



Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa
"Dr. Antonio Núñez Jiménez"
Facultad Geología-Minas
Carrera Ingeniería de Minas

Trabajo de Diploma

En opción al Título de Ingeniero de Minas

Diseño de voladura de contorno para el laboreo del túnel Levisa-Mayarí (Tramo-III A)

Autor: Luis W Cabreja Rodríguez

Tutores: Dr. C. José Otaño Noguel

MSc. Yoandro Diéguez García.

Moa - Holguín, 2014
"Año 56 de la Revolución"





Dedicatoria

- *A mi abuela Lurdes Amoro Roja porque siempre ha sido mi mayor inspiración.*
- *A mi mamá Elia Rodríguez Amoro y a mi papá Luis Cabreja Leyva.*
- *A mi tía Níurca Gamboa Amoro que no pudo ver mi sueño hecho realidad.*
- *A mi hermanito Adrián Cabreja Rodríguez.*



Agradecimientos

- *A mis padres por su apoyo y confianza en mí durante toda la vida.*
- *A mis abuelos por el sacrificio que realizaron día a día para cumplir mi sueño.*
- *A mis amigos más cercanos por tantos momentos buenos y malos que hemos pasado juntos "Randy, Héctor, Amado, Carlos".*
- *A mis tutores el Dr.C. José Otaño Noguel , el MSc. Yoandro Diéguez García y al Ing. Berman Antonio Fajardo Grandá. por su dedicación en la realización de este trabajo*
- *A mi familia por su amor y comprensión durante toda una vida.*
- *A los profesores que contribuyeron a mi formación profesional.*
- *A las personas e instituciones que colaboraron en esta investigación.*

Muchas gracias a todos



Pensamiento

“Creo en el milagro de lo que puede hacer el trabajo, de lo que puede hacer la ciencia y de lo que pueden hacer los hombres.”

Fidel Castro Ruz.





Resumen

La presente investigación se realizó en el túnel Levisa-Mayarí (Tramo-III A) del Trasvase 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 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 1 donde se obtiene un ahorro de \$ 46 777.02 en los 578.19 metros de longitud que ocupa está en la excavación.



Summary

The present investigation is made in the Levisa - Mayarí tunnel (Section-III A) of the Tránsito 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 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 1 where a saving of \$ 46 777.02 in the 578.19 meters in length is obtained that occupies this in the excavation.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DE LA TEMÁTICA.....	4
1.1 ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA A NIVEL MUNDIAL Y EN CUBA	4
1.1.1 DESARROLLO HISTÓRICO	4
1.1.2 RESUMEN DEL CONTENIDO DEL CAPÍTULO 1	12
CAPÍTULO 2: CONDICIONES INGENIERO-GEOLÓGICO DEL MACIZO	14
2.1 INTRODUCCIÓN.....	14
2.2 CONDICIONES GEOLÓGICAS.....	15
2.2.1 UBICACIÓN	15
2.2.2 SISMICIDAD	16
2.2.3 TECTÓNICA.....	16
2.2.4 HIDROLOGÍA.....	16
2.2.5. LITOLOGÍA	17
2.2.6 AGRIETAMIENTO.....	19
2.2.7 PROPIEDADES FÍSICO – MECÁNICAS DE LAS ROCAS.....	20
CAPÍTULO.3: CÁLCULO Y DISEÑO DE LOS PASAPORTES DE VOLADURA DE CONTORNO	25
3.1 INTRODUCCIÓN	25
3.2 SUSTANCIA EXPLOSIVA (SE) Y MEDIOS DE EXPLOSIÓN.....	25
3.3 CÁLCULO DEL PASAPORTE DE VOLADURA DE CONTORNO	28
3.3.1 INTRODUCCIÓN	28
3.3.2 CÁLCULO DE LOS PARÁMETROS DE LA VOLADURA DE CONTORNO.	29
3.4 CÁLCULO DE LOS ÍNDICES TÉCNICOS DE LA VOLADURA	45



3.5 RESULTADOS DE LA APLICACIÓN DE LA VOLADURA DE CONTORNO.	48
3.5.1 CÁLCULO ECONÓMICO.....	49
CAPÍTULO 4: PROTECCIÓN E HIGIENE DEL TRABAJO Y EVALUACIÓN DE LOS IMPACTOS MEDIOAMBIENTALES DE LA OBRA.....	54
4.1 MEDIDAS DE SEGURIDAD DURANTE LAS VOLADURAS.....	54
4.1.1 INTRODUCCIÓN	54
4.1.2 MEDIDAS DE SEGURIDAD ANTES Y DURANTE LA PERFORACIÓN.	54
4.1.3 MEDIDAS DE SEGURIDAD PARA EL MANEJO DE EXPLOSIVOS	54
CONCLUSIONES.....	59
RECOMENDACIONES	60
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	61
ANEXOS	



INTRODUCCIÓN

Los procesos de inundaciones y sequías que padece Cuba cada año causan estragos a la economía y a la población, 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, al necesitar 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 es más abundante, y no se utiliza, hacia donde no hay y se necesita, es decir, trasvasarla.

El Comandante en Jefe y líder de la Revolución Cubana Fidel Castro Ruz alertó sobre la crisis que enfrentaría el mundo con la escasez de agua, a raíz de lo cual tuvo la grandiosa idea de construir una de las obras ingenieriles más ingeniosas y extraordinarias en Cuba, el Trasvase Este-Oeste, promoviendo con ello un considerable impulso a la construcción de obras subterráneas, faena iniciada en los años 90, siendo unas de las obras ingenieriles más importantes de Cuba en el siglo XX. Esta obra fue preciso interrumpirla en 1992 ante las carencias económicas para su construcción.

En el 2005 se revitalizaron las obras hidráulicas, 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.

La construcción de los túneles hidrotécnicos del trasvase Este – Oeste en el tramo Levisa- Mayarí tienen el propósito de funcionar como un sistema cerrado, semejando una tubería, por donde circulará un volumen de $30 \text{ m}^3/\text{s}$ de agua. Para lograr esto se diseñó la sección transversal de la excavación ovoidal y teniendo en cuenta las características de las rocas, el método de arranque que se propuso fue el de perforación y explosión. 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 explosionar las cargas, siendo importante para evitar inestabilidad, sobre-excavación y por tanto gasto excesivo de recursos, tanto a la hora de la voladura como de la fortificación del túnel, de ahí que el presente trabajo se planteé el siguiente:

Problema Científico

Necesidad de diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobre-excavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo-III A).

Objetivo general

Diseñar voladuras de contorno que permitan disminuir la sobre-excavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo-III A).

Objeto de estudio

La explosión de las cargas de sustancia explosiva y su acción en el macizo de rocas.

Campo de acción

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

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 sobre-excavación durante el laboreo del Túnel Levisa-Mayarí (Tramo-III A).

Objetivos específicos

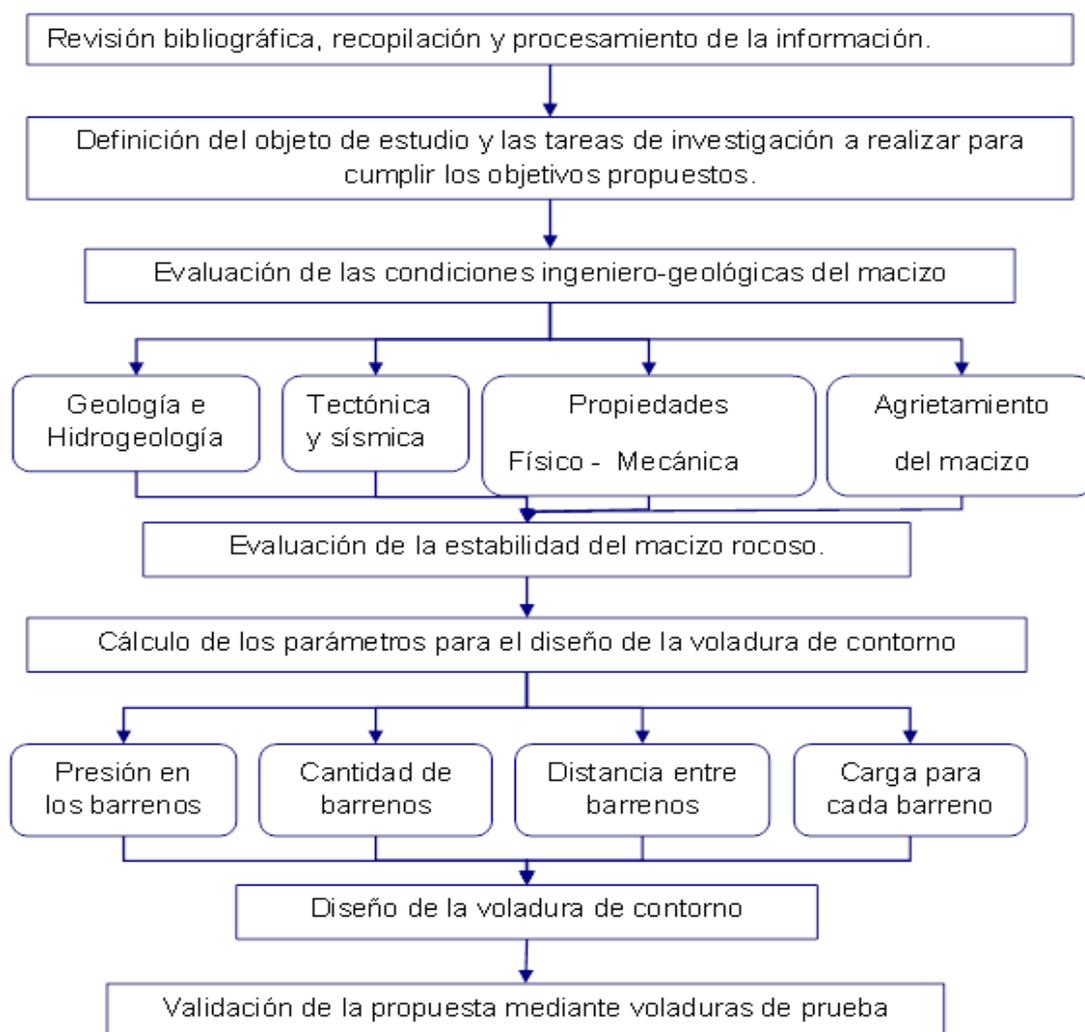
1. Determinar las propiedades físico – mecánicas de las rocas.
2. Determinar las características de las sustancias explosivas a emplear.
3. Calcular y diseñar los parámetros de la voladura de contorno.
4. Determinar el efecto técnico-económico de la voladura.
5. Validar la propuesta mediante voladuras experimentales.



Proceso de investigación científica

Para cumplimentar la investigación se establece el proceso de investigación científica (ver Tabla 1) 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.

Tabla 1. Flujoograma del proceso de investigación





CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DE LA TEMÁTICA

1.1 ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA A NIVEL MUNDIAL Y EN CUBA

En el laboreo de excavaciones subterráneas como rama de las ciencias mineras surge una de las tareas más importantes a resolver tanto a nivel nacional como internacional, la cual consiste en asegurar la racionalidad del arranque de las rocas y la estabilidad de las excavaciones subterráneas. Esto sólo es posible si se utilizan métodos de diseño y ejecución tanto de las voladuras como de laboreo de excavaciones subterráneas perfeccionados y científicamente fundamentados que permitan un uso más racional de los recursos utilizados.

1.1.1 DESARROLLO HISTÓRICO

La teoría de la voladura comienza en el siglo XVII como resultado de la generalización de las voladuras experimentales y las observaciones elaboradas por investigadores de la ciencia militar. De esta forma aparecen los primeros modelos matemáticos, expresiones de cálculo sencillas obtenidas netamente por vía experimental.

Son los ingenieros investigadores militares franceses, los primeros en establecer las ecuaciones de cálculo de las cargas de pólvora para el minado de los muros de las fortalezas en asedio, pero además la información acumulada permite a estos investigadores formular en su tiempo toda una teoría relacionada con la acción de la explosión sobre el medio.

En los túneles del Trasvase se ha venido empleando la voladura tradicional, es decir, el orden de la explosiones, 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 Noguel, 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 40 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 de 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 del 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 (SmoothBlasting)

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 (1998) 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 sobre-excavación 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 del hormigonado en las obras civiles.
- Necesidad de reforzar la estructura rocosa residual mediante costosos sistemas de sostenimiento: bulonado, mallado, gunitado y 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.

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 la 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 anexo 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 menos 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 sobre-excavación, 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 sobre-excavación.
- 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 sobre-excavación producida es generalmente menor.
- La distribución espacial de las fisuras tiene un gran peso en la sobre-excavación, 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)**

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 que debe sacar **(Proaño Cadena)**.

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 simplicidad, la voladura de Re-Corte (smothblasting) es la más utilizada, de ahí que en lo adelante se realizará el cálculo y diseño de este tipo de voladura en el túnel estudiado.

1.1.2 RESUMEN DEL CONTENIDO DEL CAPÍTULO 1

Los modelos analizados y propuestas por los diferentes autores se fundamentan en los siguientes principios:

- La proporcionalidad entre la energía de la explosión y el volumen de roca a fragmentar.
- La consideración de la resistencia a tracción y compresión del medio.



- La proporcionalidad entre las dimensiones de la zona de fragmentación y las dimensiones de la carga.
- La proporcionalidad entre el trabajo específico de rotura (considerando el grado de fragmentación) y la energía de las sustancias explosivas (SE).
- El tipo de voladura de contorno más utilizado en los túneles es la de recorte por su seguro efecto, simplicidad y economía.
- Las voladuras de contorno disminuyen la sobre-excavación y aumentan la seguridad de las obras subterráneas.



CAPÍTULO 2: CONDICIONES INGENIERO-GEOLÓGICO DEL MACIZO

2.1 INTRODUCCIÓN

Para que el arranque de las rocas se realice con efectividad, es necesario tener conocimientos de las condiciones Ingeniero –Geológicas del macizo en el cual se desarrollan los trabajos, es por ello la importancia de realizar antes de comenzar cualquier análisis relacionado con el proceso de voladuras, investigar acerca del medio natural en el que se encuentran las rocas.

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.
- Los rasgos estructurales, esto es la presencia de planos de estratificación, diaclasas principales y secundarias.

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 Traslase Este – Oeste exactamente en el túnel Levisa-Mayarí (Tramo - IIIA) Como se observa en el Anexo 2, se representa el mapa con la ubicación geográfica del túnel de estudio.



En este 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 es una obra subterránea que va desde la presa Levisa a la presa Mayarí se encuentra ubicado en el municipio Mayarí, provincia Holguín, la zona se encuentra entre las coordenadas Lambert $x_1=62\ 2000 - x_2=63\ 6000$ y $y_1=21\ 5000 - y_2=22\ 1000$ en las hojas cartográficas 1: 50 000 de Mayarí 5077- I para una superficie total de 84.0Km^2 . 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 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 - IIIA) del túnel Levisa – Mayarí, tiene una longitud total de 1703.19 m.

Se encuentra en una zona intrincada con difícil acceso formado por un relieve montañoso, con alturas que van desde cota 65–300.0m .En la tabla 2 se muestra las coordenadas del túnel en estudio.

Tabla 2. Coordenadas túnel Levisa –Mayarí (tramo-III A)

Punto	Norte	Este
Estacionado 1+ 797 = 0+117.31TCI = 0+000.00	624 072.0)	216 737.0
Estacionado 3+497.33 = 1+703.19T (fin tramo III A)	625 292.950	217 907.430



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. Debiéndose tomar medidas sismoresistente en toda la estructuras y obras en función de la importancia de la misma para el tramo - IIIA la aceleración horizontal máxima del terreno será de 0.1g. 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 fisúrales o de grietas, al cual pertenecen los relacionados con las formaciones rocosas,
- 3) Las aguas estrato-fisúrales de rocas areno-carbonatadas, calizas, margas y areniscas de edad paleogénica, relacionadas con las Formaciones Mucaral, Bitirí , Río Jagüeyes y Río la ceiba.

El manto freático se encuentra generalmente por encima del túnel y las aguas subterráneas como tendencia fluyen en dirección oeste hacia el río Mayarí. 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 4 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 muy intemperizadas, capa 5^a**

Son de color amarillo u ocre que pueden llegar a ser suelo. Tiene poco espesor que no llega por lo general a 1m, nunca afectara al túnel a no ser en la obra de fábrica en el rio la ceiba por lo que no se abordara en su descripción y propiedades ya que solo se presenta en los perfiles Ingeniero -Geológico

➤ **Serpentinitas esquistosas y Intemperizadas, capa 5b^l**

Estas rocas podemos encontrarla en zonas de fallas con circulación de agua en las grietas y planos de intemperismo se observa humedad. Las grietas aparecen juntas y muy juntas.

➤ **Serpentinitas agrietadas y brechosa, capa 5c^l**

Estas rocas podemos encontrarla en zonas de influencia de fallas con circulación de agua estacionales .la variedad de brechas se presentan en la parte más externa de la zona de influencia de fallas.

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

Es de color verdoso con bandas oscuras y claras con aspecto abigarrado. 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. La resistencia depende de la dirección de esquistosidad. 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.

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

Su color predominante es verde claro hasta oscuro casi negro. Se esperan en los primeros 600 a 650m y con posible plano y zona de fallas subhorizontales, lo que puede acarrear problemas de estabilidad en este sector. Se caracterizan por presentar bloques de tamaño medio entre 10-30 cm. Por su dureza se clasifican como rocas medias a blandas, pueden estar medianamente intemperizadas predominando en profundidad las poco meteorizadas, excepto en zonas de influencia de fallas con circulación de agua estacionales. La variedad de brechas se presentan en la parte más externa de la zona de influencia de fallas.

2.2.6 AGRIETAMIENTO

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 4 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 solo se presenta en el inicio del túnel, las aberturas están en el orden del milímetro o fracción de milímetro. En el anexo 5 se muestra el agrietamiento del tramo objeto de estudio.



2.2.7 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 el propio autor en el Laboratorio de Ensayo de Materiales de la Empresa Constructora de Obras Hidráulicas (ECOH) y en el ISMM ´DR Antonio Núñez Jiménez 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 el autor 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 el frente de trabajo, 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 4 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:

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

Donde:

M – peso de la muestra (g)

h – altura de la muestra (cm)

d – diámetro de la muestra (cm)

Tabla 3. Resultado de los ensayos para determinar la masa volumétrica

Levisa-Mayarí (Tramo IIIA)	Muestra 1	Muestra 2	Muestra 3	Muestra 4	Pro- medio
Peso (g)	310,1	310,6	308,9	310,5	310,06
Diámetro (cm)	5.00	5.00	5.00	5.00	5.00
Altura (cm)	5.94	5.94	5.90	5.90	5.92
Masa volumétrica (g/cm ³)	2.66	2.66	2.67	2.68	2.67

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.



La densidad se calculó por la expresión siguiente:

$$\rho_0 = \frac{G_1}{(G_1 + G_2 - G_3)} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \quad (2)$$

Donde:

G_1 – peso de la muestras (g)

G_2 – peso del picnómetro con agua (g)

G_3 – peso del picnómetro con la muestra después de completar con agua (g)

Tabla 4. Resultados de los ensayos para determinar la densidad de la roca

Muestras	G1 (g)	G2 (g)	G3 (g)	(G1+G2-G3) (g)	Densidad (g/cm ³)
Muestra 1	30	134.3	154.1	10.2	2.94
Muestra 2	30	134.3	153.7	10.6	2.83
Muestra 3	30	134.3	153.5	10.8	2.77
Valor Promedio					2.84

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 4 muestras y se promediaron los resultados

Se empleó una prensa hidráulica con límite de carga de 2000 kN (anexo6, figura7). Para el cálculo de la resistencia a compresión se aplicó una carga de 5-6 Kgf/cm² por segundo, al ser $h \neq d$, la magnitud de la resistencia a compresión se muestra en la (Tabla 5)



Tabla 5. Resultados de los ensayos de resistencia a compresión

Peso (g)	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Fuerza rotura (KN)	Resistencia (MPa)
310,1	5.00	5.94	162.5	85.78
310,6	5.00	5.94	108.5	57.27
308,9	5.00	5.90	103.4	54.51
310,5	5.00	5.90	117.9	62.15
Valor Promedio				64.94

RESISTENCIA A TRACCIÓN POR EL MÉTODO BRAZILIANO

Este método fue 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 (anexo 6, figura 9).

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, a estas se le dieron una longitud mayor que el diámetro, logrando que se cumpliera $l > d$.

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 5-6 Kg/cm² por segundo hasta su destrucción, eso se hizo con 4 muestras diferentes y se promediaron los resultados. La magnitud de la resistencia a tracción se muestra en la (Tabla 6)

Tabla 6. Resultados de los ensayos de resistencia a tracción

Peso muestra (g)	Diámetro muestra (cm)	Longitud muestra (cm)	Fuerza rotura (N)	Resistencia (Mpa)
309,1	5.00	5.89	26.50	3,37
310,6	5.00	5.94	29.50	3,76
310,9	5.00	5.90	23.40	2,99
310,5	5.00	5.90	19.00	2,44
Valor Promedio				3.16



Tabla 7. Resumen de los ensayos realizados

Ensayo	Valor
Masa volumétrica(g/cm ³)	2.67
Densidad (g/cm ³)	2.84
Resistencia a compresión (Mpa)	64.94
Resistencia a tracción (Mpa)	3.16



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 sobre-excavación 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 ULAEX (Anexo 7).

Como sustancia explosiva se dispone del SenatelTMMagnafracTM, (Ver Figura 14 del anexo 7) 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 Empresa Constructora de Obras Hidráulicas (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 1.15 g/cm³ y la velocidad de detonación típica es de 4400 m/s. También existe en la entidad el cordón detonante CordtexTM 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 8. Tiempos de retardo de los detonadores no eléctricos Exel™ LP

Número	Tiempo Nominal(ms)	Número	Tiempo Nominal(ms)
0	0	8	3000
1	200	9	3800
2	400	10	4600
3	600	11	5500
4	1000	12	6400
5	1400	13	7400
6	1800	14	8500
7	2400	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 9. Tiempos de retardo de los detonadores no eléctricos Exel™ MS

Número	Tiempo Nominal(ms)	Número	Tiempo Nominal(ms)
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 - IIIA, 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).

$$g = 1.6 \cdot e \cdot \sqrt{\frac{f}{S}} \quad (3)$$

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 sobre-excavación 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 generan los productos de la explosión de las cargas.

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 a cual estará destinada 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 10. Dimensiones de las secciones típicas de excavación en el Tramo - IIIA

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	6.31	0.84	31.76	23.84	1.00
Típica 2	6.30	6.26	0.84	30.94	21.38	1.50
Típica 3	6.20	6.21	0.84	30.82	21.37	3.00
Típica 4	6.16	5.99	0.84	29.93	20.03	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, entre otros aspectos.

La Empresa Constructora de Obras Hidráulicas (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 11. Sustancia explosiva

Características	Senatel™Magnafrag™	Cordón Detonante	
		Cordtex™	
Diámetro (mm)	32	5.2	8.2
Longitud de cartucho (mm)	500	-	-
Densidad (g/cm ³)	1.15	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)	4400	6500	

Se eligen detonadores eléctricos instantáneos, no eléctricos EXEL “MS” (periodo corto) con retardos de 100,150,200 y 250 ms y no eléctricos EXEL “LP” (periodo largo) con retardos de 600, 1000, 1400,1800 y 2400 ms.



Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva

$$e = \frac{P_x}{P} \quad (4)$$

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

$$q = q_o \cdot e \quad (5)$$

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:

Tabla 12. 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

Área que arrancan los barrenos interiores

$$S_i = S - S_{co} \quad (6)$$

Donde:

S_i – área de la sección transversal interior (m²)



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

S_{co} – área que arrancan los barrenos de contorno (m^2), ver expresión 33

Número de barrenos de la sección interior

Con la siguiente expresión se determina el número total de barrenos interiores, pues los de contorno se calcularán empleando otra metodología y a los que se les sumará los barrenos interiores, resultado que será el que definirá la cantidad total de barrenos para el pasaporte.

$$N_i = 12,7 \cdot \frac{q \cdot S_i}{\gamma \cdot (dc)^2 \cdot \rho} \quad (7)$$

Donde:

S_i – área de la sección transversal interior (m^2)

dc – diámetro de los cartuchos (cm)

ρ – densidad de la SE en los cartuchos (g/cm^3)

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

$$\text{Proporción: } m = 1 + a + b \quad (8)$$

$$\text{Número de barrenos de corte interior: } N_{ci} = \frac{N_i \cdot 1}{m} \quad (9)$$



$$\text{Número de barrenos de arranque interior: } N_{ai} = \frac{N_i \cdot a}{m} \quad (10)$$

$$\text{Número de barrenos de contorno interior: } N_{coi} = \frac{N_i \cdot b}{m} \quad (11)$$

Donde:

N_{ci} – número de barrenos de corte interior

N_{ai} – número de barrenos de arranque interior

N_{coi} – número de barrenos de contorno interior

m – relación de proporción

Como se explico 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 interior se barrenan 0,2 metros más profundos que los restantes barrenos .

Masa de carga de sustancia explosiva para cada ciclo

$$Q = q \cdot S_i \cdot P \quad (12)$$

Donde:

S_i – área de la sección transversal interior (m²)

P – profundidad de los barrenos (m)

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



Masa media de la carga en un barreno

$$q_m = \frac{Q}{N_i} \quad (13)$$

Donde:

N_i – número de barrenos interiores

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

Masa de las cargas en los barrenos de cada grupo

➤ Barrenos de corte: $q_c = (1,1 - 1,2) \cdot q_m$ (14)

➤ Barrenos de arranque: $q_a = q_m$ (15)

➤ Barrenos de contorno: $q_{co} = (0,85 - 0,95) \cdot q_m$ (16)

Donde:

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

Número de cartuchos

➤ Corte: $n_c = \frac{q_c}{q'}$ (17)

➤ Arranque: $n_a = \frac{q_a}{q'}$ (18)

➤ Contorno: $n_{co} = \frac{q_{co}}{q'}$ (19)

Masa real de carga para cada grupo de barrenos

➤ Barrenos de corte: $q_c = n_c \cdot q'$ (20)

➤ Barrenos de arranque: $q_a = n_a \cdot q'$ (21)

➤ Barrenos de contorno: $q_{co} = n_{co} \cdot q'$ (22)



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_{co} – Masa media de la carga en los barrenos de contorno (kg)

q' – Masa de un cartucho (kg)

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

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

n_{co} – número de cartuchos para los barrenos de contorno (U)

Coefficiente real de carga de los barrenos de cada grupo

➤ Barrenos de corte: $\gamma_c = \frac{n_c}{l_c} \cdot L$ (23)

➤ Barrenos de arranque: $\gamma_a = \frac{n_a}{l_a} \cdot L$ (24)

➤ Barrenos de contorno: $\gamma_{co} = \frac{n_{co}}{l_{co}} \cdot L$ (25)

Donde:

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

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

n_{co} – número de cartuchos para los barrenos de contorno (U)

l_c – longitud de los barrenos de corte (m)

l_a – longitud de los barrenos de arranque (m)

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

L – longitud del cartucho de SE (m)



Puntualización del gasto real de sustancia explosiva

$$Q_r = q_c \cdot N_{ci} + q_a \cdot N_{ai} + q_{co} \cdot N_{coi} \quad (26)$$

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_{co} – Masa media de la carga en los barrenos de contorno (kg)

N_{ci} – número de barrenos de corte interior (U)

N_{ai} – número de barrenos de arranque interior (U)

N_{coi} – número de barrenos de contorno interior (U)

Distancia entre barrenos de la sección interior

Distancia media entre barrenos interiores

$$q_m = \frac{P_i}{N_b} \quad (27)$$

Donde

P_i - *perímetro de la sección interior (m²)*

N_b - *número de barreno de contorno de la sección interior (U)*

Número de barrenos de contorno interior por el piso

$$N_{coip} = \frac{B - 2(0.08) - 2w}{dm} + 1 \quad (28)$$

Donde

B - Línea de menor resistencia (m)



Distancia de los barrenos de contorno interior por el piso

$$D_{coip} = \frac{B - 2(0.08) - 2w}{N_{coip} - 1} \quad (29)$$

Número de barrenos de contorno interior por el techo

$$N_{coit} = N_{coi} - N_{coip} \quad (30)$$

Distancia de los barrenos de contorno interior por el techo

$$D_{coit} = \frac{Pt}{N_{coit} + 1} \quad (31)$$

Tabla 13. Valores calculados para los barrenos interiores

Parámetros		Sección Transversal Tramo -IIIA			
		T-1	T-2	T-3	T-4
1	Coeficiente de la capacidad de trabajo de la SE	1.00	1.00	1.00	1.00
2	Dimensiones de la excavación				
	Área total de la excavación (m ²)	31.76	30.94	30.82	29.93
	Perímetro de la excavación (m)	23.84	21.38	21.37	20.03
	Ancho de la excavación (m)	6.40	6.30	6.20	6.16
	Altura de la excavación (m)	6.31	6.26	6.21	5.99
3	Avance posible (m)	1.00	1.50	3.00	3.00
4	Coeficiente de llenado de los barrenos	0,6	0,6	0,6	0,6
5	Número de barrenos interiores	29	30	27	29
6	Corte recto de tres secciones				
	Diámetro del barreno vacío (m)	0.102	0.102	0.102	0.102
	Distancia entre barrenos de corte (m)	0.16	0.16	0.16	0.16
	Distancia entre barrenos de arranque (m)	1.47	1.33	1.39	1.37
	Distancia entre barrenos de contorno por el piso (m)	1.26	1.23	1.21	1.20
	Distancia entre barrenos de contorno por el techo(m)	1.70	1.45	2.33	1.49
	Número de barrenos de corte interior (U)	12	12	12	12
	Número de barrenos de arranque interior (U)	6	6	6	6
	Número de barrenos de contorno interior (U)	11	12	9	11
	Número de barrenos de contorno por el piso (U)	5	5	5	5
Número de barrenos de contorno por el techo(U)	6	7	4	6	
7	Profundidad de los barrenos				
	Barrenos de corte (m)	1.38	1.96	3.20	3,20
	Barrenos de arranque (m)	1.18	1.76	3.00	3.00
	Barrenos de contorno (m)	1.18	1.76	3.00	3,00



8	Longitud de los barrenos				
	Barrenos de corte (m)	1.38	1.96	3.20	3,20
	Barrenos de arranque (m)	1.18	1.76	3.00	3.00
	Barrenos de contorno (m)	1.18	1.76	3.00	3,00
9	Gasto específico de SE (kg/m ³)	0.9	0.9	0.9	0.9
10	Carga para cada ciclo (kg)	19.23	29.72	45.82	48.55
11	Carga media en un barreno (kg)	0.66	0.99	1.58	1.67
12	Carga media en el corte (kg)	0.79	1.18	1.89	2.00
	Carga media en el arranque (kg)	0.66	0.99	1.58	1.67
	Carga media en el contorno (kg)	0.63	0.94	1.50	1.59
13	Cartuchos para el corte (U)	2	2½	5	4 ½
	Cartuchos para el arranque (U)	1½	2	3 ½	4
	Cartuchos para el contorno (U)	1 ½	2	3 ½	3 ½
14	Carga real para el corte (kg)	0.91	1.13	2.28	2.04
	Carga real para el arranque (kg)	0.68	0.91	1.59	1.82
	Carga real para el contorno (kg)	0.68	0.91	1.59	1.59
15	Coeficiente real de carga para el corte	0.72	0.64	0.78	0.70
	Coeficiente real de carga para el arranque	0.64	0.57	0.58	0.66
	Coeficiente real de carga para el contorno	0.64	0.57	0,58	0.58
16	Puntualización del gasto real de SE (kg)	22.48	29.34	50.01	52.89
17	Puntualización del gasto real de SE (cartucho)	50	65	112	116

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

$$a < 2W \quad (32)$$



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 14. Coeficiente de cohesión relativa

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

Área que arrancan los barrenos de contorno

$$S_{co} = W(P - \mu W) \quad (33)$$

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 15. 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

Distancia entre barrenos de contorno

$$a = 0.95\sqrt{W} \quad (34)$$



Cantidad de barrenos de contorno

$$N_{co} = \frac{P}{a} \quad (35)$$

Distribución de los barrenos de contorno

Número de barrenos por el piso:

$$N_{cop} = \frac{B - 2(0.08)}{a} + 1 \quad (36)$$

Distancia entre barreno

$$d_{cop} = \frac{B - 2(0.08)}{N_{cop} - 1} \quad (37)$$

Número de barrenos por el techo

$$N_{cot} = N_{co} - N_{cop} \quad (38)$$

Distancia entre barreno

$$d_{cot} = \frac{P_{techo}}{N_{cot} + 1} \quad (39)$$

Donde:

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

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

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



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

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

Cálculo de la carga de cordón detonante

Para el cálculo de la carga de cordón detonante a utilizar en cada barreno se utilizó el criterio de la presión en el frente de las ondas de choque, a partir de la condición que se muestra en la expresión 40. Esto quiere decir que siempre y cuando la presión de los productos de la detonación no superen el límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas es posible emplear esa sustancia explosiva.

Condición para utilizar la carga de SE en el barreno de contorno:

$$[\sigma_c^d] \geq P \quad (40)$$

Donde

$[\sigma_c^d]$ - Resistencia a compresión dinámica de las rocas (MPa)

P - Presión de los productos de la explosión considerando el desacople de las cargas (MPa)

$$[\sigma_c^d] = k_{dc} [\sigma_c^e] \quad (41)$$

Donde:

k_{dc} : Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a compresión.

$$k_{dc} = 16.38 - 0.9 \times 10^{-11} \rho_0 V_L^2 \quad (42)$$

Donde

V_L – velocidad de las ondas longitudinales; (m/s)

ρ_0 – densidad de las rocas; (Kg/m³)

σ_c^e – resistencia a compresión estática de las rocas (MPa)



Para cargas desacopladas con espacio anular de aire:

$$p = p_{\max} \left(\frac{d_{se}}{d_b} \right)^2 \quad (\text{Pa}) \quad (43)$$

Donde:

p_{\max} : Presión inicial de los productos de la explosión

d_{se} : diámetro que ocupa la carga de SE en el barreno(m)

d_b : diámetro del barreno(m)

$$p_{\max} = \frac{\rho_{se} (v_d)^2}{k + 1} \quad (44)$$

Donde:

ρ_{se} – Densidad de la sustancia explosiva (Kg/m^3)

V_d – Velocidad de detonación de la SE (m/s)

K – Índice de la adiabática de los productos de la explosión.

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 (Senatel Magnafrac) 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 a compresión dinámica de la roca debe ser mayor que la presión de los productos de la explosión y que esta se calculó como se muestra en la tabla 16, se selecciona el tipo de cordón detonante.

Tabla 16. Comparación entre la presión refractada por el explosivo y la resistencia a compresión dinámica de las rocas.

Sustancia Explosiva	Presión (MPa)	Resistencia a compresión dinámica de la roca (MPa)	Observaciones
Cordón 10 g/m	201.07	1073,62	La presión de la SE no supera la resistencia a compresión dinámica de las rocas por lo que ocurre el corte del macizo sin fragmentar la roca remanente.
Cordón 42 g/m	487.87		
Senatel 32 mm	2615.11		La presión de la SE supera la resistencia a compresión dinámica de las rocas por lo que ocurre la trituración del macizo por detrás del contorno.

Esquema de unión de los barrenos

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.



Tabla 17. Valores calculados para los barrenos de contorno

Parámetros		Sección Transversal Tramo -IIIA			
		T-1	T-2	T-3	T-4
1	Línea de menor resistencia (m)	0.6	0.6	0.6	0.6
2	Dimensiones de la excavación				
	Área total de la sección transversal de la excavación (m ²)	31.76	30.94	30.82	29.93
	Perímetro total (m)	23.84	21.38	21.37	20.03
	Perímetro de la parte recta (m)	8.08	7.88	7.88	6.00
	Perímetro del techo (m)	15.76	13.4	13.49	14.03
	Ancho de la excavación(m)	6.40	6.30	6.20	6.16
	Altura parte recta (m)	0.84	0.84	0.84	0.84
	Altura total (m)	6.31	6.26	6.21	5.99
Área que arrancan los barrenos de contorno (m ²)	13.65	12.18	13,85	17.98	
3	Número total de barrenos de contorno (U)	32	28	29	27
	Distancia media entre barrenos de contorno (m)	0.74	0.74	0.74	0.74
	Longitud de los barrenos de contorno (m)	1.18	1.76	3.00	3.00
	Barrenos de contorno por el piso (U)	7	7	7	9
	Distancia entre barrenos de contorno por el piso (m)	1.04	1.02	0.99	0.75
	Barrenos de contorno por el techo (U)	25	21	22	18
4	Distancia entre barrenos de contorno por el techo (m)	0.53	0.63	0.63	0,74
	Fortaleza de la roca	3	3	3	3
5	Límite de la resistencia a compresión dinámica (MP _a)	1063.72	1063.72	1063.72	1063.72
	Coefficiente de dinamicidad	16.06	16.06	16.06	16.06
	Velocidad de las ondas longitudinales(m/s)	3473	3473	3473	3473
	Densidad de la roca (Kg/m ³)	2840	2840	2840	2840
	Resistencia a compresión estática de la roca (MP _a)	64.94	64.94	64.94	64.94

Como se observa en la Tabla 17 la cantidad de cartuchos aumenta en dependencia de la longitud de los barrenos, no obstante la práctica ha demostrado que aplicando los cartuchos de 445 g en cada barreno de contorno y el cordón correspondiente, estandarizando esta cantidad para las longitudes que varíen de 1 a 3 metros.

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



Tabla 18. Presión refractada producto de la explosión 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	1,15
Diámetro (cm)	0,52	0,82	3,2
Peso (g/cm)	0,10	0,42	-
Índice de la adiabática	3.34	3.34	3.12
Diámetro del barreno (cm)	4,6	4,6	4,6
Presión inicial de los productos de la explosión (MPa)	15734.48	15734.48	5403.88
Presión de los productos de la explosión considerando el desacople de las cargas (MPa)	201.07	487.87	2615.11

3.4 CÁLCULO DE LOS ÍNDICES TÉCNICOS DE LA VOLADURA

- Avance por ciclo

$$l = P \cdot \delta \quad (45)$$

Donde:

P – profundidad de los barrenos (m)

δ – coeficiente de aprovechamiento del barreno (0.9)

- Volumen de roca a arrancar en el macizo

$$V_r = S \cdot l \quad (46)$$

Donde:

l – avance por ciclo (m)

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

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance:

$$G_l = \frac{Q_r}{l} \quad (47)$$

Donde:

l – avance por ciclo (m)



Q_r – gasto real de sustancia explosiva (kg)

➤ Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico:

$$G_v = \frac{Q_r}{V_r} \quad (48)$$

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

$$N_{dl} = \frac{N}{l} \quad (49)$$

Donde:

N – número de barrenos (U)

l – avance por ciclo (m)

➤ Gasto de detonadores por metro cúbico de roca:

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r} \quad (50)$$

Donde:

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

N – número de barrenos (U)

➤ Cantidad total de metros de perforación

$$Lp = l_{ci} \cdot N_{ci} + l_{ai} \cdot N_{ai} + l_{coi} \cdot N_{coi} + l_{co} \cdot N_{co} \quad (51)$$

Donde:

N_{ci} – número de barrenos de corte interior (U)



N_{ai} – número de barrenos de arranque interior (U)

N_{coi} – número de barrenos de contorno interior (U)

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

l_{ci} – longitud de barrenos de corte interior (m)

l_{ai} – longitud de barrenos de arranque interior (m)

l_{coi} – longitud de barrenos de contorno interior (m)

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

➤ Metros de perforación por metro de avance

$$L'_p = \frac{L_p}{l} \quad (52)$$

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.

$$L''_p = \frac{L_p}{V_r} \quad (53)$$

Donde:

L_p – metros de perforación por metro de avance (m)

V_r – volumen de roca natural a arrancar (m³)



Tabla 19. Índices técnicos de la voladura para cada sección típica.

Índices técnico		Sección Transversal Tramo- IIIA			
		T-1	T-2	T-3	T-4
1	Avance por ciclo (m)	1.06	1.58	2.7	2.7
2	Volumen de roca a arrancar (m ³)	33.67	48.89	88.76	79.25
3	Volumen de roca a acarrear (m ³)	50.51	73.34	133.14	118.86
4	Perforación total (m)	74.38	106.24	170.4	170.4
5	Metros de perforación por metro de avance	70.17	67.24	63.11	63.11
6	Metros de perforación por m ³ de roca	2.21	2.17	1.91	2.15
7	Gasto de SE por metro de avance	21.20	18.57	18.52	19.20
8	Gasto de SE por metro cúbico	0.66	0.60	0.56	0.65
9	Detonadores por metro de avance	57	37	19	21
10	Detonadores por metro cúbico	2	1	1	1

3.5 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 sobre-excavación o casi nula, no se excede la granulometría del material producto de la explosión, todo esto garantiza que la excavación 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.



3.5.1 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 \$ 8 873,03 (con cordón detonante de 42 g/m) y \$24 262,18 (con cordón detonante de 10 g/m) como se muestra a continuación.

Tabla 20. Costo por concepto de perforación y voladura con el pasaporte actual.

Descripción	U/M	Cantidad por ciclo	Cantidad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	50,51	29204,43	\$25,36	\$740.624,28
Cordón detonante 42 g/m	m	27	15611,16	\$1,22	\$19.045,61
Cordón detonante 5 g/m	m	32	18502,11	\$0,19	\$3.515,40
Detonador no eléctrico LP-2	U	4	2312,76	\$1,54	\$3.561,66
Detonador no eléctrico LP-3	U	8	4625,53	\$1,54	\$7.123,31
Detonador eléctrico MS- 4	U	2	1156,38	\$1,42	\$1.642,06
Detonador no eléctrico LP-5	U	11	6360,10	\$1,54	\$9.794,56
Detonador no eléctrico MS- 6	U	2	1156,38	\$1,50	\$1.734,57
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonador eléctrico MS- 8	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonante no eléctrico LP-4	U	11	6360,10	\$1,54	\$9.794,56
Detonador no eléctrico LP-6	U	23	13298,39	\$1,80	\$23.937,11
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	1156,38	\$1,80	\$2.081,49
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,02248	13,00	\$1.705,00	\$22.161,14
Detonador Eléctrico	U	2	1156,38	\$0,24	\$277,53
Excavación manual en roca	m ³	0,2	115,64	\$36,90	\$4.267,05
Acarreo con Toro 400	m ³	50,51	29204,43	\$20,64	\$602.779,38
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmpfer	c ³	0,5051	292,04	\$362,22	\$105.784,28
Total Etapa o Especialidad:					\$1.565.062,27
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					\$1.687.325,26
Total General:					\$3.252.387,53



Tabla 21. Costo por concepto de perforación y voladura con la propuesta con cordón detonante de 42 g/m.

Descripción	U/M	Cantidad por cada ciclo	Cantidad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	50,51	29204,43	\$25,36	\$740.624,28
Cordón detonante 42 g/m	m	26	15032,97	\$1,22	\$18.340,22
Cordón detonante 5 g/m	m	30	17345,73	\$0,19	\$3.295,69
Detonador no eléctrico LP-3	U	4	2312,76	\$1,54	\$3.561,66
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1156,38	\$1,42	\$1.642,06
Detonador no eléctrico LP-5	U	8	4625,53	\$1,54	\$7.123,31
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1156,38	\$1,50	\$1.734,57
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonador no eléctrico MS-8	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonante no eléctrico LP-4	U	8	4625,53	\$1,54	\$7.123,31
Detonador no eléctrico LP-6	U	27	15611,16	\$1,80	\$28.100,08
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	1156,38	\$1,80	\$2.081,49
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,02284	13,21	\$1.705,00	\$22.516,03
Detonante Eléctrico	U	2	1156,38	\$0,24	\$277,53
Excavación manual en roca	m ³	0,2	115,64	\$36,90	\$4.267,05
Acarreo con Toro 400	m ³	50,51	29204,43	\$20,64	\$602.779,38
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmpfer	c ³	0,5051	292,04	\$362,22	\$105.784,28
Total Etapa o Especialidad:					\$1.556.189,24
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					\$1.687.325,26
Total General:					\$3.243.514,50



Tabla 22. Costo por concepto de perforación y voladura con la propuesta con cordón detonante de 10 g/m.

Descripción	U/M	Cantidad por ciclo	Cantidad Total	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	50,51	29204,38	\$25,36	\$740.623,00
Cordón detonante 10 g/m	m	26	15032,97	\$0,22	\$3.307,25
Cordón detonante 5 g/m	m	30	17345,73	\$0,19	\$3.295,69
Detonador no eléctrico LP-3	U	4	2312,76	\$1,54	\$3.561,66
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1156,38	\$1,42	\$1.642,06
Detonador no eléctrico LP-5	U	8	4625,53	\$1,54	\$7.123,31
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1156,38	\$1,50	\$1.734,57
Detonador no eléctrico MS-9	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonador no eléctrico MS-8	U	4	2312,76	\$1,50	\$3.469,15
Detonante no eléctrico LP-4	U	8	4625,53	\$1,54	\$7.123,31
Detonador no eléctrico LP-6	U	27	15611,16	\$1,80	\$28.100,08
Detonador no eléctrico LP-7	U	2	1156,38	\$1,80	\$2.081,49
Sustancia explosiva Senatel	ton	0,02248	13,00	\$1.705,00	\$22.161,14
Detonante Eléctrico	U	2	1156,38	\$0,24	\$277,53
Excavación manual en roca	m ³	0,2	115,64	\$36,90	\$4.267,05
Acarreo con Toro 400	m ³	50,51	29204,43	\$20,64	\$602.779,38
Acarreo subterráneo con Toro y Dúmp	c ³	0,5051	292,04	\$362,22	\$105.784,28
Total Etapa o Especialidad:					\$1.540.800,10
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:					\$1.687.325,26
Total General:					\$3.228.125,36

Tabla 23. Comparación de costos por concepto de perforación y voladura entre cada pasaporte (actual y nueva propuesta)

Sección Tipo I Tramo-III A . Total (m)	Descripción	Pasaporte Actual	Propuesta con Cordón detonante 42 grs	Propuesta con Cordón detonante 10 grs
578,19	Valor de cada pasaporte (\$)	\$3.252.387,53	\$3.243.514,50	\$3.228.125,36
578,19	Valor que se ahorra (\$)		8873,03	24 262,18

**Gasto por concepto de sobre-excavación**

Con el pasaporte actual la entidad sobre-excava 750.73 m³ de roca en los 578.19 metros que ocupa en el túnel la Sección Típica1, de los cuales 387.46 m³ no se cobran a la inversión, gasto que asciende a un valor de \$13 641.81, 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 24. Sobre-excavación que no se paga por parte de la inversión de la obra

Long. Total (m)	Sobre-Excavación que no se paga (m ²)	Sobre-Excavación que no se paga (m ³)	Pasaporte
578.19	5,114	5.42	Actual
	0,000	0,00	Propuesta
Diferencia de Volumen		5.42	
Diferencia de Volumen Natural para 1 m		5,11	
Volumen Natural Según Long. Total (m³)		258.31	
Volumen Esponjado a acarrear Según Long. Total (m³)		387.46	

Tabla 25. 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	387.46	20,64	7 997.17
Acarreo con Toro y Dúmpfer hasta 2 Km	m ³ /100	3,8746	362,22	1.403,46
Total Etapa o Especialidad:				9 400.63
Total de Presupuestos Independientes y Otros Gastos:				4 241.18
Total General:				13 641.81



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

Longitud Total (m)	Sobre-Excavación (m²)	Sobre-Excavación que se paga (m³)	Pasaporte
578.19	5.114	6.19	Actual
	1.149	1.20	Propuesta
Diferencia		4.99	
Diferencia de Volumen Natural para 1 m		4.80	
Volumen Natural Según Longitud Total (m³)		242.21	
Volumen Esponjado a acarrear Según Longitud Total (m³)		363.31	

De forma general la empresa se ahorra un monto de \$ 46777.02 con el empleo del pasaporte de voladura de contorno para la excavación de la Sección Típica 1 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 sobre-excavación.



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 este – oeste .

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.



CONCLUSIONES

1. Se realizó el cálculo y diseño de la voladura de contorno en el Tramo-III A del túnel Levisa-Mayarí, el cual permitió disminuir la sobre-excavación durante el laboreo de la obra subterránea.
2. Con la propuesta del pasaporte de voladura de contorno se obtiene un ahorro de \$ 46 777.02 para una longitud de túnel de 578,19 m.
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

1. Realizar estudios para el diseño de voladuras de contorno con la utilización de diferentes construcciones de cargas de sustancias explosivas.
2. Tener en cuenta para la elección del explosivo del contorno las características de la roca y la presión de los productos de la explosión en la cámara de carga.



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, Tránsito Este – Oeste, Tramo Sagua – Mayarí, Túnel Levisa – Mayarí, Tramo II. RAUDAL – Holguín, Mayo, 2010.
4. Colectivo de autores.: Proyecto Técnico - Ejecutivo, Tránsito Este – Oeste, Tramo Sagua – Mayarí, Túnel Levisa – Mayarí, Tramo III A. RAUDAL – Holguín, Mayo, 2011.
5. Colectivo de autores.: Proyecto Técnico - Ejecutivo, Tránsito 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 Tránsito Este - Oeste. ISMM. Trabajo de Diploma.1992.



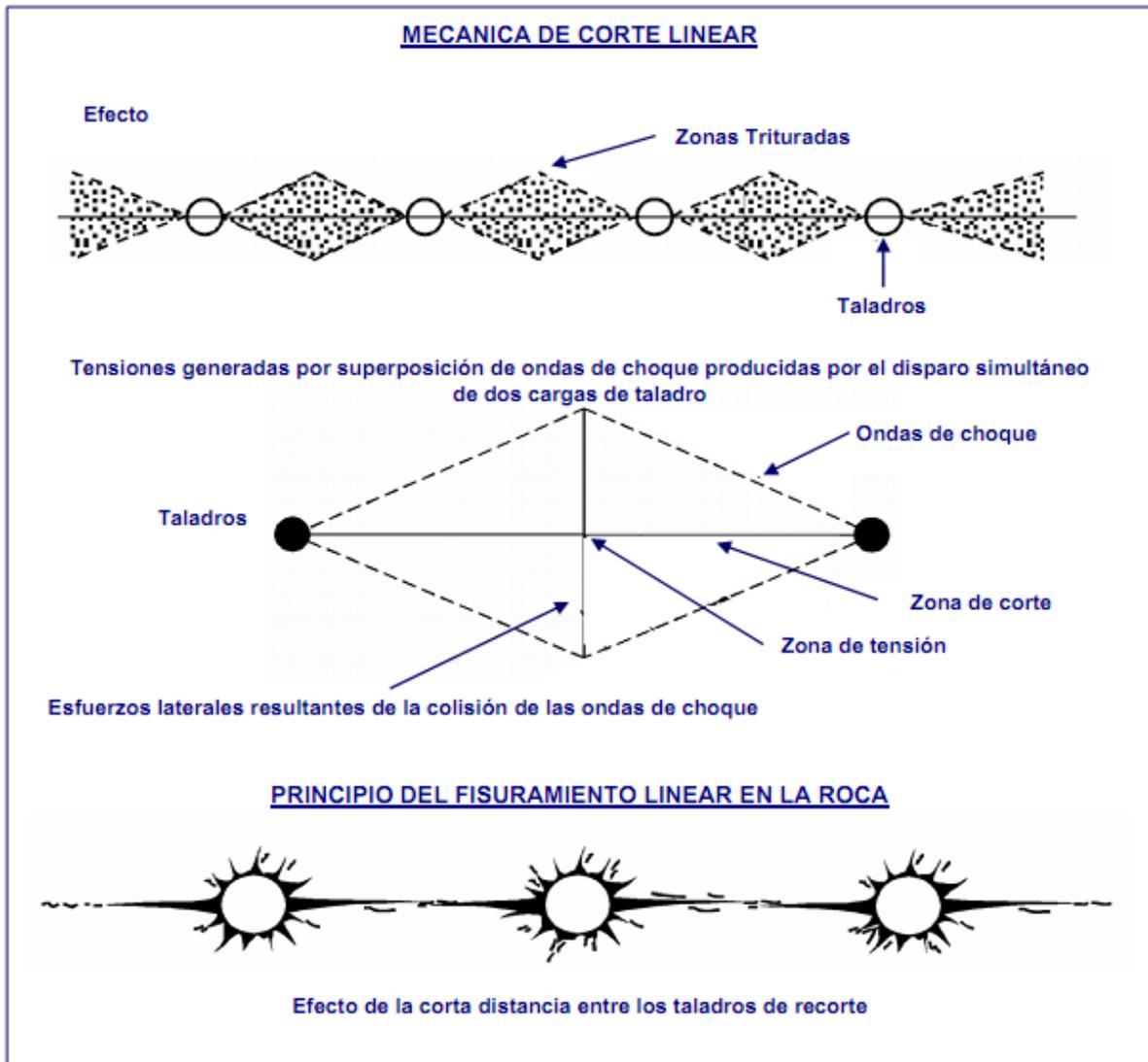
12. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 1994.
13. López Jimeno, E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Madrid, 2003.
14. Luir 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

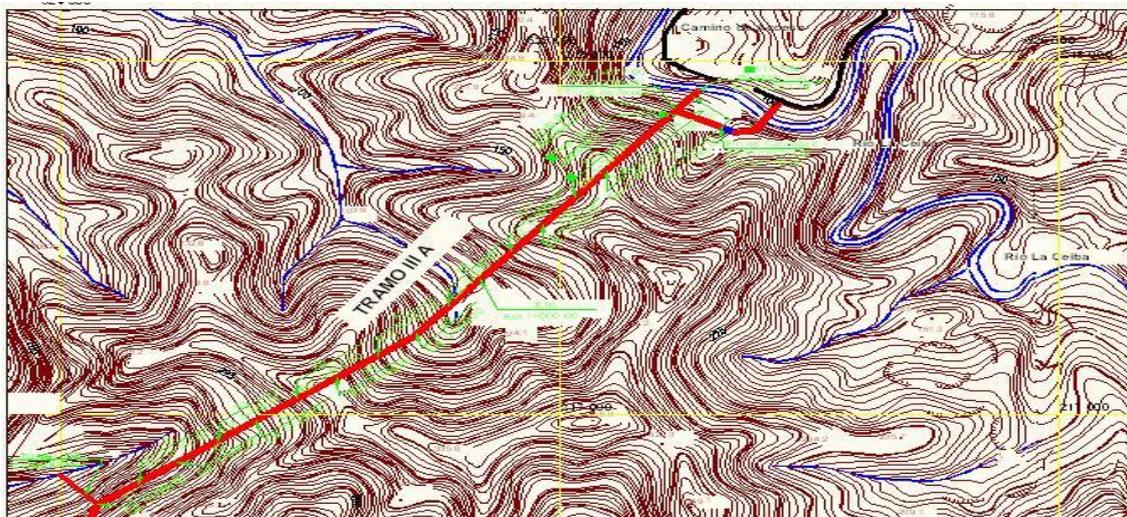
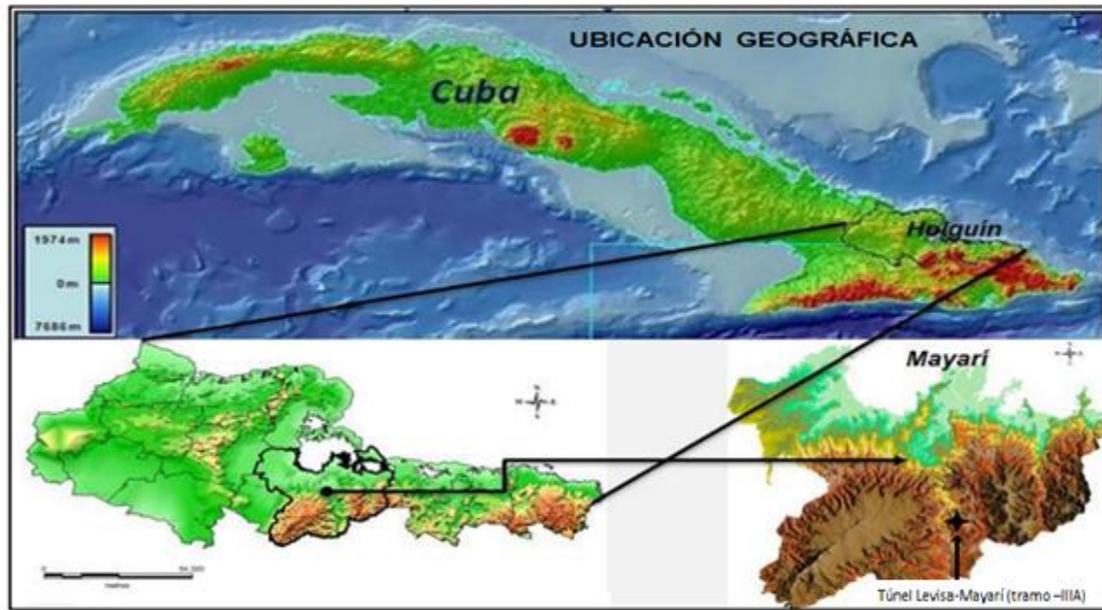


Fuente: Manual práctico de voladura, EXSA



ANEXO 2

Figura 2. Ubicación de la obra

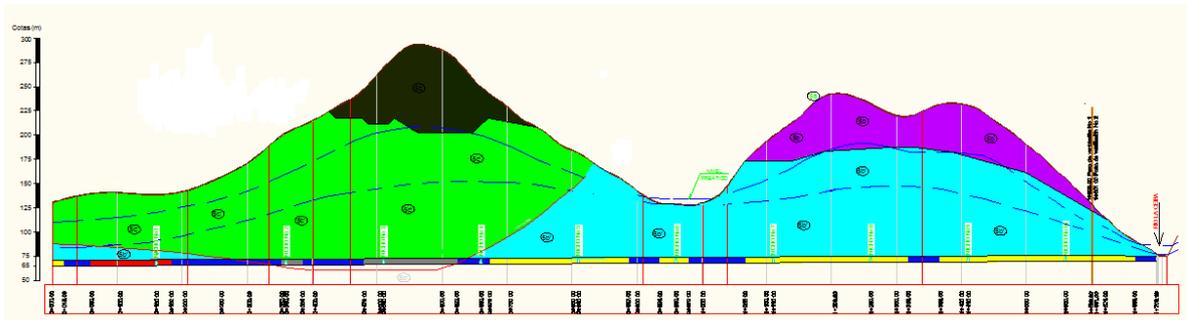


Fuente: Proyecto Técnico – Ejecutivo del Túnel Levisa – Mayarí



ANEXO 4

Figura 4. Perfil ingeniero-geológico Tramo – IIIA



Legenda:

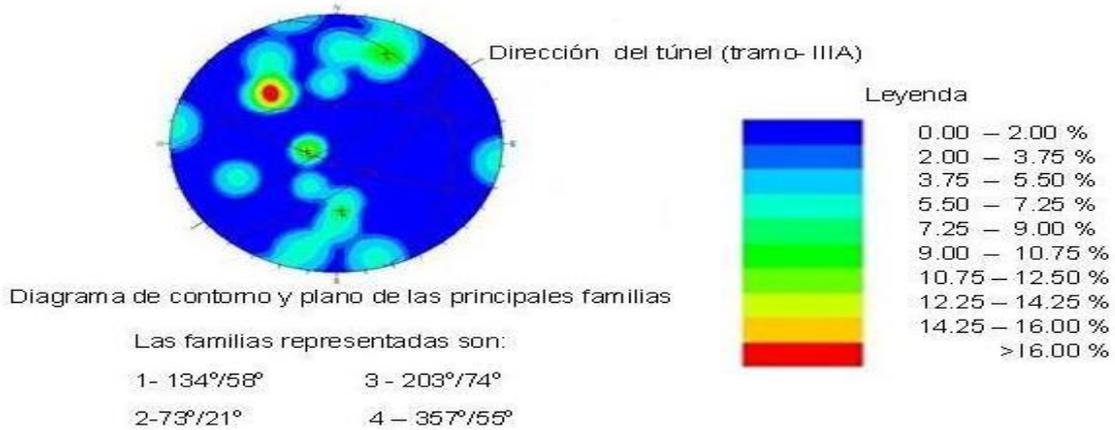
-  Capa 5a. serpentinitas muy intemperizadas y suelo eluvial.
-  Capa 5b. serpentinitas esquistosas y/o budinadas se caracteriza por la presencia de pliegues con budinas espaciadas de tamaño medio a grande. El color es verdoso con bandas oscura y clara con aspecto abigarrado.
-  Capa 5b'. serpentinitas esquistosas intemperizadas, en zonas de influencia de fallas con circulación de agua..
-  Capa 5c. serpentinitas agrietados y/o brechosas, se caracterizan por presentar bloques elementales entre grietas de tamaño medio entre 10-30 cm. su color predominante es verde de claro hasta oscuro casi negro.
-  Capa 5c'. serpentinitas agrietados y/o brechosas en zonas de influencia de fallas con circulación de agua.
-  Nivel freático para periodo seco y húmedo.
-  Sección típica 1 (578.19 m)
-  Sección típica 2 (122 m)
-  Sección típica 3 (828 m)
-  Sección típica 4 (175 m)

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



ANEXO 5

Figura 5. Agrietamiento del túnel Levisa –Mayarí (tramo-III A)



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. Ensayo de resistencia a compresión





Figura 9. Aspecto de las muestras al culminar el ensayo de resistencia a tracción



ANEXO 6 (Continuación)

Figura 10. Ubicación de las muestras en la prensa para el ensayo de resistencia a tracción



Figura 11. Estufa





ANEXO 6 (Continuación)

Figura 12. Tamiz No. 200 (2 mm) con material triturado para ensayo de densidad (a la izquierda) y Tamizadora con todos los tamices en funcionamiento (a la derecha)



Figura 13. Balanza analítica de 6200 g (exactitud de 0.01 g)





ANEXO 7

Figura 14. Cartuchos de Senatel™Magnafrag™ (32 x 455 mm)



Figura 15. Cordón Detonante 10 g/m (a la izquierda) y Cordón Detonante de 42 g/m (a la derecha)

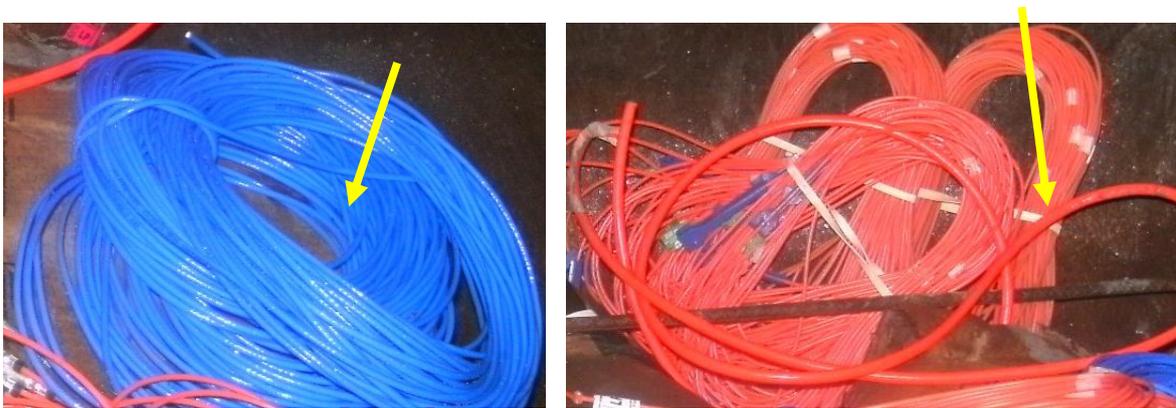
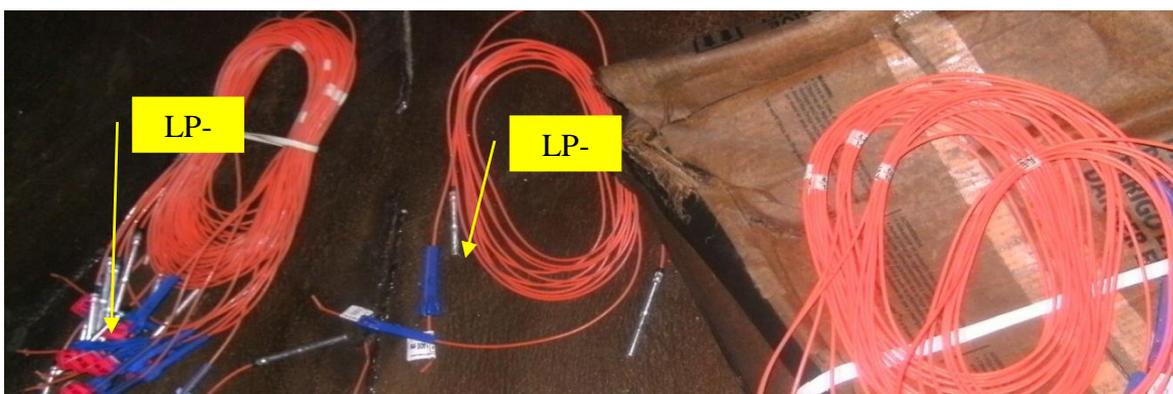


Figura 16. Detonadores No Eléctricos





ANEXO 8

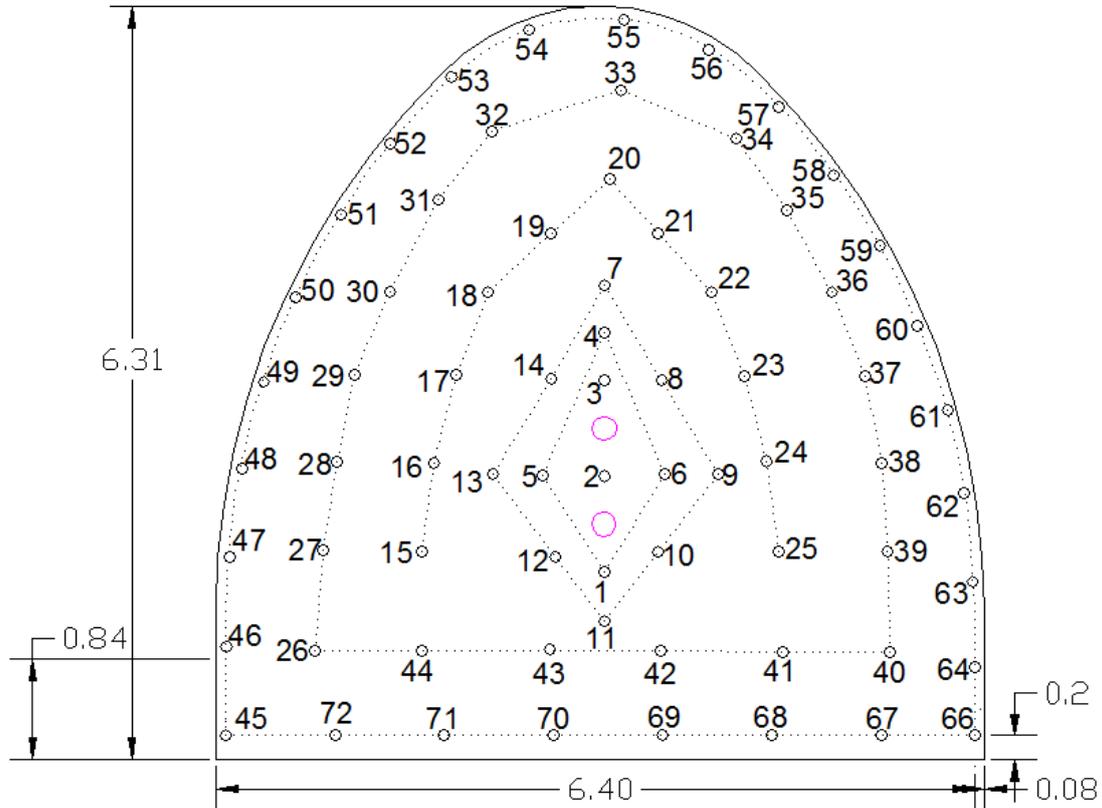


Figura 17. Pasaporte empleado actualmente en el (Tramo- IIIA)

ANEXO 9

Figura 18. Jumbo electrohidráulico de dos brazos Tamrock Axera 6-240

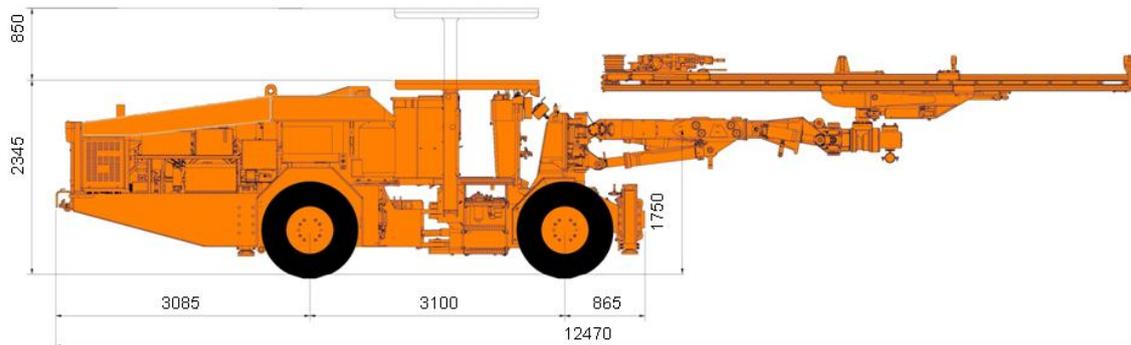




Figura 19. Broca de 102 mm de diámetro para el barreno vacío del cuele



Figura 20. Broca de 46 mm para barrenos de corte, arranque y contorno



Figura 21. Barrena de 3.20 metros de longitud

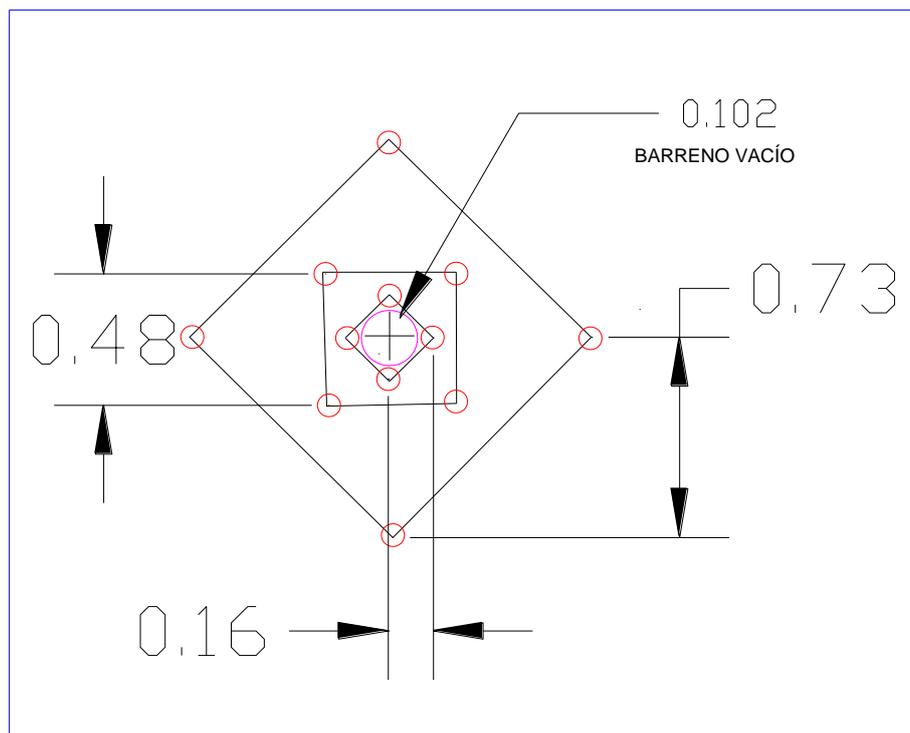




ANEXO 10

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

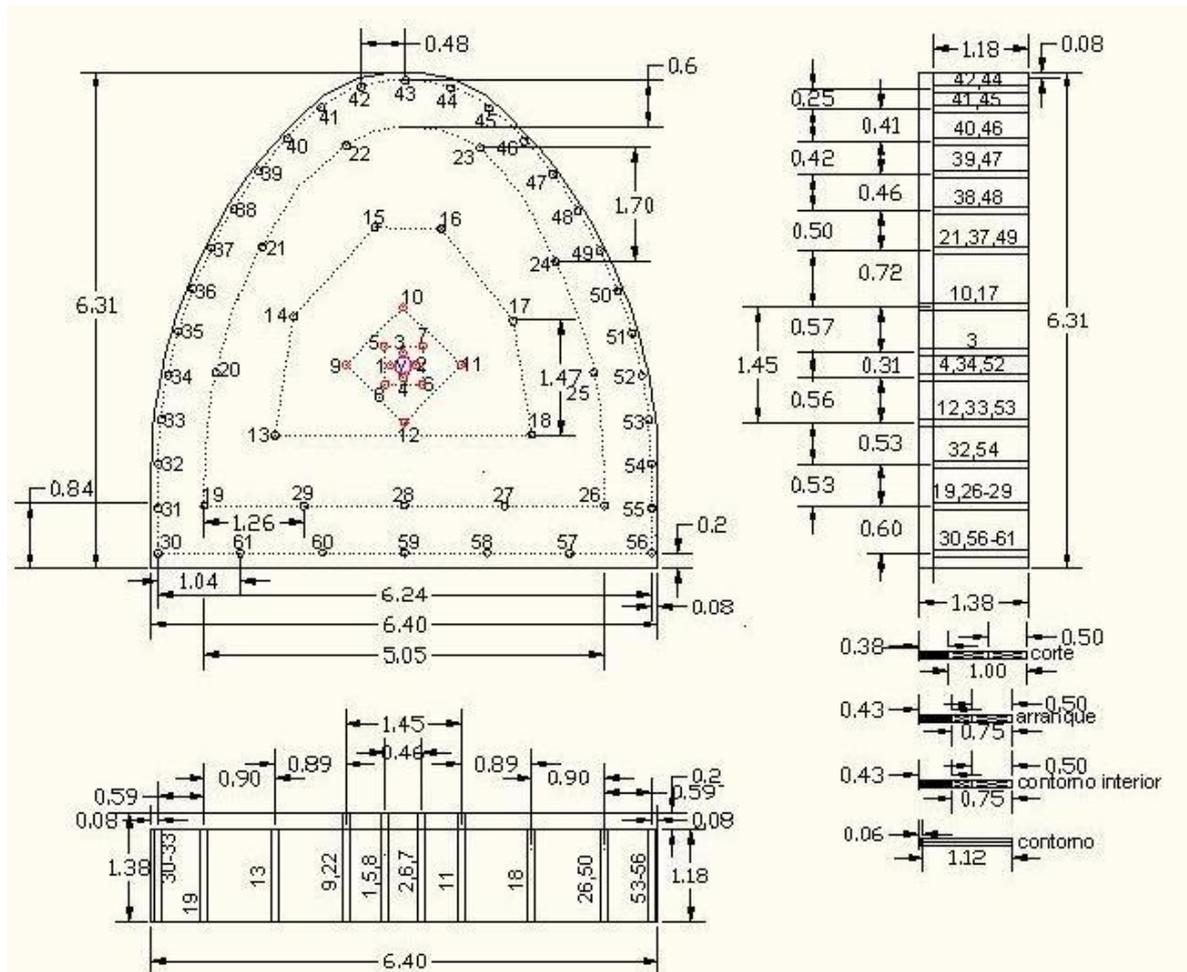
DETALLE DE LOS BARRENOS DE CORTE





ANEXO 10 (Continuación)

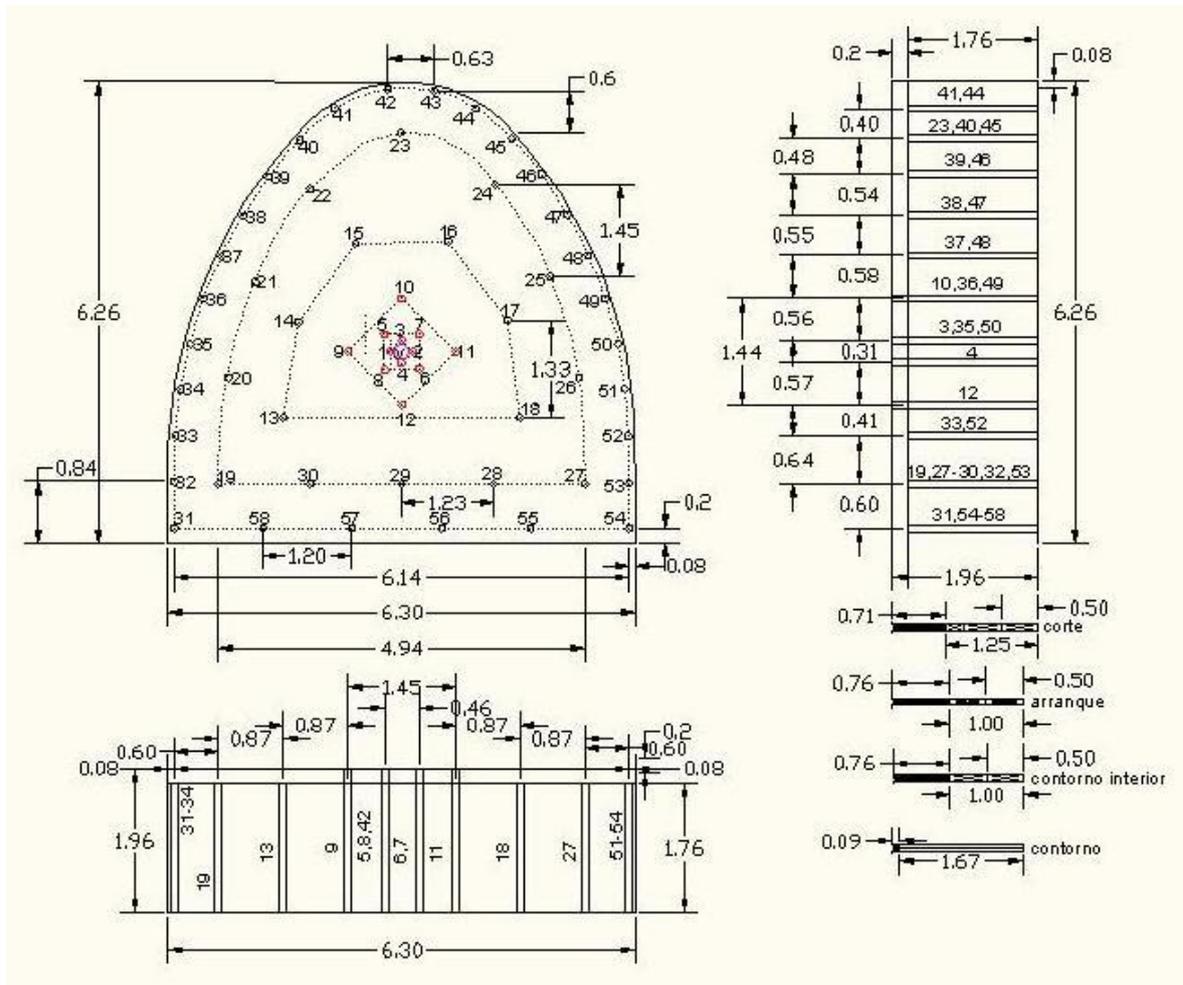
Figura 23. Pasaporte para las Secciones Típicas 1





ANEXO 10 (Continuación)

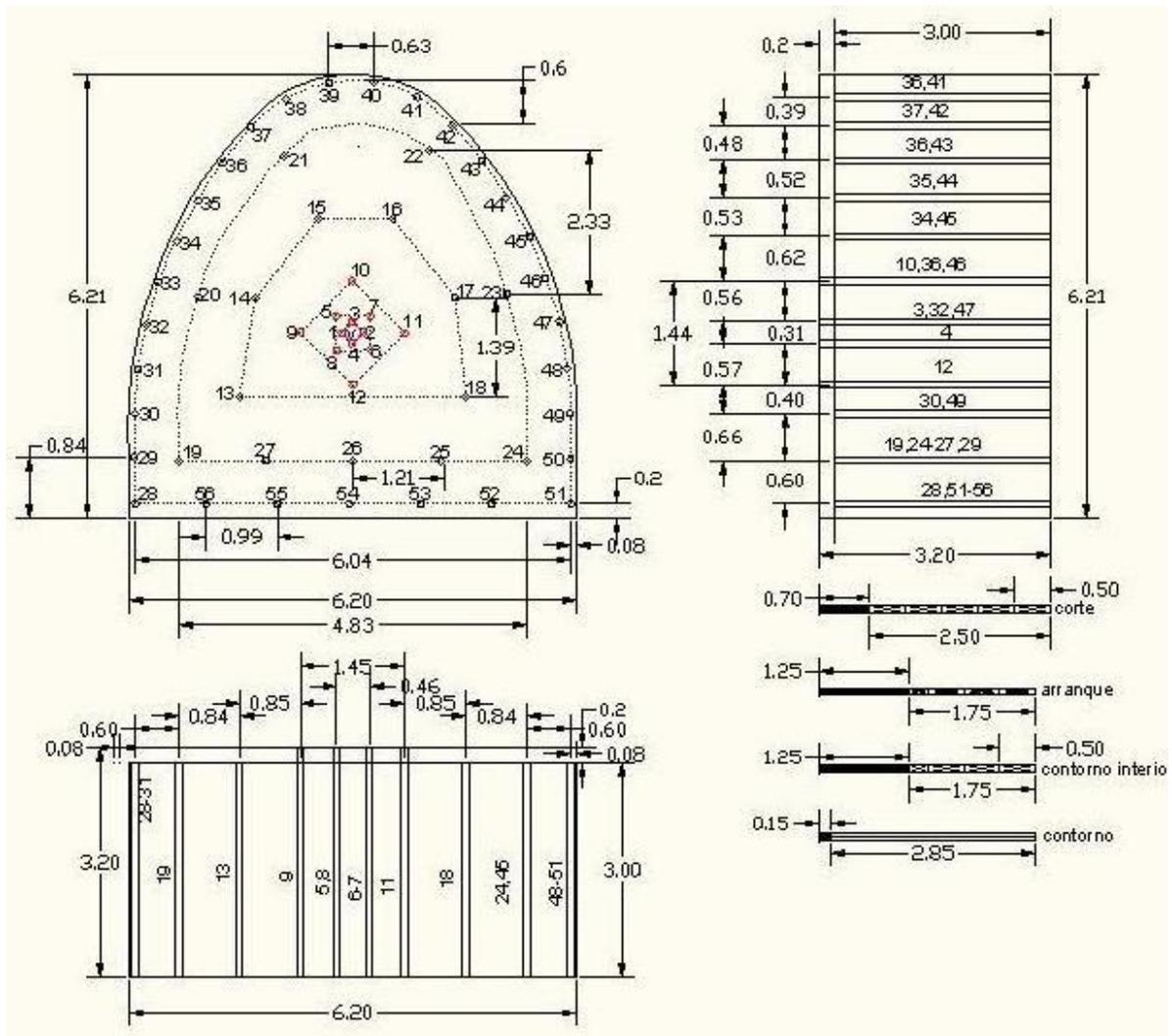
Figura 24. Pasaporte para las Secciones Típicas 2





ANEXO 10 (Continuación)

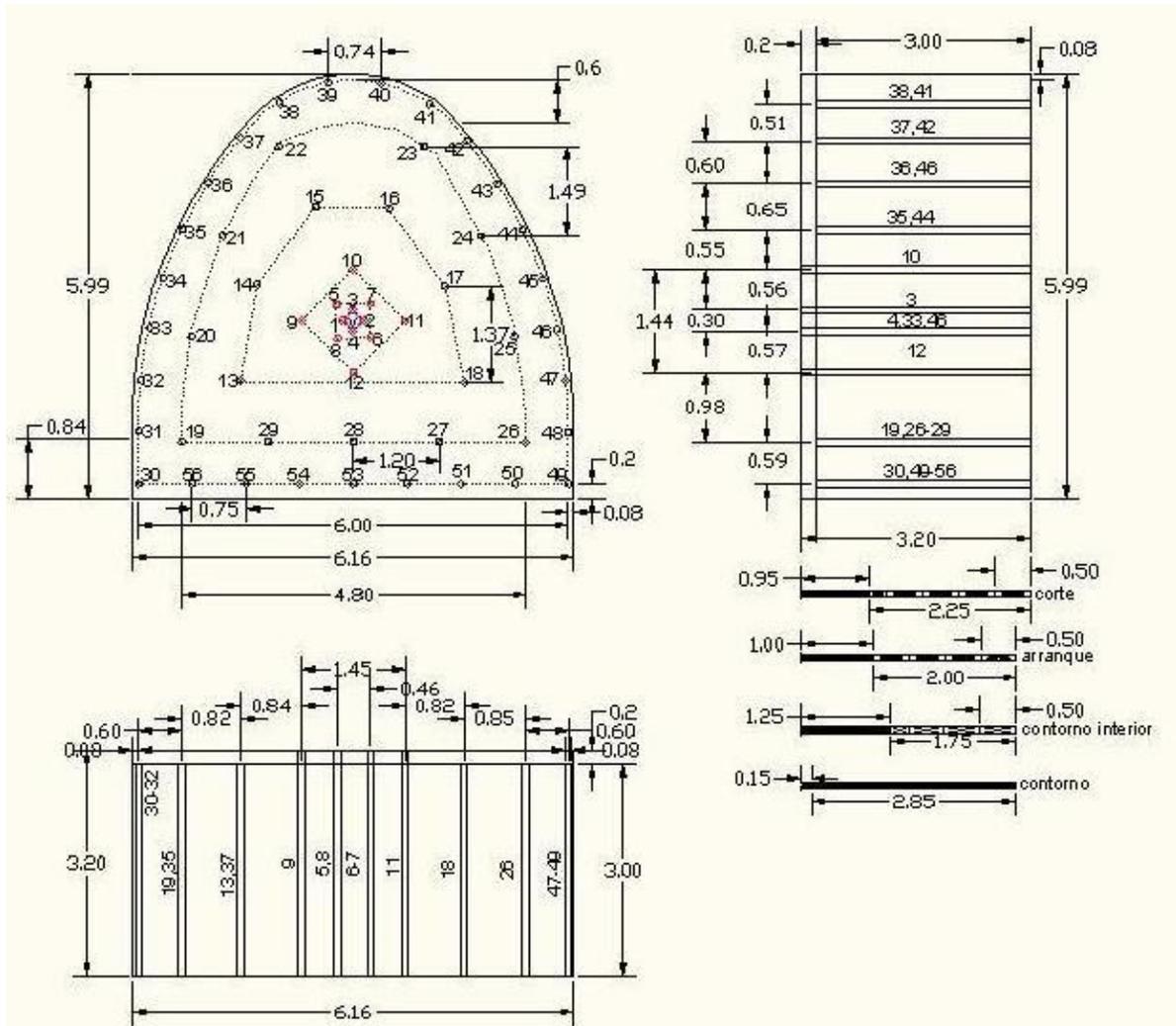
Figura 25. Pasaporte para las Secciones Típicas 3





ANEXO 10 (Continuación)

Figura 26. Pasaporte para las Secciones Típicas 4





ANEXO 11

Tabla 27. Detonadores utilizados en la voladura de prueba sección típica 1

Número de Barreno	Tipo de detonador	Tiempo nominal(ms)	Grupo
1-2	MS-4	100	corte
3-4	MS-6	150	corte
5-8	MS-8	200	corte
9-12	MS-9	250	corte
15-16,28,59	LP-3	600	arranque
13-14,17-18,27,29,58,60	LP-4	1000	arranque
19-26	LP-5	1400	Contorno interior
31-55,57,61	LP-6	1800	Contorno
30,56	LP-7	2400	Contorno

ANEXO 12

Figura 27. Resultado de la voladura de prueba (Contorno por los lados)





Figura 28. Resultado de la voladura de prueba (Contorno por el techo)



ANEXO 12 (continuación)

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

