

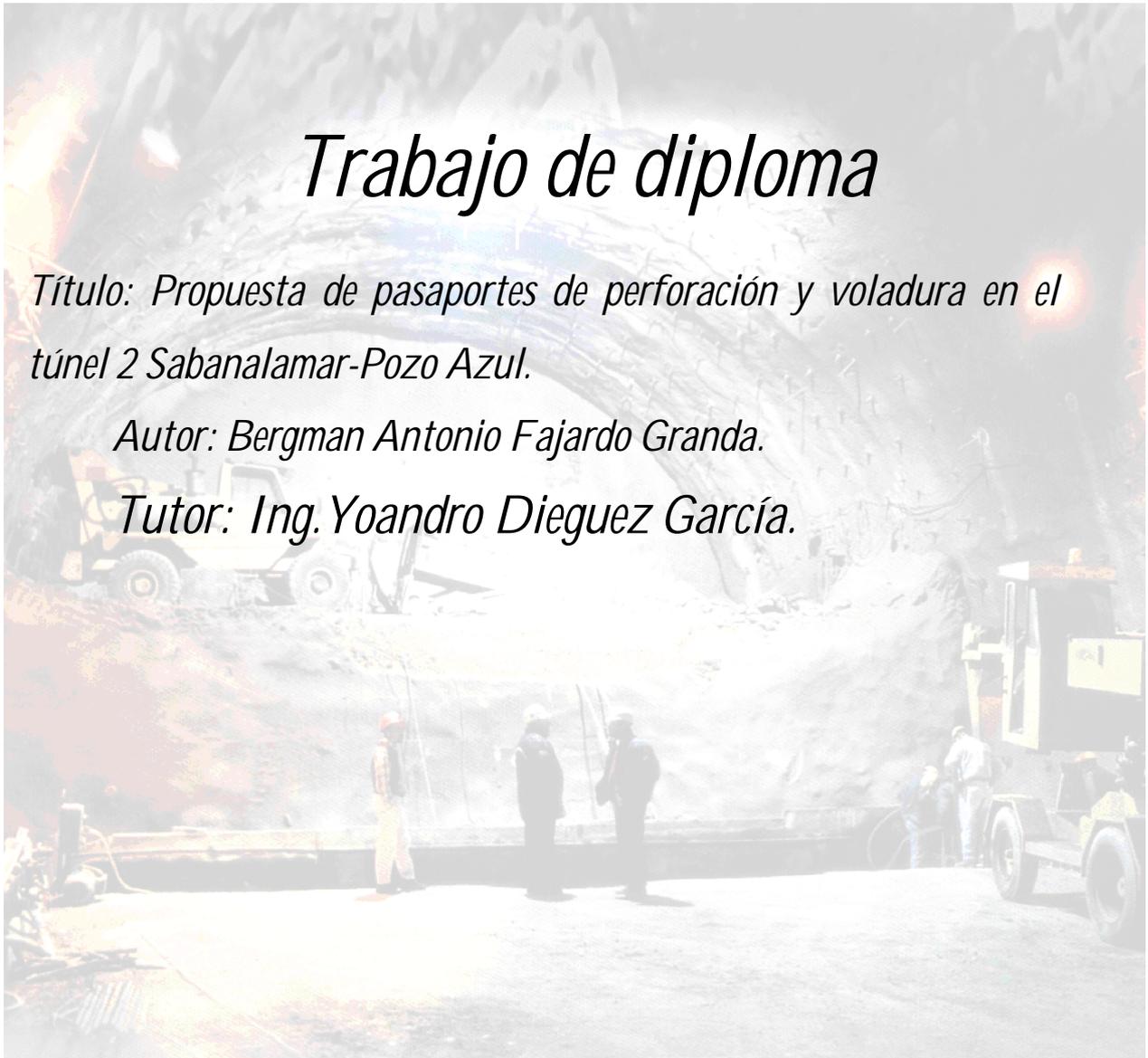


Trabajo de diploma

Título: Propuesta de pasaportes de perforación y voladura en el túnel 2 Sabanalamar-Pozo Azul.

Autor: Bergman Antonio Fajardo Granda.

Tutor: Ing. Yoandro Dieguez García.



Julio 2009

Año 50 de la revolución



DEDICATORIA.

- Ø Dedico la realización de este trabajo a mis padres, quienes me han dado la vida para que este día este realizando este trabajo.
- Ø A mi familia, que me han brindado todo el apoyo que he necesitado en estos todos estos años.
- Ø A mis compañeros de aula Barco, Marlon, Dennis, Maidelín, lolaine y otros que me han brindado su amistad incondicional.
- Ø A mi tutor Yoandro que ha luchado con migo por mas de cuatro meses y me ha enseñado una parte importante de lo que se hoy en día para así lograr la realización de este trabajo.
- Ø A Pedro que ha sabido ser un buen amigo en todo momento y a sido un eslabón fundamental en la realización de este trabajo.
- Ø También dedico este logro al claustro de profesores de la carrera de minería, y en especial a la profesora Ana Caridad Cheviera; por haberme formado durante todos estos años.

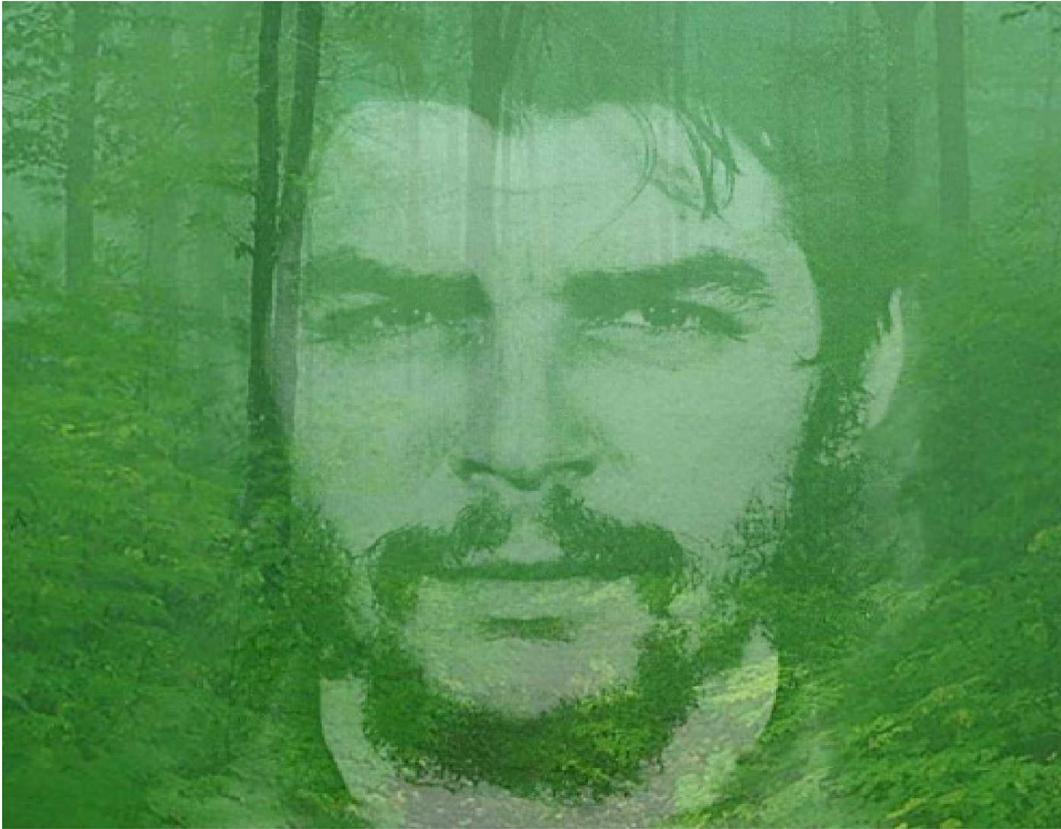


AGRADECIMIENTO.

- Ø Agradezco la realización de este trabajo al claustro de profesores de la facultad de minería–geología, que durante años han contribuido a mi formación profesional.
- Ø A mis padres Enrique y yaquelín que me lo han brindado todo.
- Ø A mis compañeros de aula, y de cuarto, entre ellos Barco, Marlon, Dennis, Arturo y Pedro; a mi primo Rainer Por haberme brindado toda su ayuda.
- Ø Agradezco este trabajo a mi tutor Yoandro que ha sabido organizar todas las ideas de mi mente y dar paso a la creación de este trabajo, y a todas las personas que de una forma u otra tuvieron algo que ver con la realización de este trabajo.



PENSAMIENTO.



“Sin Calidad no se puede competir en el mercado mundial donde simplemente ahí va lo mejor a precio de competencia. Pero además, calidad es lo que tenemos que darle a nuestro pueblo, es una obligación de cada uno como parte de nuestro deber hacia la comunidad...”

Ernesto Ché Guevara.



RESUMEN

El presente trabajo cuenta con la siguiente estructura, introducción, cuatro capítulos, conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos. En la introducción exponemos el objeto de estudio, la hipótesis y los objetivos generales y específicos. En el primer capítulo se realiza una evaluación de las condiciones ingeniero-geológicas y minero-tecnológicas de laboreo de las excavaciones subterráneas en el túnel donde se realizaron las investigaciones y la determinación de las propiedades másicas, y las características de resistencia de las rocas en los macizos que se investigan. En el segundo capítulo se realiza el diseño, y la planificación de los pasaportes de perforación y voladura, exponemos tres pasaportes, de ellos dos son rectos y uno con los barrenos inclinados, como pasaporte de barrenos rectos utilizaremos el de cuele de tres secciones y el de cuele de cuatro secciones con un barreno de expansión. Estos pasaportes se utilizarán según las litologías de la excavación. En el tercer capítulo se exponen los resultados de los cálculos económicos de la obra. En el cuarto capítulo se realiza un análisis de la protección e higiene del trabajo, y una evaluación de los impactos medioambientales de la obra.



Abstract

The present work has the following structure, introduction, four chapters, conclusions, recommendations, bibliographical references and annexes. In the introduction we expose the study object, the hypothesis and the general and specific objectives. In the first chapter he/she is carried out an evaluation of the engineer-geologic and miner-technological conditions of laboreud of the underground excavations in the tunnel where they were carried out the investigations and the determination of the properties másicas, and the characteristics of resistance of the rocks in the solid ones that are investigated. In the second chapter he/she is carried out the design, and the planning of the perforation passports and explosion, we expose three passports, of them two are right and one with the inclined bores, as passport of right bores will use the one of it strains of four sections and the one of it strains of four sections with an expansion bore. These passports will be used according to the litologías of the excavation. In the third chapter the results of the economic calculations of the work are exposed. In the fourth chapter he/she is carried out an analysis of the protection and hygiene of the work, and an evaluation of the environmental impacts of the work.

.



Índice:

INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I. CARACTERIZACIÓN INGENIERO-GEOLÓGICA DEL TÚNEL 2 DEL TRASVASE ESTE-OESTE SÁBANA LAMAR GUANTÁNAMO.....	3
I.1. UBICACIÓN DE LA OBRA.	3
I.2. DELIMITACIÓN DEL ÁREA DE LA OBRA:	3
I.3. HIDROLOGÍA.....	3
I.4. DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA OBRA.	4
I.5. POBLACIÓN	4
I.6. REDES DE COMUNICACIÓN.....	4
I.7. PRINCIPALES PARÁMETROS MINERO-TECNOLÓGICOS DE LAS EXCAVACIONES DE ESTUDIO.	4
I.8. EVALUACIÓN DE AGRIETAMIENTO.	5
I.9 LITOLOGÍA.	6
II.1. INTRODUCCIÓN.	7
II.2. CÁLCULO DE LOS PASAPORTES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA CUELES RECTOS.	7
<i>II.2.1 Cálculo del pasaporte con cuele cilíndrico de cuatro secciones.....</i>	<i>8</i>
<i>II.2.2. Cálculo del pasaporte con cuele cilíndrico de tres secciones.</i>	<i>24</i>
<i>II.2.3 Cálculo de los pasaportes de perforación y voladura para los cueles inclinados.....</i>	<i>34</i>
CAPÍTULO III. RESULTADOS DE LOS CÁLCULOS ECONÓMICOS DE LA OBRA.....	45
III. 1. GENERALIDADES:	45
III.2-DETERMINACIÓN DEL COSTO POR CONCEPTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA:	45
CAPITULO. IV. ANÁLISIS DE LA PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO Y EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA OBRA.....	47
IV.1GENERALIDADES.	47
IV.2. MEDIDAS A TENER EN CUENTA EN LA PERFORACIÓN	47
IV.3. MEDIDAS PARA TRABAJAR CON EXPLOSIVOS.	47
IV.4. MEDIDAS PARA LA CARGA DE LA ROCA.	48
IV.5. OTRAS MEDIDAS GENERALES.	48
IV.6. ILUMINACIÓN DEL FRENTE.....	48
IV.7.PLAN DE LIQUIDACIÓN DE AVERÍAS.	49
IV.9.HIGIENE DE LA OBRA.	50
IV.10.PROTECCIÓN DEL MEDIO	51
IV.11. MEDIDAS A TOMAR.	51
CONCLUSIONES.....	53
RECOMENDACIONES.....	54
BIBLIOGRAFÍA.....	55
ANEXOS.....	556



Introducción.

El Estado cubano ha establecido como su principal estrategia lograr la invulnerabilidad económica en los próximos años, lo que le permitirá al país salir del período especial y alcanzar niveles de desarrollo en lo social, económico, político y cultural, superiores a los obtenidos en períodos precedentes. Para ello se ha previsto un volumen considerable de inversiones en las ramas energética, minera, de construcción industrial, turística, en la vivienda, en el transporte, en obras hidrotécnicas, las que están estrechamente vinculadas al desarrollo de la industria extractiva de recursos minerales. Se prevé también un considerable impulso a la construcción de obras hidráulicas con el propósito de encontrarle solución a corto, mediano y largo plazo a los efectos de las intensas sequías que han afectado y afectan a la economía con mayor intensidad en la región oriental del país. Se reinició la construcción del Trasvase Este-Oeste, obra de ingeniería iniciada en los años 90 y propuesta en aquel entonces como obra más importante de la ingeniería cubana del siglo XX, que contempla la construcción de gran cantidad de canales y presas, el laboreo de túneles con el objetivo de trasvasar el agua existente en la zona noreste de la región oriental, donde son más abundantes las precipitaciones y los ríos presentan un balance hídrico más favorable, hacia el oeste. Vinculado a la situación de la sequía, en este caso en la provincia Guantánamo fue realizada la investigación elaborando el Proyecto del Trasvase Sabanalamar – Pozo Azul, que permitirá el abastecimiento de agua más efectivo al Valle de Caujerí. El proyecto en cuestión incluye el laboreo de dos túneles hidrotécnicos para el abastecimiento de agua y permite una mayor racionalidad energética ya que el agua se suministrará por gravedad al Valle de Caujerí, eliminando los elevados consumos energéticos que actualmente se producen por el rebombear hacia la presa Pozo Azul desde la presa Sabanalamar. La situación existente plantea ante la construcción subterránea, como rama de las ciencias mineras, una de las tareas más importantes que consiste en asegurar tanto la



racionalidad del arranque de las rocas como la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

Problema Científico.

Necesidad de elaborar pasaportes de perforación y voladura que tengan en cuenta las litologías del túnel 2 del trasvase este-oeste Sabanalamar Guantánamo.

Objetivo general.

Elaborar pasaportes de perforación y voladuras que tengan en cuenta las diferentes litologías del túnel.

Objeto de estudio

El macizo rocoso del túnel 2 del trasvase este-oeste Sabanalamar Guantánamo.

Hipótesis.

Si se conocen las propiedades de las rocas y las características mecánico-estructurales del macizo por el cual se laborea la excavación subterránea, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción física de la explosión del conjunto de barrenos sobre el medio rocoso, es posible elaborar los pasaportes de perforación y voladura para las distintas litologías del túnel.

Objetivos específicos.

- ü Realizar una Caracterización ingeniero-geológica del túnel 2 del trasvase este-oeste Sábana Lamar Guantánamo.
- ü Calcular los pasaportes de perforación y voladura.
- ü Proponer la utilización de uno u otro pasaporte teniendo en cuenta la litología que se manifiesta en túnel.
- ü Calcular los índices- técnico - económicos de los diferentes pasaportes de perforación y voladura.
- ü Proponer las medidas para la protección del trabajo y del medio a



Capítulo I. Caracterización ingeniero-geológica del túnel 2 del trasvase este-oeste Sábana Lamar Guantánamo.

I.1. Ubicación de La obra.

La zona de objeto de estudio se encuentra situada a unos 15.5Km al norte de San Antonio del Sur, provincia Guantánamo y a 3Km aproximadamente, al sur del poblado Puriales de Caujerí.

El relieve de la zona es de premontañas bajas pertenecientes a las estribaciones sur de La Sierra Cristal Baracoa, norte de La Sierra del Convento y suroeste de La Sierra del Purial.

I.2. Delimitación del área de la obra:

El trasvase está compuesto por dos objetos de obras fundamentales. El sistema de conducción con tres tramos, un tramo inicial de túnel con una longitud de 1301,0 m y un ancho de 4.0 m, seguido por un tramo de canal con 180.27 m y ancho de 25 m, continúa un tercer tramo de túnel con 203.0 m y ancho 4.0 m. el segundo objeto de la obra, la derivadora con una longitud aproximada de 40 m y un ancho de 10 m, ocupando un área aproximada de 400 m².

I.3. Hidrología.

El clima de la región es tropical, variado significativamente desde tropical húmedo en las montañas hasta tropical de sabana en las zonas bajas en dirección sur, hacia la costa y el cual puede ser bastante seco. Las intersecciones de las cañadas se encuentran ubicadas en las coordenadas N: 172 360 y E: 710 995 la número 1, en la N: 172 350 y E: 710 900 la número 2 y la intersección de la cañada número 3 en las coordenadas N: 172 340 y E: 710 250.

Los puntos en estudio definen pequeñas cuencas montañosas que drenan la parte superior de la vertiente izquierda del río Pozo Azul, caracterizándose estas por avenidas naturales que pueden considerarse significativas por sus



dimensiones, dadas las altas precipitaciones máximas diarias de bajas probabilidades de la zona, sus pequeñas áreas de captación (entre 0, 215 y 2.01 Km²), las cortas longitudes de cauces y las grandes pendientes, que provocan que el escurrimiento de estas precipitaciones, después de las pérdidas iniciales por infiltración, apenas no hay transformación de la avenida por los factores físico- geográficos de dichas cuencas(cubierta vegetal, suelo, geología) se producen avenidas muy rápidas muy rápidas y con alto coeficiente de escorrentía.

I.4. Descripción general de la obra.

La obra consiste en una derivadora ubicada en el río Sabanalamar con una altura aproximada de 8.0 m con cota de vertimiento 231.0 m, de esta formase eleva el tirante de agua, derivando la misma por un sistema de túneles y canales con un gasto de 1m³/s, trasvasando de esta forma hacia la presa Pozo Azul, un volumen anual de 10 Hm³.

I.5. Población

Las poblaciones más importantes en la región son los poblados del Purial, Guaibanó, pertenecientes al municipio San Antonio del Sur. Algunos caseríos diseminados como son: El Turco, etc.

I.6. Redes de comunicación.

En sentido general el sistema de comunicaciones se dirige hacia la vía de comunicación terrestre, puesto que acá no se presenta otra, nos referimos a la carretera que une al municipio de San Antonio del Sur con el poblado de Puriales.

I.7. Principales parámetros minero-tecnológicos de las excavaciones de estudio.

En el siguiente acápite damos a conocer algunos de los parámetros importantes de la excavación, como son la extensión del túnel, la pendiente,



dirección, profundidad de ubicación y otros; los que se dan a conocer en las siguientes tablas.

TABLA. 1.1. Parámetros minero-tecnológicos.

Obra.	Ext. (m)	Pendiente	Dirección (grado)	Profundidad de ubicación (m)	Ángulo de intersección del sistema de grietas con el eje
Túnel 2	200	0.0006	90	30	–

TABLA.1.2.Parámetros minero técnicos.

Obra	Carácter del Frente	Destino	Laboreado por:	Dirección.
Túnel 2	Homogéneo	Hidrotécnico sin presión.	aleurolitas	275°

TABLA.1.3.Parámetros minero técnicos.

Roca predominante	Densidad (g/cm. ³)	Masa volumétrica. (g/cm ³)	Resistencia a compresión. (MPa)	Resistencia a la tracción. (MPa)
Argilita	2.42	2.2	20	1.33

I.8. Evaluación de agrietamiento.

En este túnel no encontramos familias de grietas, y a medida que se va avanzando encontramos un cambio de litología (argilita, auleurolita al conglomerado). Encontramos una falla en el frente que esta determinada por el mencionado cambio litológico, esta falla esta rellena de cuarzo y es una falla directa. Las grietas poco visibles son como pequeñas brechas rellenas de cuarzo que se encuentran de forma ocasionales.



I.9 Litología.

En la excavación encontramos un cambio de litología los cuales se dan a conocer a continuación en la tabla 1.4.

TABLA 1.4. Variación litológica del túnel 2.

Túnel 2	Tipo de roca	Longitud (m)	Resistencia a compresión. (MPa)	Resistencia a tracción. (MPa)
Tramo 1	Argilita	160	20	1.33
Tramo II	Auleurolita	90	19	1.26
Tramo III	conglomerado	40	23	2.8



Capítulo II. Cálculo y Diseño de los pasaportes de perforación y voladuras.

II.1. Introducción.

Para los distintos casos de condiciones geológicas y minero-técnicas, en la práctica se han elaborado muchos esquemas de ubicación de los barrenos del cuele que pueden dividirse en dos grupos, cueles rectos y cueles inclinados.

En el siguiente capítulo se diseñan tres pasaportes de perforación y voladura, de los cuales dos son con los barrenos ubicados de forma paralela, y uno con los barrenos inclinados. Estos pasaportes se utilizarán en dependencia del cambio de litología que se manifiesta en la excavación.

II.2. Cálculo de los pasaportes de perforación y voladura para cueles rectos.

Los cueles rectos tienen mayor difusión en la actualidad que los inclinados debido en gran medida al aprovechamiento que logra el equipo de perforación al tener que perforar barrenos rectos, lo cual aumenta la productividad del equipo.

Con relación al cuele inclinado tiene las siguientes ventajas y desventajas:

Ventajas:

- ü Independencia de la profundidad de los barrenos de las dimensiones de la sección transversal de la excavación.
- ü La línea de menor resistencia de los barrenos de arranque es uniforme en toda su longitud.
- ü Si se eligen bien los parámetros del corte no se daña la fortificación ya instalada.
- ü Sencillez de la ubicación de los barrenos.
- ü fragmentación fina de las rocas.



Desventajas:

- ü Elevado gasto de sustancia explosiva y perforación por unidad de volumen de la cavidad de corte.
- ü No se expulsa completamente la roca de la cavidad de corte, lo que puede empeorar la acción de la explosión de los barrenos de arranque.
- ü Pequeña sección transversal de la cavidad de corte.

En este trabajo los cueles rectos propuestos son el cuele cilíndrico de cuatro secciones y el cuele cilíndrico de tres secciones. Se elegirá el más adecuado según las condiciones de aplicación.

II.2.1 Cálculo del pasaporte con cuele cilíndrico de cuatro secciones.

La metodología para la determinación de este pasaporte fue realizada según el Manual de perforación y voladura de rocas del Instituto Geológico y Minero de España (IGME).

1. Avance por pega.

El avance de las pegas está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "L" pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos.

Avance medio

$$l=0.95 \times P$$

$$l=0.95 \times 2.87$$

$$l=2.72 \text{ m}$$

Donde:

P: Profundidad de los barrenos; m

En los cueles de cuatro secciones la profundidad de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión.

- ü Profundidad de los barrenos del cuele.



$$P = 0.15 + 34.1 (D_2^2)$$

$$P = 0.15 + 34.1 (0.1) - 39.4 (0.1)^2$$

$$P = 3.17 \text{ m}$$

Donde:

D_2 : Diámetro del barreno vacío o de compensación; m.

\ddot{u} Profundidad del conjunto de barrenos de arranque y contorno.

$$P^* = P - 0.3$$

$$P^* = 3.17 - 0.3$$

$$P^* = 2.87 \text{ m}$$

2. Cálculo del Cuele.

La distancia entre el barreno central de expansión y los barrenos de la primera sección, no debe exceder de $1.7D_2$ para tener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, característica de las rocas y distancia entre el barreno cargado y el vacío.

Para líneas de menor resistencia (LMR) mayores de $2D_2$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos barrenos. Incluso si la LMR es inferior a D_2 , pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización (proceso de fundición de dos sustancias por altas temperaturas) de la roca fragmentada y el fallo del cuele. Por eso, se recomienda que las LMR se calculen sobre la base de:

\ddot{u} Primera Sección.

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W_1 = 1.5 \times D_2$$

$$W_1 = 1.15 \times 0.1$$

$$W_1 = 0.15 \text{ m}$$



- Concentración lineal de carga.

$$q_1 = 55 D_1 \left(\frac{W}{D_2} \right)^{1.5} \times \left(W - \frac{D_2}{2} \right) \times \left[\frac{c}{0.4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

$$q_1 = 55 (0.032) \left[\frac{0.15}{0.1} \right]^{1.5} \times \left[0.15 - \frac{0.1}{2} \right] \times \left[\frac{2}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{1.31} \right]$$

$$q_1 = 1.22 \text{ kg/m}$$

Donde:

q_1 : Concentración lineal de carga; kg/m

D_1 : Diámetro de perforación; m

D_2 : Diámetro de la el barreno vacío o de compensación; m

C : Fortaleza de la roca.

PRP_{ANFO} : Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

W : Línea de menor resistencia; m .

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{\rho_e \times VD^2}{\rho_o \times VD_o^2} \right)^{1/3}$$

$$PRP_{ANFO} = \left(\frac{1.15 \times 4400^2}{0.95 \times 3200^2} \right)^{1/3}$$

$$PRP_{ANFO} = 1.31$$

Donde:

ρ_e : Densidad del explosivo a utilizar; g/cm^3

VD : Velocidad de detonación; m/s

ρ_o : Densidad del explosivo patrón; g/cm^3

VD_o : Velocidad de detonación; m/s

La velocidad de detonación es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía.



Los factores que afectan la “VD” son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo.

- Superficie libre.

$$A_h = \sqrt{2} W$$

$$A_h = \sqrt{2} (0.15)$$

$$A_h = 0.21 \text{ m}$$

- Longitudes de la carga de fondo y de columna de la primera sección

$$L_f = 1.25 \times W .$$

$$L_f = 1.25 \times 0.15$$

$$L_f = 0.18 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 3.17 - 0.18 - 10 \times 0.032$$

$$L_c = 2.67 \text{ m}$$

Para calcular el resto de las secciones, se considera que ya existen unos espacios rectangulares de anchura A_h y que se conoce la concentración lineal de carga q_1 . El valor de la LMR se calculará a partir de:

ü **Segunda Sección.**

- Superficie libre.

$$A_h = \sqrt{2} (W - E_p)$$

$$A_h = \sqrt{2} (0.15 - 0.05)$$



$$A_h = 0.14 \text{ m}$$

Donde:

E_p : Error de perforación; m

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times PRPanfo}{D_1 \times c}}$$

$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.14 \times 1.22 \times 1.31}{0.032 \times 2}}$$

$$W = 0.16 \text{ m}$$

- Superficie libre A_h que queda:

$$A_h = \sqrt{2} \left(W_2 + \frac{A_{h1}}{2} \right)$$

$$A_h = \sqrt{2} \left(0.16 + \frac{0.21}{2} \right)$$

$$A_h = 0.37 \text{ m}$$

Existen algunas restricciones en cuanto a W_2 ya que debe satisfacer:

$$W_2 \leq 2A_h \quad 0.16 < 0.28$$

El ángulo de apertura debe ser también menor de 1.6 radianes (90°), pues si no el cuele pierde su carácter de cuele de cuatro secciones. Esto significa que:

$$W_2 > 0.5A_h \quad 0.16 > 0.07$$

- Longitudes de carga de fondo y de columna de la segunda sección.

$$L_f = 1.25 \times W$$

$$L_f = 1.25 \times 0.16$$



$$L_f = 0.2 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 3.17 - 0.2 - 10 \times 0.032$$

$$L_c = 2.65 \text{ m}$$

Ü Tercera Sección.

- Superficie Libre.

$$A_h = \sqrt{2} \left(W_2 + \frac{A_{h1}}{2} - E_p \right)$$

$$A_h = \sqrt{2} \left(0.16 + \frac{0.21}{2} - 0.05 \right)$$

$$A_h = 0.30 \text{ m}$$

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times PRPanfo}{D_1 \times c}}$$

$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.30 \times 1.22 \times 1.31}{0.032 \times 2}}$$

$$W = 0.24 \text{ m}$$

- Línea de menor resistencia verdadera

$$W_3 = W - E_p$$

$$W_3 = 0.24 - 0.05$$

$$W_3 = 0.19 \text{ m}$$

- Superficie Libre que queda:

$$A_h = \sqrt{2} W_3 + \frac{A_{h2}}{2}$$



$$A_h = \sqrt{2} \left(0.19 + \frac{0.37}{2} \right)$$

$$A_h = 0,52 \text{ m}$$

Algunos de los problemas que se presentan en las voladuras con cueles de barrenos paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por precomprensión dinámica. El primer fenómeno, puede aparecer en un barreno adyacente al que este detonando, cuando el explosivo que se encuentra en el tiene un alto grado de sensibilidad.

- Longitudes de carga de fondo y de columna de la tercera sección.

$$L_f = 1.25 \times W .$$

$$L_f = 1.25 \times 0.19$$

$$L_f = 0.23 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 3.17 - 0.23 - 10 \times 0.032$$

$$L_c = 2.62 \text{ m}$$

Ü **Cuarta Sección.**

- Superficie Libre.

$$A_h = \sqrt{2} \left(W_3 + \frac{A_{h2}}{2} - E_p \right)$$

$$A_h = \sqrt{2} \left(0.19 + \frac{0.37}{2} - 0.05 \right)$$

$$A_h = 0.45 \text{ m}$$

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times PRPanfo}{D_1 \times c}}$$



$$W = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.45 \times 1.22 \times 1.31}{0.032 \times 2}}$$

$$W = 0.26 \text{ m}$$

- Línea de menor resistencia verdadera.

$$W_4 = 0.26 - 0.05$$

$$W_4 = 0.21 \text{ m}$$

- Superficie Libre que queda.

$$A_h = \sqrt{2} \left(W_4 + \frac{A_3}{2} \right)$$

$$A_h = \sqrt{2} \left(0.21 + \frac{0.52}{2} \right)$$

$$A_h = 0.66 \text{ m}$$

- Las longitudes de los retacados se estiman como:

$$T = 10d$$

$$T = 10 \times 0.032$$

$$T = 0.32 \text{ m}$$

- Longitudes de carga de fondo y de columna de la cuarta sección.

$$L_f = 1.25 \times W$$

$$L_f = 1.25 \times 0.21$$

$$L_f = 0.26 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 3.17 - 0.26 - 10 \times 0.032$$

$$L_c = 2.59 \text{ m}$$



3. Cálculo de los barrenos de Arranque.

El método para calcular el esquema de los barrenos de arranque es similar al empleado para los de contorno por el piso, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamiento/LMR. Que se encuentran en la tabla 22.1 del libro Manual de perforación y voladuras de rocas del IGME.

La concentración de la carga de columna para ambos tipos de barrenos, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times PRPanfo}{c \times f(S/W)}}$$

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{1.22 \times 1.31}{2 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$W = 0.59 \text{ m}$$

Donde:

f : Factor de fijación. Generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre barrenos.

S/W : Relación entre el espaciamiento y la piedra. Se suele tomar igual a 1.

.

- Numero de barrenos

$$NB = \left[\frac{A_t + 2P^* \times Sen\gamma}{W} + 2 \right]$$

$$NB = \left[\frac{4.5 + 2(2.87) \times Sen3^\circ}{0.59} + 2 \right]$$

$$NB = 11 \text{ barrenos.}$$

Donde:

γ : Ángulo de realce o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille de la próxima pega; °

- Longitudes de la carga de fondo y de columna.

$$L_f = 1.25 \times W_z.$$



$$L_f = 1.25 \times 0.4$$

$$L_f = 0.5 \text{ m}$$

$$L_c = L - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 2.87 - 0.5 - 10 \times 0.032$$

$$L_c = 2.05 \text{ m}$$

La línea de menor resistencia práctica se calcula de la siguiente forma.

$$W_z = W - P^* \times \text{sen} \gamma - 0.05$$

$$W_z = 0.59 - 2.87 \times 0.05 - 0.05$$

$$W_z = 0.4 \text{ m}$$

4. Cálculo de los barrenos de contorno.

El cálculo de la voladura de contorno proporciona una mejor superficie del contorno de la excavación.

En el caso de tener que realizar voladuras de contorno el espaciamiento entre barrenos se calcula a partir de:

$$S_c = K \times D_1$$

$$S_c = 15 \times 0.032$$

$$S_c = 0.48 \text{ m}$$

K varía entre 15 y 16. La relación S/W debe ser 0.8.

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para barrenos con un diámetro inferior a los 150 mm se emplea la ecuación:

$$q_{1c} = 90 \times D_1^2$$

$$q_{1c} = 90 \times (0.032^2)$$

$$q_{1c} = 0.092 \text{ Kg/m}$$



Donde D_1 se expresa en metros.

ü Barrenos de contorno por el techo

- Espaciamiento de los barrenos de contorno por el techo.

$$S_{ct} = 0.48m$$

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W_{ct} = \frac{S_{ct}}{0.8} - P^* \times \text{sen}3^\circ$$

$$W_{ct} = \frac{0.48}{0.8} - 2.87 \times 0.1$$

$$W_{ct} = 0.32 \text{ m}$$

- Número de barrenos de contorno por el techo.

$$NB = \frac{4.7}{S_{ct}} + 2$$

$$NB = \frac{4.7}{0.48} + 2$$

$$NB = 11.7 \approx 12 \text{ barrenos}$$

ü Barrenos de contorno en los hastiales

- Longitud de contorno que queda

$$L_{co} = h_{pr} - W_z - W_{ct}$$

$$L_{co} = 0.83 - 0.33 - 0.32$$

$$L_{co} = 0.18 \text{ m}$$

Con $f = 1.2$ y $S/W = 1.25$ se tiene:

$$W_{ch} = 1.33 - P^* \times \text{sen}3^\circ - 0.05$$

$$W_{ch} = 1.33 - 2.87 \times 0.1 - 0.05$$



$$W_{ch} = 1m$$

- Número de barrenos

$$NB = \frac{L_{co}}{1.33 \times (S/W)} + 2$$

$$NB = \frac{0.18}{1.33 \times 1.25} + 2$$

$$NB = 2.1 \approx 2 \text{ barrenos}$$

- Espaciamiento.

$$S = \frac{L_{co}}{NB}$$

$$S = \frac{0.18}{2}$$

$$S = 0.09 \text{ m}$$

ü Barrenos de contorno por el piso.

- Línea de menor resistencia (LMR).

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times PRPanfo}{c \times f(S/W)}}$$

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{1.22 \times 1.31}{2 \times 1.45 \times 1}}$$

$$W = 0.66 \text{ m}$$

Donde:

S/W : Relación entre el espaciamento y la LMR. Se suele tomar igual a 1.

Constante de la roca corregida para $W < 1.4 \text{ m}$

$$\bar{c} = 2 + \frac{0.7}{W}$$

$$\bar{c} = 2.1$$

Para un avance de tres metros un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

- El número de barrenos vendrá dado por:



$$NB = \left[\frac{A_t + 2P^* \times \text{Sen}\gamma}{W} + 2 \right]$$

$$NB = \left[\frac{4.5 + 2(2.87) \times \text{Sen}3^\circ}{0.66} + 2 \right]$$

$$NB = 10 \text{ barrenos}$$

Donde:

A_t : Ancho del túnel

- Espaciamiento práctico para los barrenos de rincón será:

$$\bar{S} = S_z - P^* \times \text{Sen}\gamma$$

$$\bar{S} = 0.5 - 2.87 \times \text{sen}3^\circ$$

$$\bar{S} = 0.22 \text{ m}$$

- La LMR práctica W_z se calcula a partir de:

$$W_z = W - P^* \times \text{Sen}\gamma - E_p$$

$$W_z = 0.66 - 2.87 \times \text{Sen}3^\circ - 0.05$$

$$W_z = 0.33 \text{ m}$$

- Las longitudes de carga de fondo (L_f) y de columna (L_c) deben ser:

$$L_f = 1.25 \times W_z$$

$$L_f = 1.25 \times 0.33$$

$$L_f = 0.41 \text{ m}$$

$$L_c = P^* - L_f - 10D_1$$

$$L_c = 2.87 - 0.41 - 10(0.032)$$

$$L_c = 2.14 \text{ m}$$

La concentración de la carga de columna puede reducirse al 70% de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación. El retacado se fija en $T = 10 D_1$.



- La condición que debe cumplir la LMR es:

$$W \leq 0.6 P^* \quad 0.66 < 1.72$$

Ver ANEXO.2.

5. Índices técnicos económicos.

Avance por ciclo.

$$l = 0.95 \times P^*$$

$$l = 0.95 \times 2.87$$

$$l = 2.72 \text{ m}$$

ü Metros cúbicos de roca a arrancar en el macizo.

$$V_r = S \times l$$

$$V_r = 23.06 \times 2.72$$

$$V_r = 62.72 \text{ m}^3$$

ü Cantidad total de metros de perforación.

$$L_p = L_c \times N_c + L_a \times N_a + L_{co} \times N_{co}$$

$$L_p = 3.17 \times 16 + 2.87 \times 11 + 2.87 \times 26$$

$$L_p = 156.91 \text{ m}$$

ü Metros de perforación por metro de avance.

$$L_p^* = \frac{L_p}{l}$$

$$L_p^* = \frac{156.91}{2.72}$$

$$L_p^* = 57.68 \text{ m/m}$$

ü Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r}$$

$$L_p^{**} = \frac{156.91}{62.72}$$

$$L_p^{**} = 2.50 \text{ m/m}^3$$



ü Masa de carga de sustancia explosiva para cada ciclo.

$$Q = q \times S \times P^*$$

$$Q = 1.24 \times 23.06 \times 2.87$$

$$Q = 82.04 \text{ kg}$$

ü Masa media de la carga en un barreno.

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

$$q_m = \frac{82.06}{53}$$

$$q_m = 1.54 \text{ kg}$$

ü Masa de las cargas en los barrenos de cada grupo.

$$q_c = 1.15 \times q_m$$

$$q_c = 1.15 \times 1.54$$

$$q_c = 1.77 \text{ kg}$$

$$q_{tc} = q_c \times 16$$

$$q_{tc} = 28.32 \text{ kg}$$

$$q_a = 1.03 \times q_m$$

$$q_a = 1.03 \times 1.54$$

$$q_a = 1.58 \text{ kg}$$

$$q_{ta} = q_a \times 11$$

$$q_{ta} = 17.38 \text{ kg}$$

$$q_{co} = 0.85 \times q_m$$

$$q_{co} = 0.85 \times 1.54$$

$$q_{co} = 1.3 \text{ kg}$$

$$q_{tco} = q_{co} \times 26$$

$$q_{tco} = 33.8 \text{ kg}$$

ü Número de cartuchos en los barrenos de cada grupo.



$$N_{cc} = \frac{q_c}{q^*}$$

$$N_{cc} = \frac{1.77}{0.45}$$

$$N_{cc} = 3.93 \approx 4c$$

$$N_a = \frac{q_a}{q^*}$$

$$N_{ca} = \frac{1.58}{0.45}$$

$$N_{ca} = 3.51 \approx 4c$$

$$N_{cco} = \frac{q_{co}}{q^*}$$

$$N_{cco} = \frac{1.3}{0.45}$$

$$N_{cco} = 2.88 \approx 3c$$

ü Gasto real de sustancia explosiva.

$$G_r = q_c \times N_c + q_a \times N_a + q_{co} \times N_{co}$$

$$G_r = 1.77 \times 16 + 1.58 \times 11 + 1.3 \times 26$$

$$G_r = 79.5 \text{ kg} / \text{m}^3$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca arrancar

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r}$$

$$G_v = \frac{79.5}{62.72}$$

$$G_v = 1.26 \text{ kg} / \text{m}^3$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.

$$G_l = \frac{Q_r}{l}$$

$$G_l = \frac{79.5}{2.72}$$



$$G_l = 29.22 \text{ kg / m}$$

ü Gasto de detonadores por metro de avance.

$$N_{dl} = \frac{N}{l}$$

$$N_{dl} = \frac{53}{2.72}$$

$$N_{dl} = 19.48 \approx 20d$$

ü Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar.

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r}$$

$$N_{dv} = \frac{53}{62.72}$$

$$N_{dv} = 0.84 \approx 1d$$

ü Gasto de material de relleno.

$$V_{rt} = 23.06 \times 0.32$$

$$V_{rt} = 7.37 \text{ dm}^3$$

II.2.2. Cálculo del pasaporte con cuele cilíndrico de tres secciones.

Este pasaporte se realiza mediante el cuele cilíndrico de tres secciones expuesto en el libro fragmentación de rocas con explosivo del Dr. José Otaño. Editorial Félix Varela LA HABANA, 1998. El cual se realiza mediante un cuele de tres secciones con un cilindro de compensación.

Pasaporte con corte recto.

1. Número total de barrenos.

$$N = 12.7 \frac{q \times S}{\gamma \times d_c \times \rho}$$

$$N = 12.7 \frac{1.35 \times 23.06}{0.6(0.32)^2 \times 1.15}$$

$$N = 56 \text{ barrenos}$$



Donde:

q = Gasto específico de sustancia explosivo; kg/m^3 (por proyecto)

γ = Coeficiente de llenado de los barrenos; (tabla 8.6)

S = Área de la sección transversal; m^2

d_c = diámetro del cartucho; g/cm^3

ρ = Densidad de la sustancia explosiva; g/cm^3

El coeficiente o grado de carga de los barrenos es la relación que existe entre la longitud de la carga en el barreno y la longitud total del barreno, se toma de acuerdo con la fortaleza de la roca y el diámetro de los cartuchos.

Elegimos el tipo de corte y calculamos la cantidad de barrenos en cada grupo. en este caso elegimos el corte recto

El número de barrenos del cuele estará dado por:

$$N_c = \frac{N \times 1}{m}$$

$$N_c = \frac{56}{3.5}$$

$$N_c = 16 \text{ barrenos}$$

El número de barrenos de arranque estará dado por:

$$N_a = \frac{N \times a}{m}$$

$$N_a = \frac{56 \times 0.5}{3.5}$$

$$N_a = 8 \text{ barrenos}$$

El número de barrenos de contorno estará dado por:

$$N_{co} = \frac{N \times 2}{m}$$

$$N_{co} = \frac{56 \times 2}{3.5}$$



$$N_{co} = 32 \text{ barrenos}$$

El número de barrenos en cada grupo se puede ajustar, lo ajustamos según el tipo de cuele que se valla a utilizar, en este caso lo ajustamos de la siguiente forma:

$$N_c = 11 \text{ barrenos}$$

$$N_a = 12 \text{ barrenos}$$

$$N_{co} = 32 \text{ barrenos}$$

ü Profundidad de los barrenos de corte.

Basándonos en las características del equipo de perforación elegimos como profundidad de los barrenos de corte:

$$P = 3.17m$$

Esta magnitud la tomamos mediante la metodología utilizada en el cuele de cuatro secciones.

ü Profundidad de los barrenos de arranque y contorno.

$$P^* = P - 0.3$$

$$P^* = 3.17 - 0.3$$

$$P^* = 2.87m$$

ü Carga de sustancia explosiva para cada ciclo.

$$Q = q \times S \times P$$

$$Q = 1.35 \times 23.06 \times 3.17$$

$$Q = 98.68 \text{ kg}$$

ü Masa media de la carga en un barreno.



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

$$q_m = \frac{98.68}{56}$$

$$q_m = 1.76 \text{ kg}$$

ü Masa de las cargas en los barrenos de cada grupo.

- Barrenos del cuele.

$$q_c = 1.15 \times q_m$$

$$q_c = 1.15 \times 1.76$$

$$q_c = 2.05 \text{ kg}$$

- Barrenos de arranque.

$$q_a = 1.03 \times q_m$$

$$q_a = 1.03 \times 1.76$$

$$q_a = 1.81 \text{ kg}$$

- Barrenos de contorno.

$$q_{co} = 0.85 \times q_m$$

$$q_{co} = 0.85 \times 1.76$$

$$q_{co} = 1.49 \text{ kg}$$

ü Número de cartuchos en los barrenos de cada grupo.

- Barrenos del cuele.

$$N_{cc} = \frac{q_c}{q^*}$$

$$N_{cc} = \frac{2.05}{0.45}$$

$$N_{cc} = 4.6 \approx 5 \text{ cartuchos}$$



- Barrenos de arranque.

$$N_{ca} = \frac{q_a}{q^*}$$

$$N_{ca} = \frac{1.81}{0.45}$$

$$N_{ca} = 4.02 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

- Barrenos de contorno.

$$N_{cco} = \frac{q_{co}}{q^*}$$

$$N_{cco} = \frac{1.49}{0.45}$$

$$N_{cco} = 3.31 \approx 3 \text{ cartuchos}$$

ü Masa real en cada barreno.

- Barrenos del cuele.

$$q_c = N_c \times q^*$$

$$q_c = 5 \times 0.45$$

$$q_c = 2.25 \text{ kg}$$

- Barrenos de arranque.

$$q_a = N_c \times q^*$$

$$q_a = 4 \times 0.45$$

$$q_a = 1.8 \text{ kg}$$

- Barrenos de contorno.

$$q_{co} = N_c \times q^*$$

$$q_{co} = 3 \times 0.45$$

$$q_{co} = 1.35 \text{ kg}$$



Ü Gasto real de sustancia explosiva.

$$Q_r = q_c \times N_c + q_a \times N_a + q_{co} \times N_{co}$$

$$Q_r = 2.25 \times 11 + 1.8 \times 12 + 1.35 \times 32$$

$$Q_r = 24.75 + 21.6 + 43.2$$

$$Q_r = 89.55 \text{ kg}$$

Distribución de los barrenos de en la sección transversal de la excavación.

Ü Barrenos del cuele.

El replanteo de estos, esta dado por valores fijos que se toman de la (Figura 8.13) del libro Fragmentación de roca con explosivo del Dr. José Otaño.
Ver Anexo. 3.

Ü Distribución de los barrenos de contorno.

- Distancia media entre los barrenos de contorno.

$$d_m = \frac{P_e}{N_{co}}$$

$$d_m = \frac{17.35}{32}$$

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

- Número de barrenos por el piso.

$$N_{cop} = \frac{B - 0.4}{d_m} + 1$$

$$N_{cop} = \frac{4.5 - 0.4}{0.54} + 1$$

$$N_{cop} = 8.59 \approx 9 \text{ barrenos}$$

- Distancia entre los barrenos de contorno por el piso.

$$d_{cop} = \frac{B - 0.4}{N_{cop} - 1}$$

$$d_{cop} = \frac{4.5 - 0.4}{9 - 1}$$

$$d_{cop} = 0.51 \text{ m}$$



- Número de barrenos por el lado.

$$N_{col} = \frac{h_{pr} - 0.2}{d_m}$$

$$N_{col} = \frac{0.83 - 0.2}{0.54}$$

$$N_{col} = 1.16 \approx 1 \text{ Barreno}$$

- Número de barrenos por el techo.

$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} - 2 N_{col}$$

$$N_{cot} = 32 - 9 - 1(2)$$

$$N_{cot} = 21 \text{ barrenos}$$

- Distancia entre los barrenos de contorno por el techo.

$$d_{cot} = \frac{1.33B - 0.4}{N_{cot} + 1}$$

$$d_{cot} = \frac{1.33 \times 4.5 - 0.4}{21 + 1}$$

$$d_{cot} = 0.25 \text{ m}$$

2. Índices técnico-económico..

ü Avance por ciclo.

$$l = P^* \times \delta$$

$$l = 2.87 \times 0.9$$

$$l = 2.58 \text{ m}$$

ü Metros cúbicos de roca a arrancar en el macizo.

$$V_r = S \times l$$

$$V_r = 23.06 \times 2.58$$

$$V_r = 59.5 \text{ m}^3$$



ü Cantidad total de metros de perforación.

$$L_p = L_c \times N_c + L_a \times N_a + L_{co} \times N_{co}$$

$$L_p = 3.17 \times 11 + 2.87 \times 12 + 2.87 \times 32$$

$$L_p = 34.87 + 34.44 + 91.84$$

$$L_p = 161.15 \text{ m}$$

ü Metros de perforación por metro de avance.

$$L_p^* = \frac{L_p}{l}$$

$$L_p^* = \frac{161.15}{2.58}$$

$$L_p^* = 62.44 \text{ m}$$

ü Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r}$$

$$L_p^{**} = \frac{161.15}{59.5}$$

$$L_p^{**} = 2.70 \text{ m/m}$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.

$$G_l = \frac{Q_r}{l}$$

$$G_l = \frac{89.55}{2.58}$$

$$G_l = 34.7 \text{ Kg.}$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar.

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r}$$

$$G_v = \frac{89.55}{59.5}$$

$$G_v = 1.5 \text{ Kg.}$$



ü Gasto de detonadores por metro de avance.

$$N_{dl} = \frac{N}{l}$$

$$N_{dl} = \frac{56}{2.58}$$

$$N_{dl} = 21.7 \approx 22 \text{ detonadores}$$

ü Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar.

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r}$$

$$N_{dv} = \frac{56}{59.5}$$

$$N_{dv} = 0.94 \approx 1 \text{ detonador}$$

ü Gasto de material de relleno.

- Barrenos del cuele:

Ø Longitudes de carga.

$$L_{carg} = N_c \times L_{cart}$$

$$L_{carg} = 5 \times 0.5$$

$$L_{carg} = 2.5m$$

Ø Longitudes de relleno

$$L_{re} = L_b - L_{carg}$$

$$L_{re} = 3.17 - 2.5$$

$$L_{re} = 0.67m$$

Ø Volumen de relleno de corte.

$$V_{rc} = S \times L_{rc}$$

$$V_{rc} = 23.06 \times 0.67$$

$$V_{rc} = 15.45dm^3$$



Ø Volumen de relleno total de corte.

$$V_{rc} = V_{rc} \times N_c$$

$$V_{rc} = 15.45 \times 11$$

$$V_{rc} = 169.95 \text{ dm}^3$$

- Barrenos de arranque:

Ø Longitud de carga.

$$L_{carg} = N_c \times L_{car}$$

$$L_{carg} = 4 \times 0.5$$

$$L_{carg} = 2 \text{ m}$$

Ø Longitud de relleno.

$$L_{re} = L_b - L_{carg}$$

$$L_{re} = 2.87 - 2$$

$$L_{re} = 0.87 \text{ m}$$

ü Volumen de relleno de arranque.

$$V_{ra} = S \times L_{ra}$$

$$V_{ra} = 23.06 \times 0.87$$

$$V_{ra} = 20 \text{ dm}^3$$

Ø Volumen de relleno total de arranque.

$$V_{ra} = V_{ra} \times N_c$$

$$V_{ra} = 20 \times 12$$

$$V_{ra} = 240 \text{ dm}^3$$

- Barrenos de contorno.

Ø Longitud de carga.

$$L_{carg} = N_c \times L_{car}$$

$$L_{carg} = 3 \times 0.5$$

$$L_{carg} = 1.5 \text{ m}$$



∅ Longitud de relleno.

$$L_{re} = L_b - L_{c\ arg}$$

$$L_{re} = 2.87 - 1.5$$

$$L_{re} = 1.37m$$

II.2.3 Cálculo de los pasaportes de perforación y voladura para los cueles inclinados.

Pasaporte 3

Pasaporte con corte inclinado sin tener en cuenta la voladura de contorno.

Los cortes inclinados son formados por barrenos perforados con una inclinación con respecto a la superficie del frente y una distancia entre sus extremos de 100- 200 mm. El corte utilizado es el corte de cuña, en el que los barrenos forman en la parte central del frente una cuña vertical u horizontal. Este corte da resultados satisfactorios en excavaciones con más de 3m de ancho. La máxima profundidad posible de los barrenos del cuele en la cuña vertical se pueden determinar para cada condición concreta de acuerdo con el ancho de la excavación y la fortaleza de la roca.

1. Se calcula el número de barrenos para un ciclo.

$$N = 12.7 \frac{q \times S}{\gamma \times d_c \times \rho}$$

$$N = 12.7 \frac{1.35 \times 23.06}{0.6(0.32)^2 \times 1.15}$$

$$N = 56 \text{ barrenos}$$

Donde:

q = Gasto específico de sustancia explosivo. kg/m^3 (por proyecto)

γ = Coeficiente de llenado de los barrenos. (tabla 8.6)

S = Área de la sección transversal. m^2

d_c = diámetro del cartucho. g/cm^3

ρ = Densidad de la sustancia explosiva. g/cm^3



El coeficiente o grado de carga de los barrenos es la relación que existe entre la longitud de la carga en el barreno y la longitud total del barreno, se toma de acuerdo con la fortaleza de la roca y el diámetro de los cartuchos.

Tipo de corte y cantidad de barrenos en cada grupo.

Tomamos el corte en cuña vertical, el mínimo de barrenos a utilizar será de 4 a 6, con un ángulo óptimo de 70° , la distancia entre pares de barrenos es de 0.5m. La proporción que utilizamos es: $N_c: N_a: N_{co}=1: a: b$ 1:0.5:2

$$m=1+a+b \quad m=1+0.5+2 \quad m=3.5$$

ü El número de barrenos del cuele estará dado por:

$$N_c = \frac{N \times 1}{m}$$

$$N_c = \frac{56}{3.5}$$

$$N_c = 16 \text{ barrenos}$$

ü El número de barrenos de arranque estará dado por:

$$N_a = \frac{N \times a}{m}$$

$$N_a = \frac{56 \times 0.5}{3.5}$$

$$N_a = 8 \text{ barrenos}$$

ü El número de barrenos de contorno estará dado por:

$$N_{co} = \frac{N \times 2}{m}$$

$$N_{co} = \frac{56 \times 2}{3.5}$$

$$N_{co} = 32 \text{ barrenos}$$

El número de barrenos obtenido para cada grupo se puede reajustar a los requerimientos del corte y del contorno. En este caso tomamos:

$$N_c = 14 \text{ barrenos}$$

$$N_a = 10 \text{ barrenos}$$

$$N_{co} = 32 \text{ barrenos}$$



La profundidad de los barrenos la elegimos teniendo en cuenta:

- Potencia de la maquina perforadora.
- Área de la sección transversal.
- Tipo de corte a utilizar.
- La organización del trabajo y la duración del ciclo.

En la práctica la profundidad de los barrenos se elige, casi siempre basada en la duración del ciclo de trabajo.

ü Determinación de la profundidad de los barrenos del cuele.

$$P = (0.25B + 0.5b) \tan \alpha$$

$$P = (0.25 \times 4.5 + 0.5 \times 0.2) \tan 70^\circ$$

$$P = 3.35 \text{ m}$$

Donde:

b:

B: Ancho de la excavación por el piso; m.

α : Ángulo de inclinación de los barrenos.

ü Determinación de la profundidad de los barrenos de arranque y contorno.

$$P^* = P - 0.3$$

$$P^* = 3.35 - 0.3$$

$$P^* = 3.05 \text{ m}$$

Con la profundidad de los barrenos de corte, determinamos la distancia entre las filas de los barrenos de corte que es de 1m.

ü Determinamos la carga de sustancia explosiva para un ciclo.

$$Q = q \times S \times P$$

$$Q = 1.35 \times 23.06 \times 3.35$$

$$Q = 104.28 \text{ Kg.}$$



ü La masa media de la carga de un barreno será:

$$q_m = \frac{Q}{N}$$
$$q_m = \frac{104.28}{56}$$
$$q_m = 1.86 \text{ Kg.}$$

ü Masa de las cargas en los barrenos de cada grupo.

- Barrenos del cuele.

$$q_c = 1.15 \times q_m$$
$$q_c = 1.15 \times 1.86$$
$$q_c = 2.13 \text{ kg.}$$

- Barrenos de arranque.

$$q_a = 1.03 \times q_m$$
$$q_a = 1.92 \text{ Kg.}$$

- Barrenos de contorno.

$$q_{co} = 0.85 \times q_m$$
$$q_{co} = 1.58 \text{ kg.}$$

ü Número de cartuchos en los barrenos de cada grupo.

- Cuele:

$$N_{car} = \frac{q_c}{q^*}$$
$$N_{car} = \frac{2.13}{0.45}$$
$$N_{car} = 4.73 \approx 5 \text{ cartuchos}$$

Donde q^* es el peso del cartucho en kg.

- Arranque:

$$N_{car} = \frac{q_a}{q^*}$$



$$N_{car} = \frac{1.92}{0.45}$$

$$N_{car} = 4.26 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

- Contorno:

$$N_{car} = \frac{q_{co}}{q^*}$$

$$N_{car} = \frac{1.58}{0.45}$$

$$N_{car} = 3.51 \approx 4 \text{ cartuchos}$$

ü Masa real en cada barreno.

$$q_c = N_{car} \times q^*$$

$$q_c = 5 \times 0.45$$

$$q_c = 2.25 \text{ kg}$$

$$q_a = N_{car} \times q^*$$

$$q_a = 4 \times 0.45$$

$$q_a = 1.8 \text{ kg}$$

$$q_{co} = N_{car} \times q^*$$

$$q_{co} = 4 \times 0.45$$

$$q_{co} = 1.8 \text{ kg}$$

ü Gasto real de sustancia explosiva.

$$Q_r = q_c \times N_c + q_a \times N_a + q_{co} \times N_{co}$$

$$Q_r = 2.25 \times 14 + 1.8 \times 10 + 1.8 \times 32$$

$$Q_r = 107.1 \text{ Kg.}$$



2. Distribución de los barrenos en la sección transversal de la excavación.

Distribución de los barrenos de contorno:

ü Distancia media entre los barrenos de contorno.

$$d_m = \frac{Pe}{N_{co}}$$

$$d_m = \frac{17.35}{32}$$

$$d_m = 0.54m$$

ü Número de barrenos por el piso.

$$N_{cop} = \frac{B - 0.4}{d_m} + 1$$

$$N_{cop} = \frac{4.5 - 0.4}{0.54} + 1$$

$$N_{cop} = 8.59 \approx 9 \text{ barrenos}$$

ü Distancia entre los barrenos de contorno por el piso.

$$d_{cop} = \frac{B - 0.4}{N_{cop} - 1}$$

$$d_{cop} = \frac{4.5 - 0.4}{9 - 1}$$

$$d_{cop} = 0.51 \text{ m}$$

ü Número de barrenos por el lado.

$$N_{col} = \frac{h_{pr} - 0.2}{d_m}$$

$$N_{col} = \frac{0.83 - 0.2}{0.54}$$

$$N_{col} = 1.16 \approx 1 \text{ barreno}$$

ü Número de barrenos por el techo.

$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} - 2N_{col}$$

$$N_{cot} = 32 - 9 - 1(2)$$

$$N_{cot} = 21 \text{ barrenos}$$



ü Distancia entre los barrenos de contorno por el techo.

$$d_{cot} = \frac{1.33B - 0.4}{N_{cot} + 1}$$

$$d_{cot} = \frac{1.33 \times 4.5 - 0.4}{22 + 1}$$

$$d_{cot} = 0.24 \text{ m}$$

Ver anexo.4.

3. Índices técnico-económicos

ü Avance por ciclo.

$$l = P^* \times \delta$$

$$l = 3.05 \times 0.9$$

$$l = 2.74 \text{ m}$$

ü Metros cúbicos de roca a arrancar en el macizo.

$$V_r = S \times l$$

$$V_r = 23.06 \times 2.74$$

$$V_r = 63.18 \text{ m}^3$$

ü Cantidad total de metros de perforación.

$$L_p = L_c \times N_c + L_a \times N_a + L_{co} \times N_{co}$$

$$L_p = 3.35 \times 14 + 3.05 \times 10 + 3.05 \times 32$$

$$L_p = 175 \text{ m}$$

ü Metros de perforación por metro de avance.

$$L_p^* = \frac{L_p}{l}$$



$$L_p^* = \frac{175}{2.74}$$

$$L_p^* = 63.86 \text{ m}$$

ü Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar.

$$L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r}$$

$$L_p^{**} = \frac{159.75}{63.18}$$

$$L_p^{**} = 2.52 \text{ m / m}$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro de avance.

$$G_l = \frac{Q_r}{l}$$

$$G_l = \frac{107.1}{2.74}$$

$$G_l = 39.1 \text{ Kg.}$$

ü Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar.

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r}$$

$$G_v = \frac{107.1}{63.18}$$

$$G_v = 1.69 \text{ Kg.}$$

ü Gasto de detonadores por metro de avance.

$$N_{dl} = \frac{N}{l}$$

$$N_{dl} = \frac{56}{2.74}$$

$$N_{dl} = 20.43 \approx 21 \text{ detonadores}$$



ü Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar.

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r}$$

$$N_{dv} = \frac{56}{63.18}$$

$$N_{dv} = 0.89 \approx 1 \text{ detonador}$$

ü Gasto de material de relleno.
Barrenos del cuele:

- Longitud de carga.

$$L_{c\text{arg}} = N_c \times L_{cart}$$

$$L_{c\text{arg}} = 5 \times 0.5$$

$$L_{c\text{arg}} = 2.5m$$

- Longitud de relleno

$$L_{re} = L_b - L_{c\text{arg}}$$

$$L_{re} = 3.35 - 2.5$$

$$L_{re} = 0.85m$$

- Volumen de relleno del cuele.

$$V_{rc} = S \times L_{rc}$$

$$V_{rc} = 23.06 \times 0.85$$

$$V_{rc} = 19.6dm^3$$

- Volumen de relleno total del cuele.

$$V_{rtc} = V_{rc} \times N_c$$

$$V_{rtc} = 19.6 \times 14$$

$$V_{rtc} = 274.4dm^3$$

ü Barrenos de arranque:

- Longitud de carga.



$$L_{c\text{arg}} = N_c \times L_{cart}$$

$$L_{c\text{arg}} = 4 \times 0.5$$

$$L_{c\text{arg}} = 2.m$$

- Longitud de relleno

$$L_{re} = L_b - L_{c\text{arg}}$$

$$L_{re} = 3.05 - 2.$$

$$L_{re} = 1.05m$$

- Volumen de relleno de arranque.

$$V_{ra} = S \times L_{re}$$

$$V_{ra} = 23.06 \times 1.05$$

$$V_{ra} = 24.21dm^3$$

- Volumen de relleno total de arranque.

$$V_{ra} = V_{rc} \times N_a$$

$$V_{ra} = 24.21 \times 10$$

$$V_{ra} = 242.1 dm^3$$

- Barrenos de contorno.

- Longitud de carga.

$$L_{c\text{arg}} = N_c \times L_{cart}$$

$$L_{c\text{arg}} = 4 \times 0.5$$

$$L_{c\text{arg}} = 2.m$$

- Longitud de relleno

$$L_{re} = L_b - L_{c\text{arg}}$$

$$L_{re} = 3.05 - 2.$$

$$L_{re} = 1.05m$$



- Volumen de relleno de arranque.

$$V_{rco} = S \times L_{re}$$

$$V_{rco} = 23.06 \times 1.05$$

$$V_{rco} = 24.21 dm^3$$

- Volumen de relleno total de arranque.

$$V_{rco} = V_{rc} \times N_a$$

$$V_{rco} = 24.21 \times 32$$

$$V_{rco} = 774.72 dm^3$$

Los tres pasaportes calculados se pueden emplear en cualquiera de las litologías que aparecen en la excavación.

Para lograr mejor aprovechamiento de la esencia física de la acción de la explosión en el macizo rocoso proponemos emplear el cuele inclinado para el conglomerado debido a la fortaleza y resistencia que posee esta roca, los restantes pasaportes pueden ser utilizados en la argilita y aleurolita.



Capítulo III. Resultados de los cálculos económicos de la obra.

III. 1. Generalidades:

El calculo económico de un proyecto es de suma importancia ya que a través de el, podemos decir si el proyecto elaborado es factible o no.

Los principales objetivos del mismo son:

- ü Servir de instrumento para dar cumplimiento a las exigencias del desarrollo planificado de la economía nacional.
- ü Estimular la economía del trabajo, la movilización de las reservas internas de las empresas y la ampliación constante de la producción.
- ü Fortalecer la disciplina financiera.

III.2-Determinación del costo por concepto de perforación y voladura:

Pasaporte. 1.

TABLA.1.Costo por perforación y voladura del cuele de cuatro secciones.

Materiales	U/M	Cantidad	Precio unitario (\$)	Importe (\$)
Detonadores	u	53	1.35	71.55
Cartuchos	u	180	0.87	156.6
Conductores	m	164.91	0.80	131.92
Medios de protección	módulo	5	16	80
Total				440.07

**Pasaporte. 2.****TABLA.2. Costo por perforación y voladura del cuele de tres secciones.**

Materiales	U/M	Cantidad	Precio unitario (\$)	Importe (\$)
Detonadores	u	55	1.35	74.25
Cartuchos	u	199	0.87	173.13
Conductores	mts	169.52	0.80	135.61
Medios de protección	módulo	5	16	80
Total				464.34

Pasaporte.3.**Costo por perforación y voladura del cuele de inclinado en cuña.**

Materiales	U/M	Cantidad	Precio unitario (\$)	Importe (\$)
Detonadores	u	56	1.35	75.6
Cartuchos	u	238	0.87	207.06
Conductores	m	202.3	0.80	161.84
Medios de protección	módulo	5	16	80
Total				524.5



Capitulo. IV. Análisis de la protección e higiene del trabajo y evaluación de los impactos medioambientales de la obra.

IV.1 Generalidades.

La protección del trabajo tiene gran importancia, ya que cada integrante es un eslabón básico para su desarrollo. Su importancia económica radica en que la ocurrencia de un accidente en una empresa, establecimiento o taller representa una baja en la productividad global, y causa problemas con el estado de ánimo y psicológico en los restantes obreros, que incide directamente en la gestión económica, así como las pérdidas de materiales e incluso la vida de algún (s) obreros. Para evitar los accidentes hay que prestar atención especial a la seguridad y utilización de los medios de protección por parte de los trabajadores desarrollando un papel importante en la exigencia de estos la dirección de la empresa y cada uno de sus integrantes. A continuación se hace referencia a algunas de las principales medidas a tener en cuenta en las principales labores mineras.

IV.2. Medidas a tener en cuenta en la perforación

- Antes de la perforación se debe revisar la estabilidad del macizo.
- No perforar con la perforadora suspendida, en caso de que no baste con la columna neumática, se utilizan plataformas de madera.
- Las actividades de perforación las relazará el minero destinado para ello, queda prohibido que el personal no especializado realice esta actividad.

IV.3. Medidas para trabajar con explosivos.

- El personal autorizado para trabajar con los explosivos son el artillero y su ayudante, los demás obreros permanecerán alejados del frente durante la carga de los barrenos.
- Al trabajar con las cápsulas detonadoras deben evitar los golpes en las rocas con estas.
- Unir cuidadosamente la cápsula con el cartucho.



- El traslado de los detonadores y los cartuchos debe realizarse de forma separada.
- La cantidad de explosivos a trasladar por un obrero no debe exceder de 25 Kg.

IV.4. Medidas para la carga de la roca.

- Los pedazos grandes se romperán con una mandarina, para que los cargue la máquina.
- Se debe usar guantes para realizar esta operación.
- No colocar las manos en la vagoneta ni en máquina cargadora.
- Debe bajarse la cuchara y luego proceder al cambio de vagoneta.

IV.5. Otras medidas generales.

- Los equipos deben estar en buen estado.
- Se prohíbe entrar con alimentos o fumar dentro de la mina.
- Velar por la protección de la higiene del trabajo.
- Se prohíbe quitarse el casco independientemente del lugar en que este.
- Velar porque cada obrero este realizando la función que le corresponde.

IV.6. Iluminación del frente

Una de las causas de accidentes en las minas subterráneas es la poca iluminación, además puede causar enfermedades profesionales como la Nistagnia. Es por ello que debemos mejorar las condiciones de trabajo iluminando correctamente el frente.

La iluminación se llevará a cabo con lámparas de fabricación nacional marca RML equipadas con bombillos de 1000 Kw.

Deben colocarse dichas lámparas en toda la longitud del recorrido donde de vaya a sanear, donde se esté perforando, etc,.

Además todos los equipos están dotados de sistemas de iluminación.



IV.7. Plan de liquidación de averías.

Se debe tener el plano general de la mina detallando la ubicación de las instalaciones principales

Se debe tener el esquema de suministro eléctrico

Se debe tener el esquema de suministro de agua

Situación del almacén o almacenes

Se debe tener el listado del personal, dirección del familiar en caso de accidente, además designar una persona encargada de controlar la cantidad de accidentes y las medidas para liquidar éstos.

Se debe designar una persona encargada de controlar la cantidad de accidentes y las medidas para liquidar éstos.

IV.8. Composición de la brigada de salvamento.

En las zonas mineras se organiza el servicio de salvamento de forma centralizada; el cuerpo de salvamento o brigada de salvamento está compuesta por 7 hombres: el chofer, el jefe y cinco rescatadores por llamarlos de algún modo.

La preparación del personal y la aplicación de medidas profilácticas en cada mina se realizan según programa oficializado por el MINBAS. Por las condiciones difíciles en que se realizan los trabajos de este personal en las emergencias, es necesario:

- Que el mismo tenga una buena preparación táctico técnica
- El jefe sea capaz de tomar las mejores decisiones y orientar los esfuerzos correctamente.
- Que se haya establecido un mando bien definido para todos los trabajadores que participan en las actividades de emergencia.
- Que se establezca una intercomunicación segura entre la dirección y el resto del personal en acción.
- Que las medidas tomadas del plan general y las intermedias sean las más efectivas.
- Dicha brigada estará equipada con caretas antigás, ropas especializadas contra incendios, guantes, botas, etc. Para el caso en que los hombres sean trancados por un derrumbe.



- Se debe tratar de suministrar aire a través del derrumbe.
- Suministrar los primeros auxilios de acuerdo con la gravedad del caso, se procederá a darle salida a los accidentados según el orden de gravedad.

Para el caso de incendio:

- Se deberá aumentar la ventilación del frente.
- Se deberá comenzar la extinción del incendio por medio de extintores y durante ese proceso se comenzarán a sacar a los accidentados (en caso de que haya algún minero involucrado).
- La salida al exterior se hará por el orden de gravedad de los accidentados.

Para el caso de falta de fluido eléctrico:

- El jefe de la brigada deberá controlar la circulación de todo el personal en los medios de transporte, comprobándose que no falte ningún obrero.
- En caso de producirse algún accidente por falta de aire en las galerías la brigada de salvamento es la encargada de sacar el/los accidentado(s) y suministrarle la respiración artificial y enviarlo urgente a la superficie.

IV.9.Higiene de la obra.

- No se debe introducir alimentos bajo mina
- No realizar necesidades fisiológicas bajo mina, para este uso debe de tenerse un carromato, en caso de que no se pueda evitar, realizarlo en la zanja de desagüe.
- Realizar sistemáticamente la composición del aire en los frentes
- Se prohíbe fumar bajo mina.



IV.10. Protección del medio.

La protección del medio es una de las tareas más importantes al realizar un proyecto, puesto que debemos tomar medidas para la reforestación, rehabilitación de la zona que será modificada totalmente en las labores mineras.

Desde el punto de vista ambiental (microscópicamente en la superficie), mi excavación no tiene una incidencia muy significativa sobre el medio ambiente, ya que esta se encuentra ubicada en el último nivel de la mina de Matahambre, su incidencia puede estar por el efecto del pozo principal a que esta se conecta ya que para poder trasladar las vagonetas del frente hacia la superficie se debe construir una torre de sobremina, aunque esta es poco significativa. Además se destruye el ecosistema de la zona con la preparación del terreno para la construcción de una pequeña escombrera y de algunas obras de superficie necesarias para el desarrollo de la excavación. También tenemos los gases tóxicos que se vierten a la atmósfera por medio del sistema de ventilación, provenientes de la voladura en la excavación.

Pero su mayor incidencia radica en la parte subterránea, ya que desde que se comienza a laborear la excavación se altera considerablemente el equilibrio de las tensiones naturales del macizo obligándolo a realizar una redistribución de estas, lo cual se manifiesta alrededor de la excavación. También, las aguas subterráneas se afectan en dirección, caudal, composición química y mineralógica; en cuanto a la escombrera solo una pequeña parte es enviada a la superficie y que la otra parte se vierte en excavaciones ya cerradas como relleno.

IV.11. Medidas a tomar.

Por lo anteriormente dicho se deben adoptar una serie de medidas que se relacionan a continuación:

- El estéril se colocará en una escombrera, la cual una vez terminada la ejecución de la galería será rehabilitada con especies de la fauna endémica.



- Se controlará la presión minera para evitar los deslizamientos.
- No se verterá los desechos en ríos u otro lugar que no esté habilitado para eso. En la galería se habilitará con los medios especiales un lugar donde los obreros puedan hacer sus necesidades fisiológicas.



Conclusiones.

Después de realizado el presente trabajo arribamos a las siguientes conclusiones:

1. Los pasaportes de perforación y voladuras propuestos constituyen un aporte considerable a la unidad del trasvase en lo referente al arranque de material.
2. El cuele inclinado a pesar de ser el mas laborioso, a la hora de su ejecución es el que logra los mejores avances.
3. La variante más económica de las tres propuestas la constituye el pasaporte con cuele recto de cuatro secciones.



Recomendaciones.

Para el mejor funcionamiento y desarrollo de la empresa construcciones militares en el tema de la fragmentación de rocas con explosivos recomendamos que:

1. Aplicar en las obras subterráneas que se construyen en el trasvase las propuestas de pasaportes de perforación y voladuras realizadas.
2. Realizar un estudio ingeniero geológico con mayor profundidad, de manera tal que brinde mas información del material por el cual se proyecta la traza del túnel.
3. Continuar los estudios referidos a esta temática debido a la importancia que tiene para lograr mayores avances durante la construcción de las excavaciones subterráneas.



Bibliografía.

9. Listado Oficial de Precios: Producto Estándares. (2009).
1. ACC: Nuevo Atlas Nacional de Cuba. C. Habana (1989).
2. Alvero, F. F: Diccionario Manual de Lengua Española. Cervantes Pueblo y Educación, Ciudad de la Habana.(1988).
3. Borisov, S.Klokov, M. Gordovoi, B: Labores mineras. Ciudad de La Habana: Editorial Pueblo y educación. (480p). (1986).
4. Blanco Torrens R: Elementos de Mecánica de Roca para Macizos Rocosos; Editorial.
- 5 Catálogo de Explosivos. (1999): ULAEX. Editorial SI-MAR S.A. Sevilla, España.
6. Cervantes Guerra, Y: *Conferencias Protección e Higiene del trabajo. (2008).*
7. Diagnóstico ambiental inicial: Unidad Empresarial de Base Geotecnia y Perforación. EIPHH. Holguín.(2005).
8. Guerrero Almeida, D: *Conferencias de Explotación Subterránea (2008).*
10. López Jimeno C. et al. *Manual de Explotación y Restauración de gravera.* Editorial Madrid. Editorial Imprime: ETIMSA. (1988).
11. Otaño Noguel, José.; Torrens Blanco Roberto: Nociones de minería.Ministerio de educación superior. La Habana. (1988).
12. Otaño Noguel, José: Fragmentación de rocas con explosivos. Ciudad de La Habana: Editorial Pueblo y educación. (1988).
- 13.Sargentón Romero, Gilberto: Criterios para la Proyección de Voladuras en la Excavación de Obras Subterráneas. Tesis presentada en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas. (127p). (2007).

**ANEXOS.****ANEXO.1. Parámetros de los tres pasaportes propuestos.****TABLA.1. Parámetros de los barrenos del pasaporte con cuele de cuatro secciones.**

N _o de barrenos	Grupo de barrenos	Cantidad de barrenos	los barrenos	Angulo de inclinación (grados)		Magnitud de la carga		Tipo de detonador	Intervalo de retardo (ms)	Orden de explosión
				Vertical	Horizontal	Kg	Cartuchos			
1-16	Cuele	16	3.17	0	0	1.77	4	ulaex	0	I
20-28	Arranque	8	2.87	0	0	1.58	4	ulaex	25	II
29-53	Contorno	29	2.87	0	0	1.3	3	ulaex	50	III

**TABLA.2. Parámetros de los barrenos del pasaporte con cuele de tres secciones.**

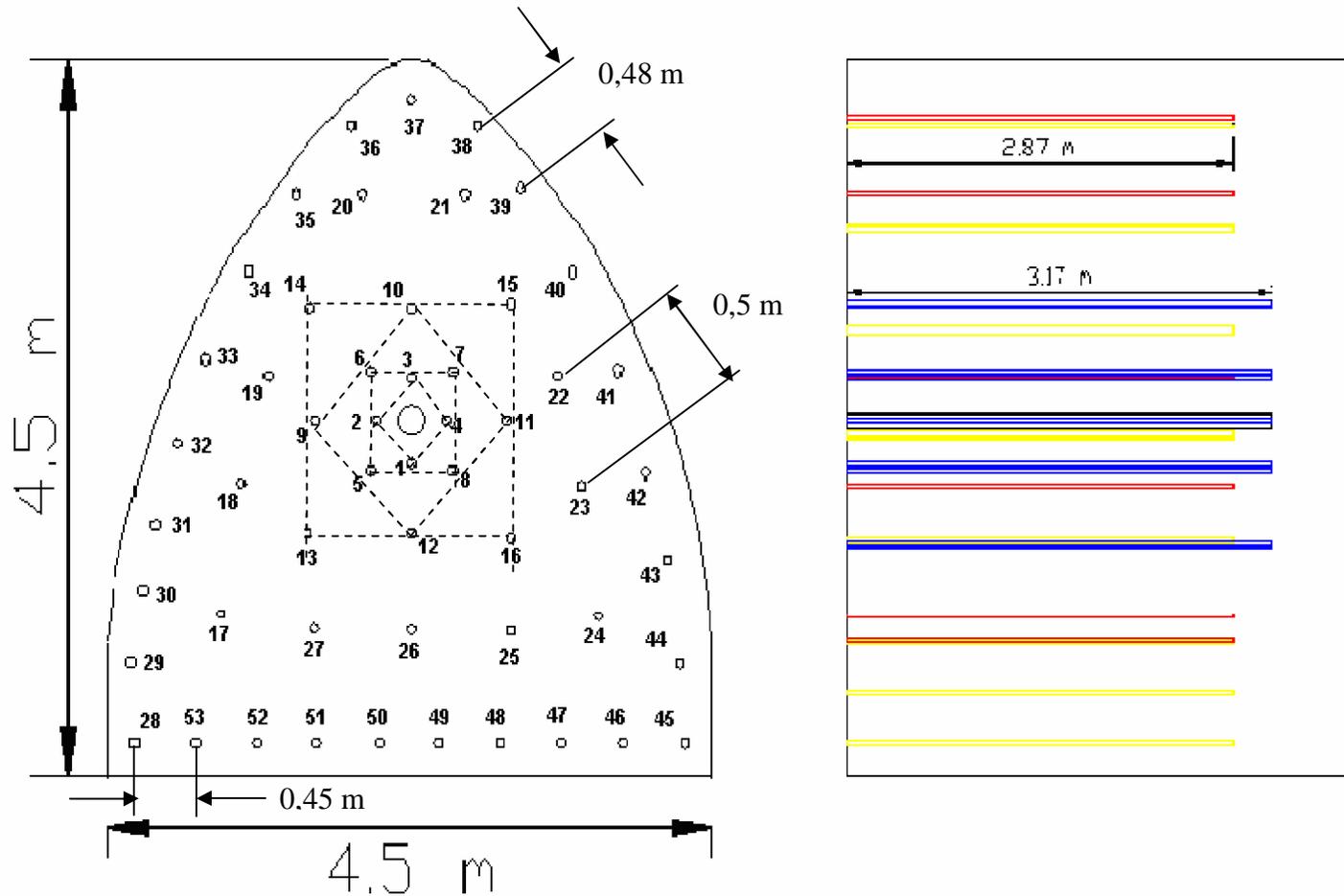
N ₀ de barrenos	Grupo de barrenos	Cantidad de barrenos	los barrenos	Angulo de inclinación (grados)		Magnitud de la carga		Tipo de detonador	Intervalo de retardo (ms)	Orden de explosión
				Vertical	Horizontal	Kg	Cartuchos			
1-14	Cuele	11	3.17	0	0	2.05	5	ulaex	0	I
15-22	Arranque	12	2.87	0	0	1.81	4	ulaex	25	II
23-51	Contorno	32	2.87	0	0	1.49	3	ulaex	50	III

**TABLA.3. Parámetros de los barrenos del pasaporte con cuele inclinado de cuña vertical.**

N _o de barrenos	Grupo de barrenos	Cantidad de barrenos	los barrenos	Angulo de inclinación (grados)		Magnitud de la carga		Tipo de detonador	Intervalo de retardo (ms)	Orden de explosión
				Vertical	Horizontal	Kg	Cartuchos			
1-14	Cuele	14	3.35	70	0	2.25	5	ulaex	0	I
15-22	Arranque	10	3.05	70	0	1.8	4	ulaex	25	II
23-51	Contorno	32	3.05	70	0	1.8	4	ulaex	50	III

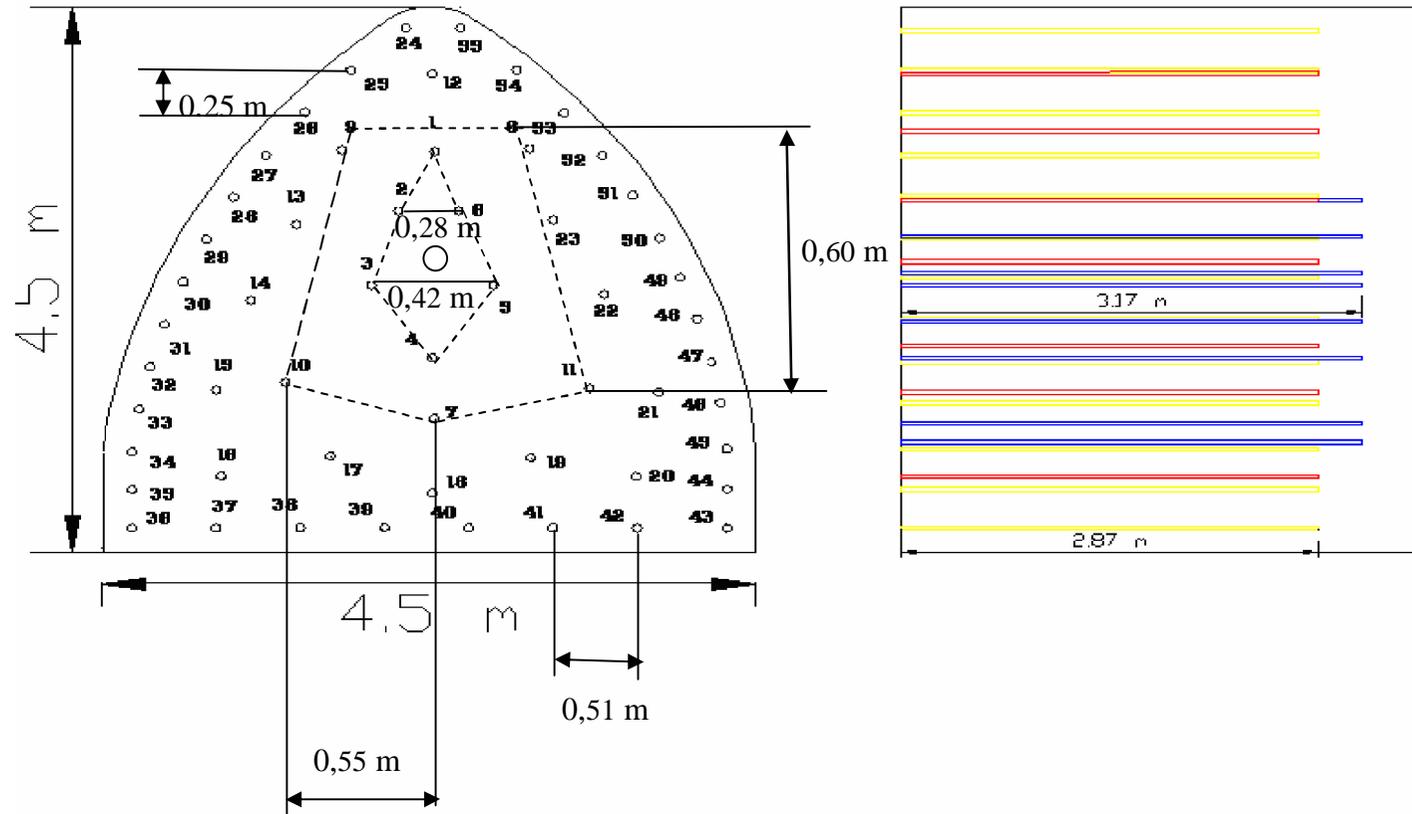


ANEXO.2. Pasaporte con cuele recto de cuatro secciones.

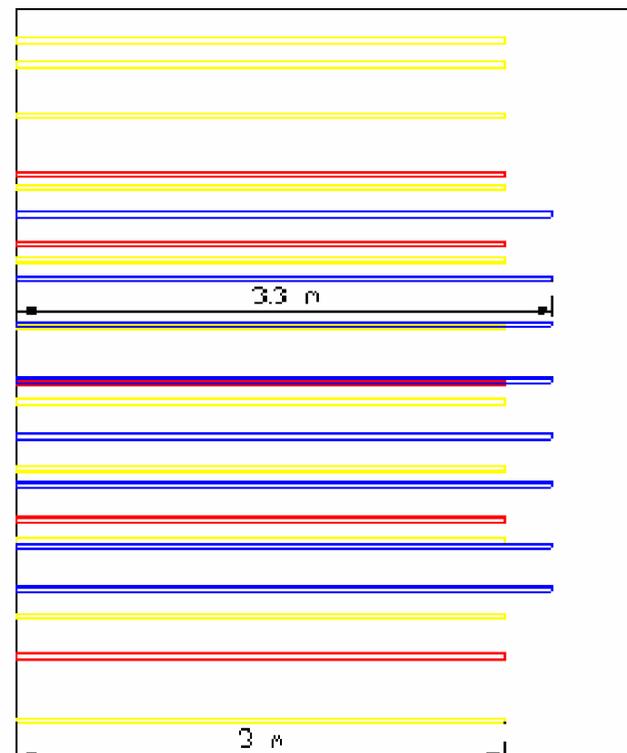
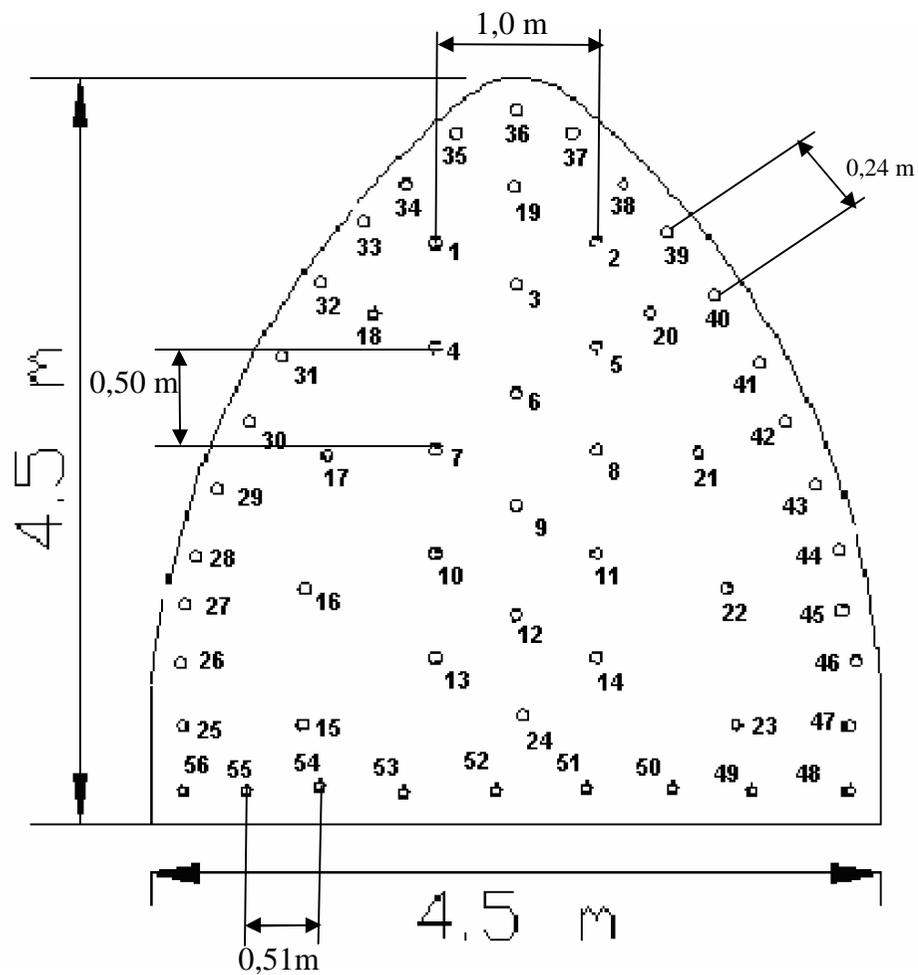




ANEXO.3 Pasaporte con cuele recto de tres secciones.



ANEXO.4 Pasaporte con cuele inclinado de cuña vertical.



**ANEXO.5. Índices técnico económicos de los pasaportes.****TABLA.4. Índices técnicos económicos del pasaporte con cuele de cuatro secciones.**

Metros de perforación por metros de avance $L_p^* = \frac{L_p}{l} = \frac{156.91}{2.72} = 57.68 m/m$	Metros de perforación por m³ de roca a arrancar $L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r} = \frac{156.91}{62.72} = 2.5 m/m^3$
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance $G_l = \frac{Q_r}{l} = \frac{79.5}{2.72} = 29.22 Kg/m$	Gasto de sustancia explosiva por m³ de roca a arrancar $G_v = \frac{Q_r}{V_r} = \frac{79.5}{62.72} = 1.26 Kg/m^3$
Gasto de detonadores por m de avance $N_{dl} = \frac{N}{l} = \frac{53}{2.72} = 19.48 \approx 20 \text{ det onadores} / m$	Gasto de detonadores por m³ de roca a arrancar $N_{dv} = \frac{N}{V_r} = \frac{53}{62.72} = 0.84 \approx 1 \text{ det onador} / m^3$

TABLA.5. Índices técnicos económicos del pasaporte con cuele de tres secciones.

Metros de perforación por metros de avance $L_p^* = \frac{L_p}{l} = \frac{161.15}{2.58} = 62.46 m/m$	Metros de perforación por m³ de roca a arrancar $L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r} = \frac{161.15}{59.5} = 2.7 m/m^3$
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance $G_l = \frac{Q_r}{l} = \frac{89.55}{2.58} = 34.7 Kg/m$	Gasto de sustancia explosiva por m³ de roca a arrancar $G_v = \frac{Q_r}{V_r} = \frac{89.55}{59.5} = 1.5 Kg/m^3$
Gasto de detonadores por m de avance $N_{dl} = \frac{N}{l} = \frac{56}{2.58} = 21.7 \approx 22 \text{ det onadores} / m$	Gasto de detonadores por m³ de roca a arrancar $N_{dv} = \frac{N}{V_r} = \frac{56}{59.5} = 0.94 \approx 1 \text{ det onador} / m^3$

**TABLA.6. Índices técnicos económicos del pasaporte con cuele inclinado de cuña vertical.**

<p>Metros de perforación por metros de avance</p> $L_p^* = \frac{L_p}{l} = \frac{175}{2.74} = 63.83 \text{ m/m}$	<p>Metros de perforación por m³ de roca a arrancar</p> $L_p^{**} = \frac{L_p}{V_r} = \frac{159.75}{63.18} = 2.52 \text{ m/m}^3$
<p>Gasto de sustancia explosiva por metro de avance</p> $G_l = \frac{Q_r}{l} = \frac{107.1}{2.74} = 39.1 \text{ Kg/m}$	<p>Gasto de sustancia explosiva por m³ de roca a arrancar</p> $G_v = \frac{Q_r}{V_r} = \frac{107.1}{63.18} = 1.69 \text{ Kg/m}^3$
<p>Gasto de detonadores por m de avance</p> $N_{dl} = \frac{N}{l} = \frac{56}{2.74} = 20.43 \approx 21 \text{ det onadores/m}$	<p>Gasto de detonadores por m³ de roca a arrancar</p> $N_{dv} = \frac{N}{V_r} = \frac{56}{63.18} = 0.89 \approx 1 \text{ det onador/m}^3$