



Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad de Geología-Minería
Departamento de Minería

TRABAJO DE DIPLOMA

EN OPCIÓN AL TÍTULO DE
INGENIERA DE MINAS

Diseño de voladuras de contorno para el laboreo
del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II)

Autora: Yurainis Nápoles Zapata

Tutor: Msc. Yoandro Diéguez García

“Año 55 de la Revolución”

Julio 2013



Ministerio de Educación Superior
Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
Dr. Antonio Núñez Jiménez
Facultad de Geología-Minería
Departamento de Minería

TRABAJO DE DIPLOMA

EN OPCIÓN AL TÍTULO DE INGENIERA DE MINAS

Diseño de voladuras de contorno para el laboreo
del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II)

Autora: Yurainis Nápoles Zapata

Tutor: Msc. Yoandro Diéguez García



DEDICATORIA

El resultado de este trabajo se lo dedico a todas las personas que confiaron en mí y me dieron el apoyo necesario para seguir adelante.

- A la Revolución Cubana por darme la oportunidad, incluso siendo trabajadora, de continuar los estudios y convertirme en una profesional.
- A mis padres, que son lo mejor de mi vida, por ayudarme a ser quien soy, en especial a mi madre por su perseverancia y esfuerzo diario.
- A mi familia, que me ha brindado todo el apoyo que he necesitado en estos años, especialmente a mis abuelos.
- A mi esposo, amigo y compañero de la vida, que aunque estuvo lejos en los momentos cumbres de este trabajo, con su estímulo, comprensión y apoyo, fue mi mayor inspiración para llegar hasta aquí.
- A mi tutor, Yoandro Diéguez García que ha dedicado su tiempo y conocimientos para hacer realidad la realización de este trabajo.
- A mis amigos y amigas, por su apoyo incondicional y preocupación constante.
- A mis compañeros de estudio, a todos los que iniciaron y en especial a los 7 que logramos la meta.
- También dedico este logro al claustro de profesores de la carrera de minería por haber contribuido con su empeño a que el Aula Propia hoy esté dando su fruto.
- A la memoria de Miguel Padilla León, compañero de trabajo y estudio.

A las personas que tienen un lugarcito en mi corazón, y a aquellas que me tienen en el suyo.



AGRADECIMIENTOS

La vida no es tan corta que no haya siempre tiempo para la cortesía así que nada más justo será para mí, que agradecer a todo aquel que me apoyó:

- A mi madre por su preocupación constante y paciencia sin límites.
- A mis abuelos por el amor y la dulzura que impregnan en mí cada día.
- A mi papá, hermana y sobrinos que siempre me han dado su cariño.
- A mi esposo que en las buenas y en las malas siempre ha estado junto a mí, gracias por tu comprensión y perseverancia.
- A mi tutor Yoandro Diéguez García quien supo ofrecerme, con su paciente guía, sugerencias útiles y conocimientos.
- A mis compañeros de aula por su apoyo incondicional, Rosana, Odalis, Osmel, Jorge, Rodney y Yosvany, gracias por haber estado presentes durante estos años.
- Al colectivo de profesores del ISMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez”, en especial a Julio, Sury, Belete, Noa, Maday, Cuesta, Alexis, Ché Viera, y a todos los que me formaron como una profesional integral.
- A todo el colectivo de trabajo de la ECOH: cuadros, técnicos, especialistas, obreros y en especial a Maidelis, Cebreco, Yordan, Mariano, Yuanis, David, Adrianny, Bergman, Chávez, Languay, Manuel, Yudi y a los que no menciono aquí por faltar espacio, gracias por su colaboración y apoyo.
- A Orlando López y Ramiro Bermúdez, por la ayuda incondicional brindada.
- De forma especial quiero agradecer al Ing. Miguel Ramos Espinosa y a los tuneleros de la brigada de Alexis y Yorley, por haber sido protagonistas de llevar a vías de hecho este trabajo y lograr su validación.

Agradezco desde lo más profundo de mi corazón a todas las personas que han aportado su granito de arena en la culminación de este trabajo de diploma.

A todos, muchas gracias.



"Quien no sabe a dónde va, no hay camino que lo lleve"

Proverbio Musulmán

**RESUMEN**

La presente investigación se realiza en el túnel Levisa-Mayarí (Tramo II) del Traspase Este – Oeste con el objetivo de diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobre-excavación en su laboreo, por lo que se establecen los parámetros para el diseño del pasaporte a emplear a partir de la determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas y del cálculo de la presión que refracta la carga de sustancia explosiva al macizo, dando un criterio para la selección del tipo de cordón detonante a emplear en los barrenos del contorno. Con los resultados obtenidos se pudo calcular la línea de menor resistencia y definir los parámetros de la voladura de contorno, los cuales fueron comparados con los diseños que se realizan en la actualidad, arrojando que la propuesta efectuada es más racional al obtener resultados satisfactorios con menos recursos, demostrado esto mediante las voladuras de prueba en la Sección Típica 4 donde se obtiene un ahorro de \$ 19902,81 en los 37.63 metros de longitud que ocupa esta en la excavación.

**ABSTRACT**

The present investigation is made in the Levisa - Mayarí tunnel (Section II) of the Trásvase East-West with the objective to design contour blasts that allow to diminish the on-excitation in their working, for this reason we establish the parameters for the design of the passport settle down to use from the determination of the physic and mechanical properties of rocks and the calculation of the pressure that refracts the load of explosive substance to the bulk, giving a criterion for the selection of the type of miniature detonating cord to use in the large drills of the contour. With the obtained results it was possible to be calculated the line of smaller resistance and to be defined the parameters of the contour blast, which were compared with the designs that are made in the present time, throwing that the conducted proposal is more rational when obtaining satisfactory results with less resources, demonstrated this by means of the blasts of test in Typical Section 4 where a saving of \$ 19902,81 in the 37,63 meters in length is obtained that occupies this in the excavation.



ÍNDICE	Página
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DE LA TEMÁTICA	5
CAPÍTULO 2: CONDICIONES INGENIERO – GEOLÓGICAS DEL MACIZO.....	14
2.1 Introducción	14
2.2 Condiciones geológicas	15
2.2.1 Ubicación	15
2.2.2 Sismicidad	15
2.2.3 Tectónica	15
2.2.4 Hidrología	16
2.2.5 Litología	17
2.2.6 Agrietamiento	19
2.2.7 Estabilidad.....	19
2.2.8 Propiedades físico – mecánicas de las rocas.....	21
CAPÍTULO 3: DISEÑO Y CÁLCULO DE LOS PASAPORTE DE VOLADURA DE CONTORNO.....	28
3.1 Introducción.....	28
3.2 Sustancias explosivas y medios de explosión	28
3.3 Cálculo del pasaporte de voladura de contorno.....	31
3.3.1 Introducción.....	31
3.3.2 Cálculo de los parámetros de la voladura de contorno.....	32
3.4 Cálculo de los índices técnicos de la voladura.....	46
3.5 Influencia de la construcción de las cargas de los barrenos de contorno.....	49
3.6 Resultados de la aplicación del pasaporte de voladura de contorno.....	51
3.6.1 Cálculos económicos	51
CAPÍTULO 4: PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO Y EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA OBRA.....	59
4.1 Medidas de seguridad durante la voladura.....	59
4.1.1 Introducción.....	59
4.1.2 Medidas de seguridad antes y durante la perforación.....	59
4.1.3 Medidas de seguridad para el manejo de explosivos.....	59
4.2 Evaluación de los impactos medioambientales de la obra.....	63
CONCLUSIONES	64
RECOMENDACIONES.....	65
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	66
ANEXOS.....	68



INTRODUCCIÓN

El proceso de inundaciones y sequías que padece nuestro país cada año causa estragos a la economía y a la población cubana, muchos territorios de Guantánamo, Granma, Holguín, Ciego de Ávila y Camagüey se ven limitados en su capacidad agrícola por no disponer de recursos hídricos suficientes, necesitando el agua que vierten al mar los ríos de mayor caudal de estas provincias, acentuándose esta situación cuando se producen temporadas prolongadas de sequía. Ante este problema la solución es llevar el agua desde donde sobra, y no se utiliza, hacia donde no hay y se necesita, es decir, trasvasarla.

El líder histórico de la Revolución, con su acostumbrada visión de futuro alertó sobre la crisis que enfrentaría el mundo con la escasez de agua, afirmó también que las guerras futuras se desarrollarían por el control de tan preciado líquido, a raíz de lo cual tuvo la grandiosa idea de construir una de las obras ingenieriles más ambiciosas y extraordinarias en Cuba, el Traslase Este-Oeste, promoviendo con ello un considerable impulso a la construcción de obras subterráneas, faena iniciada en los años 90 y propuesta en aquel entonces como la más importante de la ingeniería cubana del siglo XX. Un sueño que comenzó años atrás y fue preciso interrumpir en 1992 ante las carencias económicas.

La dura seguía del 2005 y los pronósticos de reiterados fenómenos extremos por el acelerado cambio climático revitalizaron las obras hidráulicas. En este propio año se reinició la construcción de las obras vinculadas al Traslase, dando origen a la culminación de la primera etapa en el año 2009 y a la segunda en el 2012, actualmente se construye el tercer tramo que llevará el agua de la presa Levisa hacia la presa Mayarí.

Es conocida la importancia que reviste porque garantizará en un futuro no muy lejano la producción de alimentos de gran parte de las provincias orientales y del país, abasteciendo a la vez agua a grandes núcleos poblacionales, ya la zona de San Antonio del Sur en Guantánamo da fe de ello, se conoce también que en su diseño cuenta con presas, canales y túneles.



La construcción de estos últimos, tiene el propósito de funcionar como un sistema cerrado, asemejando una tubería, por donde circulará un volumen de 30 m³ de agua. Para lograr esto se diseñó su sección transversal ovoidal y teniendo en cuenta las características de las rocas, entre otros aspectos, que el método de arranque a emplear fuese por perforación y voladura con explosivos

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.

Debido a que no es suficiente la experiencia adquirida en túneles anteriores y teniendo en cuenta que cada roca tiene distintas características y es muy impredecible descifrar el comportamiento de una litología dada según las condiciones encontradas en el frente a excavar. Cada vez se encuentran mayores dificultades en las circunstancias de laboreo y existen menos posibilidades para la proyección por equivalencia, siendo las excavaciones de distintos tipos y a la vez únicas. (**Mario Capote, 2011**)

Actualmente en el túnel hidrotécnico Levisa – Mayarí, que se construye para el Traslase Este – Oeste, se realiza el arranque de las rocas con el empleo de la perforación y voladura con explosivos, pero, para el cálculo y diseño de los pasaportes no se tiene en cuenta las diferentes litologías por las que se construyen los túneles, no se presta especial atención al efecto de los barrenos del contorno al explotar, siendo importante para evitar inestabilidad, sobreexcavación y por tanto gasto excesivo de recursos tanto a la hora de la voladura como de la fortificación de la galería resultante, es por ello que este trabajo pretende dar solución al

Problema Científico:

Necesidad de diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobreexcavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II).

Objeto de estudio:

El macizo de rocas del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II).



Campo de acción:

Diseño de voladuras de contorno para el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II).

Hipótesis:

Si se conocen las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo y las propiedades de las sustancias explosivas a utilizar, es posible diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobreexcavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II).

Objetivo general:

Diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobreexcavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II).

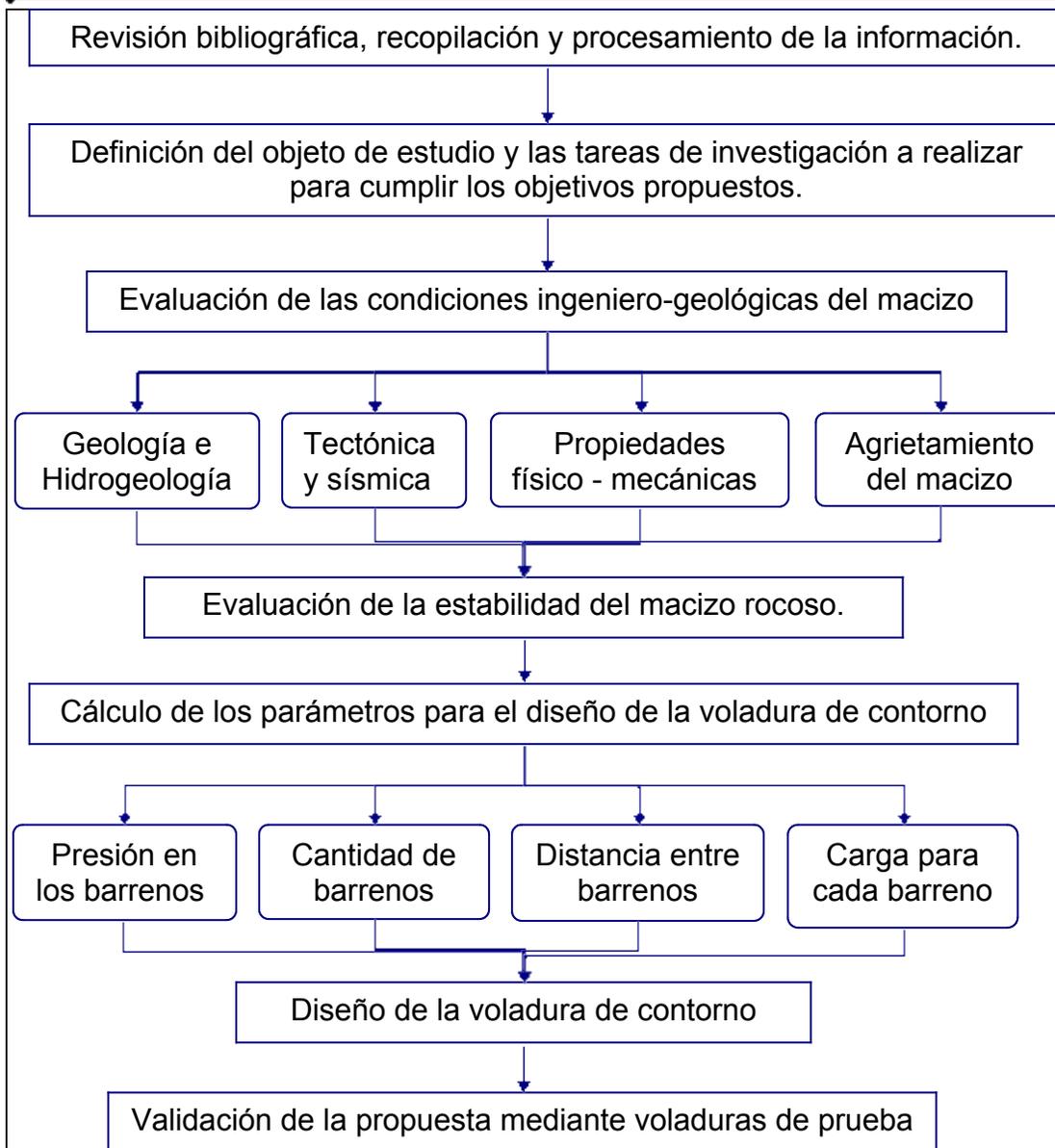
Objetivos específicos:

1. Determinar las propiedades físico – mecánicas de las rocas.
2. Caracterizar las sustancias explosivas a emplear.
3. Calcular y diseñar los parámetros de la voladura de contorno.
4. Determinar el efecto técnico-económico de la voladura.
5. Validar la propuesta en la galería objeto de estudio.

Proceso de investigación científica.

Para cumplimentar la investigación se establece el proceso de investigación científica que consta de trabajos analíticos y experimentales, de gabinete, de laboratorio y de campo.

Todos estos trabajos se realizan en una determinada secuencia que constituye un procedimiento para la realización de la investigación como se muestra a continuación.





CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DE LA TEMÁTICA.

En los túneles del Tránsito se ha venido empleando la voladura tradicional, es decir, el orden de la explosión es, en primer lugar, los barrenos de corte, luego los de arranque y por último los del contorno, sin prestar la debida atención a estos últimos.

Cuando se distribuyen los barrenos y se calculan los parámetros de la explosión para el laboreo de excavaciones en la forma expuesta con anterioridad, por lo regular no se consigue obtener con precisión el contorno proyectado de la excavación, produciéndose desviaciones hacia el interior de la excavación y del macizo que a veces alcanza grandes proporciones, lo que implica un aumento del trabajo y el tiempo **(Otaño Noguera, 1998)**

La necesidad de conseguir en los túneles un contorno de la excavación sin protuberancias, dejando prácticamente sana la roca residual en la superficie de la excavación, origina la ejecución de voladuras de contorno con la adopción de nuevos métodos.

Esta técnica fue publicada por primera vez en Suecia hace más de 30 años, y desde entonces se vienen mejorando los métodos, fundamentalmente por el manejo de explosivos especiales. **(Robles Espinoza, 1994)**

En primer lugar se debe hacer notar que algunos investigadores a la voladura controlada la llaman también: voladura perimetral, perimétrica, o de contorno.

Por otro lado se debe mencionar que existen varias definiciones de voladura controlada entre las cuales se tienen las siguientes:

- Es la descripción, análisis y discusión de una serie de técnicas que sirven para mejorar la competencia de macizo rocoso en la parte perimetral de una labor y/o excavación cualquiera.
- Es evitar daños en la roca remanente y tratar de dejar después de la operación minera unitaria de voladura de rocas, una superficie rocosa competente y lisa y bien definida de tal manera de no producir



agrietamientos excesivos de la roca, lo que conlleva a mejorar su estabilidad.

- Es el uso de varias técnicas para tratar de minimizar los daños producidos a la roca remanente en los límites de una labor y/o excavación debido a la acción de la onda de choque subterránea y las altas presiones de los gases de la explosión, generados durante la detonación de las mezclas explosivas comerciales usadas en un disparo primario.

Desde varias décadas atrás, las técnicas de la voladura controlada han sido y están siendo usadas tanto en operaciones mineras subterráneas como superficiales, en obras de construcción civil, canteras, etc.

Los motivos específicos para el uso de las técnicas de la voladura controlada pueden variar de acuerdo a las aplicaciones específicas, pero se pueden mencionar las siguientes razones:

- garantizar la seguridad, tanto del personal como del equipo que se encuentran trabajando bajo las paredes de las diferentes excavaciones, evitando de esa manera excesivo fracturamiento hacia atrás y el debilitamiento de las rocas en la cara libre;
- asegurar que la roca sea fracturada solamente hasta el límite planificado de la excavación correspondiente;
- minimizar el fracturamiento hacia atrás de los límites de las excavaciones y consecuentemente sus costos. Como se conoce, el excesivo fracturamiento hacia atrás en la parte perimetral del talud, generalmente resultará en un ángulo total de la pared del talud, menor al diseñado y por lo tanto será necesario sistemas de soporte artificial muy costosos;
- minimizar la dilución, especialmente en operaciones mineras subterráneas, que es el resultado del sobre-fracturamiento en los tajeos;
- minimizar el desquinche de las paredes y de los techos en la parte perimetral de las chimeneas y las galerías, facilitando a su vez la instalación de los diversos sistemas de soporte artificial que sean necesarios y



ambiente de trabajo más seguro. Se debe tener presente que tanto las paredes de los taludes, como de las canteras que hayan soportado demasiado fracturamiento hacia atrás estarán más propensas al peligro de la caída de rocas y

- en consecuencia, elevar la productividad en los trabajos que requieren operaciones unitarias de perforación y voladura en proyectos de ingeniería.

Algunas de las técnicas de la voladura controlada se utilizan con el propósito de obtener límites finales de apariencia atractiva y sin tener en cuenta la estabilidad del macizo rocoso remanente. Otras de estas técnicas son utilizadas para obtener límites finales estables y esto se consigue mediante la formación de un plano de falla antes de comenzar los disparos de producción.

La voladura controlada tiene un objetivo común: mejorar la distribución de la energía producida por la detonación de las mezclas explosivas comerciales, la cual es transmitida dentro del macizo rocoso y cuyos efectos tienen como resultados la acción de la presión de los gases, actuando sobre las paredes de los barrenos.

Las técnicas de la voladura controlada más usadas son:

- Pre - Corte (Pre-Splitting).
- Pre - Corte con espaciamentos de aire (Air Deck Pre - Splitting)
- Voladura de Re-Corte (Smooth Blasting)

Las diferentes técnicas de la voladura controlada mencionadas anteriormente han sido desarrolladas a través del tiempo y éstas se comenzaron a usar en la década de los años 50. **(Cosinga Valenzuela, 2009)**

López Jimeno describe que la energía no aprovechada en el proceso de fragmentación y desplazamiento de la roca, en algunos casos superior al 85 % de la desarrollada en la voladura, reduce la resistencia estructural del macizo rocoso fuera del ámbito de actuación teórica del corte. Se crean nuevas fracturas y planos de debilidad y las juntas, diaclasas y planos de estratificación, que inicialmente no eran críticas, al ser abiertas provocan una reducción de la cohesión del macizo.



Esto se manifiesta en forma de sobreexcavación, dejando al macizo fracturado en un estado de colapso potencial.

Las consecuencias negativas que se derivan de este hecho son:

- aumento del costo de la carga y el transporte, debido al incremento del volumen del material de la excavación;
- aumento del costo de hormigonado en las obras civiles;
- necesidad de reforzar la estructura rocosa residual mediante costosos sistemas de sostenimiento: bulonado, mallado y gunitado, cerchas metálicas, etc;
- se precisa sanear y mantener el macizo remanente, aumentando el riesgo para el personal en operación;
- aumenta el aporte de agua a la zona de trabajo debido a la apertura y prolongación de las fracturas y discontinuidades del macizo rocoso;

En trabajos subterráneos la aplicación de las voladuras de contorno tiene las siguientes ventajas:

- menores dimensiones de los pilares en las explotaciones y por consiguiente mayor recuperación del yacimiento;
- mejora de la ventilación, debido al menor rozamiento del aire en las paredes de las galerías;
- menor riesgo de daños a la perforación adelantada.
- a criterio de la autora, para el caso investigado disminuye el coeficiente de rugosidad permitiendo que el agua encuentre la mínima resistencia a su paso por las galerías, además del considerable ahorro económico que implica su utilización.

Así pues, los esfuerzos destinados a la aplicación de las voladuras de contorno en las obras subterráneas quedan ampliamente justificados, tanto por motivos técnicos como económicos y de seguridad.



El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura (overbreak). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, contribuyendo a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos.

(Manual práctico de voladura, EXSA)

En la voladura de contorno una carga que llena completamente un barreno crea, durante la detonación del explosivo y en la proximidad de la carga, una zona en la que la resistencia dinámica a compresión es ampliamente superada y la roca es triturada y pulverizada. Fuera de esa zona de transición los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan un esquema de grietas radiales alrededor de todo el barreno.

Cuando son dos las cargas que se disparan simultáneamente, esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas las direcciones hasta que, por colisión de las dos ondas de choque, en el punto medio entre barrenos se producen unos esfuerzos de tracción complementarios y perpendiculares al plano axial.

Las tracciones en dicho plano superan la resistencia dinámica a tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo en la dirección del corte proyectado, la propagación de las grietas radiales.

Posteriormente, la extensión de las grietas se produce bajo la acción de cuña de los gases de explosión que las invaden y se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de los gases, permiten obtener un plano de fractura de acuerdo con el corte diseñado.

La presión de los gases es el elemento clave en la ejecución de una voladura de contorno, por ello deberá mantenerse hasta que se complete la unión de las grietas que parten de barrenos adyacentes. Lo que se conseguirá adecuando la



longitud de retacado para evitar el escape de los gases a la atmósfera. El mecanismo de una voladura de contorno comprende dos fenómenos distintos, uno derivado de la acción de la onda de choque y otro de la acción de los gases de explosión, pero que entre ambos se guarda un nexo causal (**Anexo 1**).

En la actualidad las técnicas de voladuras de contorno más usadas son las de precorte, recorte y amortiguadas.

La voladura de precorte consiste en crear en el macizo rocoso una discontinuidad o plano de fractura, antes de disparar las voladuras de producción, mediante una fila de barrenos, generalmente de pequeño diámetro y con cargas de explosivo desacopladas. El disparo de los barrenos de precorte se puede realizar simultáneamente con los de destroza pero adelantándose un intervalo de tiempo de 90 a 120 ms, mientras que el recorte es la voladura de una sola fila de barrenos con cargas de explosivo desacopladas. Esta técnica implica un arranque de roca hacia un frente libre, por lo que el espaciamiento de las cargas es mayor que en el caso anterior y resulta un menor costo. Por otra parte, las amortiguadas son voladuras semejantes a las convencionales, donde se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en el esquema geométrico que es más reducido como en las cargas explosivas que suelen ser menores y desacopladas. La principal ventaja de esta técnica es su aplicabilidad cuando cargas muy pequeñas pueden causar daños por detrás del límite de la excavación.

Dentro de los parámetros que intervienen en la voladura de contorno están las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos, con marcada influencia tanto en el diseño como en los resultados finales de esta, destacándose las siguientes propiedades:

- resistencia dinámica a tracción y compresión;
- grado de alteración de la roca;



- grado de fracturación, espaciamiento de discontinuidades, orientación de las fracturas y relleno de las mismas;
- tensiones residuales del macizo rocoso.

Algunos aspectos prácticos que deben tenerse en cuenta son los siguientes:

- En las formaciones masivas homogéneas, los resultados de las voladuras de contorno llegan a ser espectaculares. Por el contrario, en macizos fracturados se observa que el agrietamiento inducido, al superar la resistencia dinámica a tracción de la roca, representa un porcentaje mínimo en la sobreexcavación, comparándolo con los daños producidos por la acción de cuña de los gases.
- Si los barrenos cortan algún sistema de discontinuidades y las tensiones inducidas no son suficientes para conformar una distribución de grietas radiales, la superficie de rotura estará marcadamente influenciada por las fisuras naturales y, con mayor probabilidad, aparecerá sobreexcavación.

En este caso, se recomienda aumentar ligeramente la concentración de carga para generar un conjunto de pequeñas grietas radiales y conseguir, con alguna de éstas, orientar el plano de corte. Si las discontinuidades naturales intersectan longitudinalmente a las cañas de los barrenos, esa modificación será infructuosa.

- Si las discontinuidades del macizo rocoso se presentan cerradas o con material de relleno, la sobreexcavación producida es generalmente menor.
- La distribución espacial de las fisuras tiene un gran peso en la sobreexcavación, especialmente cuando la distancia media entre discontinuidades es menor que el espaciamiento entre barrenos y/o longitud de retacado. En este caso se recomienda cerrar el esquema con el fin de reducir el efecto del control estructural.



- La presencia de agua en los barrenos puede reducir la eficiencia del desacoplamiento de las cargas al transmitir un mayor esfuerzo de tensión a la roca circundante.
- Las coqueras u oquedades del terreno, interceptadas por los taladros, provocan una caída de la presión del barreno que puede repercutir en el éxito de la excavación. En tales circunstancias, se recomienda rellenar con material granular los huecos e incluso aumentar ligeramente la densidad de carga.
- El ángulo formado por la dirección de propagación de las ondas con respecto a la estratificación influye en las leyes de propagación de las vibraciones generadas en las voladuras y transmitidas a través del macizo rocoso.
- Las tensiones in situ del macizo rocoso en el que se desea ejecutar la voladura de contorno, pueden llegar a hacer impracticable el precorte, porque se precisaría una presión de barreno muy elevada para superar tales tensiones. Una solución consiste en la ejecución de un recorte, una vez realizada parte de la excavación, que sirve para descomprimir y liberar de tensiones al macizo rocoso. **(López Jimeno, 2003)**

En el laboreo de las excavaciones subterráneas se utiliza más el contorneado posterior o recorte, con los barrenos paralelos a la superficie de corte. **(Otaño Noguel, 1998)**

A diferencia de los barrenos de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo que las fracturas creadas se dirijan, es decir de barreno a barreno, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales. **(EXSA)**

Por su seguro efecto y ser más simple el smooth blasting es el más utilizado, aunque tenga menor eficiencia que el presplitting a la hora de reducir la propagación de las vibraciones y fracturas en el macizo.



Un buen perfil se obtiene aumentando el número de barrenos de contorno y cargándolos débilmente, los que deben estallar por último y simultáneamente. Por eso, en un túnel, el contorno de excavación se cierra sobre sí mismo, y esto impide el movimiento “en bloque” hacia el centro de toda la estratificación de roca que las cargas explosivas de perfil debe sacar (**Proaño Cadena**).



CAPÍTULO 2. CONDICIONES INGENIERO – GEOLÓGICAS DEL MACIZO

2.1 INTRODUCCIÓN

En el diseño de voladuras, dentro de sus propiedades, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, juegan un papel importante porque determinan la geometría de la voladura, el consumo específico y la regulación de los tiempos de retardo, entre otros aspectos.

Los elementos básicos de geología que tienen incidencia en la perforación y voladura son:

- las características físicas y mecánicas de las rocas que conforman el macizo rocoso;
- la estratigrafía, o sea, la presencia de estratos menos resistentes y eventualmente más delgados, y presencia de cavidades y
- los rasgos estructurales, esto es, la presencia de planos de estratificación, diaclasas principales y secundarias, en lo que tiene que ver fundamentalmente con sus actitudes (**Correa Arroyave, 2009**)

Con el propósito de conocer estos elementos se desarrollaron estudios que permitieron obtener los resultados deseados en la voladura y se investigó el medio natural en el que se encuentra ubicada la obra.

El estudio se realizó en las excavaciones subterráneas del Tránsito Este – Oeste exactamente en el túnel Levisa-Mayarí (Tramo II). Como se observa en el Anexo 2, se representa el mapa con la ubicación geográfica del túnel de estudio.

En este primer capítulo se describe la geología del área en que se enmarca la construcción del túnel y se detallan las propiedades físico – mecánicas de las rocas que componen el macizo de rocas.



2.2 CONDICIONES GEOLÓGICAS**2.2.1 UBICACIÓN**

El Túnel Levisa – Mayarí se encuentra ubicado en el municipio Mayarí, provincia Holguín, la zona pertenece al grupo montañoso Nipe – Cristal – Baracoa, se caracteriza por un relieve montañoso, con cotas que van desde 20.1 m a 477.5 m y valor medio de 177.2 m. Las pendientes van desde 0.002° hasta 64.45° con valor medio de 23.3°. Las características del relieve y el régimen de las precipitaciones han favorecido en la formación de una densa red hidrográfica que corre generalmente de sur a norte.

Dentro de las principales corrientes fluviales se destacan los ríos Mayarí y Levisa.

Los trabajos experimentales se realizaron en el Tramo II del túnel Levisa – Mayarí, el que tiene una longitud total de 1697.73 m.

2.2.2 SISMICIDAD.

Según la Norma Cubana NC 46-1999, la zona de estudio está enclavada en la zona sísmica 1B. Esta zona es de riesgo sísmico bajo, que puede ocasionar daños en las construcciones. En el Anexo 3 se puede observar el Mapa de Zonificación Sísmica de la Región Oriental de Cuba.

2.2.3 TECTÓNICA.

Los macizos donde se ubica la obra estudiada, por lo general presenta una gran actividad tectónica, las dislocaciones están representadas por zonas de fragmentación y agrietamiento abierto, en los mismos aparecen algunas fallas con direcciones muy variadas.

La tectónica de la región es compleja respondiendo en primer lugar a la gran variedad de litología del macizo y a los diferentes procesos de movimiento ocurridos en la corteza terrestre. En esta zona se pone de manifiesto la



superposición de fenómenos tectónicos originados en condiciones geodinámicas contrastantes y en diferentes períodos, lo que provoca un intenso plegamiento, el cual permite caracterizar la estructura geológica.

2.2.4 HIDROLOGÍA.

La zona de estudio es, en sentido general, pobre en aguas subterráneas, debido a la poca permeabilidad de las rocas, las aguas que predominan son de fisuras y grietas, dependiendo la permeabilidad del grado de alteración y agrietamiento del macizo, donde en ocasiones las rocas presentan baja permeabilidad, siendo mayor solamente en las rocas muy agrietadas.

En la zona ocurren abundantes precipitaciones por lo que los ríos corren permanentemente, aún en época de sequía. Los horizontes acuíferos de la región son de tres tipos fundamentales:

- 1) Aguas intersticiales de los depósitos friables aluviales areno-arcillosos (Ríos Mayarí y Levisa),
- 2) Aguas fisurales o de grietas, al cual pertenecen los relacionados con las formaciones rocosas,
- 3) Las aguas estrato-fisurales de rocas areno-carbonatadas, calizas, margas y areniscas de edad paleogénica, relacionadas con las Formaciones Mucaral, Bitirí y Río Jagüeyes.

El manto freático se encuentra generalmente por encima del túnel y las aguas subterráneas como tendencia fluyen en dirección oeste hacia el río Mayarí.

En el Anexo 4 se observa el Mapa de hidroisohipsas pronóstico.

Las aguas subterráneas en la zona se clasifican como cloruradas-sódicas-magnésicas e hidrocarbonatadas – cloruradas – magnésicas. De acuerdo al PH (9-10) las aguas son alcalinas.

Según la mineralización (0.1-0.76 g/l) son aguas dulces, la dureza varía de 0.7 a 9.8 mg-eq/l y clasifican como aguas de blandas a duras.



2.2.5. LITOLOGÍA

Partiendo del estudio realizado por la Empresa de Investigación y Proyectos RAUDAL, se asumió la caracterización de las principales litologías y su fábrica, que plantea que debido a la existencia de diferentes estructuras del macizo rocoso investigado se produciría el debilitamiento, reflejado esto en la pérdida de su resistencia y capacidad portante, disminución de sus cualidades y un aumento de su heterogeneidad y anisotropía.

En el Anexo 5 se observa un perfil ingeniero-geológico del trazado del túnel.

La principal litología presente en el área de estudio son las serpentinitas con distinto grado de serpentización y con distinta fábrica secundaria. A continuación se describen las mismas para que se tenga mejor idea de sus características.

- **Serpentinitas esquistosas y budinadas, capa 5b**

Aflora en el inicio del tramo II, se caracteriza por la presencia de serpentinita esquistosa, plegada con budinas espaciadas de tamaño medio a grande. Las serpentinitas esquistosas presentan una dureza blanda y las budinas son de dureza media. El grado de meteorización es de categoría II (algo meteorizada), en las grietas y planos de esquistosidad se observa humedad. Las grietas aparecen juntas y muy juntas con una continuidad de alta a muy alta predominando las de abertura cerrada y en menor medida abiertas, la rugosidad es escalonada rugosa y ondulada rugosa.

Las budinas por lo general son rocas más duras que la zona que la bordea las cuales son esquistosas, desde el punto de vista ingeniero-geológico este es un factor desfavorable toda vez que las budinas pueden volverse inestables cuando se excavan y pierden su confinamiento natural. En esta fábrica la zona esquistosa predomina sobre la parte budinada por lo tanto hay que tener en cuenta que se va a avanzar sobre un tipo de roca blanda a muy blanda en algunos sectores y van a aparecer bloques alargados de rocas de dureza media.



La presencia de humedad en esta litología puede aumentar la posibilidad de inestabilidad en los tramos excavados, por lo que en el avance deberá prestarse especial cuidado en el drenaje y el control geológico durante la ejecución de la obra.

- **Serpentinita agrietada y/o brechosa media, capa 5c.**

Son muy frecuentes a lo largo de la traza del Túnel y se caracterizan por presentar bloques brechosos de tamaño medio entre 10-30 cm. Por su dureza se clasifican como rocas medias a blandas, algo meteorizadas. Aunque no se comprobó, es posible la circulación de agua por las zonas de mayor agrietamiento. Las grietas están separadas, tienen una continuidad alta, son abiertas en superficie y sus planos son ondulados rugosos y escalonados-rugosos, aunque en profundidad, alejado de la zona de meteorización los planos son por lo general cerradas, y si están abiertas, están rellenas generalmente de serpofita, aunque pueden tener otros rellenos como arcillas, carbonatos y más raramente cuarzo. Cuando están abiertas sin relleno por lo general su abertura está en el orden del milímetro o fracción del milímetro.

Este tipo de litología es más favorable para la ejecución de las obras planificadas, no obstante, a no haberse detectado circulación de agua en las zonas afloradas, es necesario presentar especial cuidado a este factor.

Aunque los bloques son mayores, el agrietamiento abierto es un factor desfavorable desde el punto de vista de la estabilidad.

- **Gabros, capa 6.**

En el levantamiento ingeniero-geológico realizado por los 3 ejes, se detectaron abundantes bloques angulosos de gabro microcristalino gris oscuro con brillo de los pequeños cristales de piroxeno y plagioclasa básica, dándole un parecido a una piedra de esmeril artificial, además de presentar una gran dureza. Por lo general afloran en las partes más elevadas de los trazados, donde al parecer se



encuentran “in situ” en la profundidad, como demuestran las altas resistividades de la tomografía eléctrica realizada y que parece contornear la forma de estos cuerpos que fuera un gran sill y/o dique intrusivo en su formación inicial y que en su emplazamiento tectónico fluyó entre los bloques de serpentinita, dejando entre esta y el gabro una banda esquistosa de pequeño espesor desde algunos centímetros hasta algo más de 50 cm.

2.2.6 AGRIETAMIENTO.

En el estudio ingeniero – geológico del macizo rocoso es importante la valoración detallada de su agrietamiento, esto se debe a que a partir de él se puede determinar, su comportamiento mecánico - estructural, su estabilidad y la deformación de la roca en su interacción con la obra. El agrietamiento, conjuntamente con otras dislocaciones tectónicas (fallas) caracteriza la estructura del macizo rocoso que influye en la anisotropía de sus propiedades y en su heterogeneidad.

Para la valoración del agrietamiento, se empleó el método geológico, el que consiste en hacer un análisis detallado de todos los parámetros que lo caracterizan, a partir de los que se pueden determinar algunos índices que influyen en la valoración de la estabilidad y comportamiento mecánico – estructural de los macizos rocosos.

En el macizo se aprecia la existencia de 3 sistemas de grietas, más algunas grietas aleatorias, estas grietas se clasifican en continuas, onduladas y rugosas y están rellenas con partículas arcillosas consolidadas, las paredes están ligeramente alteradas, la afluencia de agua es muy baja o casi nula, las aberturas están en el orden del milímetro o fracción de milímetro.

2.2.7 ESTABILIDAD.

A continuación se ofrecen los resultados de los Índices de calidad (Q, RQD y RMR), de la Luz Teóricamente Estable (LTE) y del Factor de estabilidad, obtenidos



para las diferentes capas y tipos ingeniero-geológicos de interés para el trazado del túnel.

Según los resultados de estas clasificaciones se obtiene que para la capa 5b' constituida por las serpentinitas esquistosas y/o budinadas, existe una correspondencia entre los valores obtenidos referente a la calidad del macizo desde malo a muy malo.

Para la Capa 5c constituida por las serpentinitas agrietadas y/o brechosas, se observa igual correspondencia entre los índices de calidad aplicados, que van desde roca mala a media.

En las zonas de fallas e influencia de estas, los índices de calidad del macizo van desde roca mala a roca extremadamente mala.

Esta es la caracterización general estimada para estas capas ingeniero-geológicas, no obstante se hizo una valoración más reciente partiendo de los resultados obtenidos en la valoración del agrietamiento realizado en función de este trabajo, por lo que se evaluó nuevamente la estabilidad de las excavaciones de las obras objeto de estudio empleando cuatro de las clasificaciones más difundidas.

- Clasificación de Deere, que se basa en la determinación de un índice de calidad de las rocas el RQD.
- Clasificación que se basa en el RMR (Rock Mass Rating) propuesto por Bieniawski (versión corregida de 1979) (Bieniawski, 1979; Moreno, 1998).
- Clasificación del Instituto Noruego de Geotecnia, que se basa en el sistema Q de Barton, Lien y Lunde de 1974 y está basada en seis parámetros (Barton, 1974 y Vallejo, 1998).

Utilizando los resultados de la valoración del agrietamiento y de los ensayos realizados a la roca, se evaluó la estabilidad para cada frente por separado lo que



permitió establecer un criterio de estabilidad de las excavaciones como muestra la siguiente tabla, lo que permite plantear que de forma general la obra se construye en roca mala.

Tabla 1 Estabilidad del macizo.

Parámetros	Capas y Zonas					
	Nº 5 a´	Nº 5b´	Nº 5c´ y Nº 6´	Falla I	Falla II	Zona de agua
RQD	8	25	65	10	10	20
Clasificación	Roca muy mala	Roca muy mala	Roca regular	Roca muy mala	Roca muy mala	Roca muy mala
Jn	15	6	6	15	15	12
Jr	4	1.5	1.5	2	0.5	1.5
Ja	12	0.75	0.75	10	12	3
Jw	1	1	1	0.5	0.33	0.33
SRF	10	2.5	2.5	10	15	2.5
Q	0.004	3.33	8.67	0.01	0.001	0.1
Clasificación	Roca excepcionalmente mala	Roca media	Roca media	Roca extremadamente mala	Roca excepcionalmente mala	Roca muy mala
RMR	5.69	55	63	5	0	24
Clasificación	Roca muy mala	Roca media	Roca buena	Roca muy mala	Roca muy mala	Roca mala

2.2.8 PROPIEDADES FÍSICO – MECÁNICAS DE LAS ROCAS

Varios de los resultados de las propiedades que se utilizan en este trabajo fueron tomados de los informes y proyectos emitidos por la entidad Raudal y otros fueron determinadas por la propia autora en el Laboratorio de Ensayo de Materiales de la Empresa Constructora de Obras Hidráulicas, con el objetivo de ampliar o mejorar la información existente sobre algunas de las propiedades ya determinadas pero que sus valores no eran del todo fidedignos, por las circunstancias en que se hicieron los muestreos, es decir, antes de iniciarse la obra de estudio y teniendo en cuenta lo difícil de acceder al área.

En aquellos casos donde las propiedades fueron determinadas por la autora se realizó el muestreo siguiendo un criterio aleatorio y cuidando que las muestras



fuesen representativas. Para la determinación de la cantidad de muestras a ensayar, en cada caso, se utilizaron los métodos propuestos en la compilación realizada por los profesores **Roberto Blanco Torrens y Roberto Watson Quesada** para determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas.

Inicialmente se tomaron muestras de rocas en cada uno de los frentes, se llevaron al laboratorio y con ayuda de una perforadora se obtuvieron las muestras para los casos que así lo requerían, en la máquina de corte se les dieron las dimensiones necesarias, se les pulió la superficie y se nivelaron con el equipamiento de refrendado, a partir de ello se realizaron los siguientes ensayos:

MASA VOLUMÉTRICA.

La masa volumétrica de una roca es la relación que existe entre su masa y el volumen que ella ocupa, teniendo en cuenta su porosidad.

En condiciones de laboratorio existen varios métodos, pero para este caso se empleó el de la medición directa, que se utiliza para muestras de forma geométrica regular. Como lo más recomendable es el empleo de muestras cilíndricas y teniendo en cuenta que con el equipamiento disponible era posible cumplir este requisito, se tomaron 5 muestras de dimensiones similares. Se utilizó una balanza analítica KERN de 0-6500 g y precisión de 0,01 g, además se utilizó un pie de rey universal Mitutoyo de 300 mm.

Se pesó la muestra, se midió en cada base paralela dos diámetros perpendiculares entre sí y se calculó el valor promedio del diámetro de la muestra. Se midió la altura del testigo según 4 generatrices de diámetros perpendiculares entre si y se calculó el valor promedio de la altura. Al conocer todos estos datos se determinó la magnitud de la masa volumétrica por la expresión:

$$\gamma_v = 1,274 \frac{M}{hd^2}$$



Donde:

M – peso de la muestra (g)

h – altura de la muestra (cm)

d – diámetro de la muestra (cm)

A continuación se muestran los resultados obtenidos.

Tabla 2 Resultado de los ensayos para determinar la masa volumétrica.

Levisa-Mayarí (Tramo II)	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 4	Muestra 5	Pro-medio
Peso (g)	311.5	306.7	311.4	309.2	306.2	308.98
Diámetro 1 (cm)	5.14	5.14	5.14	5.14	5.14	5.14
Diámetro 2 (cm)	5.14	5.14	5.14	5.14	5.14	5.14
Diámetro promedio (cm)	5.14	5.14	51.4	51.4	51.4	5.14
Altura 1 (cm)	5.97	5.88	5.89	5.97	5.85	5.91
Altura 2 (cm)	5.97	5.88	5.89	5.97	5.85	5.91
Altura 3 (cm)	5.97	5.88	5.89	5.97	5.85	5.91
Altura 4 (cm)	5.97	5.88	5.89	5.97	5.85	5.91
Altura promedio (cm)	5.97	5.88	5.89	5.97	5.85	5.91
Masa volumétrica (g/cm ³)	25.16	25.15	25.47	24.95	25.21	25.19

DENSIDAD.

La densidad es la masa de la unidad de volumen de la fase sólida (esqueleto mineral) de la roca. Se utilizó el método picnométrico.

Dentro de los instrumentos empleados estuvo el picnómetro, la estufa, la tamizadora y la balanza analítica.

Se limpiaron y secaron los picnómetros, se pesaron con su tapa (obteniendo G1), se llenaron con agua y se pesaron (obteniendo G2), se sacó el agua a los picnómetros y se secaron. Se trituro la muestra con un mortero y se tamizó en un



tamiz de abertura de 2 mm. La muestra tamizada y mezclada se secó en la estufa a temperatura de 110 °C hasta que logró su peso constante, y se enfrió. Se tomaron 10 g de la muestra seca, se vertió en el picnómetro y se pesó el picnómetro con la muestra (obteniendo G3).

Al picnómetro con la muestra se añadió agua hasta la mitad de su capacidad y se agitó hasta que se mezcló bien la muestra con el agua. Se puso en baño maría durante una hora y después se dejó enfriar. Se completó con agua destilada y se pesó (obteniendo G4). Se calculó la densidad por la expresión:

$$\rho_0 = \frac{G_3 - G_2}{G_2 - [G_4 - (G_3 - G_1)]}, \quad \left(\frac{g}{cm^3}\right)$$

Donde:

G₁ – peso del picnómetro vacío (g)

G₂ – peso del picnómetro con agua (g)

G₃ – peso del picnómetro con la muestra (g)

G₄ – peso del picnómetro con la muestra después de completar con agua (g)

ρ₀ – densidad de la muestra (g/cm³)

La determinación se hizo con dos picnómetros y dos ejemplares para cada muestra de roca. Como valor de la densidad se tomó la media de ambas determinaciones que cumplen la precisión señalada. Los resultados obtenidos se reflejan en la siguiente tabla.

Tabla 3 Resultados de los ensayos para determinar la densidad de la roca.

Muestras	G1 (g)	G2 (g)	G3 (g)	G4 (g)	G3-G1 (g)	G2-[G4-(G3-G1)] (g)	Densidad (g/cm ³)
Muestra 1	273.40	472.16	283.40	478.00	10	4.16	2.40
Muestra 2	273.40	472.16	283.40	477.52	10	4.64	2.15
Muestra 3	273.40	472.16	283.40	477.85	10	4.31	2.32



RESISTENCIA LINEAL A COMPRESIÓN CON EL EMPLEO DE MUESTRAS REGULARES

Como se explicó al inicio las muestras empleadas fueron cilíndricas con dimensiones estándar de su diámetro y altura. Se ensayaron 5 muestras.

Se empleó una prensa hidráulica con límite de carga de 2000 kN. Se aplicó una carga de $5-6 \frac{Kg}{cm^2}$ por segundo, al ser $h \neq d$, la magnitud de la resistencia a compresión para cada muestra se calculó por la expresión:

$$R_c = \frac{9P_{\max}}{f_c \left(7 + 2 \frac{d}{h} \right)}$$

Donde:

P_{\max} – Carga de ruptura (Mpa)

f_c – Área de la superficie de ruptura (m^2)

Como resultado final se da el valor promedio de las magnitudes obtenidas como se observa en la tabla siguiente.

Tabla 4 Resultados de los ensayos de resistencia a compresión.

Peso (g)	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área sección (cm^2)	Volumen (cm^3)	Fuerza rotura (KN)	Resistencia (MPa)
313.6	5.14	5.975	20.75	123.98	182.4	90.72
305.01	5.14	5.92	20.75	122.84	219.9	109.17
300.3	5.14	5.94	20.75	123.25	212.6	105.62
308.5	5.14	5.9	20.75	122.42	205.8	102.10
311.2	5.14	5.93	20.75	123.05	214.6	106.58



307.72	5.14	5.93	20.75	123.11	207.06	102.84
--------	------	------	-------	--------	--------	--------

RESISTENCIA A TRACCIÓN POR EL MÉTODO BRAZILIANO

Este método creado en Brazil en el año 1949 (y de ahí proviene su nombre) consiste en ensayar una muestra de forma cilíndrica que se acuesta en los platos de la prensa para su ensayo.

Con el fin de alcanzar una mínima influencia de la concentración de tensiones que ocurre cerca de las superficies de las caras de la muestra, estas tuvieron una longitud de 58.7 mm y un diámetro de 51.4 mm, logrando que se cumpliera $\ell > d$.

Para lograr una distribución más uniforme de la carga de la prensa sobre la muestra se pusieron juntas de cartón entre los platos y el testigo.

Se midieron las dimensiones de las muestras, se colocaron en la prensa y se aplicó una carga de 5 Kg/cm² por segundo hasta su destrucción, eso se hizo con 5 muestras diferentes. Se calculó el valor promedio de la resistencia a tracción R_T por la expresión:

$$\bar{R}_T = \frac{\sum_{i=1}^N \frac{2 P_{\max}}{\pi d l}}{N}$$

Donde:

P_{\max} – Carga de ruptura (MPa)

N – Número de ensayos realizados (U)

Tabla 5 Resultados de los ensayos de resistencia a tracción.

Diámetro muestra (cm)	Altura muestra (cm)	Fuerza rotura (KN)	Resistencia (Mpa)
--------------------------	------------------------	-----------------------	----------------------



5.14	5.96	22	4.57
5.14	5.83	20.3	4.31
5.14	5.94	24.2	5.05
5.14	5.91	19	3.98
5.14	5.93	25.7	5.37
5.14	5.914	22.24	4.66

Tabla 6 Resumen de los ensayos realizados.

Ensayo	Valor
Masa volumétrica	25.19
Densidad (g/cm ³)	2.29
Resistencia a compresión (MPa)	102.84
Resistencia a tracción (MPa)	4.66

En el Anexo 6 se muestra parte del equipamiento empleado, así como el resultado y desarrollo de algunos ensayos.



CAPÍTULO 3 CÁLCULO Y DISEÑO DE LOS PASAPORTES DE VOLADURA DE CONTORNO

3.1 INTRODUCCIÓN

Se han ensayado muchas maneras para reducir el exceso de rompimiento o sobreexcavación en las voladuras. Para lograr este objetivo es necesario determinar una serie de parámetros que ayuden a calcular pasaportes que garanticen una voladura de alta calidad. En este capítulo se hace una caracterización de la sustancia explosiva a emplear y se determinan los parámetros necesarios, además se hace una valoración económica de los resultados que se obtienen a partir del empleo de esta propuesta.

3.2 SUSTANCIA EXPLOSIVA (SE) Y MEDIOS DE EXPLOSIÓN.

Para el diseño de las voladuras de contorno se cuenta con sustancia explosiva encartuchada, cordones detonantes, detonadores eléctricos y no eléctricos, entre otros comercializados por Orica (Anexo 7).

Como sustancia explosiva se dispone del Senatel™ Magnafrag™, (Figura 14) una emulsión encartuchada de explosivo robusto y sensible a un detonador, la sustancia es de consistencia firme, similar a la masilla, con excelente resistencia al agua, diseñado para minería y trabajos de voladuras en general. Se puede usar un detonador eléctrico, electrónico, o no eléctrico de forma confiable para iniciar a temperaturas mayores de -15°C (5°F).

La ECOH cuenta, entre otros, con cartuchos de 32 mm de diámetro y 500 mm de longitud, con un peso total de 455 g. La densidad del cartucho es de 1.11 g/cm^3 y la velocidad de detonación típica es de 5000 m/s. También existe en la entidad el cordón detonante Cordtex™ resistente y flexible. Entre sus beneficios cuenta con excelente resistencia a la tracción, abrasión y humedad, seguro y fácil de conectar. Las variantes disponibles tienen un peso de 5, 10 y 42 g/m (Figura 15).



La velocidad de detonación es mayor a los 6500 m/s y su resistencia a tracción es de 100 kgf/cm².

Como medios de explosión están los detonadores no eléctricos Exel™ LP correspondientes a una serie de detonadores no eléctricos de alta potencia con intervalos de retardo de largo período entre tiempos de disparos sucesivos.

Estos detonadores proveen una serie de tiempos aplicables a voladuras de desarrollo subterráneo, principalmente túneles, dado el alto rango de tiempos que caracteriza a esta serie. Este producto, seguro y fácil de utilizar, inicia directamente explosivos encartuchados. Se encuentran disponibles en los tiempos que muestra la siguiente tabla:

Tabla 7 Tiempos de retardo de los detonadores no eléctricos Exel™ LP.

Número	Tiempo Nominal
0	0
1	200
2	400
3	600
4	1000
5	1400
6	1800
7	2400

Número	Tiempo Nominal
8	3000
9	3800
10	4600
11	5500
12	6400
13	7400
14	8500
15	9600

También existen los detonadores no eléctricos Exel™ MS, son de alta potencia con intervalos de retardo en milisegundos entre tiempos de iniciaciones sucesivas.

El detonador Exel™ MS provee una serie de tiempos aplicables a voladuras, dado el alto rango de tiempos que caracteriza a esta serie.

**Tabla 8** Tiempos de retardo de los detonadores no eléctricos Exel™ MS.

Número	Tiempo Nominal	Número	Tiempo Nominal
0	0	12	400
1	25	13	450
2	50	14	500
3	75	15	600
4	100	16	700
5	125	17	800
6	150	18	900
7	175	19	1000
8	200	20	1100
9	250	21	1200
10	300	22	1300
11	350	23	1400

Los detonadores no eléctricos LP y MS están compuestos principalmente por 4 elementos:

- Cápsula de aluminio, compuesta por una carga primaria de explosivo, una carga secundaria y un tren de retardo.
- Tubo de choque, componente que transmite la señal a la cápsula de retardo. En el momento que el tubo es iniciado, transmite interiormente una onda de choque de baja energía la cual inicia los mixtos de retardo. Esta señal es capaz de desplazarse a través del interior del tubo sin afectar a ningún agente explosivo u otro accesorio con el cual esté en contacto directo.
- Etiqueta de retardo, elemento que indica el número de serie LP o MS y el rango de tiempo nominal correspondiente a cada detonador.
- Conector J, dispositivo que une el tubo no eléctrico a la línea troncal del cordón detonante.



3.3 CÁLCULO DEL PASAPORTE DE VOLADURA DE CONTORNO**3.3.1 INTRODUCCIÓN**

De forma general para el cálculo de los pasaportes de voladura empleados actualmente en el laboreo de los túneles del Tramo II, se emplea la metodología propuesta por el Dr. C. José Otaño Noguel para voladura convencional, en el libro Fragmentación de rocas con explosivos, 1998 y en la que no se da una atención especial a las características de los barrenos de contorno, además para determinar el consumo específico se emplea la expresión propuesta por Protodiákonov, que tiene en cuenta la fortaleza de la roca (f), el área de la sección transversal (S) y la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva (e).

$$g = 1.6 \cdot e \cdot \sqrt{\frac{f}{S}}$$

Los valores que arroja esta expresión son evaluados y comprobados mediante el empleo de la tabla 8.4 propuesta por el Dr. C. José Otaño Noguel en el libro Fragmentación de rocas con explosivos, 1998.

Este pasaporte ha sufrido variaciones de manera empírica, en especial en el contorno, pero no se aplica una metodología definida que ampare estas modificaciones, ni se tiene en cuenta el comportamiento del macizo en dependencia de sus propiedades.

A pesar de estas variaciones los resultados obtenidos no han sido los deseados, pues predomina un alto porcentaje de sobreexcavación en el frente, después de cada voladura se observa que en todo el contorno el macizo está muy triturado, provocando incluso desprendimientos, de todo esto se deriva que la estética de la excavación no sea la esperada según lo diseñado en el proyecto, y que se genere un gasto superior al planificado a la hora de colocar la fortificación, aumente el coeficiente de rugosidad, con lo que aumenta la resistencia del paso del agua en el período de explotación de la obra. Se comprobó el uso excesivo de explosivos con lo que se obtiene materiales con granulometría muy pequeña innecesariamente.



Atendiendo a todos estos inconvenientes se propone el empleo de la voladura de contorno en el laboreo de este túnel, basada en la acción de la sustancia explosiva en dependencia de la presión que ella refracta en el macizo.

En el anexo 8 se muestra el pasaporte actual empleado en el ECOH.

3.3.2 CÁLCULO DE LOS PARÁMETROS DE LA VOLADURA DE CONTORNO

Para determinar los parámetros de la voladura de contorno es preciso conocer una serie de datos entre los que se encuentran las dimensiones que tendrá la excavación atendiendo a la función social que ella tendrá en el futuro, es por ello que en la siguiente tabla se relacionan, entre otros aspectos, el perímetro, el área de la sección transversal y el avance posible por ciclo, que varía de acuerdo al tipo de fortificación que se propone en el proyecto técnico-ejecutivo de la obra.

Tabla 9 Dimensiones de las secciones típicas de excavación en el Tramo II.

Sección	Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
Típica 1	6.40	6.00	0.93	30.61	21.24	1.00
Típica 2	6.40	6.00	0.93	30.61	21.24	1.00
Típica 3	6.30	5.95	0.95	29.94	20.99	1.50
Típica 4	6.20	5.90	0.98	29.27	20.75	3.00
Típica 5	6.10	5.85	1.01	28.61	20.51	3.00
Típica 6	6.10	5.85	1.01	28.61	20.51	3.00

Elección del equipamiento

Antes de comenzar los cálculos se debe elegir el equipo de perforación, pues este juega un papel fundamental a la hora de la realización de los trabajos. Se debe tener en cuenta la relación entre el diámetro de perforación y el diámetro de la sustancia explosiva a utilizar, de dicha correlación depende en gran medida la potencia y energía de la explosión, además de otros factores minero-técnicos,



entre los que se destacan las propiedades físico – mecánicas de las rocas, la productividad de la perforadora, etc.

La ECOH dispone de la perforadora Tamrock Axera 6-240, un jumbo electrohidráulico de dos brazos, para perforación rápida y precisa en túneles de secciones comprendidas entre 8 y 49 m².

Teniendo en cuenta que el diámetro de los cartuchos disponibles es de 32 mm elegimos como diámetro de la broca 46 mm. Como se puede observar la relación existente entre estos diámetros supera la establecida para las voladuras convencionales, sin embargo es beneficiosa para la propuesta de este trabajo, debido a que se garantiza el desacople de la carga y las ondas trabajan de forma radial con mayor holgura. (Anexo 9)

Elección de la sustancia explosiva y los medios de explosión.

Como se explicó anteriormente se seleccionaron las siguientes sustancias explosivas:

Tabla 10 Sustancia explosiva

Características	Senatel™	Cordón Detonante	
	Magnafrag™	Cordtex™	
Diámetro (mm)	32	5.2	8.2
Longitud de cartucho (mm)	500	-	-
Densidad (g/cm ³)	1.11	0.50	0.76
Peso (g)	455 g/cartucho	10 g/m	42 g/m
Resistencia a tracción (kg/cm ³)	-	100	100
Velocidad de detonación (m/s)	5000	6500	

Se eligen detonadores eléctricos instantáneos, no eléctricos EXEL “MS” (periodo corto) con retardos de 50, 150, 200 y 250 ms y no eléctricos EXEL “LP” (periodo largo) con retardos de 200, 600, 1000, 1400, 1800 y 2400 ms.

**Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva**

$$e = \frac{P_x}{P}$$

Donde:

P_x – capacidad de trabajo de la sustancia explosiva patrón (Amonita 6 JV)

P – capacidad de trabajo de la sustancia explosiva a utilizar (Senatel)

Cálculo del gasto específico:

$$q = q_o \cdot e$$

Donde:

e – coeficiente de la capacidad de trabajo de la SE a utilizar (Senatel)

q_o – gasto específico de la SE patrón Amonita 6 JV, que se selecciona de la tabla siguiente, propuesta por el Dr. C. José Otaño Noguel.

Tabla 11 Gasto específico de SE

Coeficiente de fortaleza de las rocas según Protodiákonov	Gasto específico de SE (kg/m ³) en dependencia del área de la sección de la excavación (m ²)					
	4-6	7-9	10-12	13-15	16-20	+20
20-15	2.2	2.2	2.1	2.0	1.9	1.8
14-10	1.9	1.8	1.7	1.7	1.6	1.5
9-7	1.5	1.4	1.4	1.3	1.2	1.1
6-4	1.2	1.1	1.0	1.0	1.0	1.0
3-2	1.1	1.0	0.9	0.9	0.9	0.9
Menos de 2	1.0	0.9	0.8	0.8	0.8	0.8



Número de barrenos

Con la siguiente expresión se determina el número total de barrenos para obtener luego los de corte y arranque, pero no será la cantidad total a tener en cuenta para definir el diseño de la propuesta, pues se calcularán los de contorno empleando otra metodología y a los que se les sumará los dos grupos mencionados anteriormente, resultado que será el que definirá la cantidad total de barrenos para el pasaporte.

$$N = 12,7 \cdot \frac{q \cdot S}{\gamma \cdot (dc)^2 \cdot \rho}$$

Donde:

S – área de la sección transversal (m²)

dc – diámetro de los cartuchos (cm)

ρ – densidad de la SE en los cartuchos (g/cm³)

γ – coeficiente de llenado de los barrenos

Determinación del tipo de corte y la cantidad de barrenos en cada grupo.

Se propone mantener el corte recto, pero variando la cantidad de barrenos vacíos, en este caso dejar un barreno vacío en el centro de la primera sección de las tres con las que se diseñó el cuele, teniendo en cuenta que una de sus ventajas es la sencillez en su ubicación y por ende su barrenación.

La distancia entre los barrenos será calculada por la expresión propuesta por López Jimeno.

$$LMR_{\text{cuele}} = 1.7 * D_{\text{vacío}}$$



Donde:

LMR_{cuele} – Línea de menor resistencia para los barrenos del cuele (m)

D_{vacío} – diámetro del barreno vacío (m)

La relación de proporción para la cantidad de barrenos en cada grupo elegida es 1:1.5:2.

Proporción: $m = 1 + a + b$

Número de barrenos de corte: $Nc = \frac{N \cdot 1}{m}$

Número de barrenos de arranque: $Na = \frac{N \cdot a}{m}$

Donde:

Nc – número de barrenos de corte

Na – número de barrenos de arranque

m – relación de proporción

Como se explicó anteriormente, los barrenos de contorno serán calculados más adelante con otra metodología.

Determinación de la profundidad de los barrenos.

Se elige para los barrenos la profundidad máxima (P) atendiendo a las características ingeniero-geológicas y según el avance máximo que recomienda Barton.

Se tiene en cuenta que los barrenos de corte se barrenan de 0,2 a 0,3 metros más profundos que los restantes, los de arranque y contorno a la profundidad propuesta en los proyectos.



Masa de carga de sustancia explosiva para cada ciclo.

$$Q = q \cdot S \cdot P$$

Donde:

S – área de la sección transversal (m²)

q – gasto específico de la SE (Senatel) (kg/m³)

P – profundidad de los barrenos (m)

Masa media de la carga en un barreno

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

Donde:

N – número de barrenos

Q – Masa de carga de sustancia explosiva para cada ciclo (kg)

Masa de las cargas en los barrenos de cada grupo

Barrenos de corte: $q_c = (1,1-1,2) \cdot q_m$

Barrenos de arranque: $q_a = q_m$

Donde:

q_m – Masa media de la carga en un barreno (kg)

Número de cartuchos



- Corte: $n_c = \frac{q_c}{q'}$
- Arranque: $n_a = \frac{q_a}{q'}$

Masa real de carga para cada grupo de barrenos

- Barrenos de corte: $q_c = n_c \cdot q'$
- Barrenos de arranque: $q_a = n_a \cdot q'$

Donde:

q_c – Masa media de la carga en los barrenos de corte (kg)

q_a – Masa media de la carga en los barrenos de arranque (kg)

q' – Masa de un cartucho (kg)

n_c – Numero de cartuchos para los barrenos de corte (U)

n_a – Numero de cartuchos para los barrenos de arranque (U)

Coefficiente real de carga de los barrenos de cada grupo

- Barrenos de corte: $\gamma_c = \frac{n_c}{l_c} \cdot L$
- Barrenos de arranque: $\gamma_a = \frac{n_a}{l_a} \cdot L$

Donde:

n_c – Numero de cartuchos para los barrenos de corte (U)

n_a – Numero de cartuchos para los barrenos de arranque (U)

l_c – longitud de los barrenos de corte (kg)

l_a – longitud de los barrenos de de arranque (kg)

L – longitud del cartucho de SE (m)



Puntualización del gasto real de sustancia explosiva:

$$Q_r = q_c \cdot N_c + q_a \cdot N_a$$

Donde:

q_c – Masa media de la carga en los barrenos de corte (kg)

q_a – Masa media de la carga en los barrenos de arranque (kg)

N_c – número de barrenos de corte

N_a – número de barrenos de arranque

Tabla 12 Valores calculados para los barrenos interiores (corte y arranque)

Parámetros		Sección Transversal Tramo II					
		T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	T-6
1	Coefficiente de la capacidad de trabajo de la SE	0,86	0,86	0,86	0,86	0,86	0,86
2	Dimensiones de la excavación						
	Área total de la excavación (m ²)	30,61	30,61	29,94	29,27	28,61	28,61
	Perímetro de la excavación (m)	21,24	21,24	20,99	20,75	20,51	20,51
	Ancho de la excavación (m)	6,4	6,4	6,3	6,2	6,1	6,1
	Altura de la excavación (m)	6,00	6,00	5,95	5,90	5,85	5,85
3	Avance posible (m)	1,00	1,00	1,50	3,00	3,00	3,00
4	Coefficiente de llenado de los barrenos	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
5	Corte recto de tres secciones						
	Diámetro del vacío (m)	0,102	0,102	0,102	0,102	0,102	0,102
	Distancia entre barrenos de corte (m)	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17	0,17
	Barrenos de corte (U)	12	12	12	12	12	12
	Barrenos de arranque (U)	18	18	17	16	15	15
6	Profundidad de los barrenos						
	Barrenos de corte (m)	1,20	1,20	1,70	3,20	3,20	3,20
	Barrenos de arranque (m)	1,00	1,00	1,50	3,00	3,00	3,00
7	Longitud de los barrenos						
	Barrenos de corte (m)	1,28	1,28	1,81	3,40	3,40	3,40
	Barrenos de arranque (m)	1,00	1,00	1,50	3,00	3,00	3,00
8	Gasto específico de SE (kg/m ³)	0,771	0,771	0,771	0,771	0,771	0,771
9	Carga para cada ciclo (kg)	23,61	23,61	34,65	67,74	66,21	66,21
10	Carga media en un barreno (kg)	0,45	0,45	0,67	1,36	1,35	1,351
11	Carga media en el corte (kg)	0,49	0,490	0,733	1,490	1,486	1,486



	Carga media en el arranque (kg)	0,446	0,446	0,666	1,355	1,351	1,351
12	Cartuchos para el corte (U)	1	1	1 ½	3 ¼	3 ¼	3 ¼
	Cartuchos para el arranque (U)	1	1	1 ½	3	3	3
13	Carga real para el corte (kg)	0,46	0,46	0,68	1,48	1,48	1,48
	Carga real para el arranque (kg)	0,46	0,46	0,68	1,37	1,37	1,37
14	Coefficiente real de carga para el corte	0,39	0,39	0,41	0,48	0,48	0,48
	Coefficiente real de carga para el arranque	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
15	Puntualización del gasto real de SE (kg)	13,65	19,01	30,31	62,34	60,52	60,52
	Puntualización del gasto real de SE (cartuchos)	30,00	41,78	66,61	137,00	133,00	133,00

En la metodología anterior se obvia el cálculo de los barrenos de contorno, pues con el propósito de darles la atención que ellos merecen, debido a la importancia que reviste su función en la voladura, se propone que se integre a la metodología anterior su cálculo a partir de la que ofrece el Dr.C. José Otaño Noguel en el libro Fragmentación de rocas con explosivos, 1998. Donde toma en cuenta la línea de menor resistencia y la fortaleza de la roca a explotar por estos barrenos y a lo que le agregaremos el criterio de selección en dependencia de la presión refractada por el explosivo en la cámara de carga. Además de que se plantea que la condición siguiente tiene que cumplirse para que ocurra la unión de las grietas de encuentro y para evitar que parte de la onda reflejada ejerza acción sobre el macizo detrás de la superficie de colocación de los barrenos de contorno.

$$a < 2W$$

Donde:

a – distancia entre barrenos de contorno (m)

W – Línea de menor resistencia (m)

Línea de menor resistencia (para $k_c=0.5-1$ $W=0.5-0.6$, para $k_c<0.5$ $W=0.7-0.8$ m), para el caso de estudio y teniendo en cuenta el agrietamiento la $W=0.6$ m:

**Tabla 13** Coeficiente de cohesión relativa

Distancia entre grietas (m)	Coeficiente de cohesión relativa Kc
Más de 1	1.0
0.2 a 1.0	0.5
Menos de 0.2	0

Área que arrancan los barrenos de contorno

$$S_{co} = W(P - \mu W)$$

Donde:

P – perímetro de la sección transversal de la excavación (m)

μ – coeficiente que depende de la forma de la sección transversal de la excavación (en la siguiente tabla propuesta por el Dr. C. José Otaño Noguel se muestran estos valores)

Tabla 14 Coeficiente de la forma de la sección transversal de la excavación

Forma de la sección transversal de la excavación	Coeficiente para excavaciones horizontales
Circular	-
Rectangular	2
Trapezoidal	2
Abovedada	1.8

Área que arrancan los barrenos interiores

$$S_i = S - S_{co}$$

Donde:

S_{co} – área que arrancan los barrenos de contorno (m²)



S – área total de la sección transversal de la excavación (m²)

Distancia entre barrenos de contorno

$$a = 0.95\sqrt{W}$$

Cantidad de barrenos de contorno

$$N_{co} = \frac{P}{a}$$

Ángulo de inclinación de los barrenos de contorno

Se asumirá un valor de 5 grados para este grupo con el objetivo de crear el espacio necesario para que la máquina de perforación pueda reiniciar el próximo ciclo, aunque se conoce que los barrenos de contorno se barrenan paralelos a la superficie libre, en el caso específico de la voladura de contorno.

Índice de triturabilidad de la roca

$$V_{máx} = \frac{67}{f} - 1.7$$

Donde:

f – fortaleza de la roca

Gradiente del gasto específico de sustancia explosiva

$$E = 0.4 + k_C (0.58 - 0.032 \cdot V_{máx})$$

Donde:



$V_{m\acute{a}x}$ – índice de triturabilidad de la roca

k_c – coeficiente de cohesión relativa

Gasto específico óptimo

$$q_o = E \cdot W$$

Donde:

E – Gradiente del gasto específico de sustancia explosiva (kg/m²)

W – Línea de menor resistencia (m)

Carga para un barreno de contorno

$$q_{co} = q_o \cdot l_{co}$$

Donde:

q_o – Gasto específico óptimo (kg/m)

l_{co} – longitud de los barrenos de contorno (m)

Carga total para los barrenos de contorno:

$$Q_{co} = q_{co} \cdot N_{co}$$

Donde:

q_{co} – carga para un barreno de contorno (kg/m)

N_{co} – número de barrenos de contorno (U)

**Distribución de los barrenos de contorno:**

Número de barrenos por el piso:

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

Distancia entre barrenos:

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

Número de barrenos por los lados:

$$N_{col} = \frac{H_p - 0.2}{a}$$

Distancia entre barrenos:

$$d_{col} = a$$

Número de barrenos por el techo:

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

Distancia entre barrenos:

$$d_{cot} = \frac{P_{techo}}{N_{cot} + 1}$$

Donde:

H_p – altura de la pared recta (m)

N_{cop} – número de barrenos de contorno por el piso (U)



d_{cop} – número de barrenos de contorno por el piso (m)

N_{col} – número de barrenos de contorno por los lados (U)

d_{col} – número de barrenos de contorno por el piso (m)

N_{cot} – número de barrenos de contorno por el techo (U)

d_{cot} – número de barrenos de contorno por el piso (m)

P_{techo} – perímetro por el techo (m)

Esquema de unión de los barrenos

En el laboreo de las excavaciones subterráneas se utilizan los métodos de explosión eléctrico y no eléctrico. Para el caso que nos ocupa, y teniendo en cuenta la disponibilidad de medios de explosión se elige el método no eléctrico, en el que los detonadores se unen al cordón detonante de bajo gramaje (5 g/m), el que es iniciado por la onda de choque emitida por los dos detonadores eléctricos que se conectan a la red eléctrica.

Tabla 15 Valores calculados para los barrenos interiores (corte y arranque)

Parámetros		Sección Transversal Tramo II					
		T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	T-6
1	Línea de menor resistencia (m)	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
2	Dimensiones de la excavación						
	Área total de la sección transversal de la excavación (m ²)	30,61	30,61	29,94	29,27	28,61	28,61
	Perímetro total (m)	21,24	21,24	20,99	20,75	20,51	20,51
	Perímetro de la parte recta (m)	8,26	8,26	8,2	8,16	8,12	8,12
	Perímetro del techo (m)	12,98	12,98	12,79	12,59	12,39	12,39
	Ancho de la excavación(m)	6,4	6,4	6,3	6,2	6,1	6,1
	Altura parte recta (m)	0,93	0,93	0,95	0,98	1,01	1,01
	Altura total (m)	6	6	5,95	5,9	5,85	5,85
	Área que arrancan los barrenos de contorno (m ²)	13,99	13,99	13,81	13,64	13,48	13,48
3	Número total de barrenos de contorno (U)	27	27	26	26	26	26



	Distancia media entre barrenos de contorno (m)	0,79	0,79	0,79	0,79	0,79	0,79
	Longitud de los barrenos de contorno (m)	1,00	1,00	1,50	3,00	3,00	3,00
	Cantidad de barrenos de contorno por el piso (U)	8	8	7	7	7	7
	Distancia entre barrenos de contorno por el piso (m)	0,91	0,91	1,05	1,03	1,02	1,02
	Barrenos de contorno por los lados (U)	1	1	1	1	1	1
	Distancia entre barrenos de contorno por los lados (m)	0,73	0,73	0,75	0,78	0,81	0,81
	Barrenos de contorno por el techo (U)	17	17	17	17	17	17
	Distancia entre barrenos de contorno por los lados (m)	0,76	0,76	0,72	0,72	0,73	0,73
4	Fortaleza de la roca	3	3	3	3	3	3
5	Carga total para el contorno (kg)	5,89	5,89	8,67	16,97	16,77	16,77
	Gasto específico de SE (kg)	0,771	0,771	0,771	0,771	0,771	0,771
	Índice de triturabilidad de la roca	20,63	20,63	20,63	20,63	20,63	20,63
	Gradiente del gasto específico (kg/m ²)	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31	0,31
	Gasto específico óptimo (kg/m ²)	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22	0,22
	Carga para un barreno (kg)	0,220	0,220	0,328	0,650	0,650	0,650
	Cartuchos para un barreno (U)	1/2	1/2	3/4	1 1/2	1 1/2	1 1/2

Como se observa en la Tabla 15 la cantidad de cartuchos aumenta en dependencia de la longitud de los barrenos, no obstante la práctica ha demostrado que aplicando solo medio cartucho (227 g) en cada barreno de contorno y el cordón correspondiente, estandarizando esta cantidad para las longitudes que varíen de 1 a 3 metros se obtienen buenos resultados sin necesidad de utilizar la carga que arrojan los cálculos. Esto ocurre fundamentalmente porque para estas longitudes el gasto específico se vuelve constante, no siendo así para los casos en que el avance sea mayor.

En el anexo 10 se muestra el diseño de los pasaportes para las seis secciones típicas presentes en el túnel objeto de estudio.

3.4 CÁLCULO DE LOS ÍNDICES TÉCNICOS DE LA VOLADURA

- Avance por ciclo

$$I = P \cdot \delta$$



Donde:

P – profundidad de los barrenos (m)

δ – coeficiente de aprovechamiento del barreno (0.9)

- Volumen de roca a arrancar en el macizo

$$V_r = S \cdot l$$

Donde:

l – avance por ciclo (m)

S – área de la sección transversal de la excavación (m^2)

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance:

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

Donde:

l – avance por ciclo (m)

Q_r – gasto real de sustancia explosiva (kg)

- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico:

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

Donde:

V_r – volumen de roca natural a arrancar (m^3)



Q_r – gasto real de sustancia explosiva (kg)

- Gasto de detonadores por metro de avance:

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

Donde:

N – número de barrenos (U)

l – avance por ciclo (m)

- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca:

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

Donde:

V_r – volumen de roca natural a arrancar (m³)

N – número de barrenos (U)

- Cantidad total de metros de perforación

$$Lp = l_c \cdot N_c + l_a \cdot N_a + l_{co} \cdot N_{co}$$

Donde:

N_c – número de barrenos de corte (U)

N_a – número de barrenos de arranque (U)

N_{co} – número de barrenos de contorno (U)



l_c – longitud de barrenos de corte (m)

l_a – longitud de barrenos de arranque (m)

l_{co} – longitud de barrenos de contorno (m)

- Metros de perforación por metro de avance

$$L'_p = \frac{L_p}{l}$$

Donde:

L_p – cantidad total de metros de perforación (m)

l – avance por ciclo (m)

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

$$L''_p = \frac{L_p}{V_r}$$

Donde:

L'_p – Metros de perforación por metro de avance (m)

V_r – volumen de roca natural a arrancar (m³)

Tabla 16 Índices técnicos de la voladura para cada sección típica.

Índices técnico		Sección Transversal Tramo II					
		T-1	T-2	T-3	T-4	T-5	T-6
1	Avance por ciclo (m)	1,08	1,08	1,53	2,88	2,88	2,88
2	Volumen de roca a arrancar (m ³)	33,06	33,06	45,81	84,30	82,40	82,40



3	Volumen de roca a acarrear (m ³)	49,59	49,59	68,72	126,45	123,60	123,60
4	Perforación total (m)	60,58	60,58	87,34	167,43	163,52	163,52
5	Metros de perforación por metro de avance	56,09	56,09	57,09	58,14	56,78	56,78
6	Metros de perforación por m ³ de roca	1,70	1,70	1,25	0,69	0,69	0,69
7	Gasto de SE por metro de avance	21,86	21,86	22,64	23,52	22,99	22,99
8	Gasto de SE por metro cúbico	0,71	0,71	0,76	0,80	0,80	0,80
9	Detonadores por metro de avance	59	59	38	19	18	18
10	Detonadores por metro cúbico	2	2	1	1	1	1

3.5 INFLUENCIA DE LA CONSTRUCCIÓN DE LAS CARGAS DE LOS BARRENOS DE CONTORNO

La carga de los barrenos de contorno puede ser continua o con intermedios de aire. Para el caso que nos ocupa en que los diámetros de los barrenos de contorno es igual al resto se aplica una carga de fondo con la misma sustancia explosiva pero en menor cantidad y se complementa con cordón detonante que puede ser de 10 o 42 g/m, en dependencia de las características de las rocas.

El mecanismo de la influencia de los espacios axiales y radiales sobre la acción de la explosión en el medio es distinto. La presencia de espacios axiales aumenta el trabajo útil de la explosión, mientras que los radiales los disminuyen. En la explosión de contorno se persigue la disminución de la forma de trabajo triturador y esto se consigue tanto con una como con otra forma de los espacios de aire.

En el fondo de los barrenos las condiciones de trabajo de la explosión son siempre más difíciles, por lo que empleamos una carga de fondo como cebo. **(Otaño Noguel, 1998)**

Para determinar el tipo de cordón a emplear en los barrenos de contorno no se utilizaron cálculos ni metodologías preestablecidas, sino que se tuvo en cuenta la acción del explosivo en el contorno y las características de las rocas. No obstante, aplicando la condición de que la resistencia lineal a compresión de la roca debe ser mayor que la presión de detonación refractada por el explosivo y que esta se calculó como se muestra en la siguiente tabla, se selecciona el tipo de cordón detonante.

**Tabla 17** Presión refractada por la sustancia explosiva al macizo.

Parámetros de la Sustancia Explosiva	Cordón 10 g/m	Cordón 42 g/m	Senatel 32 mm
Velocidad de detonación (m/s)	6500	6500	5000
Densidad (g/cm ³)	0,50	0,76	1,11
Diámetro (cm)	0,52	0,82	3,2
Peso (g/cm)	0,106	0,400	-
Índice de la adiabática	2,9	2.808	3,088
Diámetro del barreno (cm)	4,6	4,6	4,6
Presión de la onda de detonación producida por la SE (MPa)	5416,67	8432,25	11471,99
Presión promedio de la onda de detonación (MPa)	2708,33	4216,13	5735,99
Presión en la cámara de carga (MPa)	0,017	0,525	1219,69

Tabla 17 Comparación entre la presión refractada por el explosivo y la resistencia a tracción de la roca.

Sustancia Explosiva	Presión (MPa)	Resistencia a tracción de la roca (MPa)	Observaciones
Cordón 10 g/m	0,017	4.66	La presión de la SE no supera la resistencia a tracción de la roca por lo que ocurre el corte del macizo sin fragmentar la roca remanente.
Cordón 42 g/m	0,525		
Senatel 32 mm	1219,69		La presión de la SE supera la resistencia a tracción de la roca por lo que ocurre la trituración del macizo por detrás del contorno.

3.6 RESULTADOS DE LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE CONTORNO

Se realizaron voladuras de prueba donde se demostró que un diseño adecuado de un pasaporte de voladura, sobretodo en la zona del contorno, un replanteo y una barrenación eficiente permiten obtener resultados satisfactorios, superficie del contorno lisa, con medias cañas visibles, cero trituración en el contorno, pobre sobreexcavación o casi nula, no se excede la granulometría del material producto de la explosión, todo esto garantiza que la galería sea más estable y ofrezca menos riesgo a los trabajadores y equipos que la laborean (Anexo 11).



Los resultados y beneficios que se obtienen con la voladura de contorno fueron avalados por varias personas de la entidad, entre ellos los integrantes de las brigadas que colaboraron en la validación del trabajo, los técnicos y dirigentes de la Unidad Básica Constructora de Túneles y cuadros de la dirección de la empresa.

3.6.1 CÁLCULO ECONÓMICO

Costo por concepto de perforación y voladura

Comparando la propuesta de la voladura de contorno con respecto a la actualmente utilizada, se ahorra, por concepto de uso de equipos, de consumo de explosivos y medios de explosión, un valor de \$ 1138,49 (con cordón detonante de 42 g/m) y \$ 2252,34 (con cordón detonante de 10 g/m).

Tabla 18 Costo por concepto de perforación y voladura con el pasaporte actual.

Descripción	U/ M	Canti- dad por ciclo	Canti- dad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	105,3	1320,81	25,36	33 495,82
Cordón detonante 42 g/m	m	40	501,73	1,22	612,11
Cordón detonante 5 g/m	m	70	878,03	0,19	166,83
Detonador no eléctrico LP-2	U	4	50,17	1,54	77,27
Detonador no eléctrico MS-2	U	1	12,54	1,46	18,31
Detonador no eléctrico LP-3	U	6	75,26	1,54	115,90
Detonador eléctrico MS- 4	U	2	25,09	1,42	35,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	7	87,80	1,54	135,22
Detonador no eléctrico MS- 6	U	2	25,09	1,50	37,63
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	50,17	1,50	75,26
Detonador eléctrico MS- 8	U	4	50,17	1,50	75,26
Detonante no eléctrico LP-4	U	8	100,35	1,54	154,53
Detonador no eléctrico LP-6	U	21	263,41	1,80	474,14
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	25,09	1,80	45,16
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,102	1,28	1 705,00	2 181,41



CAPÍTULO 3

Detonador Eléctrico	U	2	25,09	0,24	6,02
Excavación manual en roca	m ³	2,61	32,74	36,90	1 208,04
Acarreo con Toro 400	m ³	157,95	1981,22	20,64	40 892,37
Perfilado en roca FKP 2.1-6.0	m ²	66	827,86	1,86	1.539,82
Re-escombreción con Cargador	m ³	157,95	1981,22	1,02	2 020,84
Riego de la escombrera con buldózer	m ³	78,975	990,61	0,50	495,30
Acarreo con camión de volteo	c ³	1,5795	19,81	175,00	3 467,13
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmpfer	c ³	1,5795	19,81	362,22	7 176,37
Total Etapa o Especialidad:					94 506,37
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					115 297,77
Total General:					209 804,14

Tabla 19 Costo por concepto de perforación y voladura con la propuesta con cordón detonante de 42 g/m.

Descripción	U/ M	Canti- dad por cada ciclo	Canti- dad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	105,3	1320,81	25,36	33 495,82
Cordón detonante 42 g/m	m	40	501,73	1,22	612,11
Cordón detonante 5 g/m	m	60	752,60	0,19	142,99
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	25,09	1,46	36,63
Detonador no eléctrico LP-3	U	5	62,72	1,54	96,58
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	25,09	1,42	35,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	4	50,17	1,54	77,27
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	25,09	1,50	37,63
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	50,17	1,50	75,26
Detonador no eléctrico MS-8	U	2	25,09	1,50	37,63
Detonante no eléctrico LP-4	U	7	87,80	1,54	135,22
Detonador no eléctrico LP-6	U	24	301,04	1,80	541,87
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	25,09	1,80	45,16
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,085	1,07	1 705,00	1 817,84
Detonante Eléctrico	U	2	25,09	0,24	6,02
Excavación manual en roca	m ³	2,61	32,74	36,90	1 208,04
Acarreo con Toro 400	m ³	157,95	1981,22	20,64	40 892,37



CAPÍTULO 3

Perfilado en roca FKP 2.1-6.0	m ²	66	827,86	1,86	1 539,82
Re-escombreción con cargador	m ³	157,95	1981,22	1,02	2.020,84
Riego de la escombrera	m ³	78,975	990,61	0,50	495,30
Acarreo con camión de volteo	c ³	1,5795	19,81	175,00	3 467,13
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmpster	c ³	1,5795	19,81	362,22	7 176,37
Total Etapa o Especialidad:					93 993,54
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					114 672,12
Total General:					208 665,65

Tabla 20 Costo por concepto de perforación y voladura con la propuesta con cordón detonante de 10 g/m.

Descripción	U/ M	Canti- dad por ciclo	Canti- dad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	105,3	1320,81	25,36	33 495,82
Cordón detonante 10 g/m	m	40	501,73	0,22	110,38
Cordón detonante 5 g/m	m	60	752,60	0,19	142,99
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	25,09	1,46	36,63
Detonador no eléctrico LP-3	U	5	62,72	1,54	96,58
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	25,09	1,42	35,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	4	50,17	1,54	77,27
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	25,09	1,50	37,63
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	50,17	1,50	75,26
Detonador no eléctrico MS-8	U	2	25,09	1,50	37,63
Detonante no eléctrico LP-4	U	7	87,80	1,54	135,22
Detonador no eléctrico LP-6	U	24	301,04	1,80	541,87
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	25,09	1,80	45,16
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,085	1,07	1 705,00	1 817,84
Detonante Eléctrico	U	2	25,09	0,24	6,02
Excavación manual en roca	m ³	2,61	32,74	36,90	1 208,04
Acarreo con Toro 400	m ³	157,95	1981,22	20,64	40 892,37
Perfilado en roca FKP 2.1-6.0	m ²	66	827,86	1,86	1 539,82
Re-escombreción con Cargador	m ³	157,95	1981,22	1,02	2 020,84



CAPÍTULO 3

Riego de la escombrera	m ³	78,975	990,61	0,50	495,30
Acarreo con camión de volteo	c ³	1,5795	19,81	175,00	3 467,13
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmpfer	c ³	1,5795	19,81	362,22	7 176,37
Total Etapa o Especialidad:					93 491,80
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					114 060,00
Total General:					207 551,80

Tabla 21 Comparación de costos por concepto de perforación y voladura entre cada pasaporte (actual y nueva propuesta)

Descripción	Pasaporte Actual	Propuesta con Cordón detonante 42 grs	Propuesta con Cordón detonante 10 grs
Valor de cada pasaporte (\$)	209.804,14	208.665,65	207.551,80
Valor que se ahorra (\$)		1138,49	2252,34

Costo por concepto de hormigón proyectado

Tabla 22 Costo por concepto hormigonado con el pasaporte actual.

Descripción	U/M	Cantidad	Precio Unitario (\$)	Importe (\$)
Proyección de hormigón de 30 MPa (GUNITAJE)	m ³	70,5	52,47	3.699,14
Fibra Estructural x-Fiber 54	kg	162,5	31,25	5 078,13
Sigunit L 50 AFX (acelerante)	L	1330	2,44	3.245,20
Hormigón premezclado 30 MPa	m ³	74	92,70	6.859,80
Aditivo super plastificante B2R9	L	244	1,63	397,72
Total Etapa o Especialidad:				19.279,98
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:				8.698,34
Total General:				27.978,32

**Tabla 23** Costo por concepto de hormigonado con el pasaporte propuesto.

Descripción	U/ M	Canti- dad	Precio Unitario (\$)	Importe (\$)
Proyección de hormigón de 30 MPa (GUNITAJE)	m ³	56	52,47	2.938,32
Fibra Estructural x-Fiber 54	kg	128,7	31,25	4.021,88
Sigunit L 50 AFX (acelerante)	L	1052,5	2,44	2.568,10
Hormigón premezclado 30 MPa	m ³	58,5	92,70	5.422,95
Aditivo super plastificante B2R9	L	193	1,63	314,59
Total Etapa o Especialidad:				15.265,84
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:				6.887,32
Total General:				22.153,15

Tabla 24 Diferencia de gastos según pasaporte propuesto.

Descripción	U/ M	Canti- dad	Precio Unitario (\$)	Importe (\$)
Proyección de hormigón de 30 MPa (GUNITAJE)	m ³	14,5	52,47	760,82
Fibra Estructural x-Fiber 54	kg	33,8	31,25	1.056,25
Sigunit L 50 AFX (acelerante)	L	277,5	2,44	677,10
Hormigón premezclado 30 MPa	m ³	15,5	92,70	1.436,85
Aditivo super plastificante B2R9	L	51	1,63	83,13
Total Etapa o Especialidad:				4.014,15
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:				1.811,02
Total General:				5.825,16

Tabla 25 Comparación de costos por concepto de hormigonado entre cada pasaporte (actual y nueva propuesta)

Descripción	Pasaporte Actual	Pasaporte Propuesto	Diferencia
Valor del volumen de hormigón proyectado (\$)	27.978,32	22.153,15	5.825,16
Volumen de hormigón proyectado (m ³)	74.00	58.50	15.50



Como se observa, con el empleo del pasaporte diseñado para la voladura de contorno la empresa se ahorra 15.50 m³ de hormigón proyectado, lo que representa un monto de \$ 5825.16, calculado para los 37.63 m en que se excava la Sección Típica 4.

Gasto por concepto de sobreexcavación

Con el pasaporte actual la entidad sobre excava 892,79 m³ de roca en los 37.63 metros que ocupa en el túnel la Sección Típica 4, de los cuales 302.86 m³ no se cobran a la inversión, gasto que asciende a un valor de \$12.382,23, y que son imputables a la empresa, pues en los contratos se pacta un 25 % permisible de sobre excavación, no obstante aunque se remuneren estos índices de sobre excavación no se recupera el tiempo perdido en la carga y acareo del material que aumenta los tiempos de ejecución no previstos en el cronograma de la obra.

Tabla 26 Sobre-excavación que no se paga por parte de la inversión de la obra

Long. Total (m)	Sobre-Excavación que no se paga (m³)	Sobre-Excavación que no se paga (m³)	Pasaporte
37,63	5,366	6,44	Actual
	0,000	0,00	Propuesta
Diferencia de Volumen		6,44	
Diferencia de Volumen Natural para 1 m		5,37	
Volumen Natural Según Long. Total (m³)		201,90	
Volumen Esponjado a acarrear Según Long. Total (m³)		302,86	

Tabla 27 Gasto por concepto de sobre-excavación que no se paga por la inversión

Descripción	U/M	Cantidad	Precio Unitario (\$)	Importe (\$)
Acarreo con Toro 400 hasta 250 m	m ³	302,86	20,64	6.251,03
Perfilado de la sección	m ²	145,14	1,86	269,96
Carga con Cargador Volvo	m ³	302,86	1,02	308,92
Riego de la escombrera	m ³	151,43	0,50	75,72
Acarreo con Camión Volteo a cielo abierto	m ³ /100	3,0286	175,00	530,01



CAPÍTULO 3

Acarreo con Toro y Dúmpers hasta 2 Km	m ³ /100	3,0286	362,22	1.097,02
Total Etapa o Especialidad:				8.532,65
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:				3.849,58
Total General:				12.382,23

Tabla 27 Sobre-excavación que no se paga por parte de la inversión de la obra

Longitud Total (m)	Sobre-Excavación (m ²)	Sobre-Excavación que se paga (m ³)	Pasaporte
37,63	10,838	13,00	Actual
	0,386	0,46	Propuesta
Diferencia		12,54	
Diferencia de Volumen Natural para 1 m		10,45	
Volumen Natural Según Longitud Total (m³)		393,29	
Volumen Esponjado a acarrear Según Longitud Total (m³)		589,93	

De forma general la empresa se ahorra un monto de \$ 19902,81 con el empleo del pasaporte de voladura de contorno para la excavación de la Sección Típica 4 en toda su longitud, tanto por el ahorro de explosivos y medios de explosión como por la reducción de acarreo innecesario de rocas producto de la sobreexcavación.



CAPÍTULO 4 PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO Y EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA OBRA.

4.1 MEDIDAS DE SEGURIDAD DURANTE LAS VOLADURAS

4.1.1 INTRODUCCIÓN

La ocurrencia de un accidente en una empresa representa una baja, tanto social como económica, debido a que disminuye la productividad, causa problemas con el estado de ánimo y psicológico en los obreros, que inciden directamente en la gestión económica de la entidad, se incurre en pérdidas de materiales e incluso humanas, de ahí la importancia que se le debe prestar a las medidas de seguridad para el manejo de explosivos y equipos durante la preparación y realización de las voladuras en una excavación subterránea.

Para evitar accidentes hay que emplear y exigir la utilización de los medios de protección, así como aplicar cada una de las medidas que a continuación se relacionan para el laboreo de los túneles hidrotécnicos del Trasvase.

4.1.2 MEDIDAS DE SEGURIDAD ANTES Y DURANTE LA PERFORACIÓN

- Antes de la perforación se debe evaluar la estabilidad del macizo.
- Las actividades de perforación las realizará el obrero destinado para ello, queda prohibido que el personal no especializado realice esta actividad.

4.1.3 MEDIDAS DE SEGURIDAD PARA EL MANEJO DE 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.
- 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.



- Los trabajos de voladura se ejecutarán sobre la base de los pasaportes de voladura.
- Se prohíbe terminantemente la utilización de barrenos fallidos, fondos de barrenos o barrenos de una voladura anterior, para ejecutar una nueva voladura.
- Todas las personas que participan en la voladura conocerán el pasaporte, las medidas a cumplimentar, y sus responsabilidades.
- En el área de manipulación solo podrán permanecer aquellas personas que trabajan en función de la voladura y bajo el control y conocimiento del artillero o del jefe técnico de la obra.
- El área de seguridad se calculará y definirá en el proyecto de voladura y estará limitada por la zona hasta donde pueden llegar los efectos de la voladura. Será evacuada antes de la realización de la voladura y se bloquearán sus accesos antes de iniciar la carga de explosivos en los barrenos.
- Se establecerá en los túneles un sistema de señales de aviso para la ejecución de voladuras.
- Después de terminados los trabajos preparatorios para la voladura y antes de ejecutar el disparo, se verificará y comprobará que el lugar de ubicación de las cargas explosivas se corresponda con el pasaporte y cumpla los requisitos exigidos.
- El trabajador, que manipule explosivos, estará debidamente instruido, y conocerá los riesgos a la salud, el peligro que acarrea, y las medidas higiénicas y de protección que adoptará en estos trabajos.
- Las cargas iniciadoras o cebos se preparan por el artillero solamente en las áreas de manipulación inmediatamente antes de introducirla en el barreno, no pudiendo hacer acumulación de cargas iniciadoras preparadas.
- Las cargas iniciadoras son introducidas al barreno de forma manual y sin ejercer fuerza sobre ella, procediendo de forma tal que no se dañen los cables, las mechas o las mangueras, y que no pueda salirse el detonador del interior del cartucho cebado.



- Cuando se prepara la carga iniciadora, debe tenerse en cuenta que el fondo del detonador quede en el centro del cartucho cebado.
- Los barrenos cargados tienen que ser taponados, solo se permite usar como tapón sustancias o materiales incombustibles tales como: arcilla, arena, agua y similares.
- Para el empuje de los explosivos y su atascado en el barreno, solamente se permitirá el uso de barras de madera o de material plástico rígido. Se prohíbe el uso de barras metálicas para tales fines.
- Los explosivos solo se podrán usar en la forma y estado en que fueron entregados por el productor y según sus instrucciones.
- Los explosivos vencidos, defectuosos o en mal estado tienen que ser liquidados y no se permitirá su uso en las voladuras.
- La red iniciadora será preparada, ubicada y asegurada de forma que no se dañe y que asegure su funcionalidad con exactitud y precisión.
- Al utilizar cordón detonante, se tendrán en cuenta las medidas siguientes:
 - a) la red iniciadora de cordón detonante se forma con la unión de dos o más cordones en la dirección de la marcha de la explosión. La unión se hará de 10 cm. de longitud como mínimo;
 - b) para la iniciación con una red doble de cordón detonante, ambas redes estarán estrechamente unidas y disparadas de forma simultánea;
 - c) cuando la iniciación se realiza con diferentes cordones para diferentes barrenos o grupos de barrenos, los cordones estarán separados a una distancia mínima de 30 cm. entre sí;
 - d) el cordón detonante se iniciará con un detonador o fulminante que se ubicará a 10 cm. del extremo y unido al mismo con el fondo del detonador en sentido de la detonación;
 - e) en la red iniciadora con cordón detonante no se podrán formar nudos ni enrollar los cordones detonantes, y siempre tratando que cada línea de la red sea recta;
 - f) el cordón detonante no puede ser golpeado,



- g) el cordón detonante podrá ser cortado con cuchillo u otro tipo de hoja filosa, pero siempre por fricción del filo sobre el cordón, no por golpes de corte. Se prohíbe cortar un cordón detonante con una carga adosada a él o con detonadores adosados.
- El explosor poseerá un dispositivo de seguridad que pueda retirarse quitarse o separarse del mismo, pero sin el cual no podrá ponerse en funcionamiento. Tales como: manivela, llave de cuerda, llave de tapa de los botones de accionamiento, puente de instalación u otro. Este dispositivo estará en poder del artillero permanentemente mientras duren todos los trabajos de preparación de la voladura y solamente lo usará o entregará en uso cuando todo esté listo y se vaya a efectuar el disparo.
 - La conexión del circuito de disparo al circuito o red de alimentación se hará por el artillero o el jefe técnico de voladura, después de haber comprobado todo el circuito, incluyendo su resistencia y continuidad eléctrica.
 - Cuando se utilice el detonador no eléctrico del sistema nonel, se observarán las medidas de seguridad siguientes: no golpear, cortar o pegar fuego al tubo plástico conductor de la propagación de la explosión, darle al detonador no eléctrico del sistema los mismos cuidados en su manipulación y uso, que a los detonadores no eléctricos convencionales.
 - El acceso o entrada al frente de trabajo donde se ha ejecutado una voladura solamente se podrá realizar después de transcurrido el tiempo determinado en el proyecto de voladura.
 - El artillero, conjuntamente con el responsable del frente, después de transcurrido el tiempo de espera examinarán el frente de trabajo para verificar sus condiciones y determinarán si existen peligros como: tiros fallados, explosivos no combustionados y si el frente tiene condiciones de seguridad adecuadas para continuar el trabajo.
 - Cuando se detecta un tiro fallado, se realizarán los trabajos de liquidación y no se permitirá realizar otros trabajos hasta tanto se haya liquidado.



- Todos los instrumentos y herramientas que se utilicen para entrar en contacto con los explosivos del tiro fallado, tienen que ser de material que no produzcan chispas.

4.2 EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA OBRA.

Impactos identificados	Medidas de manejo
Contaminación del aire por polvo y emisiones de gases de los equipos.	Dar mantenimiento a los equipos a utilizar para aminorar la emisión de gases tóxicos a la atmósfera.
Contaminación sónica por el funcionamiento de equipos con posible alteración temporal de los obreros, la flora y la fauna en áreas naturales vecinas.	Usar medios de protección según las normas de protección e higiene del trabajo.
Contaminación del aire por emisiones de gases producto a utilización de explosivos en el proceso de excavación.	
Contaminación de la capa vegetal debido a la acumulación en escombrera de materiales producto de las excavaciones.	Depositar el material en zonas autorizadas, regado y restablecimiento de la capa vegetal del área.



CONCLUSIONES

1. Se realizó el diseño de la voladura de contorno que permitió la disminución de la sobre excavación en el laboreo del túnel Levisa - Mayarí.
2. Con la propuesta de pasaporte de voladura de contorno se obtiene un ahorro de \$ 19902,81.
3. Se seleccionó el tipo de cordón detonante a emplear para la voladura de contorno teniendo en cuenta la presión refractada de la sustancia explosiva al macizo de rocas.



RECOMENDACIONES

- Estudiar el diseño de la explosión para la construcción de diferentes cargas en los barrenos de contorno.
- Realizar la voladura de contorno aplicando la técnica del precorte en la calicata Río La Ceiba.
- Tener en cuenta para la elección del explosivo del contorno las características de la roca y las presiones de detonación refractadas por este al macizo.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Bieniawski, 1998. Recomendaciones indicativas para excavación y el sostenimiento de túneles excavados en rocas.
2. Cartaya, P. M.: Caracterización geomecánica de macizos rocosos de la Región Oriental de Cuba. Tesis Doctoral. ISMMANJ. 2001.
3. Colectivo de autores.: Proyecto Técnico – Ejecutivo, Traslase Este – Oeste, Tramo Sagua – Mayarí, Túnel Levisa – Mayarí, Tramo II. RAUDAL – Holguín, Mayo, 2010.
4. Colectivo de autores.: Proyecto Técnico - Ejecutivo, Traslase Este – Oeste, Tramo Sagua – Mayarí, Túnel Levisa – Mayarí, Tramo III A. RAUDAL – Holguín, Mayo, 2011.
5. Colectivo de autores.: Proyecto Técnico - Ejecutivo, Traslase Este – Oeste, Tramo Sagua – Mayarí, Túnel Levisa – Mayarí, Tramo III B. RAUDAL – Holguín, Septiembre, 2011.
6. Colectivo de autores. Manual de criterios técnicos relacionados con el proyecto, construcción y explotación de los túneles de carretera. Enero, 1995.
7. Colectivo de autores. Diseño de voladuras de contorno con cordón detonante en túneles mediante la acción física de la explosión sobre el medio rocoso. 2012
8. Colectivo de autores. Consideraciones acerca de la técnica de precorte.
9. Crespo Martínez, T: Utilización de voladuras de contorno como vía para atenuar afectaciones al medio ambiente durante la construcción de obras hidrotécnicas. Universidad de Pinar del Río, 2009.
10. EXSA. Manual práctico de voladura.
11. Hernández, M. P.: Aplicación de la explosión lisa en los túneles del Traslase Este - Oeste. ISMM. Trabajo de Diploma.1992.
12. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 1994.



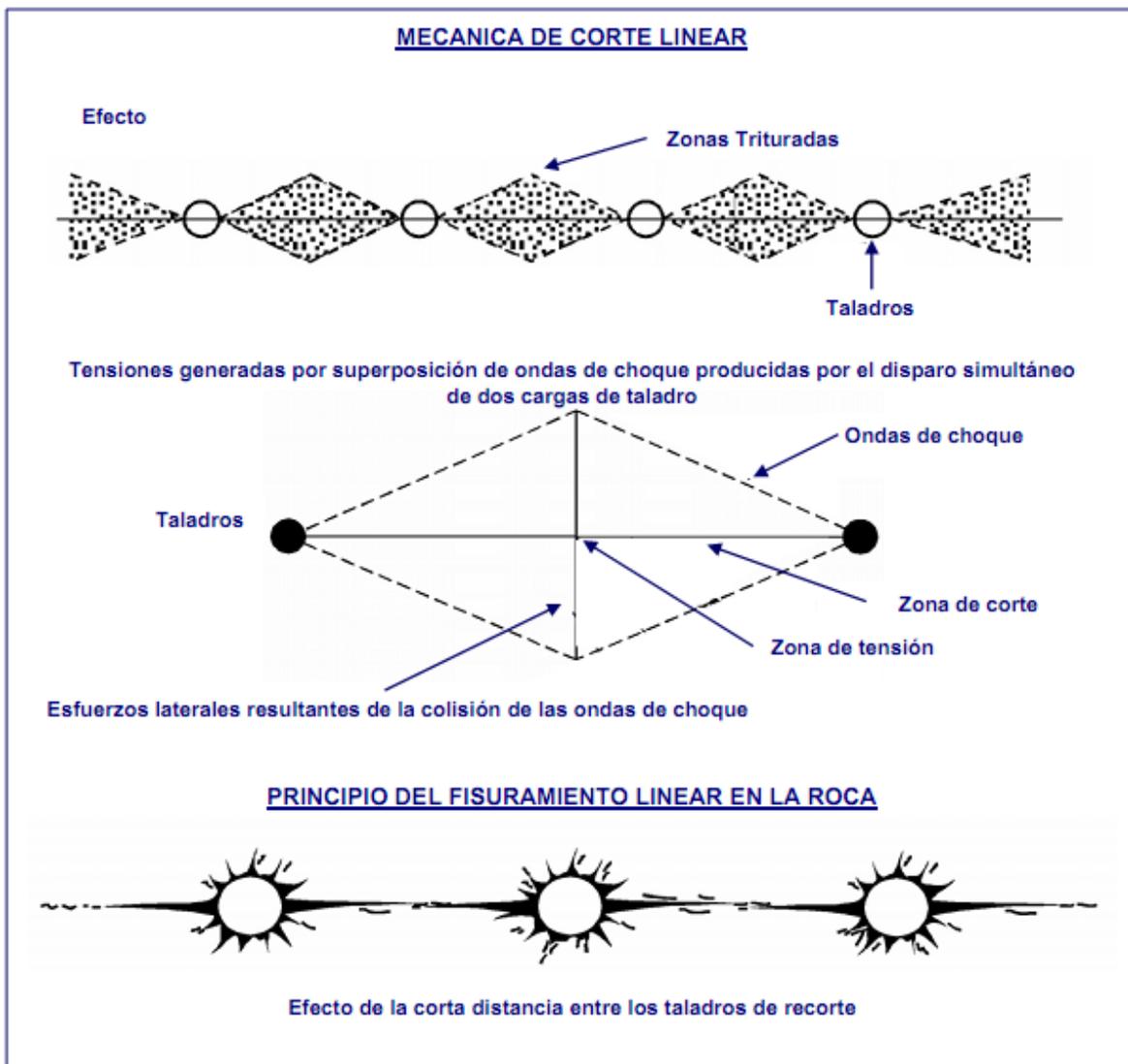
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

13. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Madrid, 2003.
14. Luir Regner Cosinga Valenzuela: Tesina “Voladura controlada en obras civiles subterráneos y superficiales”, 2009
15. Noa, M.R.: Indicaciones metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en Cuba Oriental. Tesis Doctoral. ISMMANJ.2003.
16. Otaño Noguel, J.: Fragmentación de rocas con explosivos. Editorial Félix Varela, La Habana, 1998.
17. Otaño Noguel, J.: Análisis del diseño de voladuras con cargas compactas en la cantera de áridos El Cacao.2006.
18. Pedro Alexandre, A. M.: Metodología para el diseño de las voladuras en las canteras de áridos. Tesis Doctoral. ISMMANJ,2006
19. Proaño Cadena, G.: Apuntes de curso para la asignatura de perforación y voladura, Escuela Superior Politécnica del Litoral.
20. Proyecto de Seguridad y Salud en el Trabajo, Túnel Levisa-Mayarí. Tramo II, 2012
21. ULAEX S.A. Unión Latinoamericana de Explosivos, S.A. Editorial SI-MAR S.A, Sevilla, 1999.

ANEXOS

ANEXO 1

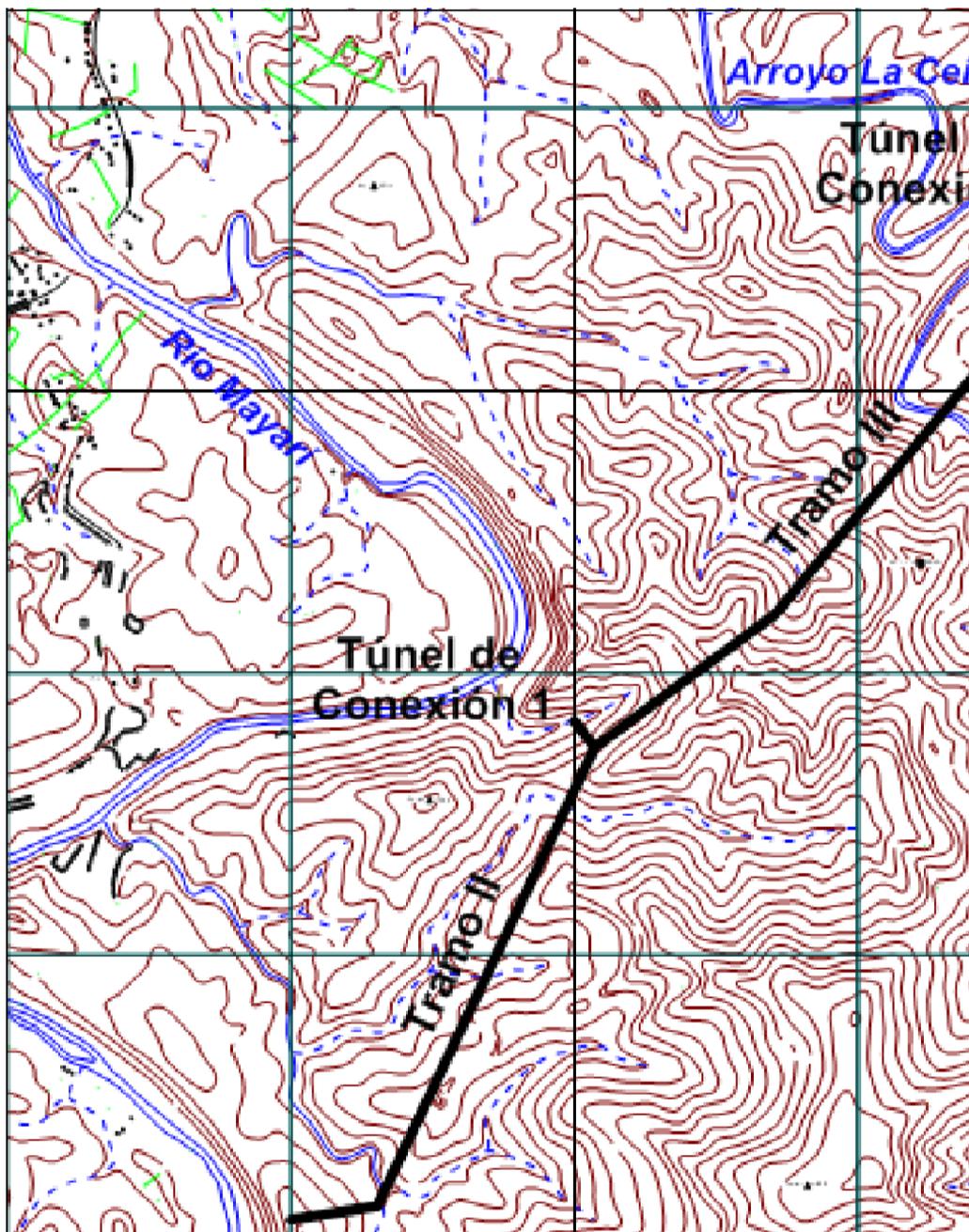
Figura 1 Mecánica de corte y principio de fisuramiento lineal.



Fuente: Manual práctico de voladura, EXSA

ANEXO 2

Figura 2 Ubicación de la obra.



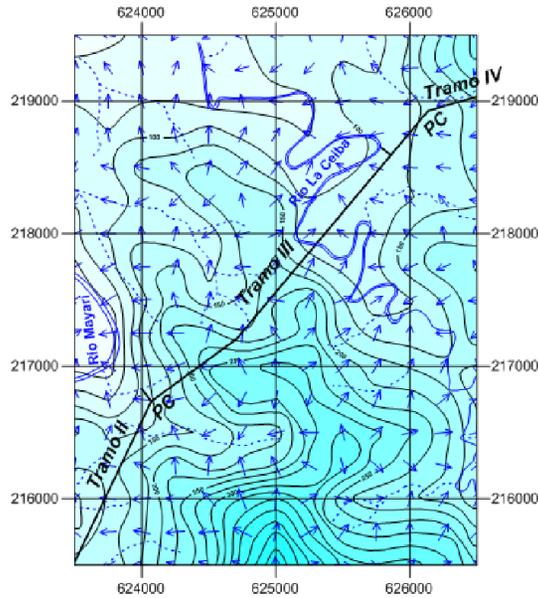
Fuente: Proyecto Técnico – Ejecutivo del Túnel Levisa – Mayarí.



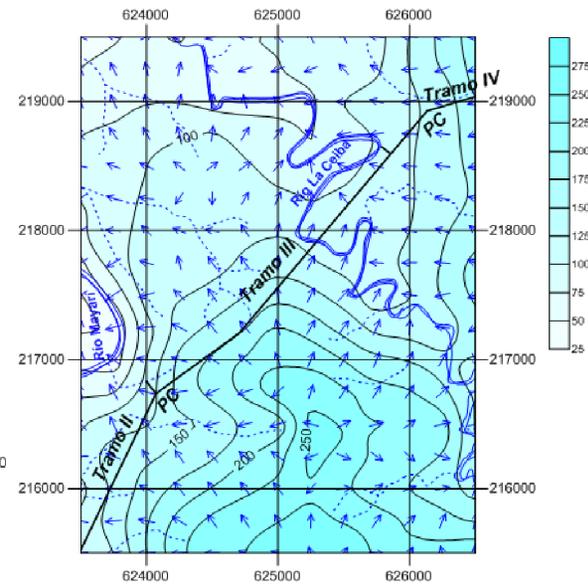
ANEXO 4

Figura 4 Mapa de hidroisohipsas pronóstico para época de lluvia a seca

MAPA PRONÓSTICO DE HIDROISOHIPSAS PARA ÉPOCA DE LLUVIA.



MAPA PRONÓSTICO DE HIDROISOHIPSAS PARA ÉPOCA DE SECA.



Escala gráfica
0 500 1000 1500
Escala 1:50 000

LEYENDA

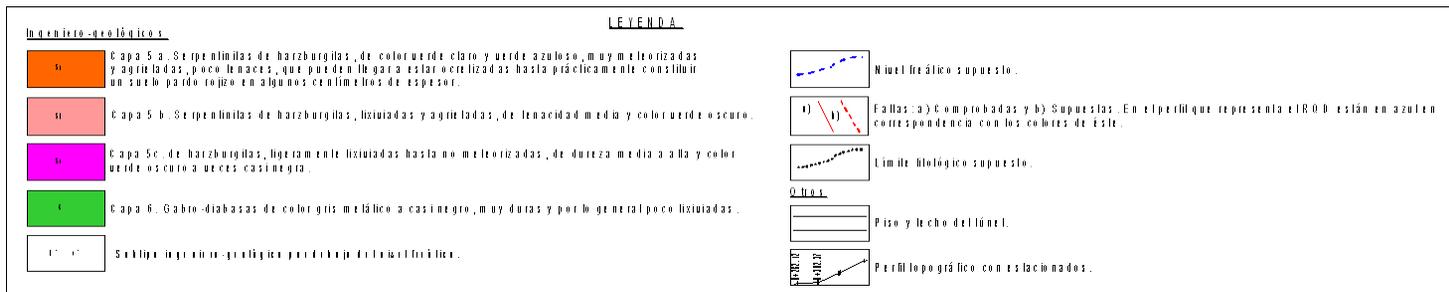
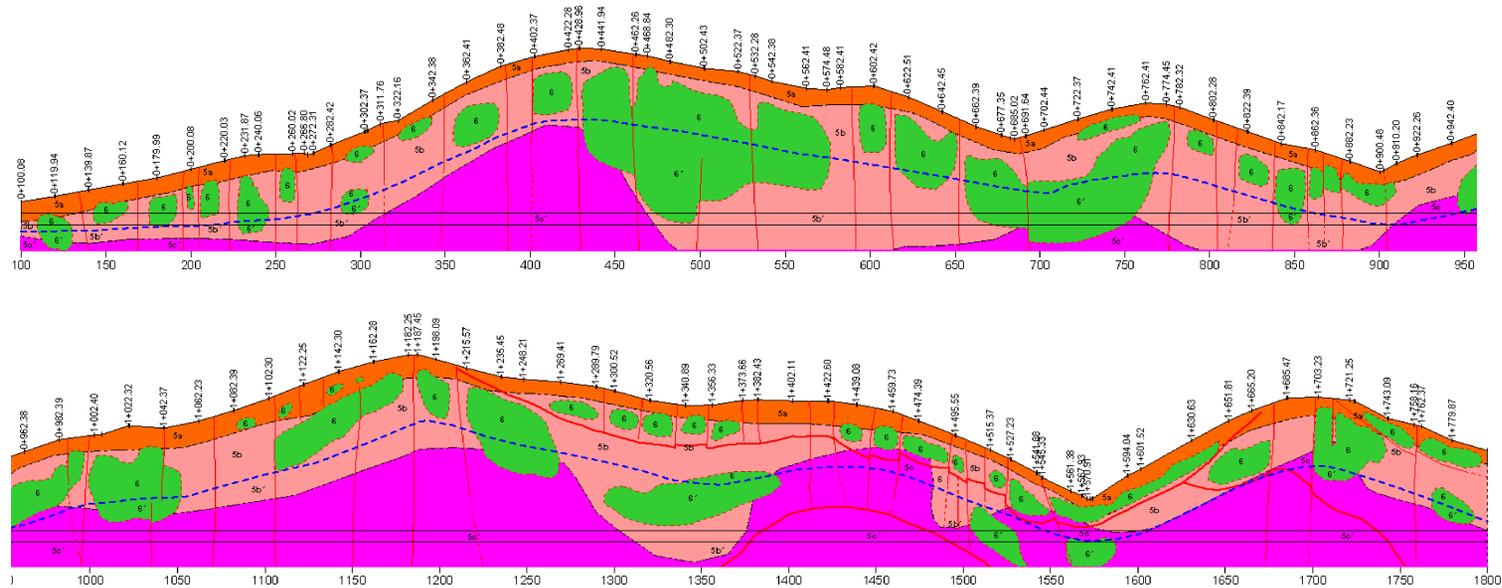
-  Hidroisohipsas cada 25 m.
-  Dirección del flujo de agua subterránea..
-  Nivel del agua en el perfil para época de lluvia (a) y seca (b).

Fuente: Proyecto Técnico – Ejecutivo del Túnel Levisa – Mayarí.



ANEXO 5

Figura 5 Perfil ingeniero-geológico Tramo II



Fuente: Proyecto Técnico – Ejecutivo del Túnel Levisa – Mayarí.

ANEXO 6

Figura 6 Preparación de las muestras



Figura 7 Aspecto de las muestras al culminar el ensayo de resistencia a compresión.



Figura 8 Aspecto de las muestras al culminar el ensayo de resistencia a tracción.



ANEXO 6 (Continuación)

Figura 9 Ubicación de las muestras en la prensa para el ensayo de resistencia a tracción.



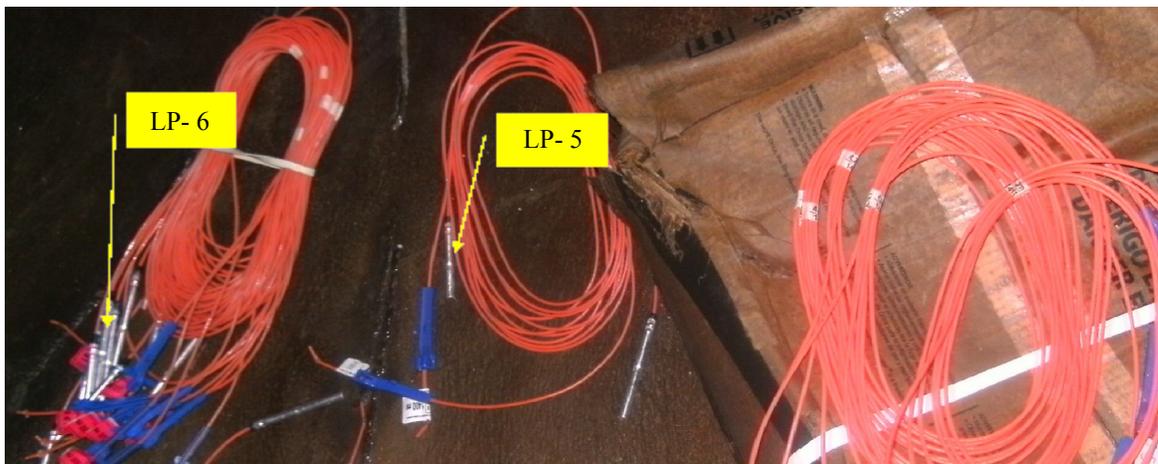
Figura 10 Ensayo de resistencia a compresión.



Figura 11 Estufa.

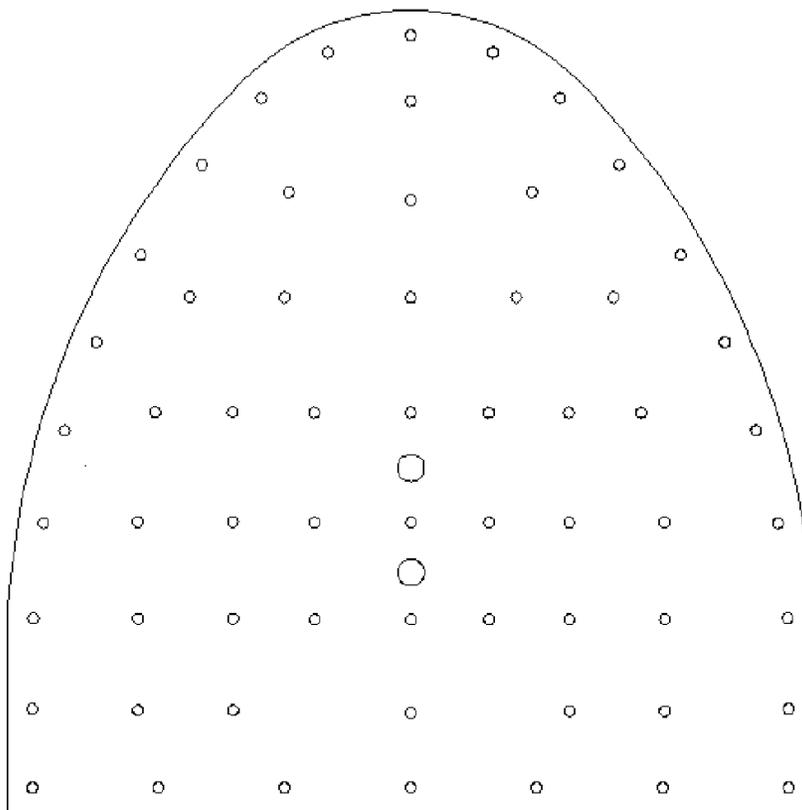


ANEXO 7

Figura 14 Cartuchos de Senatel™ Magnafrag™ (32 x 500 mm).**Figura 15** Cordón Detonante 5 g/m (a la izquierda) y Cordón Detonante de 42 g/m (a la derecha)**Figura 16** Detonadores No Eléctricos

ANEXO 8

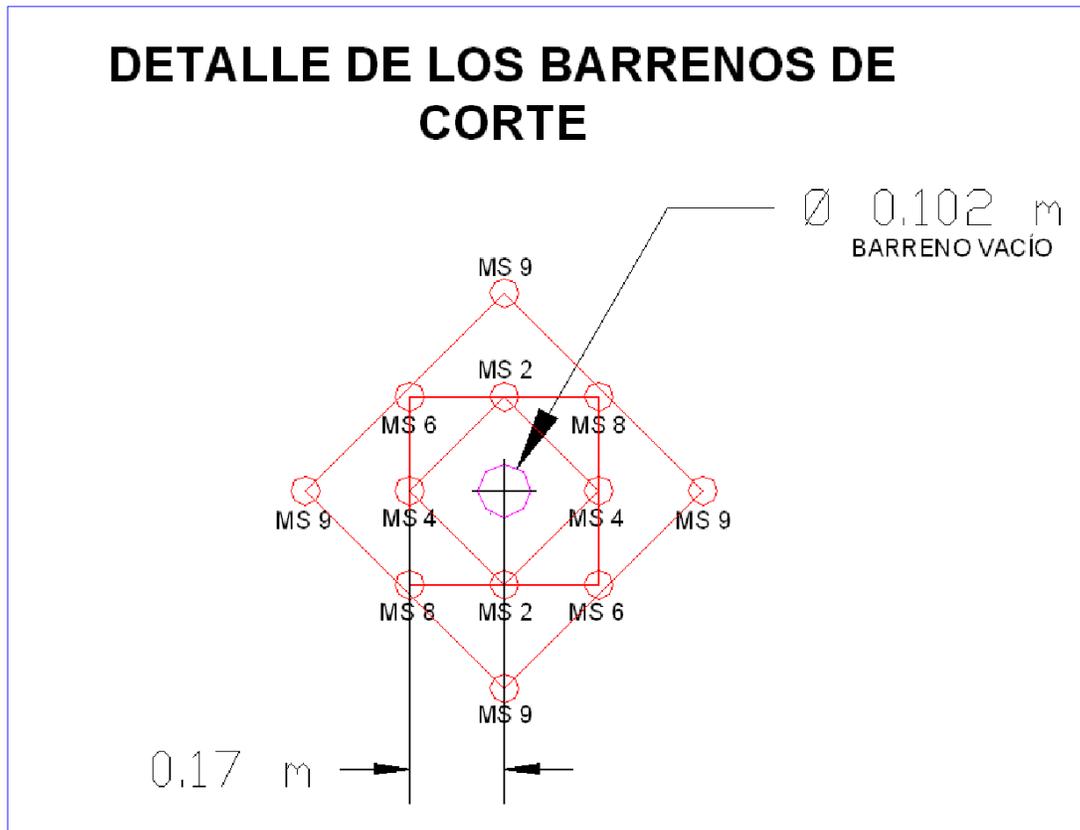
Figura 17 Pasaporte empleado actualmente en el Túnel Levisa-Mayarí (Tramo II)



Barrenos	No de barreno	Tipo de Detonador	Re-tardo	Cantidad de SE por barreno		Cantidad total de SE	
				Cartuchos	kg	Cartuchos	kg
Cuele	1,2	Vacíos	-	-	-	-	-
	5	MS	2	5	2.275	5	2.275
	4,5	MS	4	5	2.275	10	4.550
	6,7	MS	6	5	2.275	10	4.550
	8-11	MS	8	5	2.275	20	9.100
Ayudante de Cuele	12-15	MS	9	5	2.275	20	9.100
	16-19	LP	2	4	1.820	16	7.280
Ayudante de contorno	20-24	LP	3	4	1.820	20	9.100
	27-29, 31-33	LP	4	4	1.820	24	10.92
Contorno	34-40	LP	5	4	1.820	28	12.74
	42-60	LP	6	2	0.910	32	17.29
Repié	25	LP	3	5	2.275	5	2.275
	26, 30	LP	4	5	2.275	10	4.550
	41, 60	LP	6	5	2.275	10	4.550
	62, 63	LP	7	5	2.275	10	4.550
Total	63					226	102.83
Consumo específico (kg/m³)							1.23

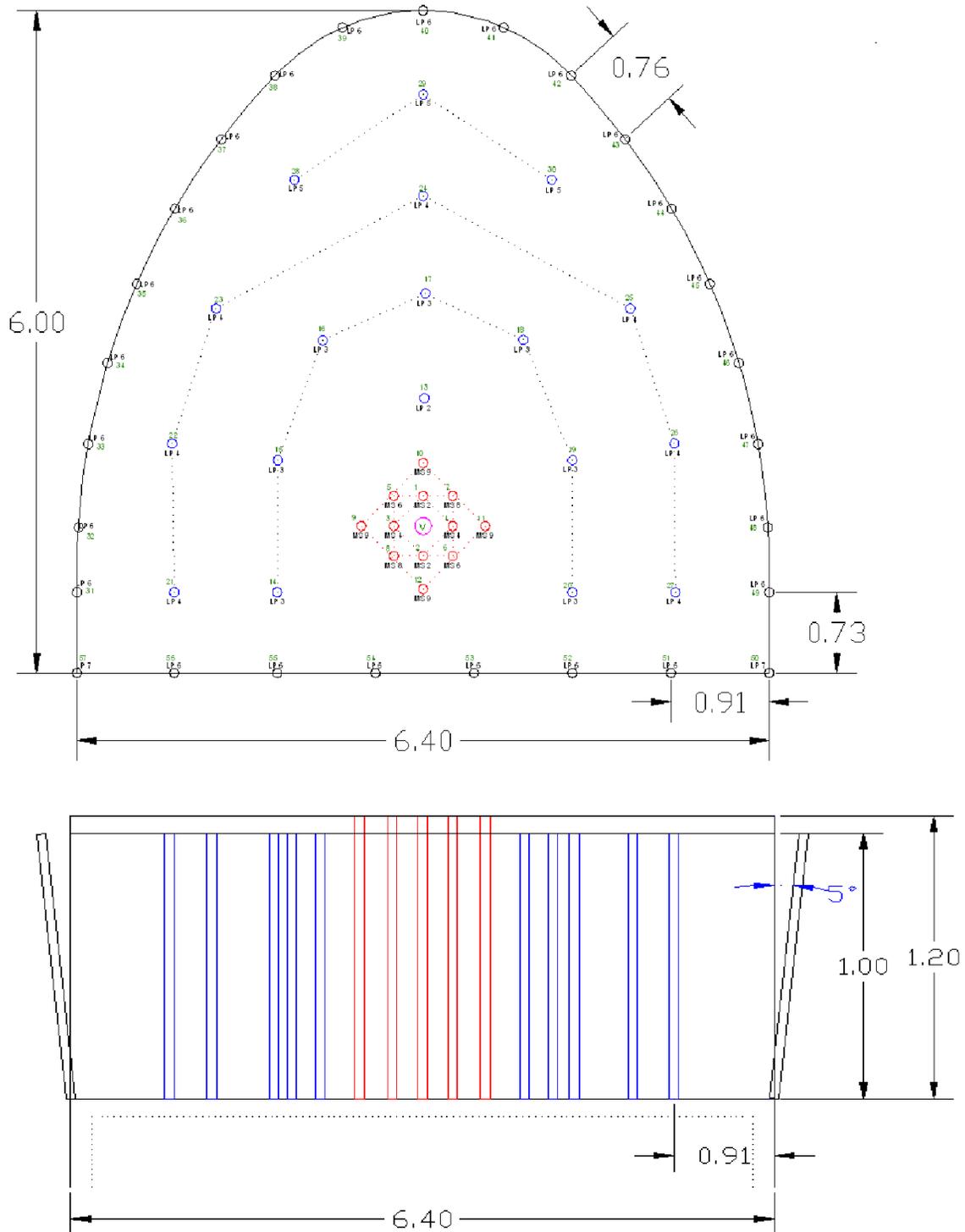
ANEXO 10

Figura 22 Propuesta del corte para los pasaportes de voladura de contorno.



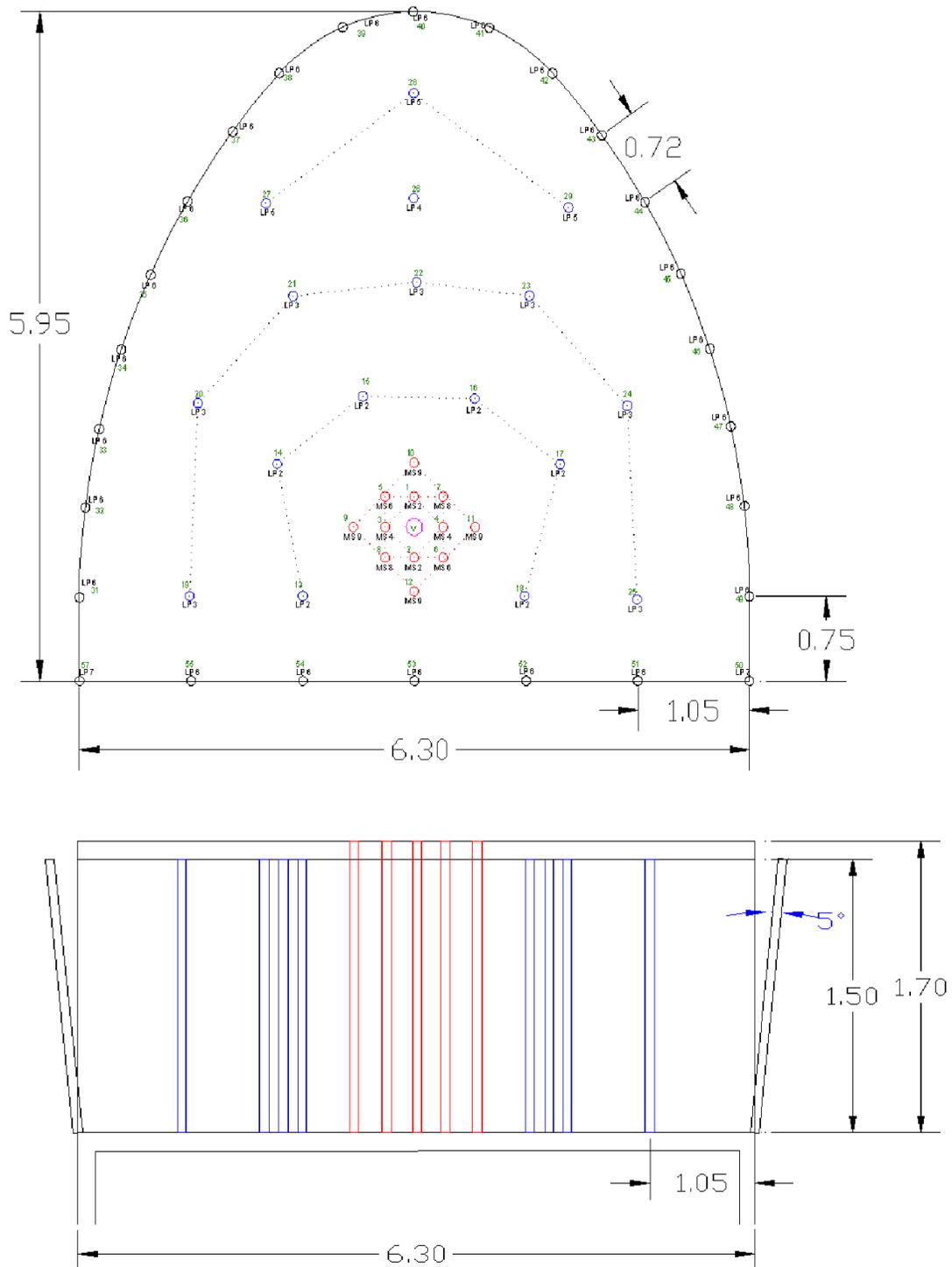
ANEXO 10 (Continuación)

Figura 23 Pasaporte para las Secciones Típicas 1 y 2



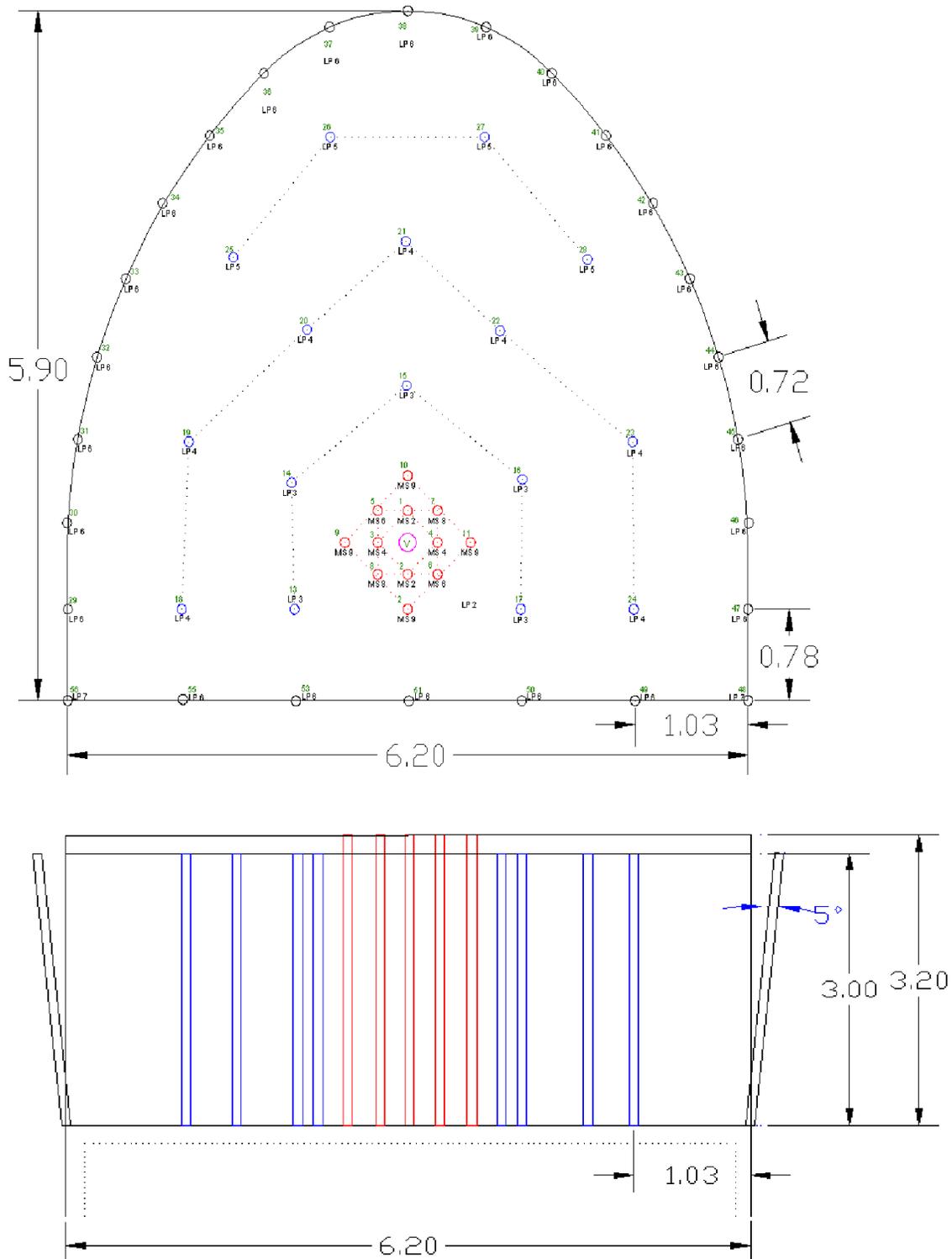
ANEXO 10 (Continuación)

Figura 24 Pasaporte para la Sección Típica 3



ANEXO 10 (Continuación)

Figura 25 Pasaporte para la Sección Típica 4



ANEXO 11

Figura 27 Resultado de la voladura de prueba (Contorno por el techo)

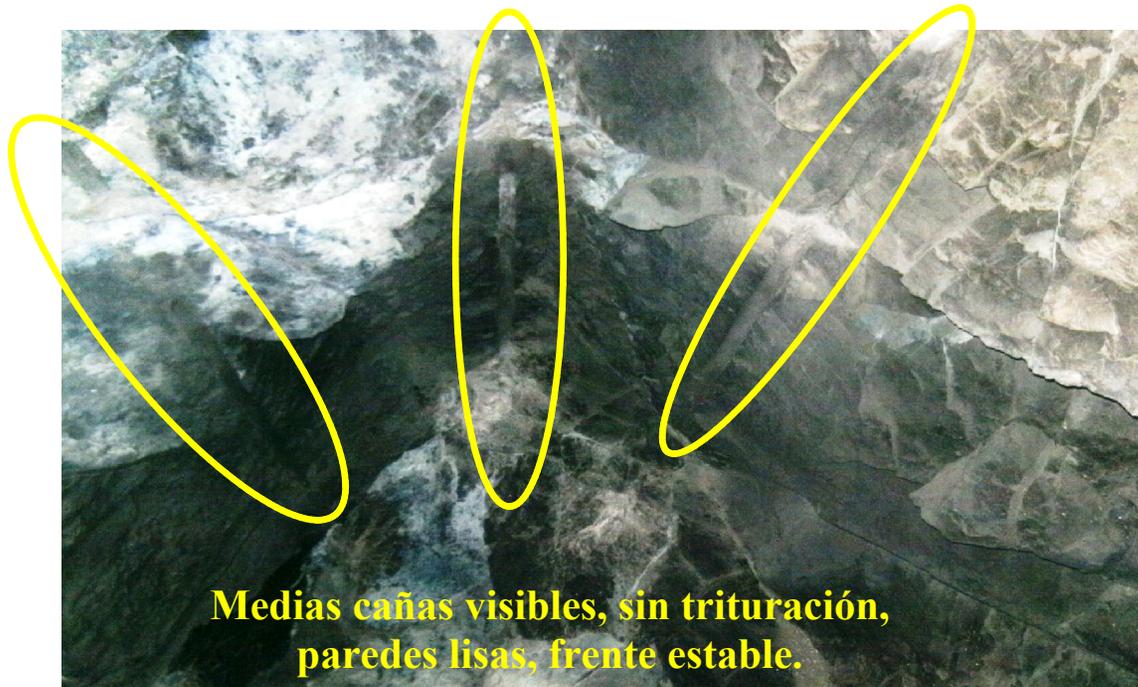


Figura 28 Resultado de la voladura de prueba (Contorno por los lados)

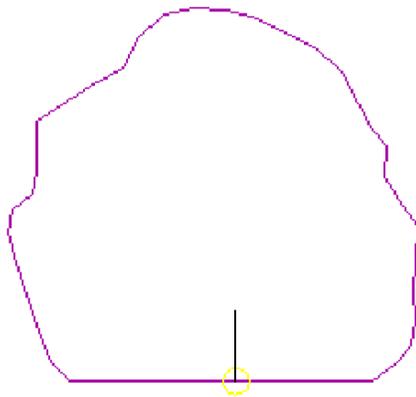


ANEXO 11 (Continuación)

Figura 29 Resultado de la voladura de prueba (Comparación con levantamiento topográfico)

**SECCIONES REALES CON PATRÓN INICIAL
SECCIÓN TIPO IV**

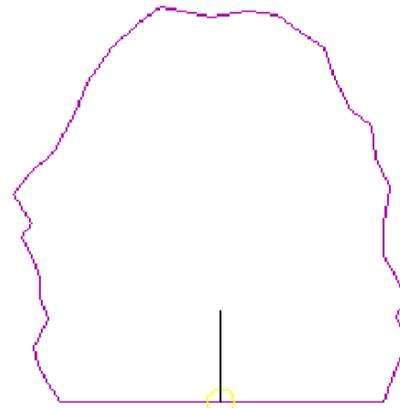
EST. 0+716.715



AREA: 40.05 M2

DIFERENCIA DE
AREA: 9.951 M2

EST. 0+717.915

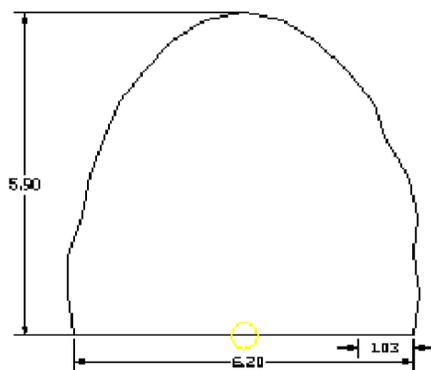


AREA: 40.881 M2

DIFERENCIA DE
AREA: 10.952 M2

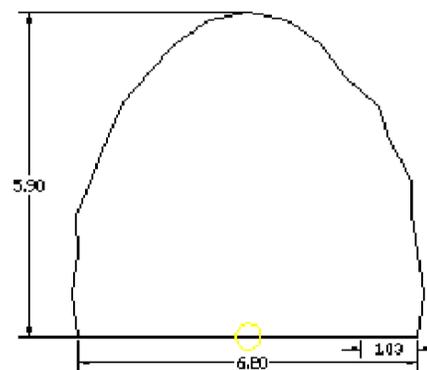
**SECCIONES REALES CON PATRÓN REAJUSTADO
SECCIÓN TIPO IV**

**SECCIÓN REAL
EST. 0+719.70**



AREA: 30.099 M2

**SECCIÓN REAL
EST. 0+720.9**



AREA: 29.929 M2