prajodka - 600 fig. # 3, con un solo ventilador de este tipo es capaz de darnos la cantidad de aire necesaria pero no la depresión necesaria, para garantizar la depresión requerida para efectuar la ventilación parcial del socavón es necesario la conexión en serie de dos ventiladores de este tipo. Con ello garantizamos tanto la cantidad de aire necesaria como la depresión - que se produce en la tubería de ventilación.

Al conectar en serie los ventiladores no se deben poner juntos, ya que si se colocan relativamente cercanos uno del otro se produce turbulencia y disminuye el rendimiento de los ventiladores y si se colocan --

mm H₂O

ANEXO N° 3



CARACTERISTICA DE TRABAJO DEL VENTILADOR PAROONA - 600 (2 VENTILADORES)

CARACTERISTICA DE TRABAJO DEL VENTILADOR PAROONA - 500 (1 VENTILADOR)

a una distancia excesiva la tubería que los une se -
afecta, por lo tanto hay una distancia óptima entre-
ellos que es 10 veces el diámetro de la tubería em-
pleado.

Proponemos entonces que el primer ventilador esté si-
tuado a una distancia determinada (5 - 10) m dentro
del socavón, pero la alimentación del aire fresco de-
be ser desde afuera a través de una tubería metálica-
que une el primer ventilador con la superficie. Este -
pto. es el lugar donde se toma aire fresco, debe es-
tar al lado de la salida del socavón a una altura al-
go menor que la cota de la boca del socavón, ya que -
el aire que sale viciado tiene una temperatura algo -
más elevada que la temperatura del aire atmosférico -
y por lo tanto tiende a elevarse y de esta manera ga-
rantizamos que el aire que llega al frente, sea aire-
fresco y no aire recirculado.

II.2.2.1' Laboreo del contrapozo

Datos:

- 1.- El contrapozo va servir para que el mineral de la cantera sea dejado caer por él.
- 2.- La cantera tiene una productividad de 283 000 - m^3 /año (molinos y planta)
- 3.- La cantera trabaja 283 días laborables al año en su fase de explotación, el mes laboral = 24 días de 2 turnos cada uno.
- 4.- El contrapozo se laboreo en rocas que tenga un promedio de fortaleza de, $f = 6-8$, un peso volumétrico de $2.65 \text{ tn}/m^3$ y con un coeficiente de fricción interna = $37-42^\circ$
- 5.- El contrapozo va a tener una profundidad límite de 115 m.
- 6.- El # de turnos es 2, trabajando 6 hrs. diarias - y se trabajan $5 \frac{1}{2}$ días a la semana.
- 7.- No hay gases ni afluencia de agua
- 8.- El tiempo de la realización de nuestra labor es - aproximadamente 2 meses laborables.

II.2.2.2' Forma y dimensión de la sección transversal del contrapozo.

Determinamos la sección del contrapozo en función de la sgte. consideración, que su volumen debe garantizar la productividad planificada en reserva en un período de 4 turnos.

$$V = S L$$

Donde:

V - volúmen de la roca en el contrapozo

S - sección transversal del mismo

L - profundidad de dicho pozo

$$\text{Volúmen diario planificado} = 880 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$2 (880) = 115 \times S$$

$$S = 15 \text{ m}^2$$

$$\frac{\pi d^2}{4} = 15 \text{ m}^2$$

$$d = 4.4 \text{ m}$$

II.2.2.3' Cálculo de la presión minera

El cálculo de la presión minera en esta excavación - no hace falta determinarlo ya que hay una gran estabilidad, o sea no hay tendencia al derrumbe.

II.2.2.4' Cálculo de la fortificación

La fortificación tampoco es necesaria calcularla debido a que la misma propiedad mencionada anteriormente y la particularidad de que el material que se desliza por el contrapozo es el mismo que el material del cual están formados los astiales del mismo contrapozo y consideramos que gran parte del contrapozo va a estar siempre ocupada por el mismo material, que a la vez nos sirve de sostenimiento de las paredes laterales.

II.2.2.5' Análisis de cada operación que constituye el ciclo de trabajo y las operaciones auxiliares.

a) arranque de la roca

El arranque de la roca lo realizamos mediante -- perforación y explosivo. Para el cálculo de la -- perforación y explosivo utilizamos la metodología de Pacrovski.

- Gasto de sustancia explosiva por ciclo

$$Q = q_0 V$$

Donde:

q_0 - gasto específico de sustancia explosiva

$$q_0 = q f v e$$

$$q = 0.1 f = 0.1 (6 - 8)$$

f - coeficiente de estructura, $f = 1.4$

$$v = \frac{3 l_b}{\sqrt{s_2}}$$

l_b - longitud de los barrenos

$$l_b = \frac{\text{avance por turno}}{\text{coef. de util. de los barrenos}}$$

avance/día, lo tomaremos en función del método -- de laboreo que usaremos

$$\frac{L}{x} = Y$$

Donde:

Y = avance

x - # de turnos para realizar el contrapozo

L - profundidad del contrapozo

Tomaremos la $Y = 1.5$ m

$L = 115$ m

La $x = 77$ turnos

Teniendo en cuenta que un mes laborable es de 24 días y cada día se realizan dos turnos, vemos cuantos -- días laboramos nuestro contrapozo.

$$\# \text{ de días} = \frac{\# \text{ de turnos}}{2}$$

de días = 39, días laborables

Comprobación:

$W = 39$ días x Z

Donde::

$Z = \text{avance diario} = 2 (1.5) = 3$

$W = \#$ de metros que se realizan en 39 días laborables

$W = 117$ m, satisfactorio

$$l_b = \frac{\text{avance}}{K}$$

$K =$ coeficiente de utilización, 0.8

$$l_b = 1.87 \text{ m}$$

$$v = 1.47$$

$$e = \frac{\text{amonita \# 7}}{\text{amonita \# 6}}$$

$$e = 0.97$$

Sustancia explosiva utilizada es amonita # 7

$$q_0 = 1.2 \text{ kg/m}^3$$

$$Q = q_0 V$$

$$V = S_2 \times l_b \times K$$

Donde:

l_b K - profundidad de los barrenos

S_2 - sección de laboreo

$$V = 15 \times 1.87 \times 0.8$$

$$V = 22.44 \text{ m}^3$$

$$Q = 1.2 \times 22.44$$

$$Q = 26.9 \text{ kg}$$

Q - cantidad de sustancia explosiva por ciclo de avance.

b) # de barrenos en el frente

Utilizando la fórmula dada por V.I. Bogomolovy , -
dada en laboreo de excavación para fortaleza menores de 10:

$$N = 2.3 S_2 \sqrt{\frac{f}{S_2}}$$

$$N = 30.5 \text{ barrenos}$$

Hay una distribución circunferencial de los barrenos en caso de una labor de sección transversal de este tipo, por lo tanto para que halla una proporcionalidad entre el # de barrenos en las diferentes circunferencias y una mejor uniformidad en los bordes de la labor, cogeremos 30 barrenos, considerando la misma carga de sustancia explosiva determinada para cada avance.

c) Gasto medio de sustancia explosiva

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

$$Q_m = 0.89 \frac{\text{kg}}{\text{barreno}}$$

d) Disposición de los barrenos en el frente

La disposición la hacemos en tres circunferencias concéntricas:

$$d_1 = (0.37) d = 1.48 \text{ m}$$

$$d_2 = (0.66) d = 2.9 \text{ m}$$

$$d_3 = (0.93) d = 4.0 \text{ m}$$

Donde:

d_1 , d_2 y d_3 diámetros de dichas circunferencias

y d - diámetro de la sección transversal del con-
trapozo.

e) # de barrenos en cada circunferencia

- circunferencia de corte = 5
- circunferencia de arranque = 10
- circunferencia de contorno = 15

Los barrenos de corte tendrán la disposición de cuña

f) Distribución de la carga de la sustancia explosiva para cada tipo de barreno.

- los de corte = $15 \% Q_m + Q_m = 1.0 \text{ kg/barreno}$
- los de (arranque) = $Q_m = 0.89$ "
- los de contorno = $Q_m - 15 \% Q_m = 0.75 \text{ kg/barreno}$

g) Longitud total de barrenación

Damos la longitud total a barrenar en cada turno

$$L_T = l'_{c_t} + l_{a_t} + l_{c_t}$$

Donde:

L_T - longitud total a barrenar por ciclo

l'_{c_t} - longitud total de los barrenos de corte

l_{a_t} - longitud total de los barrenos de arranque

l_{c_t} - longitud total de los barrenos de contorno

$$L_T = 11.3 \text{ m} + 18.7 + 28.05 \text{ m}$$

$$L_T = 58.08 \text{ m}$$

La longitud unitaria de cada barreno por ciclo -
se da en el plano # 5

II.2.2.6' Método de laboreo

Laboreo del contrapozo por barrenos y entibación --

El ciclo de avance se compone de las sgtes. tareas -

- Inspección, o sea saneamiento
- Colocación de vigas
- Colocación de plataforma
- Colocación de escaleras
- Perforación
- Carga y **desmonte** de plataforma - explosión
- Carga de la roca
- Entibado

Procedemos en el laboreo del contrapozo iniciándolo desde el socavón. La perforación de los barrenos se efectúa desde plataformas especiales colocadas sobre vigas. Una vez efectuado el laboreo del contrapozo hasta una altura (6 - 8) m, este se divide en los compartimentos necesarios mediante su entibación. Nuestro contrapozo lo dividiremos en dos compartimentos, ver plano # 5.

En el compartimento de circulación del contrapozo se instalan plataformas de madera y escaleras entre estas. Un lado de la plataforma se coloca sobre una viga al que se clava el entibado del contrapozo, y el otro lado sobre otra viga junto a la pared del contrapozo. Podemos colocar una viga más en el intermedio.

Antes de llegar al frente de arranque, el entibado del compartimento de circulación se interrumpe y se construye una plataforma inclinada, cuya función es encauzar la roca hacia el compartimento de evacuación de la roca caliza, y a la vez protege el compartimento de circulación.

La plataforma la confeccionamos con madera en rollos de 10 - 15 cm de diámetro y se sujeta por medio de clavijas o grapas a dos o tres vigas. El ángulo de inclinación es de 25 - 35°.

Instalamos sobre vigas que están de 1.8 - 2 m del frente de arranque, una plataforma de trabajo, desde la cual se perforan y se cargan los barrenos.

A 1.5 m debajo de la plataforma de trabajo se coloca otra de protección .

El compartimento de evacuación de mineral se cierra con una rejilla metálica movable, mientras haya gente en el frente de trabajo.

para la colocación de plataforma de trabajo y de pro

tección con mayor rapidez, se utilizan ganchos metálicos, de 30 - 36 mm. de diámetro y se alojan en barrenos perforados con antelación. Sobre un gancho metálico insertado en un barreno se coloca una viga y se cala clavando una cuña de madera entre viga y pared.

El diámetro de las vigas se adopta entre 14 y 18 cm y la plataforma se hace entablado de vigas.

Cuando perforamos los barrenos, guardamos las herramientas y las mangueras bajo la plataforma de protección en el compartimento de circulación, se cargan los barrenos, se retiran las tablas de la plataforma, se cierra la plataforma de protección en el compartimento de circulación y se explosionan los barrenos.

Saneamiento:

Después de la voladura, el acceso al frente de trabajo se efectúa por medio de una escalera de 10 - 15 m de largo confeccionada con cable metálico de 10-12 mm de diámetro con escalones de acero. La escalera se suspende en uno de los ganchos de la plataforma de trabajo, empleamos otro de seguridad. Ella no se retira durante la voladura de los barrenos.

II.2.2.7' Organización del trabajo

A continuación determinaremos los tiempos necesarios para la confección de los distintos parámetros que componen nuestro proceso tecnológico.

- Tiempo de colocación de vigas

Del manual de normación técnica pág. 219 tabla 199 hallamos una norma para un caso concreto:

$$N = N_1 \times K_1 \times K_2$$

Donde:

N - nuestra norma para nuestro caso específico

N_1 - norma para un caso concreto:

$$S = 3m^2$$

$$h \leq 20 \text{ m}$$

$$N_1 = 8 \frac{\text{unidades}}{H - T}$$

Si $S > 3 m^2$, aceptamos esa norma de h/turno para la colocación de dos vigas por un coeficiente $K_1 = 0.9$, o sea se disminuye en 10 %.

Si $h > 60 \text{ m}$ surge el otro coeficiente $K_2 = 0.8$, o sea se disminuye en 20 %.

$$N = 8 \times 0.9 \times 0.8$$

$$N = 5.76 \frac{\text{unidades}}{H - T}$$

$$X = \frac{420 \times 2}{5.75}$$

$$X = 146 \text{ min.}$$

Empleando dos hombres obtendremos :

$$t_c \times 2 = \frac{146}{2}$$

$$t_c \times 2 = 73 \text{ min.}$$

X - tiempo de colocación de 2 vigas para un hombre

$t_c \times 2$ - tiempo de colocación de 2 vigas empleando 2 hombres.

Construcción de la plataforma

Según el manual de normación técnica, pág. 219 tab. 199 obtendremos:

$$N' = N'_1 \times K_1 \times K_2$$

Por las mismas razones mencionadas anteriormente.

$$S = 3 \text{ m}^2 \quad N'_1 = 13 \frac{\text{unidades}}{\text{H} - \text{T}}$$
$$h = 20 \text{ m}$$

$$N' = 13 \times 0.9 \times 0.8$$

$$N' = 9.36 \frac{\text{unidades}}{\text{H} - \text{T}}$$

$$X_1 = 44.8 \text{ min.}$$

$$t_c \text{ plataforma} = \frac{44.8}{2}$$

$$t_c \text{ plataforma} = 22.4 \text{ min.}$$

Donde:

X_1 - tiempo necesario para la construcción de plataforma para un solo hombre.

$t_c \text{ plataforma}$ - tiempo necesario para la construcción de plataforma utilizando 2 hombres.

Instalación de la escalera

$$N'' = N''_1 \times K_1 \times K_2$$

En el mismo manual mencionado anteriormente obtendremos:

$$N''_1 = 34 \frac{\text{unidades}}{\text{H} - \text{T}}$$

$$X_2 = 12.35 \text{ min.}$$

Tiempo de instalación de la escalera empleando 2 - hombres.

$$T_{\text{inst.}} = 6 \text{ min.}$$

Tiempo de desmontaje de la plataforma de trabajo.

La norma de desmontaje para el tipo de nuestra plataforma es $1 \text{ m}^2 \times 1.2 \text{ min.}$ Tomando el área de la circunferencia que es mayor que el área real a desmontar obtendremos, que necesitamos un tiempo de 9 min. trabajando 2 operarios en dicha actividad.

$$T_{\text{des.}} = 9 \text{ min.}$$

Tiempo de entibado.

Para entibar 1 m^2 según normas al respecto se tardan 20 min, la cantidad de m^2 a entibar en cada ciclo es de 6 m^2 , por lo tanto hace falta 60 min. trabajando simultáneamente 2 operarios.

$$T_{\text{inst.}} = 60 \text{ min.}$$

Tiempo de perforación.

$$L_t = 58.05 \text{ m}$$

Donde:

L_t - longitud total a barrenar en un turno

$$t_p = (20 - 30) t_c$$

Donde:

t_p - tiempo aproximado de perforación, teórico

$$t_p = 0.3 \times 420 \text{ min.}$$

$$t_p = 126 \text{ min.}$$

$$V_p = \frac{L_t}{t_p}$$

Donde:

V_p - velocidad de perforación que debe tener la máquina a elegir.

$$V_p = \frac{58.05 \text{ m}}{126 \text{ min}}$$

$$V_p = 460 \frac{\text{mm}}{\text{mtos.}}$$

Si empleamos 3 máquinas, entonces la velocidad que debe realizar cada uno para que se perfore dicha longitud en el tiempo señalado ha de ser:

$$V'_{p_1} = \frac{V_p}{3}$$

Donde:

V'_{p_1} - velocidad de cada máquina elegida

$$V'_{p_1} = 153.5 \frac{\text{mm}}{\text{mtos}}$$

Elegimos la máquina perforadora telescópica PT-29, - la cual tiene un peso relativamente bajo y una velocidad teórica de 271 $\frac{\text{mm}}{\text{mtos}}$ (del manual de normación técnica, Minas Cayo-Guan)

La velocidad de explotación de la máquina es

$$271 \times 0.6 = 162.6 \frac{\text{mm}}{\text{mtos}}$$

$$t'_p = \frac{L_t}{3 \times V_{p_{exp}}}$$

Donde:

t'_p - tiempo de perforación real

$V_{p_{exp}}$ - velocidad de explotación de la máquina

$$t'_p = 119 \text{ mtos}$$

Determinación del tiempo de explosión y carga de los barrenos.

$$t_{exp} = \frac{t' \times N}{n_0}$$

Donde:

t' - tiempo planificado de explosión y carga de los barrenos = 2 mtos.

N - # de barrenos = 30

n_0 - # de obreros dedicados a tal operación = 2

$$t_{exp.} = 30 \text{ mtos.}$$

Determinación del tiempo de carga.

Para la evacuación de la roca después de los primeros metros del contrapozo, cuando lo dividimos en compartimentos, el de evacuación de la roca le adicionamos una piquera de tal manera que la evacuación de la roca va a ser por piquera y transportada en vagonetas - tipo VG - 6 de 4 m³ de capacidad.

Por normas el tiempo que se tarda en llenar una vagoneta VG - 6 por una piqueta es de 4.2 mtos. este dato ha sido obtenido del libro de normación técnica pag. 162 tabla 141.

Podemos evacuar todo el material empleando un tren de 8 vagonetas tirado por una maquina Trolex 25 KP-2

$$t_c = 4.2 \times 8$$

$$t_c = 33.6 \text{ mtos}$$

Tiempos auxiliares para la preparacion de operacion:

t - operaciones preparatorias de perforacion = 10 - minutos.

t - operaciones preparatorias de carga = 10 mtos.

t - operaciones preparatorias de colocacion de vigas = 10 mtos.

II.2.2.8' Ciclograma de trabajo.

Aparece en anexo al respecto. (no.4)

ANEXO N° 4

TIEMPO OPERACION	TURNO						
	1	2	3	4	5	6	7
SAANEAMIENTO							
COLOCACION DE VIGAS							
COLOCACION DE PLATAFORMA Y ESC.							
PERFORACION							
CARGA - CARGENOS DESMONTAJE DE PLATAFORMA Y EXPLOSION							
CARGA DE LA ROCA							
ENTIBADO							
OTRAS ACTIVIDADES							

II.2.2.9' Cantidad de aire necesario para ventilar el frente.

La cantidad de aire indispensable para ventilar excavaciones sin falladas, la podemos determinar en función del consumo de materia explosiva por ciclo y por el # de personas que laboran simultáneamente en el frente de trabajo.

- a) Cálculo de la cantidad de aire necesario por ciclo en función del consumo de sustancia explosiva.

$$Q_f = \frac{21.4}{t} \sqrt{AV}, \text{ m}^3/\text{mtos.}$$

Donde:

Q_f - cantidad de aire necesario por ciclo

t - tiempo de ventilación = 20 mtos

A - consumo de materia explosiva por ciclo = 26.9 kg

V - volumen de la excavación

$$V = S L$$

S - sección transversal = 15 m²

L - longitud de la excavación = 115 m

$$V = 1725 \text{ m}^3$$

$$Q_f = 230.49 \frac{\text{m}^3}{\text{mtos}}$$

- b) Cálculo de la cantidad de aire necesario por ciclo en función del # de obreros trabajando a la vez en el frente.

$$Q'_f = 6 \text{ veces } (n \times K)$$

K - coeficiente de reserva = 1.5

n - # de obreros trabajando en el frente

Q'_f - cantidad de aire necesario por ciclo en el frente

$$Q'_f = 18 \frac{\text{m}^3}{\text{mtos}}$$

Determinación de la distancia óptima, a la cual se debe encontrar la tubería de ventilación.

$$l \leq 0.5 S \left(1 + \frac{1}{2a} \right)$$

Donde:

a - coeficiente del estado de la tubería, para tubería nueva, $a = 0.06$

S - sección transversal

$$l \leq 18 \text{ m}$$

Cantidad de aire que debe suministrar el ventilador -

$$Q_v = m \times Q_f$$

Donde:

Q_v - cantidad de aire que debe suministrar el ventilador.

Q_f - cantidad de aire que debe llegar al frente.

m - relación entre Q_v y Q_f respectivamente y debe ser mayor que la unidad.

Emplearemos la tubería de goma tipo M impermeable, para este tipo de tubería se encuentra tabulado el valor de m en función de la longitud de la excavación. Para una longitud de 200 m, $m = 1.137$

$$Q_v = 4.36 \text{ m}^3 \times \text{seg.}$$

Cálculo de la depresión que se origina en la tubería de ventilación.

$$h_v = h_{\text{est.}} + h_{\text{din}}$$

$$h_{\text{est.}} = m \times R_t \times Q_v^2$$

Donde:

$h_{\text{est.}}$ - depresión estática

h_{din} - depresión dinámica, por su poco valor la despreciamos.

R_t - resistencia aerodinámica de la tubería de ventilación, para las tuberías empleadas del tipo lona - M. Esta resistencia se encuentra tabulada en función del diámetro y la longitud de la misma. Tomaremos el diámetro de 500 mm y longitud de 115 m entonces $R_t = 15$.

$$h_v = h_{\text{est.}} = 324.20 \text{ mm de H}_2\text{O}$$

Elegimos el equipo de ventilación parcial Prajodka -600 cuyas características son:

Potencia del motor (Kw) 3.8

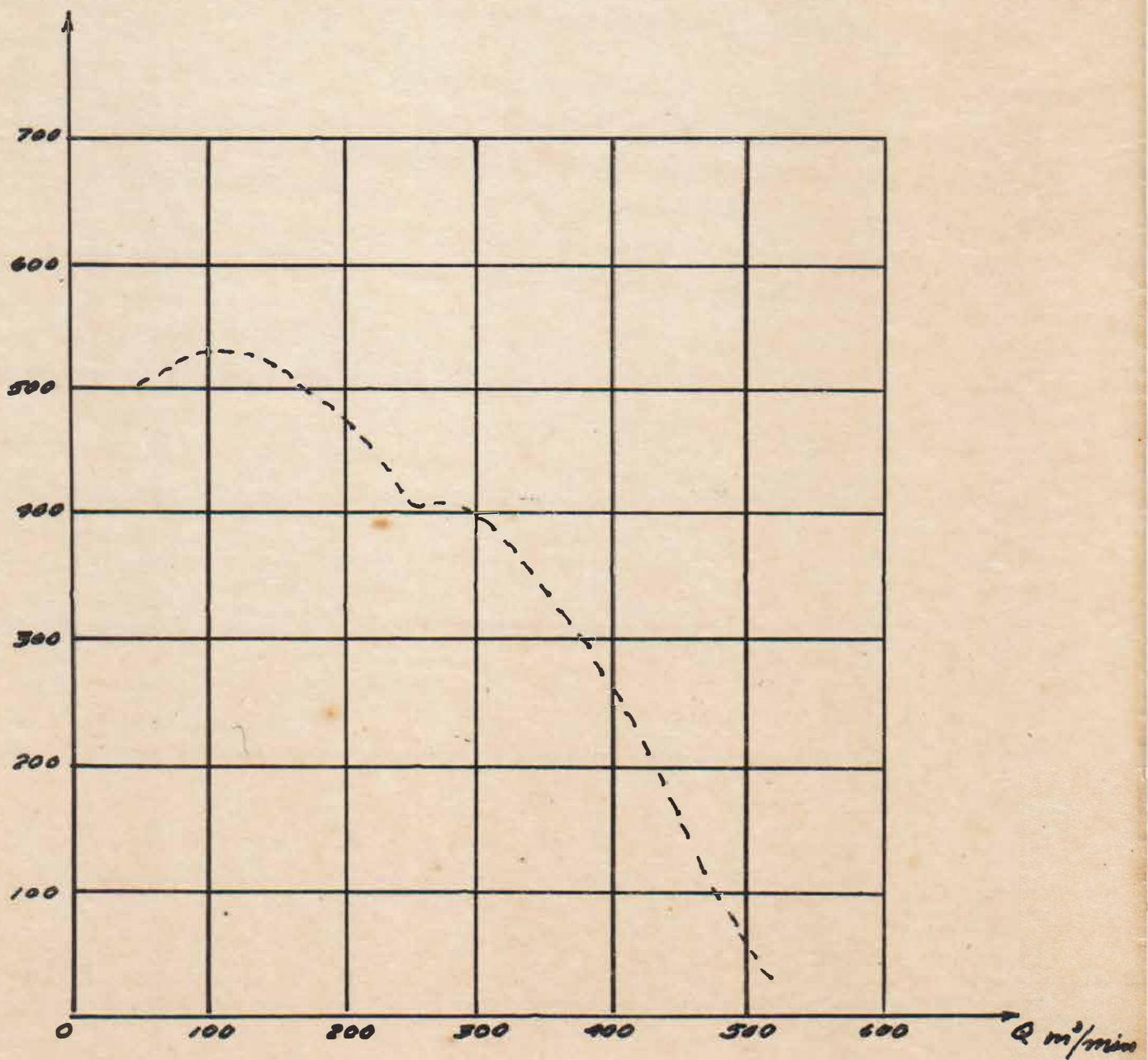
Eficiencia 0.65

Peso (kg) 470

Con un solo ventilador satisface la necesidad de nuestra demanda

ANEXO N° 5

H_0 mm de H_2O



III. Costo inicial de la variante a cielo abierto.

a) Costo inicial

b) Costo por mantenimiento, en un período de 1 año

III. a Cálculo del costo inicial

Partiendo de normas dadas por Industria de Materiales de Construcción, Dirección de Inversiones, Tabla de Cálculo de Valores para movimiento de tierra año-1979, la cual nos dice que:

- Para mover 1 m^3 en terrenos similares al nuestro, - hay normas al respecto:

3.3 $\$/\text{m}^3$ - terraplen de mejoramiento.

2.2 $\$/\text{m}^3$ - terraplen de préstamo

0.7 $\$/\text{m}^3$ - terraplen compensado

En nuestro caso tenemos de los 3 tipos. Vamos a abalizar el camino desde el pto. PI hasta el pozo # 10, -- o sea el perfil representado en el plano # 3.

La cantidad de tierra a mover en total para que el camino tenga la pendiente exigida según las normas técnicas (10 %) es: $570\,372.9 \text{ m}^3$.

Para nuestro trabajo hay partes que vamos a utilizar - prestamos, otras vamos a emplear el mismo material debrosado para el relleno en los lugares que hace falta - y para su ulterior uso (camino) necesita un espesor determinado de terraplen de mejoramiento.

Consideramos una media entre los 3 valores ya que en la práctica haremos eso mismo:

$$N = \frac{3.3 + 2.2 + 0.7}{3}$$

$$N = 2.06 \text{ } \$/\text{m}^3$$

El valor del costo por este concepto será:

$$W = 570372.9 \times 2.05$$

$$W = 1\ 178\ 770.6 \text{ \$/costo inicial}$$

$$Z = \frac{W}{L'}$$

Donde:

Z - valor o costo / m

L' - longitud del tramo analizado = 2.9 km

W - costo inicial de la variante a cielo abierto

Considerando que para llegar al pto. elegido como centro del bloque $1C_1$ es necesario añadirle al valor obtenido el valor que costaría realizar el camino hasta dicho pto., por lo tanto sumándole este valor obtendremos el valor inicial de la realización del camino-

Distancia desde el pto. (pozo) 10, hasta el pozo 14 es = 335 m.

$$C_I = 1\ 178\ 770.6 + X \times 406.47$$

$$C_I = 1314933.9 \text{ \$}$$

C_I - costo total de la variante a cielo abierto desde el pto. PI hasta el centro del bloque $1C_1$.

Índice de comparación:

$$i = \frac{1314933.9}{244000}$$

$$i = 5.43 \text{ \$/m}^3$$

i - nos da la cantidad de pesos que hay que adicionarle al valor de 1m^3 de dicho yacimiento para la amortización del costo inicial de dicha variante en 1 año; siendo la producción anual de $242\ 000 \text{ m}^3$

III.2 Consideración técnica

Recomendamos la utilización de perforación y explosivos desde el perfil 40 hasta el 61, en el plano # 3 por debajo de 3.5 m que es la potencia media de la roca de destape.

El volumen de tierra a mover con perforación y explosivo en este caso se puede calcular con los datos siguientes. Para lo cual adjuntamos la tabla sgte.

tbla.#8

Perfil	40	44	48	53	57	61
Cota real	330	346	364	385	387	390
Cota de -- proyecto	328	337	350	363	373	384.9
Distancia	3	9	14	21	14	5.1
Potencia - pro. dest.	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5	3.5
Potencia a explocionar	0.5	5.5	11.5	15.5	11.5	2

Longitud desde el perfil 41 -61 = 570 m

III.- a Costo por mantenimiento de la paertura -
por trincheras y semi-trincheras.

Partimos de datos dados por Empresa Minera de --
Holguín.

Analizaremos los gastos que se originan por manteni-
miento de un camión Krass - 256, que es el camión em-
pleado en dicha cantera.

Según normas dictadas en función de la experiencia -
por el Ministerio de Minería y Geología dicen:

1000 hrs. de servicios se gasta 9 u.

6 km. se consume 1 galón

1 000 hrs. de servicios se consumen 2 acum.

Mantenimiento

tbla #. 9

<u>Mantenimiento</u>	<u>Galones</u>	<u>Costo \$</u>
1	374	5.00
2	1122	26y82
3	3366	150.08
RM	8976	2000 .00
R _g	14960	5000.00

Determinemos los costos que se originan por concepto
de transporte.

Analizemos los costos que se originan al utilizar la
variante a cielo abierto en concepto de transporte -
puro, o sea desde el pozo 10 hasta la planta de tra-
tamiento general.

La distancia de transporte sería 2.9 km
velocidad promedio = 32.5 k/hrs.

Por normas de proyección tecnológica de la industria de Materiales de Construcción. Dirección principal - de canteras de la Industria de Materiales.

Por estas normas podemos determinar el tiempo de viaje

$$T_{\text{viaje}} = 2 \left(d \frac{60}{v_m} \right) + T_{c_c} + T_{d_c} + T_{\text{esp.}} + T_{i_c} + T_{i_d}$$

Donde:

d - distancia de tiro de los camiones en un sentido, km

v_m - velocidad media de los camiones = 32.5 km/hr.

T_{c_c} - tiempo de carga de un camión de volteo (mtos)

$T_{c_c} = 3.78$ mtos.

T_{d_c} - tiempo descarga de un camión de volteo (mtos)

$T_{d_c} = 2.00$ mtos.

$T_{\text{esp.}}$ - tiempo de espera cerca de la excavadora (mtos)

$T_{\text{esp.}} = 3.00$ mtos

T_{i_d} - tiempo de maniobra para descargar (mtos)

$$T_{i_d} = 1.00 \text{ mtos}$$

v_m y todos los demás tiempos se obtienen por norma - de seguridad.

$$T_{\text{viaje}} = 20.48 = 21 \text{ mtos.}$$

Cantidad de viajes de un camión de volteo en un turno se calcula por:

$$N_{\text{viajes}} = \frac{T_t - T_{p_c} - T_p}{T_{\text{viajes}}}$$

Donde:

$$T_t - \text{duración del turno} = 480 \text{ mtos}$$

$$T_{p_c} - \text{tiempo de operaciones preparatorias} = 30 \text{ mtos}$$

$$T_p - \text{tiempo para necesidad personales} = 30 \text{ mtos}$$

$$N_{\text{viajes}} = 20$$

$$1 \text{ día} \dots\dots\dots 40 \text{ viajes}$$

$$283 \text{ días} \dots\dots\dots X \text{ viajes}$$

$$X = 11320 \frac{\text{viajes}}{\text{año}}$$

X - # de viajes que un camión realiza suponiendo que trabaja ininterrumpidamente

Este tiempo es teórico, pero nos sirve para ver cuantos mantenimientos y reparaciones han de hacer en este tiempo .

40 viajes 16 hrs.

11320 viajes x hrs

X = 4520 hrs.

Gastos de rueda que se originan en este período (1 - año).

10 000 hrs 9 unidades

4 520 hrs x "

X = 40.75

$X_2 = 41$ ruedas

X_2 - # de ruedas que se gastan al año

Determinación del # de camiones necesarios en la cantera para asegurar la productividad planificada.

Para la determinación del # de camiones tenemos que determinar una serie de parámetros anteriores:

- El volumen de roca en el macizo para un camión se determina por la fórmula sgte.

$$V = V_c \times n$$

Donde:

V - volumen de la cama del camión, m^3

V_c - volumen de la cuchara de la excavadora, $0.6 m^3$

n - # de cucharas de una excavadora en un camión, -
Krass - 256, $n = 7.5$

$$V = 4.5 \text{ m}^3$$

La norma de rendimiento para un conductor de camiones Krass - 256 se puede determinar por:

$$R = V \times N_{\text{viajes}}$$

Donde:

R -, la norma de rendimiento

V - volúmen de la roca en la cama del camión

N - # de viajes por turnos

$$R = \frac{90 \text{ m}^3}{T}$$

La cantidad de camiones por turnos en operaciones se calcula por:

$$N_c = \frac{P_t}{R \times K_{21}} K_i$$

Donde:

N_c - # de camiones por turnos

P_t - productividad de la cantera por turno

K_{21} - coeficiente de utilización de los camiones = 0.9

K_i - coeficiente de irregularidad de transporte en -
1 turno = 1.1

$$N_c = 5.97$$

$$N_c = 6$$

La cantidad de camiones en inventario será

$$N_i = \frac{N_c}{K_{P_t}}$$

Donde:

N_i - cantidad de camiones en inventario

K_{pt} - coeficiente de preparación técnica = 0.7 - 0.8
tomando 0.7, obtendremos:

$$N_i = 9 \text{ camiones}$$

Costo por concepto de ruedas en un año para un camión
y para la totalidad de ellos.

$$C_{x2} = x_2 \times c_2$$

Donde:

C_{x2} - costo por concepto de ruedas al año de trabajo
para un camión.

x_2 - cantidad de ruedas a cambiar

c_2 - costo unitario = 100 \$

$$C_{x2} = \frac{4 \ 100 \ \$}{\text{año}}$$

$$C_{x2_t} = n_0 \times C_{x2}$$

Donde:

C_{x2_t} - costo total por concepto de ruedas

n_0 - # de camiones trabajando

$$C_{x2_t} = \frac{28 \ 600 \ \$}{\text{año}}$$

Gasto por concepto de combustible para un camión.

Por 6 km de trabajo de un camión Krass 256 gasta un galón.

1 viaje 2.9 km

11 320 X_3 km

$$X_3 = 32\ 828\text{ km}$$

X_3 - cantidad de km recorrido cada año

6 km 1 galón

32 828 X_4 galones

$$X_4 = 5471.33\text{ galones}$$

X_4 - cantidad de galones que se consumen al año

Costo por concepto de combustible al año por 1 camión

$$C_{x4} = X_4 \times C_4$$

Donde:

C_{x4} - costo por concepto de combustible al cabo de 1 año.

C_4 - costo de 1 galón = 0.6 \$

$$C_{x4} = \underline{3287\ \$}$$

camión

$$C_{x4_t} = n_0 \times C_{x4}$$

Donde:

C_{x4_t} - costo total al año por concepto de combustible

n_0 - # de camiones = 6

$$C_{x4_t} = \underline{19\ 696\ \$}$$

total camiones

Cuantos mantenimientos, han de hacer en 1 año de servicio para 1 camión y para todos.

Mantenimiento	Costo \$
Mantenimiento 1	5:00
" 2	28:50
" 3	150:00

Costo por mantenimiento para 1 camión

$$C_m = m_1 + m_2 + m_3$$

$$C_m = \frac{183.5 \$}{\text{año}}$$

$$C_{mt} = n_0 \times C_m$$

Donde:

C_{mt} - costo por mantenimiento total en 1 año

C_m - costo por mantenimiento de 1 camión en 1 año

m_1 , m_2 y m_3 - costo de los diferentes mantenimientos

$$C_{mt} = 1.101 \$/\text{total}$$

Los costos más sobresalientes que se originan en el --
parque de camiones producto de su explotación al cabo-
de 1 año son:

$$C_{tm} = C_{mt} + C_{x_{4t}} + C_{x_{2t}}$$

Donde:

C_{tm} - costo por concepto de estos 3 parámetros funda-
mentales.

$$C_{tm} = 49.397 \$/\text{año total}$$

En las diferentes operaciones de mantenimiento hay que hacer cambios de algunas piezas a veces no previstas en el valor del manten. programado, otros gastos son los originados por los acumuladores que según normas indican que hay que sustituir por 1000 hrs de funcionamiento 2 acumuladores, o sea que al año - por cada camión se debe cambiar alrededor de 9 acumuladores. Por todos estos valores asumimos un 15 % del costo determinado anteriormente.

$$C'_{tm} = 49\ 397 + 15\ \% \ C_{tm}$$

$$C'_{tm} = 56\ 806.55 \ \$ / \text{año}$$

Donde:

C'_{tm} - costo aproximado que se origina producto de la explotación del parque de camiones

Cantidad a amortizar por concepto de gastos en equipos de transporte automotor por m^3 extraído al año.

$$i_2 = \frac{56\ 806.55}{244\ 000}$$

Donde:

i_2 - índice fundamental que nos indica la cantidad de \$ que hay que adosar al valor de 1 m^3 de material para amortizar los gastos que se originan producto de la explotación de la cantera por camiones

$$i_2 = 0.2347 \ \$ / m^3$$

Este gasto C'_{tm} , es solamente desde el pozo 10 hasta la planta de tratamiento de material.

III.1 Cálculo económico de la variante socavón -- contrapozo.

III.L.1 Cálculo económico del socavón

Ubicación del socavón de apertura.

En la ubicación del socavón de apertura se ha tenido -
en cuenta una serie de factores.

- guardar una distancia determinada de la cueva de Fa
rallones, para que en el trabajo de apertura y explo
tación no afecte el equilibrio de dicha cueva.
- estar lo más cerca posible de la instalación montada
ya, los molinos, para asi evitar otro transporte más
largo de la materia prima.
- cuanto más bajo pueda trazarse, de manera tal que to
da la roca explotable queda encima del socavón, o al
menos dicho socavón átraviase la zona más baja del -
yacimiento.
- El laboreo del socavón empieza en el punto B a una
longitud de la planta de molinos de 55 m y cota 230
aproximadamente con una acimut de 110° , hasta una --
longitud de 330 m , a partir de este punto cambiará
su dirección con un acimut de 220° alcanzando en es-
ta última dirección su longitud total 720 m, ver pla
no # 2.

III.1.2 Salarios.

De acuerdo a la organización de nuestro trabajo hemos
propuesto 2 turnos, de 8 hrs cada 1 y en cada turno se
realiza un ciclo de trabajo.

Según su clasificación los obreros tienen las sgtes -
escala de salarios:

Minero "A"		1.52 \$/hrs.
Minero "B"		1.33 \$/hrs
Minero "C"		1.17 \$/hrs

Por turno de trabajo, labora una brigada que está -
compuesta por 4 obreros con las sgtes. clasificaciones

Minero "A"		2
Minero "B"		2

III.1.3 Gastos de salarios por ciclo de trabajo y
por metro de avance.

a) Por ciclo de trabajo

$$S_{pc} = N_a \times S_a + N_b \times S_b$$

Donde:

S_{pc} - gasto de salario por ciclo de trabajo

N_a y N_b - # de obreros con clasificación "A" y "B"
respectivamente.

S_a y S_b - salario de los obreros de acuerdo a su cla-
sificación.

$$S_a = 12.16 \text{ \$/turno}$$

$$S_b = 10.8 \text{ \$/turno}$$

$$S_{pc} = 2 \times 12.16 + 2 \times 10.8$$

$$S_{pc} = 45.92 \text{ \$}$$

b) Por metro de avance

$$S_{pm} = \frac{S_{pc}}{A_v}$$

Donde:

S_{pm} - gasto de salarios/m de avance

A_v - avance del frente por ciclo = 1.3

Sustituyendo en la fórmula anterior obtendremos

$$S_{pm} = 35.32 \$$$

III.1.4 Depreciación de los distintos equipos.

El régimen de trabajo anual del futuro yacimiento es de 283 días trabajándose 2 turnos diarios.

- Costo de los equipos utilizados en el laboreo del socavón de apertura tabla #10

Las normas de depreciación de los distintos equipos son las establecidas por la Empresa Minera de Holguín y por normativos del Dpto. de Minas (ISMM)

Equipos	Cantidad	Costo unitario \$	Norma de Depre. %
Cargadora PNL-5	2	3 000	34.6
Vagoneta BG-6	21	1 200	17
Perforadora Neumática PR-35	2	350	50
Prajudka -600	2	500	44
Locom.Trolex 25 KP-2	3	10 300	23

III.1.1 Depreciación de las perforadoras neumáticas por ciclo de trabajo y por m de avance.

a) Por ciclo de trabajo.

$$D_{pc} = \frac{N_d \times C_p \times n_p}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

N_d - norma de depreciación de las perforadoras.

C_p - costo unitario

n_p - # de perforadoras

n_d - # de días labprables al año

n_c - # de ciclos de trabajos diarios

D_{pc} - depreciación de las perforadoras por ciclos de trabajo.

Sustituyendo en la fórmula anterior obtendremos:

$$D_{pc} = 0.61 \text{ \$/ciclos}$$

b) Por metro de avance.

$$D_{pm} = \frac{D_{pc}}{A_v}$$

D_{pm} - depreciación de las perforadoras / m de avance

A_v - avance del frente por ciclo = 1.3

$$D_{pm} = 0.46 \text{ \$/m.}$$

III.1.4.2 Depreciación de las máquinas cargadoras
por ciclos de trabajo y por m. de avance.

a) Por ciclo de trabajo

$$D_{cc} = \frac{N_d \times C_c \times n_c}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

D_{cc} - depreciación de los equipos de carga por ciclo de trabajo.

N_d - norma de depreciación de las cargadoras

C_c - costo unitario

n_c - # de cargadoras

$D_{cc} = 3.66 \text{ \$/ciclos}$

b) Por M. de avance.

$$D_{cm} = \frac{D_{cc}}{A_v}$$

Donde:

D_{cm} - depreciación de las cargadoras / m de avance

$D_{cm} = 282 \text{ \$/m.}$

III.1.4.3 Depreciación de las locomotoras por ciclo de trabajo y por m. de avance.

a) Por ciclo de trabajo.

$$D_{lc} = \frac{N_d \times C_1 \times n_1}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

N_d - Norma de depreciación de las locomotoras

C_1 - costo unitario

n_1 - # de locomotoras

D_{lc} - depreciación de las locomotoras por ciclo de trabajo.

$$D_{lc} = 12.56 \text{ \$/ciclos}$$

b) Por metro de avance

$$D_{lm} = \frac{D_{lc}}{AV}$$

Donde:

D_{lm} - depreciación de las locomotoras / m. de avance

$$D_{lm} = 9.56 \text{ \$/m}$$

III.1.4.4. Depreciación de las vagonetas por ciclos de trabajo y por metro de avance

a) Por ciclo de trabajo

$$D_{vc} = \frac{N_d \times C_v \times n_v}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

N_d - norma de depreciación de las vagonetas

C_v - costo unitario

n_v - # de vagonetas

D_{vc} - depreciación de las vagonetas por ciclo de trabajo

$$D_{vc} = 7.56 \text{ \$/ciclos}$$

b) Por metro de avance

$$D_{vm} = \frac{D_{vc}}{A_v}$$

Donde:

$$D_{vm} = 5.82 \text{ l/m.}$$

III.1.4.5. Depreciación de los equipos de ventilación parcial por ciclos de trabajo y por m. de avance.

a) Por ciclos de trabajo

$$D_{ec} = \frac{N_d \times C_e \times n_e}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

D_{ec} - depreciación de los equipos de ventilación

C_e - costo unitario

n_e - # de ventiladores

$D_{ec} = 0.77 \text{ \$/ciclos}$

b) Por metro de avance

$$D_{em} = \frac{D_{ec}}{A_v}$$

Donde:

D_{em} - depreciación de los equipos de ventilación por m. de avance

$D_{em} = 0.59 \text{ \$/m.}$

III.1.5. Cálculo de la energía

En el laboreo del socavón tendremos que consumir dos tipos de energía: la eléctrica y la neumática.

Los costos unitarios de la energía neumática y eléctrica son los que rigen en la Emp. Minera de Holguín. -- Los consumos de energía de los diferentes equipos los hemos tomados de su pasaporte técnico.

III.1.5.1 Consumo de aire comprimido de las perforadoras, por ciclos de trabajo y por m. de avance.

a) Consumo de aire comprimido por ciclo.

$$C_{pc} = n K T_p C$$

Donde:

C_{pc} - consumo de aire comprimido de las perforadoras por ciclo.

n - # de perforadoras trabajando en el frente = 2

K - coeficiente de reserva, el cual concidera las perdidas = 1.2

T_p - tiempo de utilización del equipo de perforación -
= 156 min.

C - consumo de aire comprimido de la perforadora por min. = $2.4 \text{ m}^3/\text{min.}$

Sustituyendo estos valores, obtendremos:

$$C_{pc} = 898.56 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

b) Consumo por m. sw avance

$$C_{pm} = \frac{C_{pc}}{A_v}$$

C_{pm} - consumo de aire comprimido de las perforadoras por m. de avance.

$$C_{pm} = 691.2 \text{ m}^3/\text{m}$$

III.1.5.2 Consumo de aire comprimido de la máquina -
cargadora, por ciclo de trabajo y por m de
avance.

a) Consumo de aire comprimido por ciclo de trabajo

$$C_{cc} = K_1 \times C_1 \times T_p \times n$$

Donde:

C_{cc} - coeficiente de reserva, el cual tiene en cuenta las pérdidas de aire comprimido.

C_1 - consumo de aire comprimido de la máquina cargadora, $4 \text{ m}^3/\text{min}$.

T_p - tiempo de utilización del equipo = 181

n - # de máquinas cargadora = 2

$$C_{cc} = 1736.7 \text{ m}^3/\text{ciclos}$$

b) Consumo de aire comprimido por metro de avance

$$C_{cm} = \frac{C_{cc}}{A_v}$$

C_{cm} - consumo de aire comprimido del equipo de carga por metro de avance.

$$C_{cm} = 1 \ 335.9 \text{ m}^3/\text{m}$$

III.1.5.3 Costo de aire comprimido del equipo en el frente por ciclo y por m.

a) Por ciclo.

$$Q = C_{pc} + C_{cc}$$

$$Q = 2 \ 635.26 \text{ m}^3/\text{ciclos}$$

FACULTAD DE MINERIA

Donde:

Q - cantidad de aire consumido en un ciclo

$$Q' = Q \times C_2$$

Donde:

Q' - costo por concepto de aire comprimido por ciclo

C_2 - costo unitario = $0.007 \text{ \$/m}^3$

$$Q' = 18.44$$

b) Costo por metro de avance

$$Q_1 = C_{pm} + C_{cm}$$

$$Q_1 = 1335.9 + 691$$

$$Q_1 = 2026.9 \text{ m}^3 / \text{m. de avance}$$

$$Q'_1 = Q_1 \times C_2$$

Q'_1 - costo por M. de avance

$$Q'_1 = 14.18 \text{ \$/m. de avance}$$

III.1.6 Consumo de energía eléctrica de los equipos de ventilación por ciclos y por m. de avance

a) Consumo de energía eléctrica por ciclo de avance.

$$T_{vc} = n \times d \times \theta_3$$

Donde:

C_{vc} - consumo de energía eléctrica de los ventiladores

n - # de ventiladores = 2

d - # de hrs. de funcionamiento = 8

θ_3 - consumo de energía eléctrica de 1 ventilador = $3.8 \frac{\text{KW}}{\text{hr}}$

$$C_{vc} = 60.8 \text{ kw/ciclo}$$

b) Consumo de energía eléctrica por metro de avance

$$C_{vm} = \frac{C_{vc}}{A_v}$$

C_{vm} - consumo de energía eléctrica de los ventiladores/m. de avance

$$C_{vm} = 46.78 \text{ kw/m}$$

III.1.6.1 Consumo de energía eléctrica de la máquina
25 KP - 2 - Trolex/ciclo / avance

a) Por avance

$$W = P \times t$$

Donde:

W - energía consumida

P - Potencia de la máquina 50 kw/máquina

t - tiempo de funcionamiento (carga y transporte)

$$W = 50 \times \frac{200}{60}$$

$$W = 166.66 \text{ kw/avance}$$

b) Por metro

$$W_m = \frac{W}{A_v}$$

W_m - energía consumida por m.

W - energía consumida/avance

$$W_m = 128.2 \text{ kw/m.}$$

c) Costo de la energia electrica /ciclo /m. de avance

$$C_{ce} = (C_{vc} + W) \times C_{12}$$

Donde:

C_{ce} - costo por concepto de energia en 1 ciclo

C_{vc} y W - energia en kw. consumida en el ciclo por el ventilador (2) y la máquina Trolex respectivamente.

C_{12} - costo = 0.02 \$/kw

$C_{ce} = 4.54$ \$/avance

- por metro de avance

$$C_{cem} = (C_{vm} + W_m) \times C_{12}$$

C_{cem} - costo por concepto de energía en 1 m.

C_{vm} - gasto de energia/ventilador en 1 m.

W_m - gasto de energia /máquina trolex

$C_{cem} = 3.49$ \$/m.

III.1.7 Materiales

El el laboreo de nuestro socavón hemos empleado diferentes tipos de materiales, en función de su destino. El costo unitario de los diferentes materiales nos han sido proporcionados por el Dpto. Centro de Control Económico de la Emp. Minera de Holguín (Cayo Guan)

III.1.7.1 Costo y consumo de rieles P-33 por ciclo de trabajo y por metro de avance.

a) Consumo de rieles P-33, por ciclo de trabajo.

$$C_{rc} = 2 A_v \times P$$

Donde:

C_{rc} - consumo de rieles P-33 por ciclo de trabajo

A_v - avance del frente por ciclos

P - peso del riel /m. = 33 kg

$$C_{rc} = 85.8 \text{ kg/ciclos}$$

b) Consumo de rieles P-33 por metro de avance

$$C_{rm} = \frac{C_{rc}}{A_v}$$

C_{rm} - consumo de rieles/m. de avance

$$C_{rm} = 66 \text{ kg/m}$$

c) Costo de los rieles P-33 por ciclo de trabajo y /m de avance.

- por ciclo de trabajo

$$C'_{rc} = C_{rc} \times C_4$$

Donde:

C'_{rc} - costo de los rieles P-33 consumidos por ciclo-
de trabajo.

C_4 - costo unitario = 0.058 \$/kg

$C'_{rc} = 4.97$ \$/ciclos
 rc

- costo por m. de avance

$C'_{rm} = C_{rm} \times C_4$

C'_{rm} - costo de los rieles P-33 /m. consumidos

$C'_{rm} = 3.83$ \$/m.

III.1.7.2 Costo y consumo de traviesas de madera/ci-
clo / m. de avance.

a) Consumo de traviesa por ciclo

$$C_{tc} = \frac{A_v}{L}$$

Donde:

C_{tc} - consumo de traviesa/ciclo de trabajo

L - distancia entre traviesas = 0.30 m

$C_{tc} = 4.33$ traviesas/ciclos

b) Consumo de traviesas/m.

1.3 m 4.33 traviesas
1 m X "

$X = 3.33$ traviesas/m.

X - consumo de traviesa/ m. de avance

c) Costo de las traviesas consumidas/ ciclos de trabajo/m. de avance

- Por ciclo de trabajo

$$C'_{tc} = C_{tc} \times C_5$$

Donde:

C'_{tc} - costo de las traviesas consumidas por ciclos

C_5 - valor unitario de las traviesas = 1.2 \$/u

$C'_{tc} = 5.19$ \$/ciclos

- por metro de avance

$$X' = X \times C_5$$

X' - costo de las traviesas/m. de avance

$$X' = 3.99 \text{ \$}/\text{m.}$$

III.1.7.3 Costo y consumo de balasto/ciclo de trabajo y / m. de avance.

a) Consumo de balasto/ciclo de trabajo

$$C_{bc} = a \text{ e } A_v$$

Donde:

a- ancho de la capa de balasto = 2.10 m

e - espesor de la capa de balasto = 0.19 m

A_v - avance del frente de trabajo/ciclo = 1.3

$$C_{bc} = 0.51 \text{ m}^3/\text{ciclo}$$

b) Consumo de balasto/m

$$C_{bm} = \frac{C_{bc}}{A_v}$$

C_{bm} - consumo de balasto/m. de avance

$$C_{bm} = 0.29 \text{ m}^3/\text{m}$$

c) Costo de balasto/ciclo/m de avance

= costo/ciclo

$$C'_{bc} = C_{bc} \times C_6$$

Donde:

C'_{bc} - costo del balasto consumido en un avance

C_6 - costo unitario del m^3 = 2 $\$/\text{m}^3$

$$C'_{bc} = 1.02 \text{ \$/ciclos}$$

= costo / m. de avance

$$C'_{bm} = C_{bm} \times C_6$$

C'_{bm} - costo del balasto consumido/m.

$$C'_{bm} = 0.78 \text{ \$/m}$$

III.1.7.4. Costo y consumo de madera aserrada/ciclo
= / m. de avance.

a) Consumo de madera por ciclo

$$C_{mc} = (e \times p + e_1 \times a) \times A_v$$

Donde:

e - espesor de las tablas de recubrimiento de la fortificación = 1.5 cm

p - perímetro de la excavación = 9.25 m

e₁ - espesor de las tablas de recubrimiento = 0.03 m

a - ancho de la tabla de recubrimiento de la zanja de desagüe = 0.6 m

$$C_{mc} = 0.20 \text{ m}^3/\text{ciclos}$$

b) Consumo de madera/m. de avance

$$C_{ma} = \frac{C_{mc}}{A_v}$$

C_{ma} - consumo de madera aserrada/ m. de avance

$$C_{ma} = 0.15 \text{ m}^3/\text{m}$$

c) Costo de madera consumida/ciclo y m. de avance
- por ciclo.

$$C'_{mca} = C_{mc} \times C_7$$

C'_{mca} - costo de la madera aserrada/ciclo

$$C'_{mca} = 9 \text{ \$/ciclos}$$

- costo/m. de avance

$$C'_{mma} = C_{mm} \times C_7$$

C'_{mma} - costo de la madera aserrada/m.

$$C'_{mma} = 7.05 \text{ \$/m}$$

III.1.7.5. Consumo y costo de la madera en rollizo -
/ciclo /m. de avance.

a) Por avance (ciclo)

$$V_c = s' \times d$$

V_c - volumen de material (madera) en un cuadro

s' - sección transversal del peón o del sombrero

d' - longitud o perímetro del cuadro de fortificación

$$V_c = \frac{\pi \times d^2}{4} \times d'$$

$$V_c = 0.29 \text{ m}^3/\text{cuadro}$$

$$N = \frac{L}{l'}$$

N - # de cuadros en el socavón

L - longitud del socavón (720m)

l' - longitud entre cuadros

$$N = 1 \text{ 028.5 cuadros/socavón}$$

$$V_t = N \times V_c$$

V_t - volúmen total de madera/socavón

$$V_t = 298.28 \text{ m}^3 / \text{socavón}$$

$$C_{mrc} = \frac{V_t \times A_v}{L}$$

C_{mrc} - consumo de madera rolliza por ciclo

$$C_{mrc} = 0.41 \text{ m}^3 / \text{ciclo}$$

b) Consumo/metro

$$C_{mrn} = \frac{C_{mrc}}{A_v}$$

C_{mrn} - consumo de madera rolliza/m.

c) Costo de madera/avance (ciclo) /m. de madera rolliza.

- por ciclo

$$C'_{mrc} = C_{mrc} \times C_8$$

C'_{mrc} - costo de madera rolliza/ciclo de avance

C_8 - costo

$$C'_{mrc} = 8.2 \text{ \$/ciclos}$$

- por metros de avance

$$C'_{mrn} = C_{mrn} \times C_8$$

C'_{mrn} - costo de madera rolliza/m.

$$C'_{mrn} = 6.2 \text{ \$/m.}$$

III.1.7.6 Consumo y costo de sustancia explosiva
/ ciclo /m. de avance

a) Por ciclo de avance

$$G_{me} = 16.14 \text{ kg/ciclo}$$

G_{me} - gasto de materia explosiva/ciclo

b) Por metro de avance

$$G_{mm} = \frac{G_{me}}{A_v}$$

$$G_{mm} = 12.4 \text{ kg/m.}$$

c) Costo por ciclo y por metro de avance de sustancia explosiva.

- por avance

$$G'_{me} = G_{me} \times C_9$$

G'_{me} = costo /sust.explos./ciclo

$$G'_{me} = 6.45 \text{ \$/ciclo}$$

- por metro de avance

$$G'_{mm} = G_{mm} \times C_9$$

G'_{mm} - costo de sust. explos./m.avance

$$G'_{mm} = 4.96 \text{ \$/m.}$$

III.1.7.7 Consumo y costo de electrodetonadores/ciclos/m. de avance.

a) Por ciclo.

$$C_{ec} = 27 \text{ elect./avance}$$

b) Por metro

$$C_{em} = \frac{C_{ec}}{A_v}$$

C_{em} - consumo de elect. /m.

$$C_{em} = 20.76 \text{ elect./m} = 21$$

c) Costo de electrodetonadores/ciclo/m.

- por ciclo

$$C'_{ec} = C_{ec} \times C_{10}$$

C'_{ec} - costo /ciclo de elect.

$$C'_{ec} = 1.35 \text{ \$/ciclo}$$

- por metro

$$C'_{em} = C_{em} \times C_{10}$$

C'_{em} - costo de elect./m.

$$C'_{em} = 1.03 \text{ \$/m}$$

III.1.7.8 Costo y consumo de la tubería de ventilación por ciclo y por m. de avance.

a) Consumo por ciclo

$$C_{tc} = 1.3 \text{ m/ciclo}$$

b) Consumo por metro

$$C_{tm} = 1 \text{ m/m. avance}$$

E_{tc} - consumo de tubería/ciclo de avance

C_{tm} - consumo de tubería/m

c) costo de la tubería/ciclo/m. de avance

- por ciclo

$$C'_{tc} = C_{tc} \times C_{11}$$

C'_{tc} - costo de tubería de ventilación/ciclo

$$C'_{tc} = 1.69 \text{ \$/ciclo}$$

- por metro

$$C'_{tm} = C_{tm} \times C_{11}$$

C'_{tm} - costo de 1 m de tubería de ventilación

$$C'_{tm} = 1.3 \text{ \$/m.}$$

III.1.8 Costo directo por ciclo de trabajo

Estos gastos estarán compuestos por los costos que se originan durante la ejecución de los trabajo directamente en el frente.

$$G_d = G_s + G_d + G_e + G_m$$

Donde:

G_d - costo directo por ciclo de trabajo

G_s - costo por concepto de salarios por ciclo de trabajo.

$$G_s = 45.96 \text{ \$/ciclo}$$

G_d - costo total de depreciación por ciclo de trabajo

$$G_d = 25.16 \text{ \$/ciclo}$$

G_m - costo total de los materiales consumidos en un ciclo de trabajo, genralmente este costo se aumenta (5 - 10) %. Este aumento considera cables -- electricos de contacto, tuberías de agua y aire -- comprimido, costo de clavos de línea, costo de lám_{pas} para fluorescentes, tuercas etc.

$$G_m = 37.87 + 3.7 = 41.65 \text{ \$/ciclo}$$

G_e - gasto por concepto de energía (electrica y neu--mática)

$$G_e = 22.98 \text{ \$/ciclo}$$

$$G_d = 135.75 \text{ \$/ciclo}$$

III.1.9. Costo directo por metro de avance

$$G_m = G_{sm} + G_{dm} + G_{em} + G_{mm}$$

Donde:

G_m - costo directo por m. de avance

G_{sm} - gastos por concepto de salarios/m de avance

G_{dm} - " " " " depreciación/m de avance

G_{em} - " " " " energía " "

G_{mm} - " " " " materiales consumidos -
por concepto de m. de avance. Generalmente este costo se aumenta en un(5 - 10) % al igual que el concepto tratado en III.1.8

$$G_m = 101.38 \text{ \$/m.}$$

III.1.10 Costo general por ciclo de trabajo

$$G_g = K_i \times G_d$$

Donde:

G_g - costo genral /ciclo de trabajo

K_i - coeficiente de influencia = 0.2 - 06

$$G_g = 27.15 \text{ \$/ciclo}$$

III.1.11 Costo general por metro de avance

$$G_{gm} = K_i \times G_m$$

Donde:

G_{gm} - costo general por m. de avance

K_I - coeficiente de influencia = 0.2

G_m - costo directo por concepto del m. de avance

$$G_{gm} = 20.27 \text{ \$/m.}$$

III.1.12 Gastos inducidos por ciclos de trabajo

$$G_i = K (G_d + G_g)$$

Donde:

G_i - costo inducido por ciclo de trabajo

K - coeficiente de correspondencia = 0.2 - 0.3

$$G_i = 32.58 \text{ \$/ciclos}$$

III.1.13 Gastos inducidos por m. de avance

$$G_{im} = K (G_m + G_{gm})$$

Donde:

G_{im} - costo inducido por m. de avance

$$G_{im} = 24.33 \text{ \$/m.}$$

III.1.14 Gasto total por ciclo de trabajo

$$G_{tc} = G_d + G_g + G_i$$

G_{tc} - costo total por ciclo de trabajo

$$G_{tc} = 195.48 \text{ \$/ciclos}$$

III.1.15 Gasto total por metro de avance

$$G_{tm} = G_m + G_{gm} + G_{im}$$

G_{tm} - costo total por metro de avance

$$G_{tm} = 145.98 \text{ \$/m}$$

III.2 Cálculo económico del contrapozo

III.2.1 Salarios

De acuerdo a la organización de nuestro trabajo hemos propuesto 2 turnos, de 6 hrs. cada 1 y en cada turno - se realiza un ciclo de trabajo.

Según su clasificación los obreros tienen la sgte. escala de salarios para 6 hrs.

Minero "A" 9.12 \$

Minero "B" 8.00 \$

Por turno de trabajo, labora una brigada que está compuesta por 2 obreros de clasificación sgte.

Minero "A" 1

Minero "B" 1

Gastos de salarios por ciclo de trabajo y por m. de avance.

a) por ciclo de trabajo

$$S_{pc} = N_a \times S_a + N_b \times S_b$$

Donde:

S_{pc} - gasto de salario por concepto de ciclo de trab.

S_a y S_b - salarios de los obreros de acuerdo a su clasificación.

N_a y N_b - # de obreros con clasificación "A" y "B" respectivamente.

Sustituyendo en la fórmula anterior obtendremos.

$$S_{pc} = 17.2 \text{ \$/ciclos}$$

b) por metro de avance

$$S_{pm} = \frac{S_{pc}}{A_v}$$

S_{pm} - gasto de salario /m de avance

A_v - avance

$$S_{pm} = 11.41 \text{ \$/m}$$

III.2.2 Depreciación de los distintos equipos

El régimen de trabajo anual de nuestra cantera será de 283 días trabajando 2 turnos diarios.

El costo de los equipos utilizados en el laboreo están dados en la tabla # 11

Equipos	Cantidad	Costo Unitario	Norma de Depres.
		rio \$	%
Vagoneta BG-6	8	1 200	17
Perforadora tele. PT-29	3	350	50
Prajudka-600	1	500	44
Locomotora Trolex 25-KP-2	1	10 300	23

Las normas de depreciación están tomadas del mismo --
lugar que las del socavón.

III.2.3 Depreciación de las perforadoras teleccópicas por ciclo de trabajo y por metro de avance.

a) Por ciclo de trabajo

$$D_{p_{tc}} = \frac{N_d \times C_p \times N_p}{100 \times n_d \times n_c}$$

Donde:

$D_{p_{tc}}$ - depreciación de las perforadoras por ciclos

N_d - norma de depreciación de dichas perforadoras -

C_p - precio unitario

N_p - # de perforadoras

n_d - # de días laborables al año

n_c - # de ciclos de trabajo diarios

$$D_{p_{tc}} = 0.92 \text{ \$/ciclos}$$

b) por metro de avance

$$D_{p_{tm}} = \frac{D_{p_{tc}}}{A_v}$$

$D_{p_{tm}}$ - depreciación de las perforadoras/m de avance

$$D_{p_{tm}} = 0.61 \text{ \$/m}$$

III.2.4 Depreciación de las vagonetas EG-6 por ciclo y m. de trabajo.

a) Por ciclo de trabajo

$$D_{vc} = \frac{N_d \times C_v \times n_v}{100 \times n_d \times n_c}$$

D_{vc} - depreciación de las vagonetas/ciclo de trabajo

N_d - norma de depreciación de las vagonetas

$$100 \times n_d \times n_c = X$$

$$D_{vc} = 2.88 \text{ \$/ciclos}$$

b) por metro

$$D_{vcm} = \frac{D_{vc}}{A_v}$$

D_{vcm} - depreciación de las vagonetas/m. de avance -

$$D_{vcm} = 1.92 \text{ \$/m.}$$

III.2.5 Depreciación del ventilador Prajodka - 600 por ciclo y por m. de avance

a) Por ciclo

$$D_{vc} = \frac{N_d \times C_v \times n_v}{X}$$

$$D_{vc} = 0.38 \text{ \$/ciclo}$$

b) por metro

$$D_{vcm} = \frac{D_{vc}}{A_v}$$

D_{vcm} - depreciación del ventilador/m. de avance

$$D_{vcm} = 0.25 \text{ \$/m.}$$

III.2.6 Depreciación de la Locomotora Trolex 25 KP-2 por ciclo y por metro de avance.

a) Por ciclo.

$$D_{lc} = \frac{N_d \times C_l \times n_l}{X}$$

D_{lc} - depreciación de la locomotora por concepto de ciclo

N_d - norma de depreciación de la locomotora

$$D_{cl} = 4.18 \text{ \$/ciclo}$$

b) Por metro de avance

$$D_{clm} = \frac{D_{lc}}{A_v}$$

D_{clm} - depreciación por metro de avance

$$D_{clm} = 2.79 \text{ \$/m}$$

III.2.7 Cálculo de la energía

Al igual que en el laboreo del socavón, también en el laboreo del contrapozo consumimos 2 tipos de energía: la eléctrica y la neumática.

Los costos unitarios de la energía eléctrica y neumática los hemos tomado de la Emp. Minera de Holguín -- Los consumos de energía de los diferentes equipos los hemos tomado de su pasaporte técnico.

III.2.7.1 Consumo de aire comprimido de las perforadoras telecópicas por ciclo de trabajo y por metro de avance.

$$C_{tc} = n \times K \times T_p \times C$$

Donde:

C_{tc} - consumo de aire comprimido de las perforadoras telecópicas por ciclo.

n - # de perforadoras trabajando en el frente

K - coeficiente de reserva, el cual considera las pérdidas = 1.2

T_p - tiempo de utilización del equipo de perforación
= 119 min.

C - consumo de aire comprimido de la perforadora /min.
= 3.2 m³/min.

$$C_{tc} = 1\,370.88 \text{ m}^3/\text{ciclos}$$

b) Por metro

$$C_{tem} = \frac{C_{tc}}{A_v}$$

C_{tem} - consumo de aire comprimido de las perforadoras por metro

$$C_{\text{tem}} = 913.92 \text{ m}^3/\text{m}$$

C) Costo de aire comprimido/ciclo/m.

- por ciclo

$$Q'' = Q' \times C_0$$

Q'' - costo por concepto de aire comprimido/ciclo en el frente

Q' - cantidad de aire consumido en el frente

C_0 - costo unitario = 0.007

$$Q'' = 9.56 \text{ \$/ciclo}$$

- por metro

$$Q_n = C_{\text{tem}} \times C_0$$

Q_n - costo de aire comprimido por metro de avance en el frente

$$Q_n = 6.39 \text{ \$/m}$$

III.2.7.2 Consumo de energía eléctrica del equipo de ventilación/ciclo/m. de avance

a) Por ciclo de avance

$$Q_{\text{vc}} = n \times d \times c_1$$

Donde:

Q_{vc} - consumo de energía eléctrica/ciclo del ventilador

n - # de ventilador = 1

d - # de hrs. de funcionamiento = 6

c_1 - consumo de energía eléctrica del ventilador -
= 3.8 kw/h

$$Q_{vc} = 22.8 \text{ kw / ciclos}$$

b) Por metro

$$Q_{vcm} = \frac{Q_{vc}}{A_v}$$

Q_{vcm} - consumo de energía eléctrica/m. de avance

$$Q_{vcm} = 15.2 \text{ kw/m}$$

III.2.7.3 Consumo de energía eléctrica de la máquina
Trolex 25 KP-2 /ciclo /m de avance

a) Por ciclo

$$W = P \times t$$

W - energía consumida

P - potencia de la máquina = 50 kw

t - tiempo de funcionamiento

$$W = 50.06$$

$$W = 30 \text{ kw/ciclo}$$

b) Por metro

$$W_m = \frac{W}{A_v}$$

$$A_v = 1.5$$

$$W_m = 20 \text{ kw/m}$$

III.2.7.4 Costo de energía eléctrica/ciclo/m. de --
avance

$$- C_{ec} = (Q_{vc} + W) \times C_2$$

C_{ec} - costo de energía eléctrica/ciclo

C_2 - costo unitario = 0.02 \$/kw

$$C_{ec} = 1.05 \text{ $/ciclos}$$

- por metro

$$C'_{em} = (Q_{v_{cm}} + W_m) \times C_2$$

C'_{em} - costo de energía eléctrica/m.

$$C'_{em} = 0.70 \text{ $/m}$$

III.2.8 Materiales

En el laboreo del contrapozo debemos emplear diferentes tipos de materiales, para la ejecución de dicha - excavación.

El costo unitario de los diferentes materiales nos lo han proporcionado el Dpto. Centro de Control Económico de la Empresa Minera de Holguín (Cayo Guan)

III.2.8.1 Consumo y costo de madera aserrada por ciclo/m. de avance.

Consumo:

$$N = \frac{L}{l}$$

Donde:

N - # de cuadros

L - profundidad del pozo = 115 m

l - distancia entre cuadros = 1.8 - 2 m

N = 58 cuadros

- # de vigas consumidas en el laboreo del contrapozo

$n \neq Z \times N$

n - # de vigas consumidas en 115 m de profundidad

Z - # de vigas en cada cuadro = 2

N - # de cuadros en 115 m

$n = 116 \text{ vigas} / 115 \text{ m}$

Son 116 vigas con un diámetro que oscila entre 14-18 cm
Emplearemos 14 cm.

- Volúmen de madera que corresponde a las 116 vigas.

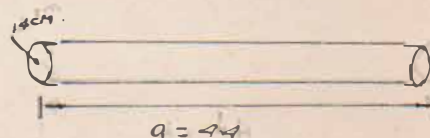
$$V = n \times V_1$$

V = volúmen total de madera

V_1 - volúmen de madera en 1 viga

$$V_1 = \frac{\pi d^2}{4} \times a$$

$$a = 4.4 \text{ m}$$



$$V_1 = 0.06 \text{ m}^3 / \text{cuadro}$$

$$V = 7.85 \text{ m}^3 / 115 \text{ m}$$

- Determinación del volúmen de madera en las diferentes tarimas de trabajo.

$$V_2 = V' \times n$$

V_2 - volumen total

V' - volumen de madera en cada tarima

$$V' = v \times c \times d$$

Considerando el área ocupada como un rectángulo obtendremos, empleando tablas de un espesor de 5 cm.:

v - lado menor

c - lado mayor

d - diámetro de rollizo

$$V' = 1.32 \text{ m}^3 / 1 \text{ plataforma}$$

$$V_2 = 76.58 \text{ m}^3 / \text{plataformas}$$

- Volumen de madera consumida en la separación de los dos compartimentos.

$$V_3 = V'' \times L$$

V_3 - volumen total de madera a emplear

V'' - volumen unitario de la viga

L - profundidad

$$V'' = \frac{\pi d^2}{4} \times a_1$$

$$a_1 = 4 \text{ m}$$

$$V'' = 0.47 \text{ m}^3 / \text{unidad}$$

$$V_3 = 54.16 \text{ m}^3$$

- Volumen total de rollizos empleados en las diferentes operaciones.

$$V_t = V_1 + V_2 + V_3$$

$$V_t = 5.87 + 76.58 + 54.16$$

$$V_t = 138.59 \text{ m}^3$$

Para tener un margen de seguridad y para el material consumido en la escalera, plataforma de protección, -- travesaños a lo largo de la separación de los dos compartimentos..etc. Aumentamos un 10 % del volumen total al mismo:

$$V_{t1} = V_t + 10 \% V_t$$

$$V_{t1} = 152.44 \text{ m}^3$$

a) Consumo por ciclo

$$C_{mc} = \frac{V_{t1}}{n_c}$$

C_{mc} - consumo de volumen de madera en un ciclo

n_c - # de ciclos necesarios para el laboreo del pozo

$$n_c = 77$$

$$C_{mc} = 1.97 \text{ m}^3/\text{ciclos}$$

b) Consumo por metro

$$C_{mm} = \frac{C_{mc}}{\Delta_v}$$

C_{mm} - consumo de madera por metro de avance

$$C_{mm} = 1.32, \text{m}^3/\text{m}$$

c) Costo de madera/ciclo de trabajo/m. de avance

- por ciclo de trabajo

$$C'_{mc} = C_{mc} \times C_3$$

C'_{mc} - costo/ciclo de trabajo

C_3 - costo unitario

$$C'_{mc} = 39.4 \text{ \$/ciclos}$$

- costo /m.

$$C'_{mm} = C_{mm} \times C_3$$

$$C'_{mm} = 26.2$$

III.2.8.2 Consumo y costo de sustancias explosivas
/ciclo / m. de avance

a) Por ciclo

$$G_{me} = 26.9 \text{ kg/ciclos}$$

G_{me} - gasto de materia explosiva/ciclos

b) Por metro

$$G_{mm} = \frac{G_{me}}{A_v}$$

G_{mm} - gasto de materia explosiva/m. de avance

$$G_{mm} = 17.93 \text{ kg/m}$$

c) Costo por ciclo/m. de sustancia explosiva

- por ciclo

$$G'_{me} = G_{me} \times C_4$$

G'_{me} - costo por ciclos de sust. explosiva

$$C_4 = 0.4$$

$$G'_{me} = 10.75 \text{ \$/avance}$$

- por metro

$$G'_{mm} = G_{mm} \times 6_4$$

G'_{mm} - gasto de mat. explosiva /m.

$$G'_{mm} = 7.17 \text{ \$/m}$$

III.2.8.3 Consumo y costo de electrodetonadores /ciclo /m.

a) Por ciclos

$$C_{ec} = 30 \text{ electro/ciclos}$$

b) Por metro

$$C_{em} = \frac{C_{ec}}{A_v}$$

C_{em} - consumo de elect.detonadores/m

$$C_{em} = 20 \text{ elect/m}$$

c) Costo de electrodetonadores por avance $\neq$ m.

- por avance

$$C'_{ec} = C_{ec} \times C_5$$

C'_{ec} - costo de elect./ciclo de trabajo

C_5 - costo unitario = 0.05

$$C'_{ec} = 1.5 \text{ \$/ciclos}$$

- por metro de avance

$$C'_{em} = C_{em} \times C_5$$

C'_{em} - costo por concepto de elect.

$$C'_{em} = 1 \text{ \$/m}$$

III.2.9 Costo directo por ciclo de trabajo

Estos gastos estan relacionados o compuestos por los - costos que se originan en el frente directamente duran te los trabajos en el mismo.

$$G_d = G_s + G_D + G_m + G_e$$

Donde:

G_d - costo directo / ciclo de trabajo

G_s - costo por concepto de salarios/ciclo de trabajo
 $G_s = 17.12 \text{ \$/ciclos}$

G_D - costo total de depreciación /ciclos de trabajo -
 $G_D = 8.36 \text{ \$/ciclos}$

G_m - costo total de los materiales empleados en 1 ciclo de trabajo, aumentamos a este costo el 10 %. Este aumento considera tuberías de aire comprimido, de agua, rejilla metálica móvil, ganchos metálicos escalera metálica, etc.

$$G_m = 56.81 \text{ \$/ciclos}$$

G_e - costo por concepto de energía eléctrica y neumáticos.

$$G_e = 10.61 \text{ \$/ciclos}$$

$$G_d = 92.90 \text{ \$/ciclos}$$

III.2.10 Costos directos /m. de avance

$$G_m = G_{sm} + G_{Dm} + G_{mm} + G_{em}$$

Donde:

G_m - costo directo /m. de avance

G_{sm} - costos por concepto de salarios/m de avance

G_{Dm} - " " " " depres./" "

G_{mm} - " " " " materiales consumidos/m.

G_{em} - " " " " energía/ m. de avance

$$G_m = 61.87 \text{ \$/m.}$$

III.2.11 Costo general /ciclo de trabajo

$$G_{gc} = K_i \times G_d$$

G_{gc} - costo gral./ciclo de trabajo

K_i - es un coeficiente de influencia = 0.2 - 0.6

$$G_{gc} = 13.56 \text{ \$/ciclos de trabajo}$$

III.2.12 Costo gral /M. de avance

$$G_{gm} = K_i \times G_m$$

G_{gm} - costo gral / m. de avance

$$G_{gm} = 12.37 \text{ \$/m}$$

III.2.13 Gastos inducidos /ciclos de trabajo

$$G_i = K (G_d + G_{gc})$$

G_i - gasto inducido /ciclos de trabajo

$$G_i = 22.29 \text{ \$/ciclos}$$

III.2.14 Gastos inducidos / m. de avance

$$G_{im} = K (G_m + G_{gm})$$

G_{im} - costo inducido/m. de avance

$$G_{im} = 14.84 \text{ \$/m}$$

III.2.15 Gasto total / ciclos de trabajo

$$G'_{tc} = G_d + G_{gc} + G_i$$

G'_{tc} - costo total / ciclos de trabajo

$$G'_{tc} = 133.77 \text{ \$/avance}$$

III.2.16 Costo total /M de avance

$$G'_{tm} = G_m + G_{gm} + G_{im}$$

G'_{tm} = costo total /m de avance

$$G'_{tm} = 89.09 \text{ \$/m}$$

IV. Costo inicial de la variante socavón-contrapozo

Para la ejecución del socavón es necesario 566 turnos ó 566 ciclos de trabajo, por lo tanto:

$$G_1 = N \times G_{tc}$$

Donde:

G_1 - costo total del laboreo del socavón

N - # de ciclos

G_{tc} - costo de trabajo en el socavón/ciclos

$$G_1 = 566 \times 195.44$$

$$G_1 = 110\ 641.68 \text{ \$/socavón}$$

Para el laboreo del contrapozo es necesario 77 turnos ó 77 ciclos de trabajo, por lo tanto:

$$G_2 = N_2 \times G'_{tc}$$

Donde:

G_2 - costo del laboreo del contrapozo

N_2 - # de ciclos de trabajo

G'_{tc} - costo de trabajo en el contrapozo /ciclos

$$G_2 = 77 \times 133.77$$

$$G_2 = 10\ 300.29 \text{ \$/contrapozo}$$

$$G_t = G_1 + G_2$$

$$G_t = 120\ 941.97 \text{ \$/variante}$$

Supongamos que laboramos una longitud de más, detrás del **contrapozo**, en la cual cabe perfectamente nuestro tren. Esa longitud será:

$$L' = 3\ 750 \times 6 + 4\ 500 + 2 \times 3\ 750$$

$$L' = 34.5\ m$$

Determinemos el ~~costo~~ /m de avance.

$$g = \frac{G_1}{L}$$

Donde:

g - costo por m. de avance

G_1 - costo total del laboreo del socavón

L - longitud de la excavación

$$g = 153.66\ \$/m$$

Costo total de nuestra variante será:

$$C_{tv} = G_t + L' \times g$$

Donde:

C_{tv} - costo total de apertura de la variante socavón-contrapozo

G_t - costo total de apertura de la variante socavón-contrapozo sin incluir lo referente al tramo de longitud L'

L' - longitud del tramo proyectado con la finalidad de facilitar la carga y maniobra de los trenes

g - costo de 1 m. de socavón por concepto de apertura.

$$C_{tv} = 120\ 941.97 + 34.6 \times 153.66$$

$$C_{tv} = 126\ 258.91 \text{ \$/variante}$$

Para tener un margen de seguridad hasta un área de sección transversal de 14 m^2 , para el socavón por razones de seguridad y para trabajos más seguros, daremos el valor de nuestra variante en función a esta área, por lo tanto, añadiremos al valor obtenido el 50 % de C_{tv} .

$$C'_{tv} = C_{tv} + 50 \% C_{tv}$$

$$C'_{tv} = 189\ 388 \text{ \$/variante}$$

IV.1 Índice de comparación

Para tener una idea clara veremos un índice, que nos da la cantidad de pesos $/\text{m}^3$ a extraer del yacimiento caliza por concepto de apertura.

$$i = \frac{S'_{tv}}{\text{Prod. anual}}$$

Prod. anual

$$i = 0.78 \text{ \$/m}^3/\text{año}$$

IV.2 Tiempo total de la ejecución de la obra.

El tiempo total está compuesto por el tiempo de ejecución del socavón y el tiempo de ejecución del contrapozo.

$$T_t = T_1 + T_2$$

T_t - tiempo total de la ejecución de la variante

T_1 - tiempo de ejecución del socavón

T_2 - tiempo de ejecución del contrapozo

$$T_t = 566 + 77$$

$$T_t = 643 \text{ turnos ó ciclos}$$

El # de dias será:

$$T_1 = 566 \text{ ciclos} = 283 \text{ dias} = 1 \text{ año laborable}$$

$$T_2 = 77 \text{ " } = 39 \text{ " } = 0.13 \text{ año laborable}$$

$$N_d = 283 + 77 = 360 \text{ dias laborables}$$

$$T_t = 1.13 \text{ años}$$

N_d - # de dias laborables para la realización de --
nuestra variante.

III.b) Costo por mantenimiento

Apertura por socavón y contrapozo

Después de haber consultado con la Emp. Minera de --
Holguín. Hemos llegado a la conclusión de que el --
gasto por mantenimiento en el período de explotación--
es mínimo en comparación con la variante de apertura--
por trincheras y semi-trincheras.

Veremos el gasto que se origina por concepto de la --
energía eléctrica.

Energía consumida en el mismo período que el analizado para la variante anterior (1 año).

Tenemos 3 máquinas Trolex que trabajan 6 hrs. cada una de ellas (en el tiempo de explotación de la cantera)

Determinamos la cantidad de energía consumida por las 3 al cabo del turno.

$$W = P \times t$$

W = energía consumida de la red

P - potencia de la locomotora

t - tiempo de trabajo = 6 hrs.

W_t - energía consumida por las 3 máquinas

$$W = 300 \text{ kw/hrs.}$$

$$W_t = 3 \times W$$

$$W_t = 900 \text{ kw/turno}$$

$$W_{\text{año}} = 509\,400 \text{ kw/año}$$

Costo por año será:

$$C_{\text{año}} = W_{\text{año}} / C_0$$

Donde:

$C_{\text{año}}$ - costo por explotación anual

$W_{\text{año}}$ - energía consumida al año de trabajo

C_0 - costo del kw

$$C_{\text{año}} = 10\,188 \text{ \$/año}$$

Añadiendo a este valor un 15 % $C_{\text{año}}$ para un margen de seguridad, para cubrir los otros posibles gastos- obtendremos:

$$C'_{\text{año}} = C_{\text{año}} + 15 \% C_{\text{año}}$$

$$C'_{\text{año}} = 11\,716.20 \text{ \$/año}$$

$C'_{\text{año}}$ - costo anual total de la variante socavón -con trapozo, o sea cantidad a amortizar por concepto de transporte y mantenimiento por una -- productividad anual de $242\,000 \text{ m}^3$ a extraer.

Cantidad a amortizar por concepto de transporte y mantenimiento por 1 m^3 de material extraído.

$$i'_2 = 11\,716.20 \text{ \$/ } 242\,000 \text{ m}^3$$

$$i'_2 = 0.048 \text{ \$/año}$$

i'_2 - índice importante que nos dice cantidad de \$ a - incorporar al precio de 1 m^3 de material extraído en concepto de transporte y mantenimiento.

V. - Elección de la variante óptima

Variantes a comparar.

- a) Apertura por trincheras y semi-trincheras
- b) Apertura por socavón y contrapozo

La apertura del yacimiento Farallones está fundamentalmente condicionada por las exigencias de materiales de construcción necesarios en esta zona. Dadas las --- perspectivas que tiene esta región y la importancia -- económica para el desarrollo de la Industria del Ni--- quel, lo cual lleva implícito una infraestructura so--- cial bastante considerable. Por todo esto las Emp. Cons--- tructoras necesitan caliza para el desarrollo de la re--- gión.

Nosotros hemos desarrollado estas dos variantes en nuesi tro trabajo y hemos analizado hasta ahora parcialmente el factor económico.

a) Variante 1

Desventajas:

- La apertura por esta variante (trincheras y semi-trincheras) conlleva a una inversión excesiva ya que la --- traza del camino se debe llevar a lo planteado, a sa--- ber que la pendiente de ella debe ser menor ó igual - a 10 %.
- Puesto que el camino de acceso a ejecutar atraviesa - zonas irregulares y montañosas la cantidad de mate--- rial a rellenar y debrosar es excesiva por lo que pa--- ra su ejecución con los equipos existentes en la can-

tera tardaría mucho tiempo en terminarlo o en caso contrario sería necesario hacer una inversión nueva para la adquisición de equipos lo cual encarece aún más el valor de 1 m³ de caliza extraído.

- Producto del transporte con una flota de camiones - produciría una contaminación al ambiente ya que la cantidad de polvo sería excesiva.
- Esta zona, es zona montañosa con bastante precipitaciones como consecuencia de ello se dificultaría el transporte automotor.
- El costo por combustible y mantenimiento de los --- equipos de transporte es excesivo
- Y otras más desventajas.

b) Variante 2

Ventajas.

- La apertura por esta variante (socavón-contrapozo) conlleva a unas inversiones iniciales incomparablemente inferiores a la variante anterior mencionada.
- El costo por mantenimiento y transporte es incomparable con la variante anterior.
- La seguridad en el proceso de transporte es mayor - que en la otra variante mencionada.
- La contaminación del medio ambiente es incomparable con la otra variante y este índice es fundamental - dadas las características y perspectivas de la zona.
- No se rompe la estructura natural del paisaje, o su alteración es mínima.

- Otro índice fundamental dadas las situaciones actuales en el mundo y el costo del petróleo, en esta variante en lo que se refiere al transporte no se gasta ni un gramo de gasolina.
- Disminuímos el consumo de goma que es un producto escaso y de importación.
- Del análisis comparativo de las variantes expuestas, "establecemos como la más favorable, técnico-económicamente, y que satisface las exigencias dadas en la tarea técnica a la variante 2, variante de apertura por socavón-contrapozo".

VI.- Breve descripción del sistema de explotación.

VI.1 Método de explotación de la roca útil. Generalidades.

teniendo en cuenta las propiedades de resistencia -- del material útil a extraer en la cantera se hace necesario que el esquema tecnológico del sistema de explotación se base en el mullido previo de la roca -- útil mediante el método de perforación y voladura.

Se proyecta el laboreo del yacimiento por capas horizontales que conforma bancos de trabajo y laborcadas en orden descendente.

Tomando en consideración las características del yacimiento y sus condiciones minero-técnicas de explotación, proyectamos un sistema combinado de explotación con transporte automotor hasta el parque de materiales cercano a la boca del contrapozo y por bulldozers introducimos el material en el contrapozo, que a través de piqueras es cargado en trenes, los cuales los transportan hasta la planta de preparación ó tratamiento -- de dicho material. La carga de material después de ser explotado se realiza con carga por excavación cíclica.

El escombreo del material de destape se realiza fuera de los contornos de la cantera.

La carga se lleva a cabo por excavadoras UB-12-12 de fabricación alemana de amplio uso en cantera de materiales de construcción.

La cubierta de destape es pequeña y ocupa un área relativamente escasa. El destape se efectuará mediante bulldozers. El cual apilará el material para su poste

rior carga y traslado.

La perforación de la roca útil se realizará con carretillos barrenadoras BB-AS Records con posibilidad de perforación de hasta 85 mm de diámetro los barrenos y con una inclinación de 0° hasta 90° .

VI.2 Elementos principales del sistema de explotación.

Los principales elementos del sistema de explotación son:

- a) Altura del escalón
- b) Angulo del talud del banco
- c) Ancho mínimo de la plazoleta de trabajo
- d) Longitud del frente de trabajo para una excavadora.

- Altura del escalón.

La altura del escalón máxima se determina a partir de las propiedades físico-mecánica de las rocas, de las condiciones de apertura, de las reglas de seguridad y de las características del trabajo del equipo de carga. El aumento de la altura del banco tiene sus ventajas como son:

reducción del # de horizontes de trabajo, de la longitud de las comunicaciones de transporte, se aumenta la productividad de la perforación, se disminuye el # de bermas.

La altura del banco se limita por las condiciones seguras del trabajo del equipo de carga y depende de la

altura del montón de rocas voladas.

- Angulo de talud.

En este parámetro influyen las características de la estratificación, el grado de cubrimiento de las grietas y también las propiedades físico-mecánicas de las rocas. Este ángulo de talud se obtiene de acuerdo a normas en función de las propiedades de las rocas según su fortaleza y perforabilidad.

- Ancho mínimo de la plazoleta de trabajo

Depende de las características físico-mecánicas, del método de realización de los trabajos de perforación y voladura, del esquema tecnológico de explotación del tipo de transporte utilizado también de los parámetros de los equipos de transporte.

El ancho mínimo de la plazoleta se puede calcular en función del ancho de la zona cercana a la excavadora también es importante conocer el ancho de dispersión de la roca volada.

- Longitud del frente.

Con la finalidad de garantizar continuamente roca explosionada a la excavadora, o sea materia prima a los molinos y a la planta, debe haber una reserva de material explosionado para la carga de la excavadora. Esto está en función de la productividad de la cantera y la cantidad de excavadora trabajando simultáneamente.

Sobre este acápite, nos limitamos solamente de una forma muy general, dar una idea y no un análisis detallado del mismo, puesto que entendemos, que nuestro trabajo se limita a la elección de la apertura óptima y no a la explotación propiamente dicha.

VII.- Medidas de protección del trabajo y técnica de seguridad.

Las medidas de protección física del trabajo y técnica de seguridad, las desglosamos en :

- Reglas generales
- Medidas específicas para los diferentes procesos - de trabajo que se llevarán a cabo en la producción de caliza en la cantera.

VII.1 Reglas generales.

La explotación del yacimiento debe ser realizada de acuerdo con las orientaciones del proyecto independientemente de que además en la cantera deben de estar:

- a) Plan anual de los trabajos mineros
- b) Levantamiento topográfico de la cantera, actualizado cada mes como mínimo.
- c) Informe geológico de la zona

Los obreros que ingresan a trabajar en la cantera -- han de pasar un curso de técnica de seguridad y protección física.

La dirección técnica de los trabajos de minas solo -- la realizan los técnicos o personas autorizadas para ello.

La operación de los equipos mineros se permite su -- ejecución solo a personal que aprobó el curso que le fue impartido.

Cada puesto de trabajo debe ser revisado por el J' - de turno durante el período de trabajo y no debe permitir violación de las reglas de seguridad.

Cada trabajador al recibir su puesto de trabajo debe revisar su estado, en caso de deficiencias que no -- pueda eliminar debe comunicárselo al J' Técnico de la cantera en nuestro caso.

VII.2. Reglas de seguridad para trabajos mineros

Las bermas con las cuales se realiza el movimiento - sistemático de los trabajos debe estar correctamente dimensionada.

Los equipos mineros de transportación, los caminos - y las líneas de suministro energético deben ubicarse fuera del prisma de derrumbe de los bancos.

En el proceso de trabajo en los bancos se deberán -- quitar las rocas colgantes, esta operación debe ser - vigilada por el J' de la cantera y orientada por él -

No debe haber personal bajo dichas rocas o en zona -- que puedan ser afectados por ellas.

Se debe realizar un control del estado de los bancos y sobretodo de sus bordes.

VII.3 Reglas de seguridad para los trabajos de perforación.

La carretilla barrenadora debe instalarse en lo posible en una plazoleta nivelada.

Los barrenos perforados hay que taparlos, no se deben dejar abiertos.

Las piedras de sobremedida que se le aplicará una trituration secundaria deben apilarse en zonas que estén fuera de la zona de trabajo de la excavadora y fuera de posibles derrumbes.

VII.4 Regla de seguridad para los trabajos de voladura.

Los trabajos de voladura conlleva a establecer algunas medidas de protección.

Estas medidas de protección se basan en el cálculo de las distancias de seguridad; por la acción de la onda expansiva, por la dispersión de los pedazos de rocas voladas y por la acción sísmica de la explosión

Según trabajo realizado por graduante, Cro. Gilberto Parra, determinó que para una productividad anual de la cantera en roca caliza en el macizo de $105\ 203\ m^3$ al año con $230\ m^3$ /turno necesita una cantidad de sustancia explosiva de $2\ 398\ kg$, como estamos trabajando sobre el mismo yacimiento y en condiciones iguales o similares determinamos la cantidad de sustancias explosiva necesaria para arrancar $440\ m^3$ /turno.

$$Q = 4\ 587\ kg$$

Q - cantidad de sust. explosiva necesaria para arrancar $440\ m^3$ /turno.

- Distancia de seguridad por la acción de la onda expansiva.

$$r_0 = K_0 \times \sqrt{Q}, m$$

Donde:

r_0 - distancia de seguridad

Q_0 - coeficiente de proporcionalidad, depende de la -
distribución de la carga en el barreno y de su -
peso, se obtiene en tabla.

$$Q_0 = 5$$

$$r_0 = 339 \text{ m}$$

Esta distancia es máxima ya que a medida que se aumenta el # de frentes disminuye la carga de sust. explos. para alcanzar la misma productividad y por lo tanto disminuye esta distancia de seguridad.

- Distancia de seguridad por la acción de la onda sísmica.

$$r_s = K_c \times \sqrt[3]{Q}$$

Por tablas se obtiene:

K_c - coeficiente que depende de las características -
del barreno en la base de las instalaciones a --
proteger, $K_c = 5$

- coeficiente que depende de la acción de la explosión = 1.2

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

Tomaremos la distancia de seguridad mayor.

VII.5 Excavadora.

La excavadora debe estar ubicada en una base estable y plana.

En el proceso de carga el operador de la excavadora - debe dar señales al inicio y fin de la carga en el camión.

Está prohibido a cualquier persona permanecer debajo - de la excavadora cuando está cargando.

En el caso de peligro de derrumbe de las rocas del -- banco la excavadora debe trasladarse a un lugar seguro

No se debe frenar bruscamente durante la rotación en - el proceso de trabajo.

VII.6 Bolldózer

Se prohíbe al personal permanecer o pasar debajo de -- cuchilla levantada.

Para el mantenimiento del bolldózer se debe situar -- en una plazoleta lo más horizontal posible con la cuchilla a tierra.

Los ángulos máximos del talud del frente, donde trabaja no debe exceder de 25° en subida y en descenso no -- más de 30° .

VII.7 Medidas de seguridad que han de tomar en la - apertura del contrapozo.

Hacer los trabajos de perforación y explosivos según - las especificaciones.

Solo se debe utilizar el metodo eléctrico accionándolo desde un lugar seguro.

Hacemos dos compartimentos uno para ventilación y escalera de personal y otro para material. Se autoriza el ascenso al frente después de haber asegurado que se ha ventilado correctamente.

La piqueta se le adosa una compuerta y se le fortifica por los cuatro costados.

El trabajo de avance se realiza desde una plataforma segura para el trabajo y se pone otra abajo a 1.5 m de la lera. de seguridad.

Dejamos una carga sin extraer siempre de la piqueta para la protección de ella misma.

La sección de la escalera se cubre con una plataforma de protección.

VII.8 Medidas de seguridad del contrapozo durante la explotación.

Sobre la boca del contrapozo instalamos una ~~zaranda~~ - con doble objetivo:

que las rocas que pasan no tengan dificultad en pasar - por la piqueta, y otra es evitar la caída de cualquier equipo o personal por el contrapozo, incluidos camiones bolldózer, etc.

En la intersección contrapozo-socavón, hemos propuesto una plancha que soporta la columna de rocas y le hemos dado un coeficiente de seguridad suficiente para que no haya derrumbamiento de la misma, no obstante se debe vigilar su comportamiento y en caso de notar irregularidades baciar el contrapozo de material y repararla.

VII.9 Medidas de seguridad que deben de tomar en la explotación del socavón.

- 1.- Revisión y mantenimiento de la excavación y los equipos de transporte.
- 2.- Una iluminación suficiente y establecimiento de una organización adecuada en el movimiento de trenes. Se prohíbe que se enganche o se desenganche las vagonetas con el tren en movimiento.
- 3.- Se prohíbe el manejo de la locomotora por personal que no esté autorizado.
- 4.- En el tren cargado la locomotora debe ir siempre adelante.
- 5.- Se debe vigilar la fortificación, así como el estado del cable de contacto, y que esté cumpliendo con las medidas de seguridad planteadas para su caso.

VIII.- Conclusiones y Recomendaciones

VIII.1- Conclusiones

- 1- La apertura óptima, es la apertura por Socavón y contrapozo.
- 2- Indices Técnico Económico de esta variante.
 - Costo de la variante: 189.388 \$
 - Tiempo de Ejecución : 1.13 años
 - Costo por metro de avance: 153.66 \$
 - Índice inicial al año para la amortización del valor invertido en la apertura por metro cúbico extraído: $i = 0.78 \text{ } \$/\text{m}^3$
 - Costo por mantenimiento en un período de un año: $C^m = 11 \text{ } 716 \$/\text{año}$.
 - Cantidad de \$ a incorporar al precio de m^3 de material extraído en concepto de transporte y mantenimiento: $i_2 = 0.048$
- 3- Consideramos que la apertura por esta variante (Apertura por Socavón-Contrapozo) al Yacimiento Farallones soluciona la demanda de caliza a la zona.
- 4- La apertura por esta variante, resuelve el problema fundamental, que es la alteración del ambiente o al menos la disminuye, o sea el eslabón del proceso tecnológico referente al transporte en esta variante elegida su alteración se puede considerar mínima, mientras que en cielo abierto es máxima .
- 5- Consideramos que apertura por esa variante nos da una experiencia más, de que no se debe tipificar la minería subterránea solamente a los yacimientos metálicos.

- 6- En la confección de esta variante hemos tenido en cuenta los equipos y materiales disponibles en el país o de países del área socialista. El resultado económico es evidente y por lo tanto consideramos que este trabajo tiene su aplicación práctica.
- 7- El países estrechos y alargados y maxime - cuando su renglón fundamental es la agricultura, no se puede dejar de considerar esta variante, para la conservación del suelo y del medio ambiente en general.
- 8- En países como el nuestro, que son en su mayoría deserticos debemos tener muy en cuenta el mejoramiento del clima y el suelo, por lo tanto esta variante de apertura para la explotación de nuestros recursos naturales es muy perspectiva.
- 9- la variante de apertura por el camino mas corto aprovechando el declive pronunciado en forma de farallón, tienen la siguiente desventaja:
 - a) Es más cara económicamente que la variante -- propuesta en nuestro trabajo.
$$\text{Costo} = L \times \$ = 800 \times 406.47$$
$$\text{Costo} = 325\ 176$$
 - b) Rompe totalmente el equilibrio ecológico de la zona, hecho que la descarta, en caso de seguir la idea, de que esa zona sea zona turística y parque nacional.

VIII-2 Recomendaciones

- 1- Es necesario hacer un estudio topográfico de la zona del camino de acceso, así como su representación en el plano topográfico general del yacimiento.
- 2- Es necesario hacer un levantamiento topográfico exacto de la cueva de Farallones para poder limitar exactamente la zona de seguridad, en lo que se refiere a la explotación de dicha cantera.
- 3- Le recomendamos que el área calculada en este trabajo sea aumentada hasta $14m^2$, por las razones de seguridad, ya que tenemos una circulación durante todo el periodo de turno de los equipos de transporte y para un trabajo más seguro. En lo que se refiere al costo de esta variante se ha tenido en cuenta esta área y además la estabilidad de la roca admite este aumento.
- 4- Realizar un estudio Hidrogeológico detallado del agua (flujo) en la cueva, porque entran en la cueva rios que se filtran y luego por otro ramal procedente de otra salida le llega a la cueva flujo de agua. Es necesario saber el flujo del agua y su localización.
- 5- Le recomendamos utilizar como método de voladura el método eléctrico, breve retardado, con vista a que el efecto sísmico sea mínimo y de esta forma alterar lo menos posible al equilibrio estructural de la cueva

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- I) Informe Geológico del Yacimiento Farallones.
Empresa Geológica de Santiago. # 179
- II) Proyecto de Diploma: Proyecto de explotación
de Farallones del graduado Ing. Gilberto Parra
R.
- III) Prof. Ing. José Otaño Noger. Conf. de Frag-
mentación de Rocas, I.S.M.M.
- IV) Prof. José Miranda Ing. : Conf. y Técnica de
Seguridad Minera , I.S.M.M.
- V) Prof. Ing. José Miguel Díaz Díaz: Conf. de -
Construcción 3 , I.S.M.M.
- VI) Prof. Ing. Sviatlana Maliuk : Conf. de Sumi-
nistro y Accionamiento Eléctrico, I.S.M.M.
- VII) Prof. Ing. Juan Yolí: Conf. De Topografía
General, I.S.M.M.
- VIII) Prof. Ing. Roberto Blanco: Conf. de Mecáni-
ca de Roca y Fortificación , I.S.M.M.
- IX) Prof. Ing. Raúl Martínez: Conf. de Laboreo
a Cielo Abierto, I.S.M.M.
- X) Prof. Eloy Guelme : Conf. de Resistencia de
Materiales I y II, I.S.M.M.
- XI) Prof. Ing. Mayda Ulloa : Conf. de Organiza-
ción y Planificación del Trabajo, I.S.M.M.
- XII) Manual de Normación Técnica de los Trabajos
de Laboreo Subterráneo. Edición Nedrá-Moscú
1964 .
- XIII) M.I. Ozernoy: Equipamiento y Suministro Eléc-
trico de las Excavaciones Subterráneas de -
las minas de carbón, Moscú 1956 .