

REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”
FACULTAD DE GEOLOGÍA - MINERÍA
DEPARTAMENTO DE MINERÍA

**METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE VOLADURAS DE
CONTORNO EN EL LABOREO DE EXCAVACIONES
SUBTERRÁNEAS HORIZONTALES**

Tesis presentada en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas

YOANDRO DIÉGUEZ GARCÍA

MOA

2014

REPÚBLICA DE CUBA
MINISTERIO DE EDUCACIÓN SUPERIOR
INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA
“Dr. Antonio Núñez Jiménez”
FACULTAD DE GEOLOGÍA - MINERÍA
DEPARTAMENTO DE MINERÍA

**METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE VOLADURAS DE
CONTORNO EN EL LABOREO DE EXCAVACIONES
SUBTERRÁNEAS HORIZONTALES**

Tesis presentada en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas

Autor: Prof. Aux., Ing. Yoandro Diéguez García, M. Sc

Tutores: Prof. Tit., Ing. José Antonio Otaño Noguel, Dr. C

Prof. Tit., Ing. Gilberto Sargentón Romero, Dr. C

MOA

2014

AGRADECIMIENTOS

Deseo expresar mis más sinceros agradecimientos a:

- El Dr.C. José Otaño Noguel, tutor de esta tesis, por aportar tantos conocimientos a mi formación profesional y por su certera guía durante el desarrollo de toda la investigación.
- A la dirección de la Unión de Construcciones Militares en Mayarí, por el apoyo brindado en cada etapa del trabajo, en especial a la Ing. Yurainis Nápoles Zapata y al M. Sc. Yurisdell Velázquez La O.
- A la Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos de Holguín.
- A la DIP del Trasvase Este - Oeste ubicada en Mayarí.
- A los Doctores Roberto Watson Quesada y Alfredo Coello Velázquez, por sus valiosas contribuciones durante el proceso de predefensa.
- Al claustro de profesores del Departamento de Minería.
- A mi esposa Madisley Silva Calunga por apoyarme en todo momento para que concluyera exitosamente la tesis.
- A mis colegas y amigos Alexis Montes de Oca, Suraimy García Cruz y Yanet Borges Terrero por los consejos brindados en todo este periodo.
- A Ariolkis Pineda Silva y Blasilda Silva Calunga por su colaboración desinteresada.
- A todos los que de una forma u otra me han apoyado en la realización de este trabajo.

A TODOS, MUCHAS GRACIAS.

DEDICATORIA

A toda mi familia, en especial a mi pequeño Diego Alejandro Diéguez Silva, mi esposa Madisley Silva Calunga y mi madre Mayra García Zaldívar, por ser las fuentes de inspiración para que cada día me levante con deseos de ser mejor en todo lo que hago.

SÍNTESIS

En la presente investigación, se elaboró una metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales que considera las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión de éstas sobre el macizo rocoso.

Las labores se efectuaron en el Tramo II del Túnel Levisa - Mayarí del Tránsito Este Oeste, al presentarse en la actualidad como problema fundamental, el exceso de sobreexcavación obtenido con las voladuras realizadas.

Para validar la metodología se llevaron a cabo trabajos de laboratorio, de campo, de gabinete y experimentales, que permitieron diseñar patrones de voladura de contorno para cada una de las secciones típicas y litologías presentes en el tramo del túnel objeto de estudio. Los resultados obtenidos permitieron disminuir la sobreexcavación de un 21,07 % a un 4,70 %, aspecto este, que infiere a la empresa un ahorro (1 286,08 \$/ciclo) considerable de recursos y tiempo durante el laboreo de toda la excavación.

ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA	12
I.1 Introducción	12
I.2 Desarrollo histórico	13
I.2.1 Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares franceses (siglos XVII-XVIII)	13
I.2.2 Modelos de los ingenieros investigadores rusos (siglo XIX)	16
I.2.3 Modelos de los investigadores del siglo XX	17
I.3 Teoría de la voladura de contorno	27
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE LOS PATRONES DE VOLADURA DE CONTORNO	37
II.1 Determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas	37
II.2 Estudio del agrietamiento en la excavación	41
II.3 Determinación del diámetro de perforación y la sustancia explosiva a emplear	42
II.4 Determinación del estado tenso-deformacional al explosionar las cargas de sustancia explosiva	45
II.4.1 Estado tenso-deformacional al explosionar cargas compactas	45

II.4.2	Estado tenso-deformacional al explotar cargas desacopladas con espacio anular de aire	51
II.5	Diseño de los patrones de voladura de contorno	52
II.5.1	Diseño de los barrenos de corte	52
II.5.2	Diseño de los barrenos de arranque	58
II.5.3	Diseño de los barrenos de contorno	60
II.5.4	Índices técnico - económicos de la voladura	64
II.6	Ajuste experimental de los patrones de voladura de contorno	66
CAPÍTULO III.	CONDICIONES INGENIERO – GEOLÓGICAS DEL TÚNEL	68
	OBJETO DE ESTUDIO	
III.1	Ubicación geográfica del Túnel Levisa – Mayarí	68
III.2	Características geológicas del túnel	68
III.2.1	Tectónica	68
III.2.2	Hidrología	69
III.2.3	Litología	70
III.3	Características tecnológicas para la construcción del túnel	72
CAPÍTULO IV.	VALIDACIÓN DE LA METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE	77
	LA VOLADURA DE CONTORNO	
IV.1	Introducción	77
IV.2	Diseño de los experimentos	77
IV.3	Propiedades físico - mecánicas de las rocas	79
IV.4	Agrietamiento en el tramo del túnel objeto de estudio	82
IV.5	Diámetro de perforación y sustancia explosiva a emplear	83
IV.6	Estado tenso-deformacional al explotar las cargas de sustancia explosiva	85
IV.6.1	Estado tenso-deformacional para los grupos de barrenos de corte y arranque	85
IV.6.2	Estado tenso - deformacional para el grupo de barrenos de contorno	87

IV.7	Diseño de los patrones de voladura de contorno	88
IV.7.1	Diseño de los barrenos de corte	88
IV.7.2	Diseño de los barrenos arranque	90
IV.7.3	Diseño de los barrenos de contorno	90
IV.7.4	Índices técnico - económicos de la voladura	91
IV.8	Resultados de la sobreexcavación obtenida	91
IV.9	Ajuste de los patrones de voladura de contorno	93
IV.10	Propuesta de diámetro de barreno a emplear para diferentes sustancias explosivas	93
IV.11	Resultados económicos y ambientales producidos por la investigación	96
CONCLUSIONES		98
RECOMENDACIONES		99
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		
ANEXOS		

INTRODUCCIÓN

INTRODUCCIÓN

En la Política Económica y Social del Partido y la Revolución aprobada en el VI Congreso se plantea lo siguiente: Continuará desarrollándose el programa hidráulico con inversiones de largo alcance para enfrentar mucho más eficazmente los problemas de la sequía y el uso racional del agua en todo el país, elevando la proporción del área agrícola bajo riego.

El proceso de inundaciones y sequías que padece Cuba cada año causa 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, necesitando el agua que vierten al mar los ríos de mayor caudal de estas provincias, acentuándose esta situación cuando se producen temporadas prolongadas de sequía. Ante este problema la solución es llevar el agua desde donde es más abundante, y no se utiliza, hacia donde no hay y se necesita.

En el año 2005 se reinicia la construcción del Traslase Este-Oeste, obra iniciada en los años 90 y propuesta en aquel entonces como la obra más importante de la ingeniería cubana del siglo XX, que contempla la construcción de una serie de canales, presas y el laboreo de túneles, con el objetivo de trasvasar el agua existente en la zona noreste de la región oriental hacia el oeste, zona afectada por

la sequía más intensa de los últimos 100 años.

La ejecución de túneles y galerías requiere de soluciones novedosas que permitan disminuir los costos de laboreo durante la construcción de estas obras subterráneas. Uno de los procesos que mayor importancia reviste en esta actividad es el arranque de las rocas con perforación y voladura, el cual, sigue siendo un importante método de excavación y separación de la roca del macizo (P. K. Singh, *et. al.* 2014); sin embargo, presenta como principal limitante el daño que produce al contorno de las excavaciones subterráneas, aspecto este, que provoca desprendimientos y una sobreexcavación excesiva cuando no se realizan diseños adecuados (Stephen R. *et. al.* 2013).

Cuando se distribuyen las cargas y se calculan los parámetros de la explosión por la forma convencional, por lo general no se consigue obtener con precisión el contorno proyectado de la excavación, produciéndose desviaciones hacia el interior de la misma y del macizo, lo que implica un aumento del trabajo y el tiempo para la recogida de las rocas y su trasportación, además se aumenta el gasto de materiales y el costo para el relleno detrás de la fortificación. Los contornos más irregulares dificultan el trabajo de colocación del sostenimiento y en las excavaciones que estas no se colocan provocan una gran resistencia aerodinámica (Otaño, 1998).

Con el objetivo de obtener el contorno de la excavación con la mayor precisión posible, así como disminuir las violaciones a la estructura del macizo, se han elaborado diferentes métodos que se agrupan bajo el nombre de explosión lisa o de contorno.

Autores como López – Jimeno *et al.* (2003) plantean que una carga que llena completamente un barreno (cargas compactas) 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 triturada y pulverizada. Es por ello que propone que la voladura de contorno debe considerar el desacople de la sustancia explosiva y la cámara de carga.

En el Manual de EXSA S.A (2009) se aborda la temática bajo el mismo principio planteado anteriormente, y así en el resto de la bibliografía consultada. De manera que, si bien se describe científicamente el proceso de la voladura de contorno en túneles, aún no se ha encontrado una metodología de cálculo que sea capaz de integrar las características de las rocas y la acción de la explosión sobre estas.

En Cuba se han desarrollado investigaciones de gran importancia en el tema de la voladura subterránea, se destaca Sargenton (2008), que establece criterios para la proyección de voladuras en obras subterráneas, resultados que constituyen un punto de partida básico en la presente investigación, pero que no constituyen en sí una metodología para el diseño de las voladuras y no tienen en cuenta todos los parámetros que intervienen en este tipo de explosión.

En la actualidad en los túneles hidrotécnicos del Tránsito Este – Oeste se realizan diseños de voladuras que no consideran el comportamiento del macizo ante la acción de una sustancia explosiva (SE) como un sistema, esto implica que los resultados difieran de una litología a otra, lo que trae consigo en muchos casos inestabilidad y

gasto excesivo de recursos producto de la sobreexcavación obtenida después de la explosión.

Problema científico

Necesidad de una metodología para el diseño de voladuras de contorno, que considere las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión sobre el medio, que permita disminuir la sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Objetivo General

Elaborar una metodología para el diseño de voladuras de contorno que considere las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión en el macizo, que permita disminuir la sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Objeto de estudio

La acción física de la explosión de las cargas de sustancia explosiva sobre el macizo rocoso.

Campo de acción

El macizo de rocas en el frente de laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales.

Hipótesis

Si se conocen las propiedades de las rocas, las características mecánico estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y el campo tenso - deformacional que se produce en el macizo al explotar las cargas, es posible elaborar la metodología para el diseño de voladuras de contorno que permita disminuir la sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Objetivos específicos

1. Realizar una caracterización ingeniero - geológica de la zona de estudio.
2. Determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas y las características mecánico – estructurales de los macizos objeto de estudio.
3. Investigar analíticamente el campo tenso-deformacional alrededor de la cámara de carga después de la explosión de las sustancias explosivas.
4. Diseñar y realizar voladuras experimentales para investigar la acción de las cargas sobre el contorno de la excavación.

Novedad científica

La inclusión en la metodología propuesta de los siguientes parámetros:

- La longitud de carga para los grupos de barrenos de corte y arranque a partir de calcular la longitud mínima de relleno considerando el principio de la acción de la explosión en el medio.

- La línea de menor resistencia de los barrenos de contorno a partir del radio de agrietamiento y descostramiento para delimitar el área de ubicación de los barrenos de arranque.
- La relación entre el diámetro de carga de sustancia explosiva y barreno para el grupo de barrenos de contorno a partir de considerar la presión producida por la detonación de las cargas y las resistencias a tracción y compresión dinámica de las rocas.

Aportes teóricos

Constituyen aportes teóricos de la investigación:

- La metodología para el diseño de las voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales fundamentada en el principio de la acción de la explosión en el medio.
- El estado tenso - deformacional que se produce con la explosión de las cargas de SenatelTM MagnafracTM de 26 y 32 mm y los cordones detonantes de 20 y 42 g/m.

Aporte práctico

- Se proponen nomogramas que permiten seleccionar el diámetro racional de barreno para cinco sustancias explosivas en función de la resistencia a compresión dinámica de las rocas, durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Proceso de investigación científica

El proceso de investigación científica consta de trabajos analíticos, experimentales, de gabinete, de laboratorio y de campo.

Todos estos trabajos se realizan en una determinada secuencia, la cual constituye el procedimiento para la realización de la investigación. Este procedimiento se refleja en el flujograma del proceso de investigación que se muestra en la figura 1.

El proceso de investigación se compone de cinco etapas, que son las siguientes:

Primera Etapa:

Comprende el diseño de la investigación y el análisis bibliográfico del tema

Segunda Etapa:

En la misma se realizan trabajos en los laboratorios de Mecánica y Física de las Rocas del ISMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez”, en la empresa de Investigación y Proyectos de Obras Hidráulicas “Raudales” de Holguín y en la Empresa de Construcciones Militares en Mayarí. Estos trabajos incluyen las siguientes tareas:

- Determinación de las propiedades másicas de las rocas en los macizos donde se realizaron las investigaciones.
- Determinación de las propiedades acústicas de las rocas en las litologías donde se realizaron las investigaciones.
- Determinación de las características de resistencia de las rocas.
- Determinación de las propiedades elásticas de las rocas (se determinan en el laboratorio o por cálculo a partir de las propiedades acústicas y másicas).

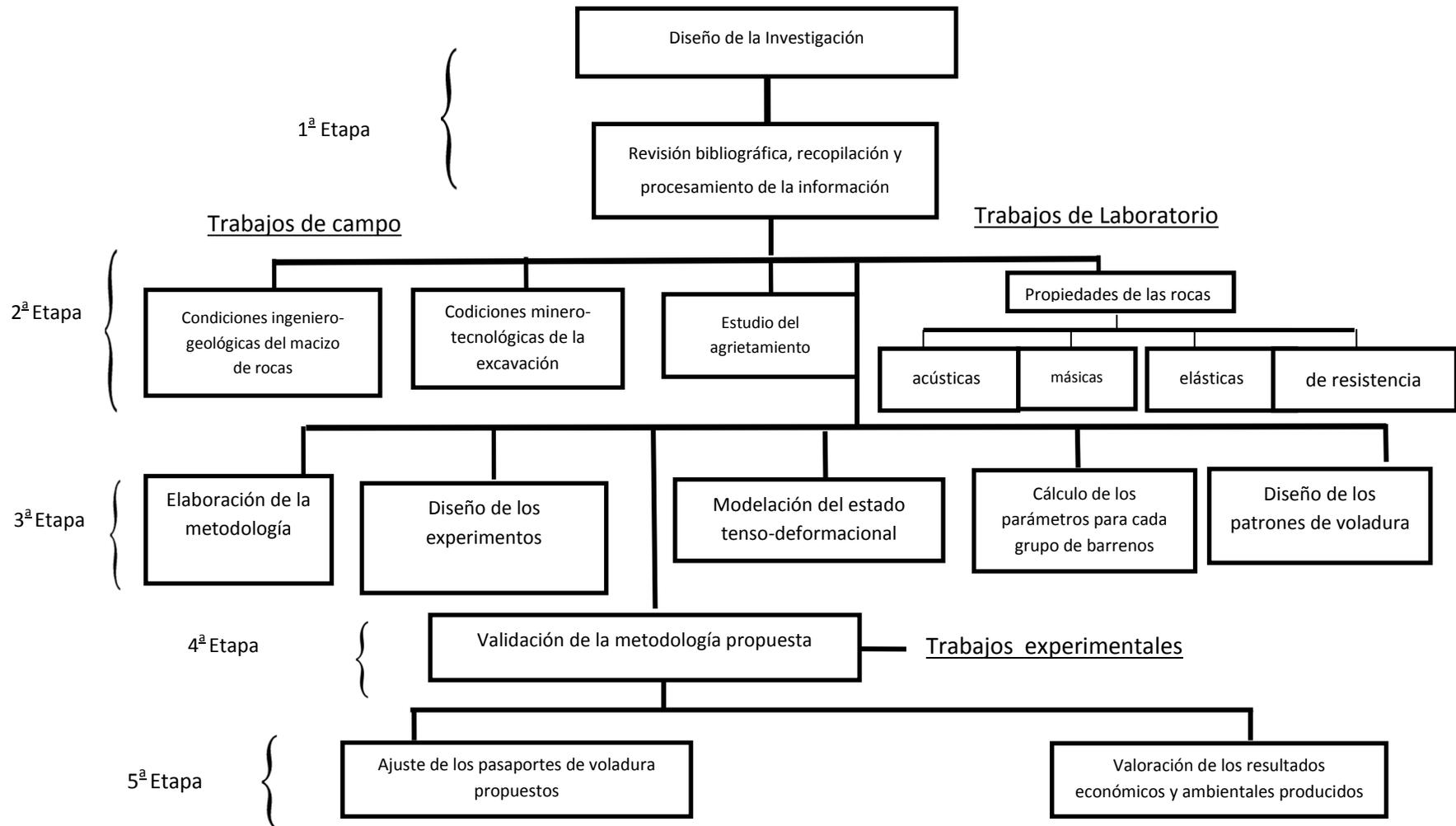


Figura 1. Flujograma del proceso de investigación científica.

Los trabajos de campo se realizaron en el Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí del Tránsito Este – Oeste, los mismos consistieron en:

- La descripción petrográfica de las rocas presentes en los macizos rocosos.
- Análisis de la tectónica.
- El estudio del agrietamiento.

El estudio del agrietamiento comprendió las etapas siguientes:

- I. Análisis de la documentación geológica e ingeniero-técnica de la región donde está enclavado el túnel objeto de estudio.
- II. Mediciones de campo de los parámetros de agrietamiento de los macizos de rocas.
- III. Elaboración en el gabinete de los resultados de las mediciones y su análisis.
El procesamiento de esta información se realizó con el software DIPS versión 5.103 (RockScience, 2004), que permite elaborar la rosa de agrietamiento y establecer los sistemas de grietas.

Tercera Etapa:

En la misma se realizan trabajos de gabinete que incluyen las siguientes tareas:

- Elaboración de la metodología para el diseño de la voladura de contorno.
- Planificación de los experimentos.
- Determinación del estado tenso – deformacional después de la explosión de las cargas de sustancia explosiva (radios de trituración, agrietamiento y descostramiento).

- Cálculo de los parámetros para cada grupo de barreno.
- Diseño de los patrones de voladura de contorno.

Cuarta Etapa:

Es la etapa experimental, y comprende la validación de la metodología propuesta a través de la realización de voladuras experimentales en el Tramo II del Túnel Levisa Mayarí del Tránsito Este – Oeste.

Quinta Etapa:

Es una etapa que se desarrolla en gabinete e incluye las siguientes tareas:

- El ajuste de los patrones (en el caso que lo requiera) de voladura de contorno propuestos.
- Valoración de los resultados económicos y ambientales producidos con la aplicación de la metodología.

Los resultados de esta investigación han sido presentados en los siguientes eventos científicos:

- GEOMOA´2010. Moa, 2010: Diseño de voladura de contorno fundamentado en la acción de la explosión sobre el medio durante el laboreo de túneles.
- CINAREM. Moa, 2011: Impactos socioeconómicos y ambientales de las voladuras de contorno en excavaciones subterráneas.
- CINAREM. Moa, 2011: Propuesta de criterios para el diseño de voladuras de contorno durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.
- Geociencias. Santiago, 2011: Diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

- XXXIII Convención Panamericana de Ingeniería, UPADI. La Habana, 2012: Principios de diseño de las voladuras de contorno fundamentadas en la acción de la explosión sobre el medio mediante cordón detonante en túneles laboreados por rocas plásticas. ISBN: 978-959-247-094-1.
- VI Taller Regional de Medio Ambiente y Desarrollo Sostenible. Holguín, 2012: Principios de diseño de voladuras de contorno para minimizar los impactos socioeconómicos y ambientales durante el laboreo de túneles. ISBN 978-959-16-1696-1.
- 16 Convención Científica de Ingeniería y Arquitectura. Evento Simposio Universitario Iberoamericano sobre Medio Ambiente. La Habana, 2012: Influencia ambiental de la construcción de obras subterráneas de protección en el municipio Moa. VII. ISBN 978-959-261-405-5.
- V Convención Cubana de Ciencias de la Tierra. La Habana, 2013: Campo tenso – deformacional producido al explosionar cargas con cordón detonante durante el laboreo de túneles. ISSN 2307-499X.
- II Jornadas de Investigación y Tecnología Aplicada. Venezuela, 2013: Diseño de voladuras de contorno para el laboreo de túneles. Caso de estudio, Túnel Levisa – Mayarí.
- GEOMOA´2014. Moa, 2014: Metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Publicación de libro digital:

- Diseño de Voladuras de Contorno para el Laboreo de Túneles. Editorial académica española, 2013. ISBN 978-3-659-08064-7.

Publicaciones en revistas:

- Campo tenso–deformacional para voladuras con cordón detonante en el laboreo de túneles. Vol. 29, núm. 3. ISSN: 1993 8012. Revista Minería & Geología. 2013.
- Diseño de voladuras de contorno en túneles. Vol. 30, núm. 3. ISSN: 1993 8012. Revista Minería & Geología. 2014.

CAPÍTULO I

CAPÍTULO I. ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA

I.1 Introducción

En la actualidad los cálculos para el diseño de las voladuras en excavaciones subterráneas se realizan tomando como referencia patrones fundamentados en resultados empíricos que resultaron en determinadas condiciones, algo que no siempre cumple los requerimientos de variabilidad de los macizos de rocas y de sustancias explosivas a emplear.

Cada vez se hace más evidente que los métodos por analogía para realizar los proyectos de excavaciones subterráneas, no se resuelven por la vía de aplicar solamente la experiencia adquirida en excavaciones laboreadas acertadamente con anterioridad.

En opinión de autores como: Hamdi (2003); Karpienko *et al.* (2005); Rouabhi (2004); Krising & Novinsky (2006); Semeniak (2006); Vinogradov (2006) y Sargentón (2005a, 2005b, 2007a, 2007b) es más racional la utilización de los métodos analíticos y numéricos de la mecánica de los medios continuos y del cuerpo sólido deformable y los principios y regularidades de la mecánica de la fragmentación de rocas, en comparación con las expresiones empíricas, al resolver tareas concretas de diseño de voladuras en ingeniería.

La amplia difusión de la técnica moderna de computación y de las nuevas técnicas de la información han traído consigo que la práctica ya no sea impotente ante un aparato matemático complejo.

Un diseño de las voladuras de contorno efectivo, debe realizarse a partir de considerar la acción de una sustancia explosiva sobre el macizo de rocas, es por ello, se hace necesario estudiar la evolución histórica de las diferentes teorías que han regido el proceso de la fragmentación de rocas con explosivos.

I.2 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.

I.2.1 Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares franceses (siglos XVII-XVIII)

En 1628 Deuville, citado por Ivolguin (1975), Bobk (1979) y Arsentiev (2004), enuncia la hipótesis de que la magnitud de la carga (Q) debe de ser linealmente proporcional

a su profundidad de colocación, por lo que establece para la mina normal la expresión siguiente:

$$Q = mW, \text{Kg} \quad (1)$$

Donde:

W – Línea de menor resistencia, m;

m – Coeficiente de aproximación de las cargas.

El modelo de Deuville presenta como limitación principal la dependencia lineal entre el peso de la carga y la fragmentación producida. Posteriormente Vauban, citado por Langefors (1976) y Arcentiev (2004), formula en 1669 la hipótesis, de que el peso de las cargas es proporcional al volumen, y por consiguiente, también al peso del terreno expulsado por la voladura del cráter de la explosión, y plantea la expresión cúbica:

$$Qm = W^3, \text{kg} \quad \text{o} \quad Q = \frac{1}{m}W^3, \text{Kg} \quad (2)$$

El modelo de Vauban supera la dependencia lineal del modelo de Deuville, pero sólo reconocía la carga normal, la formación de un cono geoméricamente regular y una única resistencia a vencer: la fuerza de gravedad.

Belidor (1725), citado por Ivolguin (1975), plantea un modelo que se deduce de la hipótesis siguiente: el peso de las cargas es proporcional al cubo de los radios de fragmentación.

El modelo de Belidor tiene como limitación su elevado empirismo y no considera las particularidades del terreno a volar, las propiedades de la sustancia explosiva y los valores reales del índice de acción de la explosión.

En los siglos XVII y XVIII comenzó la elaboración científica de la teoría de la voladura prácticamente sobre la base de un fuerte componente experimental y de la observación científica, métodos sobre los que se apoya en la actualidad en gran medida el trabajo experimental en la física de la explosión y en la fragmentación de rocas por voladura.

Sin embargo para ese entonces no se habían descubierto ni la química ni la esencia física de la explosión, y los investigadores no sobrepasaron el nivel de razonamiento de los alquimistas de la Edad Media.

En el siglo XIX con la consolidación e intensificación de la Revolución Industrial, las dos direcciones fundamentales de la Teoría de la Explosión continuaron su desarrollo.

El auge de la industria química y de la química como ciencia, posibilitó a su vez el descubrimiento de un gran surtido de sustancias explosivas, con características energéticas superiores a la pólvora, en 1845 el químico ruso Fadier descubrió la piroxilina, un año más tarde en 1846, el químico italiano Sobrero la nitroglicerina. Estos nitrocompuestos permitieron la aparición de otras sustancias explosivas con mayor poder rompedor como: el Trotil o TNT, que fue descubierto por Wilbrand en 1863 (Wikipedia, 2014), la dinamita patentada por Alfred Nobel en 1867, las amonitas descubiertas por los noruegos Olson y Norvin en 1867, el nitruro de plomo en 1890, el TEN en 1891, y el exógeno en el año 1898 (Sargentón, 2008).

Simultáneamente en el siglo XIX se realizaron numerosos experimentos para la determinación de la función del índice de acción de la explosión.

I.2.2 Modelos de los ingenieros investigadores rusos (siglo XIX)

El siguiente aporte en el desarrollo de la teoría y la práctica del minado pertenece a los ingenieros investigadores militares rusos Frolov y Borieskov.

Frolov en 1868 enunció la siguiente hipótesis: “La resistencia total, que presentan los medios sólidos debe de ser expresada no por el cubo de la línea de la explosión sino por dos miembros, el primero que consiste en el cubo, y el segundo en el cuadrado de la línea de la explosión” (citado por Mielnikov, 1962). Frolov plantea determinar la carga de la mina normal por la ecuación:

$$Q = aW^3 + bW^2, \text{ Kg} \quad (3)$$

En esta expresión los coeficientes a y b para diferentes rocas se determinan por vía experimental.

Al explicar el mecanismo de fragmentación de los medios en la voladura, Frolov distinguió las siguientes fuerzas de resistencia: el peso de la masa que es expulsada, las fuerzas de inercia, las fuerzas de cohesión de las partículas dentro de esta masa y las fuerzas de cohesión en la superficie del cráter.

Aunque el modelo de Frolov valora más integralmente las fuerzas de resistencia en el medio que se oponen a la voladura, no tiene en cuenta las propiedades de los explosivos, ni la del medio que se pretende volar.

Borieskov, en 1876 (citado por Mielnikov, 1962) planteó la expresión para el cálculo de una carga de sustancia explosiva de la forma siguiente:

$$Q = qW^3(0,4 + 0,6n^3), \text{ Kg} \quad (4)$$

Donde:

q – Gasto específico de sustancia explosiva, Kg/m^3 ;

n – Índice de acción de la explosión.

La fórmula de Borieskov tiene como limitación que no sobrepasa el principio de semejanza geométrica en el cálculo de la magnitud de las cargas para rocas resistentes y no analiza la naturaleza de las fuerzas que surgen al formarse el cráter (en particular la influencia de la fuerza de gravedad de la roca lanzada).

1.2.3 Modelos de los Investigadores del siglo XX

Langefors investigó el mecanismo de fragmentación de las rocas en los cortes rectos cilíndricos y a partir del análisis de las voladuras realizadas en el laboreo de excavaciones subterráneas con diversos destinos, plantea expresiones para el diseño de las voladuras en estas obras.

A pesar de sustentar su teoría tanto en trabajos experimentales de campo (voladuras de polígono, semindustriales e industriales), como en la descripción cualitativa del modelo que explica los mecanismos de fragmentación de las rocas y que se fundamenta en gran medida en la mecánica de los medios sólidos continuos, presenta como principal limitante el mismo empirismo que la sustenta.

Sus aportes en la voladura de rocas en túneles y en particular, en la voladura de contorno, han sido tomados como soporte teórico en estas investigaciones.

Pokrovsky (1957, 1977, 1980) citado por Egorov *et al.* (2000), en su teoría asume a los procesos ondulatorios como agentes determinantes de la fragmentación y señala que el volumen principal de fragmentación está condicionado por la acción de las ondas reflejadas (fenómenos de descostramiento en la superficie libre).

En su modelo plantea la siguiente expresión de cálculo para determinar la cantidad de barrenos en el frente de laboreo de las excavaciones subterráneas:

$$N = \frac{1,27 q S_p}{k_{ll} \rho_{SE} d_c^2}, \text{ barrenos} \quad (5)$$

Donde:

S_p – Área de la sección transversal de la excavación, m²;

k_{ll} – Coeficiente de llenado de los barrenos;

ρ_{SE} - Densidad de la sustancia explosiva, Kg/m³;

d_c – Diámetro de la carga de sustancia explosiva, m.

Plantea además que el cálculo del consumo específico por métodos empíricos da resultados poco confiables, por lo que recomienda que la determinación de este parámetro se realice por vía experimental para cada caso concreto.

Dolgy & Silantiev (2003) y Lukianov & Gromov (1999) confirman el planteamiento de Pokrovsky (1980) acerca de la determinación del consumo específico y proponen establecer este importante indicador por vía experimental, o asumir su valor a partir de valores tabulados de una serie de voladuras experimentales realizadas en las condiciones minero-geológicas concretas de laboreo de las excavaciones. Al pronunciarse respecto al coeficiente de utilización de los barrenos señalan que este parámetro depende de las propiedades físico - mecánicas de las rocas, del esquema de disposición de los barrenos, del consumo de sustancia explosiva y del coeficiente de llenado de los barrenos, pero destacan que la influencia de estos factores ha sido estudiada aún insuficientemente.

Mielnikov (1974) demuestra mediante el tratamiento estadístico de datos obtenidos en más de 200 frentes de excavación (Para un área de la sección transversal de la excavación mayor de 20 m²) la dependencia entre el consumo específico de sustancia explosiva y el área de la sección transversal [$q_{SE}=f(S_p)$].

La dependencia $q_{SE}=f(S_p)$, es no lineal y fue obtenida de la práctica de los trabajos de voladura en Rusia, EEUU y Suecia. Además introduce en la fórmula de Pokrovsky, la densidad de carga promedio en el frente, a partir de considerar que la densidad de carga de los barrenos de contorno sea inferior a la densidad de carga de los barrenos de corte y de arranque.

Basándose en la relación de la cantidad de barrenos de contorno (N_{cont}) respecto a la cantidad total de barrenos (N) obtenida en el laboreo de excavaciones subterráneas en la central hidroeléctrica de Chirskeisk obtuvo las siguientes expresiones:

$$N_{cont} = 0,34N, \text{ barrenos} \quad (6)$$

$$\gamma = 0,34\gamma_1 + 0,66\gamma_2, \text{ Kg/m}^3 \quad (7)$$

Donde:

γ - Densidad media de carga, Kg/m³;

γ_1 - Es la densidad de carga de los barrenos de contorno, Kg/m³;

γ_2 - Densidad de carga de los barrenos de corte y de arranque, Kg/m³.

Según este investigador el coeficiente de carga influye sobre el coeficiente de aprovechamiento de los barrenos solamente hasta la magnitud 0,75 y añade que un aumento posterior de la longitud de carga solo mejora la fragmentación de las rocas, es por ello que modifica la fórmula de Pokrovsky, quedando de la siguiente forma:

$$N = 1,75 \frac{qS_p}{d^2(0,34\gamma_1 + 0,66\gamma_2)} , \text{ barrenos} \quad (8)$$

Los resultados obtenidos con esta expresión, a pesar de las correcciones introducidas, no han tenido amplia utilización.

Ibolguin (1975) plantea la siguiente metodología para el cálculo de los patrones de voladura:

Número total de barrenos:

$$N = N_{\text{int}} + N_{\text{cont}} , \text{ barrenos} \quad (9)$$

Cantidad de barrenos interiores:

$$N_{\text{int}} = n S_{\text{int}} , \text{ barrenos} \quad (10)$$

Donde:

n - Cantidad de barrenos interiores, que corresponden a 1 m² de área del frente de avance, unidad/m²

$$n = \frac{q_{\text{int}}}{\gamma_{SE}} \quad (11)$$

S_{int} - Área del frente de avance fragmentada por los barrenos interiores, m²;

q_{int} - Consumo de sustancia explosiva en los barrenos interiores (cantidad en peso de sustancia explosiva, necesaria para el mullido y el lanzamiento de 1 m³ de roca en las condiciones planteadas).

$$q_{\text{int}} = q_0 K_{ag} v_{conf} e_{SE} K_c , \text{ kg/m}^3 \quad (12)$$

q_0 - Consumo específico de una sustancia explosiva con una capacidad de trabajo de 420 cm³, cuyo valor numérico se determina por la expresión:

$$q_o = 0,1 f , \text{ kg/m}^3 \quad (13)$$

K_{ag} - Coeficiente que considera el agrietamiento y el carácter de la estratificación de las rocas;

v_{conf} - Coeficiente de confinamiento, que considera el área del frente de avance (S), la longitud del barreno (l_b), la cantidad de superficies desnudas y el lugar de ubicación del corte.

e_{SE} - Coeficiente de capacidad de trabajo de la sustancia explosiva.

$$e_{SE} = \frac{420}{CT_{SE}} \quad (14)$$

K_c - Coeficiente que considera la influencia del diámetro del cartucho de la sustancia explosiva utilizada (valor tabulado).

Y para determinar la masa de sustancia explosiva, que se coloca en un metro lineal de barreno, la expresión:

$$\gamma_{SE} = 0,08 d_c^2 \rho_{SE} K_{comp} K_{ll} , \text{ Kg/m} \quad (15)$$

Donde:

d_c - Diámetro del cartucho de la sustancia explosiva, cm;

ρ_{SE} - Densidad de la sustancia explosiva, g/cm³;

K_{comp} - Coeficiente de compactación de la sustancia explosiva en el proceso de carga, se toma igual a 1,1 para las SE encartuchadas y 1,0 para las SE sueltas;

K_{ll} - Coeficiente de llenado del barreno, valor tabulado que se toma en función del índice de fortaleza (f) y del diámetro del cartucho (d_c).

Y el área del frente de excavación (S_{int}), fragmentado por los barrenos interiores:

$$S_{\text{int}} = S - S_k, \text{ m}^2 \quad (16)$$

Donde:

S - Área total del frente de avance de la excavación, m^2 ;

S_k - Área del frente fragmentada por los barrenos de contorno, m^2 .

$$S_k = P_{\text{exc}} (W_{\text{cont}} + C), \text{ m}^2 \quad (17)$$

Donde:

P_{exc} - Perímetro del contorno de la excavación, m;

W_{cont} - Longitud de la línea de menor resistencia (LMR) de los barrenos de contorno, m.

Posteriormente Shejurdin (1985), recomienda las siguientes expresiones para calcular los parámetros principales de las voladuras en el laboreo de excavaciones:

$$W = \sqrt{\frac{p}{q_{SE} m}}, \text{ m}; \quad a = mW, \text{ m}; \quad p = \frac{\pi d^2 \rho_{SE}}{4}, \text{ Kg/m} \quad (18)$$

Donde:

p - Cantidad de carga de sustancia explosiva por metro lineal de barreno, kg/m;

d - Diámetro del cartucho de sustancia explosiva o diámetro del barreno para sustancias explosivas no encartuchadas, m;

m - Coeficiente de aproximación de las cargas.

Ninguna de las expresiones expuestas con anterioridad considera las características de las rocas y de las sustancias explosivas para establecer los parámetros de la voladura, en todos los casos, se parte de determinar el número de barrenos a partir del área de la sección transversal de la excavación y del diámetro de carga.

Kutusov (1973, 1974, 2000) y Noskov *et al.* (1982), realizan un análisis de los principios de cálculo de los parámetros de la voladura para el laboreo de excavaciones subterráneas y señalan que el consumo específico de sustancia explosiva es la información inicial fundamental.

En opinión de Sargentón (2008), este indicador depende de muchos factores (las propiedades físico-mecánicas de las rocas, la sección transversal, la profundidad y el diámetro de los barrenos, el tipo de explosivo, etc.), lo que hace compleja su determinación, por el hecho de que los factores señalados influyen de forma conjunta y diferente sobre la magnitud de la carga, por lo que concluye que no es posible su determinación por vía teórica.

Los criterios y principios de Langefors & Kihlström (1976); Ibolguin (1975); Noskov *et al.* (1982); Shejurdin (1985); para el diseño de los patrones de voladura son reanalizados, perfeccionados y relanzados por Lukianov & Gromov (1999); Egorov *et al.* (2000); Dolgy & Silantiev (2003); López - Jimeno *et al.* (1994, 2000, 2003) bajo el mismo principio geométrico y sin considerar la acción de la explosión sobre el medio. Otros autores, entre los que se destacan: Palacios, G. (1997); Ouchterlony, F. *et al.* (2000, 2001); Cudmore, B. (2001); Matveichuk, V. (2002); Rouabhi, A. (2004); Blair, DP. & Minchinton A. (2006); Morin, M. (2006); Singh, P. & Narendrula, R. (2007); Hustrulid, W. & Johnson, J. (2008); Melieh, I. (2009); EXSA S.A. (2009); ASA (2009); UEE (2010); Dare-Bryan, PC. *et al.* (2012); Ghasemi, E. (2012); Concha, V. (2012), proponen expresiones y métodos de cálculo para el diseño de patrones de voladura en minas y excavaciones, sin embargo, en sus investigaciones no se concibe este proceso como un sistema que integre las características de los macizos rocosos y la

influencia que tiene una sustancia explosiva (después de la explosión de la misma) sobre este.

En los túneles hidrotécnicos del Tránsito Este – Oeste, y en sentido general, en la construcción de las excavaciones subterráneas que se laborean en Cuba, se emplea para el diseño de las voladuras, la metodología propuesta por Otaño (1998), que consta de los siguientes pasos:

1. Determinación del número total de barrenos:

$$N = 12,7 \frac{q S}{\gamma d_c^2 \rho}, \text{ barrenos} \quad (19)$$

Donde:

q - Gasto específico de sustancia explosiva, Kg/m³;

S - Área de la sección transversal, m²;

γ- Coeficiente de carga de los barrenos;

d_c - Diámetro del cartucho, cm;

ρ - Densidad de la sustancia explosiva en los cartuchos, g/cm³.

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

Corte:

$$N_c = \frac{N}{m}, \text{ barrenos} \quad (20)$$

Arranque:

$$N_a = \frac{N a}{m}, \text{ barrenos} \quad (21)$$

Contorno:

$$N_{co} = \frac{N b}{m}, \text{ barrenos} \quad (22)$$

$$m = 1 + a + b \quad (23)$$

Donde:

a, b - Valores numéricos que dependen de la relación de proporción que se desea obtener para ubicar en el frente la cantidad de barrenos por grupo.

5. Determinación de la masa de carga de SE para cada ciclo:

$$Q = q S P', \text{ kg} \quad (24)$$

Donde:

P' - Profundidad del conjunto de barrenos (arranque y contorno), m.

6. Determinación de la masa media de la carga en un barreno:

$$q_m = \frac{Q}{N}, \text{ kg} \quad (25)$$

7. Determinación de la masa de carga para cada grupo de barreno:

$$\text{Corte: } q_c = (1,1 - 1,2) q_m, \text{ Kg} \quad (26)$$

$$\text{Arranque: } q_a = q_m, \text{ Kg} \quad (27)$$

$$\text{Contorno: } q_{co} = (0,85 - 0,95) q_m, \text{ Kg} \quad (28)$$

9. Determinación del gasto total de sustancia explosiva:

$$Q_T = q_c N_c + q_a N_a + q_{co} N_{co}, \text{ Kg} \quad (29)$$

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

- Distancia media entre los barrenos de contorno.

$$d_m = \frac{P_e}{N_{co}}, \text{ m} \quad (30)$$

P_e – Perímetro de la excavación, m.

Las expresiones descritas con anterioridad presentan una serie de limitantes, entre las que se destacan:

- Parten del área de la sección transversal de la excavación para determinar la cantidad de barrenos a utilizar en cada voladura y consideran como única propiedad del macizo la densidad de las rocas.
- Se distribuye el número de barrenos por grupos a partir de una relación de proporción, que aumenta o disminuye en cantidad, en función de la fortaleza de las rocas y el avance que se desea conseguir, sin considerar la línea de menor resistencia de arranque y contorno.
- Se toma el gasto específico de sustancia explosiva por tablas a partir de los resultados obtenidos con una serie de explosiones experimentales realizadas con Amonita 6JV, para luego ajustar a las condiciones reales en que se proyectan los trabajos.
- No se considera el desacople de las cargas en el contorno de la excavación, ni la acción que ejerce este grupo de barrenos sobre el macizo de rocas.
- Se realiza una distribución de las cargas a partir del perímetro de la excavación, sin considerar la presión que produce la explosión de la sustancia explosiva.

De manera general se puede concluir, que la metodología no considera el principio de la acción de la explosión en el medio para el cálculo de las cargas, aspecto este decisivo en los diseños de voladuras que se realicen.

Sargentón (2008) establece por primera vez criterios para el diseño de voladuras en excavaciones subterráneas fundamentados en la esencia física de la acción de la

explosión, aporte que constituye un fundamento teórico de gran importancia para la presente investigación, sin embargo presenta las siguientes limitantes:

- Basa su estudio en el dimensionamiento geométrico de los parámetros de diseño de las voladuras y establece para cada grupo de barrenos un coeficiente de llenado, que ajusta a partir de las voladuras experimentales realizadas.
- No tiene en cuenta la línea de menor resistencia de los barrenos de contorno para delimitar la cantidad de barrenos de arranque a emplear.
- No determina la relación entre el diámetro de carga y barreno para el grupo de barrenos de contorno.
- No establece la longitud de relleno para cada grupo de barrenos a partir de considerar el diámetro del barreno y las propiedades físico – mecánicas de las rocas.

I.3 Teoría de la voladura de contorno

Los métodos de voladura de contorno fueron iniciados por Holmes en la década de los cincuenta en los Estados Unidos (Holmes, 1961), e introducidos posteriormente en Suecia por Langerfors y Kihlström (1976). En todos los casos se parte del principio de disminuir la presión producida por la detonación de las cargas a partir del desacople de la sustancia explosiva y el barreno.

López Jimeno *et al.* (2003) y EXSA S.A (2009) definen el proceso de la voladura de contorno de la siguiente forma: “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

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, estas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas las direcciones hasta que, por colisión de las ondas de choque en el punto medio entre barrenos, se producen unos esfuerzos medios de tracción complementarios y perpendiculares al plano axial. Las tracciones de 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 la 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.

Puede pues, concluirse que el mecanismo de una voladura de contorno comprende dos fenómenos distintos, uno derivado de la onda de tensión y el otro de la acción de los gases de la explosión, pero que entre ambos guardan un nexo causal”.

Son muchas las técnicas de voladura de contorno que se han desarrollado a lo largo de los años, los métodos más difundidos son las voladuras de precorte y recorte.

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 generalmente de pequeño diámetro y con cargas de explosivos desacopladas. El disparo de los barrenos de precorte se puede realizar simultáneamente junto con los

de arranque pero adelantándose un intervalo de tiempo de 90 a 120 ms. El precorte se usa principalmente en minería a cielo abierto y obras públicas, en minería de interior su aplicación es muy rara, prácticamente limitada a la perforación de pozos verticales (Montoro & Lampaya 2010).

La voladura de contorno de recorte consiste en la explosión de una sola fila de barrenos con cargas desacopladas. Esta técnica implica el arranque hacia un frente libre por lo que el espaciamiento de las cargas es mayor que en el caso anterior y resulta un menor coste.

El uso de la voladura de contorno de precorte en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales se ve limitada esencialmente por los gastos que produce, razón por la cual no será abordada en la presente investigación. Cuando se haga referencia a la voladura de contorno se estará abordando la explosión de recorte.

La mayoría de los investigadores de la fragmentación de rocas con explosivos, entre los que se destacan: Mielnikov & Marchenko (1963,1964); Baron *et al.* (1967); Ivanov & Miloradov (1980); Borovikov & Vaniagin (1995); Shuifer *et al.* (1982); Azarcovich *et al.* (1984, 1996, 1997); Otaño (1998); Konya (1998, 2006); ENAEX S.A (2003); EXSA S.A (2009); López- Jimeno *et al.* (2003); Joe – Boy (2007); Sargentón (2008); Karlinski *et al.* 2009; Díaz- Martínez *et al.* 2012; Diéguez-García *et al.* (2012a, 2012b, 2013a, 2013b), coinciden en que se deben emplear cargas desacopladas en el diseño de las voladuras de contorno como mecanismo para disminuir la presión producida por la detonación de las cargas, sin embargo las expresiones propuestas hasta la actualidad no se integran en una metodología que considere las

características de los macizos de rocas y la acción de una sustancia explosiva sobre este.

A continuación se presentan los parámetros y expresiones más difundidas para el cálculo de las cargas en la voladura de contorno.

Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos

Las propiedades más empleadas para el cálculo de los patrones de voladura de contorno son (López – Jimeno *et al.* 2003):

- Resistencias dinámicas a tracción y a compresión.
- Nivel de alteración de las rocas.
- Grado de fracturación, espaciamiento de discontinuidades, orientación de las fracturas y relleno de las mismas.
- Tensiones residuales del macizo rocoso.

Existe como limitante en la mayoría de las expresiones que se emplean en el diseño de las voladuras que no consideran las propiedades acústicas y elásticas de las rocas, entre las que se destacan la velocidad de las ondas longitudinales, transversales y el módulo de elasticidad.

Propiedades del explosivo

La presión de barreno (presión ejercida en la expansión de los gases de detonación), puede estimarse para cargas acopladas a partir de la ecuación (López – Jimeno *et al.* 2003):

$$PB = 228 \times 10^{-6} \rho_e \frac{VD^2}{1+0,8\rho_e}, \text{ MPa} \quad (31)$$

Donde:

PB - Presión de barreno, MPa;

ρ_e - Densidad del explosivo, g/cm³;

VD - Velocidad de detonación, m/s.

Para cargas desacopladas:

El efecto amortiguador sobre PB, al expansionarse los gases de la cámara de aire, puede cuantificarse a partir del coeficiente entre el volumen de explosivo y volumen de barreno elevado a una potencia de 1,2, que es aproximadamente el ratio de los calores específicos de los gases de la explosión, así resulta:

$$PB_e = PBx \left[\frac{V_e}{V_b} \right]^{1,2} = PBx \left[\sqrt{C_1} \frac{d}{D} \right]^{2,4}, \text{ MPa} \quad (32)$$

Donde:

PB_e - Presión de barreno efectiva, MPa;

D - Diámetro de carga de sustancia explosiva, m;

D - Diámetro del barreno, m;

C₁ - Coeficiente entre la longitud de la carga y la longitud del barreno (C₁=1, para cargas continuas).

Chiappetta, RF. (2001) y P.K. Singh *et al.* (2014), proponen determinar la presión de barreno efectiva de la siguiente forma:

$$PB_e = 1,25 \times 10^{-4} \rho_e (VD)^2 \left(\frac{r_e}{r_h} \right)^{2,6}, \text{ MPa} \quad (33)$$

Donde:

r_e - Radio de carga de sustancia explosiva, mm;

r_h - Radio del barreno, mm.

Estas expresiones son función de la velocidad de detonación, densidad de las rocas y de los diámetros de carga de sustancia explosiva y barreno, que son las variables básicas de este parámetro, sin embargo, la presión no se integra en una metodología para determinar el campo tensional producido por la detonación de las cargas, a partir del cual se establecen los parámetros de la voladura de contorno.

Geometría de la voladura y secuencia de iniciación:

- **Diámetro de perforación**

En los túneles y obras subterráneas los diámetros de perforación más utilizados varían entre 32 mm y 65 mm, realizándose algunas experiencias con barrenos de 75 mm. En los trabajos subterráneos hay que tener en cuenta que un aumento del diámetro de perforación trae como consecuencia inmediata una elevación de los costos de sostenimiento de la roca, debiendo encontrar la combinación diámetro, carga del barreno que proporcione un coste de excavación y sostenimiento mínimo (ENAEX S.A 2003; López – Jimeno *et al.* 2003).

No se ha encontrado en la actualidad una expresión que permita determinar el diámetro de perforación a emplear para una carga dada de sustancia explosiva, que a su vez, posibilite utilizar la máxima distancia permisible entre barrenos. En este trabajo se da respuesta a esta problemática.

- **Espaciamiento y profundidad**

El espaciamiento entre barrenos en una voladura de contorno depende del tipo de roca y diámetro de perforación, y aumenta conforme lo hace en el mismo sentido este parámetro.

En voladuras de recorte se cumplen unas relaciones S/D que oscilan entre 13 y 16, con un valor promedio de 15 (UEE, 2010).

La relación entre la línea de menor resistencia (B) y el espaciamiento debe ser (EXSA S.A, 2009):

$$B= 1,30 S, m \quad (34)$$

Donde:

S - Espaciamiento entre barrenos, m;

D - Diámetro del barreno, m.

Estas expresiones empíricas no tienen en cuenta las tensiones producidas por la detonación de las cargas ni el límite de resistencia de las rocas, parámetros básicos para determinar la distancia entre cargas en una voladura de contorno.

Hustrulid, W. & Johnson, J. (2008), proponen una expresión para el cálculo de la distancia entre cargas que considera la presión de barreno y la resistencia a tracción dinámica de las rocas:

$$S = r_h \left(\frac{P_w + \sigma_t}{\sigma_t} \right), m \quad (35)$$

Donde:

r_h - Radio del barreno, m;

P_w - Presión de barreno, MPa;

σ_t - Resistencia a tracción de las rocas, MPa.

Sin embargo presenta como limitante, que no parte de considerar el estado de tensiones y deformaciones que se produce en el macizo de rocas con la explosión de

las cargas de sustancia explosiva, ni valora el agrietamiento presente en la excavación.

Densidad lineal de carga

Para el cálculo aproximado y rápido de la cantidad de explosivo necesario para diseñar una voladura de contorno pueden emplearse las siguientes expresiones (López – Jimeno *et al.* 2003):

$$q_l = 8,5 * 10^{-5} D, \text{ Kg/m} \quad (36)$$

$$q_s = \frac{D}{130}, \text{ Kg/m}^3 \quad (37)$$

En el manual de tronadura ENAEX S.A (2003), se propone calcular la densidad lineal de carga como:

$$l = 90 * D^2, \text{ g/m} \quad (38)$$

Las ecuaciones anteriores están deducidas como valores medios para explosivos con una densidad de 1,2 g/cm³ y unas rocas con características medias, aspecto este que impide su utilización en una buena parte de los trabajos de voladura en excavaciones subterráneas. Además, son expresiones empíricas que solo parten del diámetro del barreno empleado para establecer la magnitud de la carga.

- **Tiempo de retardo y secuencia de iniciación**

La aparición de una grieta a lo largo de una fila de barrenos está basada en el efecto casi simultáneo de las respectivas ondas de choque, por ello los mejores resultados se obtendrán cuando todos los barrenos estén conectados en la misma línea de cordón detonante o energizados con detonadores del mismo número.

Cuando por problemas de vibraciones debe reducirse la cantidad de explosivo a detonar por unidad de tiempo, se pueden intercalar redes de microrretardo entre distintos grupos de barrenos o iniciar cada grupo con un detonador de microrretardo de distinto número.

En este parámetro existe consenso en la mayoría de los investigadores de la fragmentación de rocas con explosivos, al cual se suma el autor del presente trabajo.

Lo anteriormente expuesto denota la necesidad de una metodología para el diseño de voladuras de contorno que permita establecer los parámetros de la explosión sobre la base de la acción que ejercen las cargas de sustancia explosiva sobre el macizo de rocas, con lo cual se podrán obtener contornos regulares y estables durante la construcción de las excavaciones subterráneas horizontales.

Conclusiones parciales del capítulo I

Los modelos y las metodologías 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.
- No es posible el cálculo analítico del consumo específico de sustancia explosiva, ya que es extremadamente compleja la descripción matemática de las características anisótropas y físico-técnicas de las rocas, que influyen sobre la resistencia de éstas a la voladura.
- El cálculo, diseño y la proyección de las voladuras se realizan sobre la base de la generalización de datos prácticos obtenidos en la ejecución de voladuras en

condiciones de producción, que luego son tabulados y por analogía se extienden a las condiciones en que se proyecta.

- Los principales parámetros de las voladuras para el laboreo de excavaciones subterráneas se seleccionan fundamentalmente en función del índice o coeficiente de fortaleza de las rocas (f), que a su vez, sólo depende de la resistencia a compresión.
- Por lo general se hace limitada referencia a las demás características de resistencia y a las propiedades elásticas y acústicas de las rocas.
- No se cuenta con una expresión matemática para establecer la relación entre el diámetro de carga y barrenos que permita obtener la mínima sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas.
- No se establece la línea de menor resistencia para el grupo de barrenos de contorno a partir de determinar el estado tenso – deformacional que produce la explosión de las cargas de sustancia explosiva.
- No se ha encontrado una metodología para el diseño de las voladuras de contorno fundamentada en la acción de la explosión sobre el medio, que permita establecer los parámetros de la explosión, a partir de considerar las características de las rocas y de las sustancias explosivas, y con esto, disminuir la sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

CAPÍTULO II

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE LOS PATRONES DE VOLADURA DE CONTORNO

Como se mencionó en el capítulo I, las expresiones y métodos de cálculo que existen para el diseño de las voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas, no contemplan la acción de la explosión de las sustancias explosivas sobre el macizo de rocas, principio básico para diseñar voladuras efectivas a partir de las condiciones existentes en los diferentes macizos por los que se laborean las excavaciones.

En la figura 2 y anexo 15, se representan los pasos que componen la metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales.

II.1 Determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas

Para realizar una evaluación de las características físico – mecánicas de las rocas que componen el macizo en una excavación hay que tener en cuenta el estudio de las siguientes propiedades (Otaño, 2010):

1. Densidad (ρ_0);
2. Masa volumétrica (ρ);
3. Resistencia a compresión simple estática $[\sigma_c^e]$;
4. Resistencia a tracción estática $[\sigma_t^e]$;

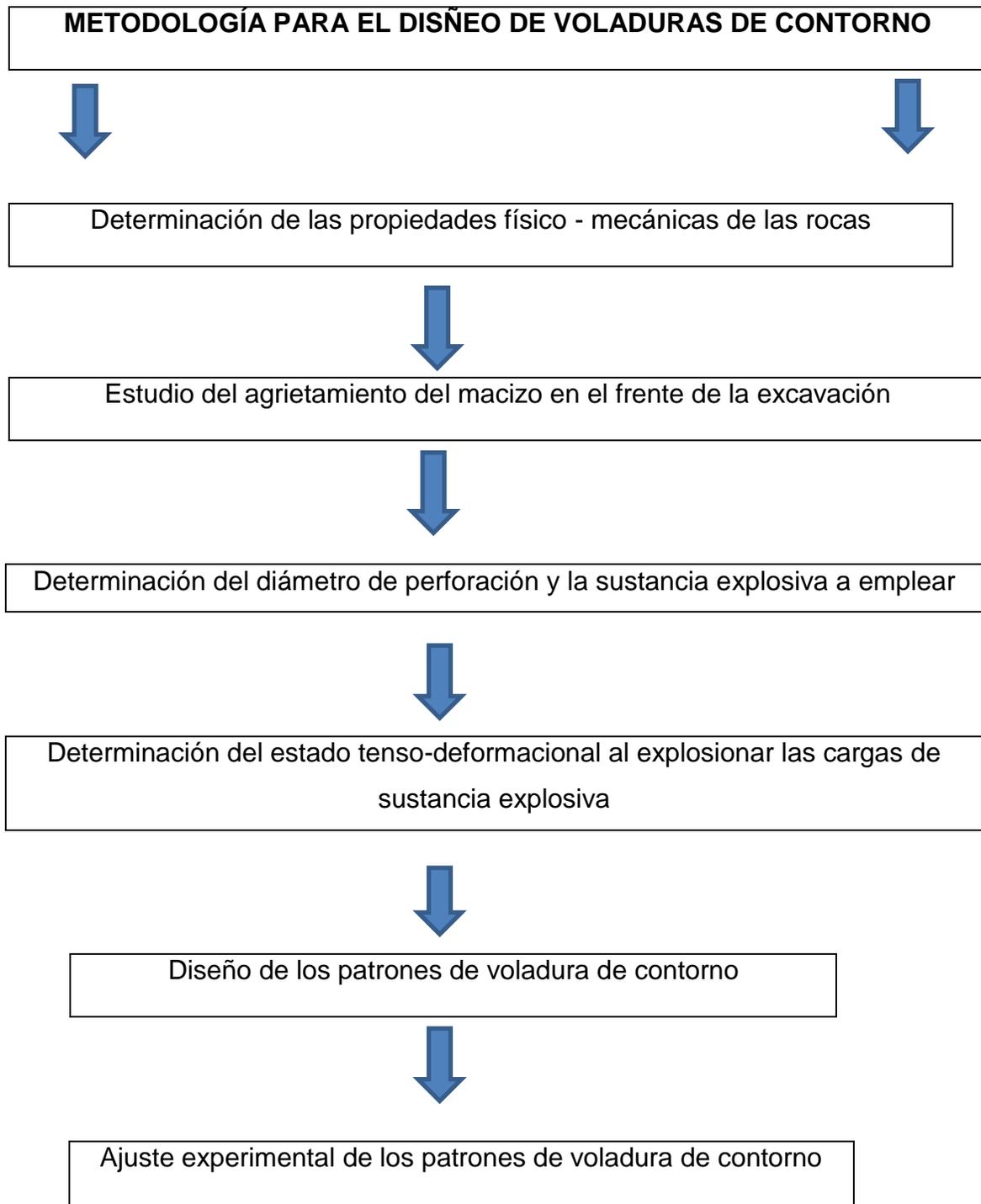


Figura 2. Metodología general para el diseño de las voladuras de contorno.

5. Velocidad de las ondas elásticas longitudinales (V_L):a) Velocidad de las ondas longitudinales en la varilla: V_L^v b) Velocidad de las ondas longitudinales en muestras volumétricas: V_L^m

Todas las propiedades mencionadas con anterioridad se determinan en los laboratorios destinados para estos fines.

A partir de determinar las propiedades de laboratorio, se calculan:

- ✓ Coeficiente de Poisson;
- ✓ Módulo de elasticidad;
- ✓ Velocidad de las ondas transversales;
- ✓ Límite de resistencia a compresión dinámica;
- ✓ Límite de resistencia a tracción dinámica;
- ✓ Límite de resistencia a cortante dinámico.
- ✓ **Coeficiente de Poisson (μ)**

Conociendo las velocidades de las ondas elásticas longitudinales en varilla V_L^v y en muestras volumétricas V_L^m se calcula el coeficiente de Poisson μ (Xanukaev, 1962).

$$\frac{V_L^v}{V_L^m} = \sqrt{\frac{1-\mu-2\mu^2}{1-\mu}} \quad (39)$$

✓ **Módulo de elasticidad (E)**

Con la velocidad de las ondas longitudinales en la varilla y la masa volumétrica de la roca se calcula el módulo de elasticidad E (Xanukaev, 1962).

$$E = \frac{(V_L^v)^2 * \rho}{g}, \text{ MPa} \quad (40)$$

Donde:

ρ - Masa volumétrica, Kg/m³;

g - Aceleración de la gravedad, m/s².

✓ **Velocidad de las ondas elásticas transversales en las rocas (V_t)**

Con el módulo de elasticidad y el coeficiente de Poisson calculados y la masa volumétrica de las rocas, se determina la velocidad de las ondas transversales (Xanukaev, 1962; citado por Otaño, 1998).

$$V_t = \sqrt{\frac{E * g}{\rho} * \frac{1}{2(1 + \mu)}}, \text{ m/s} \quad (41)$$

Resistencia a cargas dinámicas producidas por la explosión de la roca
(Borobikok & Vaniagin, 1985)

✓ **Límite de resistencia a compresión dinámica**

$$[\sigma_c^d] = k_{dc} [\sigma_c^e] \quad (42)$$

Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a compresión:

$$k_{dc} = 16,38 - 0,9 \times 10^{-11} \rho_0 V_L^2 \quad (43)$$

Para todos los casos se cumple que: $V_L = V_L^m$

✓ **Límite de resistencia a tracción dinámica**

$$[\sigma_t^d] = k_{dt} [\sigma_t^e] \quad (44)$$

Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a tracción:

Para rocas monolíticas no alteradas por procesos de intemperismo:

$$k_{dt} = 4,81 - 0,97 \times 10^{-11} \rho_0 V_L^2 \quad (45)$$

Para rocas agrietadas alteradas por el intemperismo:

$$k_{dt} = 3,44 - 0,2 \times 10^{-10} \rho_0 V_L^2 \quad (46)$$

✓ **Límite de resistencia a cortante dinámico**

La resistencia a cortante dinámico de las rocas se puede calcular por la fórmula de Lundburg (Borobikov & Vaniagin, 1985) obtenida por él sobre la base de la medición de la resistencia crítica de las rocas a cortante en condiciones de elevadas presiones hidrostáticas, suponiendo que la carga de las rocas por la presión hidrostática es equivalente a la presión cuasiestática de los productos de la explosión en la cavidad de camuflaje.

En este caso la fórmula de Lundburg relativa a la resistencia dinámica a cortante

$[\sigma_{cor}^d]$ considerando la carga de las rocas por los productos cuasiestáticos de la explosión tiene la forma:

$$[\sigma_{cor}^d] = [\sigma_{cor}^o] + \frac{\varphi P_0}{1 + \varphi P_0 / \{ [\sigma_{cor}^{hi}] - [\sigma_{cor}^o] \}} \quad (47)$$

Donde:

$[\sigma_{cor}^o]$ -Límite de resistencia a cortante de las rocas a presión atmosférica, Pa;

$[\sigma_{cor}^{hi}]$ - Límite de resistencia a cortante de las rocas a presión hidrostática, Pa;

ϕ - Coeficiente de fricción interna;

P_o - Presión pseudo estática de los productos de la explosión, Pa.

$$P_o = 13,7Kr(\rho_0 * v_t^2)^{0,73} \quad (48)$$

Donde kr , es un coeficiente de recálculo de la presión inicial de los productos de la explosión, y se determina de la siguiente forma:

$$k_r = \frac{\rho_{se} V_d^2}{\rho_T V_{dT}^2} \quad (49)$$

Donde:

ρ_T y V_{dT} - Son la densidad y velocidad de detonación de la sustancia explosiva patrón ($\rho_T = 1600 \text{ Kg/m}^3$, $V_{dT} = 6910 \text{ m/s}$).

II.2 Estudio del agrietamiento en la excavación

El estudio del agrietamiento se realiza siguiendo las etapas propuestas por Kazikaev, 1981 y Hoek, 2007a, 2007b, 2007c, 2008.

El resultado del estudio del agrietamiento caracteriza la estructura de las rocas, las cuales son necesarias para la investigación del mecanismo de fragmentación por voladura, e incluye los parámetros siguientes: orientación de las grietas en el espacio (ángulo de buzamiento y azimut del buzamiento); intensidad del agrietamiento: contiene abertura de las grietas en los sistemas; indicadores de calidad del agrietamiento: material de relleno y volumen total de la cavidad de las grietas. (Bukrinsky, 1985 y Kalinchenko *et al.* 2000).

Para estudiar el agrietamiento se efectúan mediciones en el frente de la excavación, esto permitirá conocer el comportamiento de las tensiones ante la interacción con el sistema de grietas, con lo cual se podrán realizar diseños de voladura de contorno que tengan en cuenta las características de los macizos rocosos.

II.3 Determinación del diámetro de perforación y la sustancia explosiva a emplear

Sustancia explosiva a emplear

Para la elección de la sustancia explosiva a emplear hay que tener en cuenta (Manual de perforación y voladuras de rocas, 1994):

- Posibilidades reales de suministro;
- Precio del explosivo;
- Diámetro de carga;
- Características de las rocas;
- Volumen de roca a volar;
- Presencia de agua.

Posibilidades reales de suministro

Las posibilidades reales de suministro hay que tenerlas en cuenta de acuerdo con la ubicación de los trabajos, los centros de suministro de estos y los accesorios, así como los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de algunas sustancias.

Precio del explosivo

Siempre hay que elegir el explosivo más barato dentro de aquellos que sean capaces de realizar un trabajo determinado. Al hablar de precio del explosivo hay que hacerlo expresando éste por unidad de energía disponible (unidad monetaria/ kJ) y no por unidad de peso. Hay que considerar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo y que en las rocas fuertes y muy fuertes, la perforación es muy costosa, por lo que la disminución de esta puede compensar la utilización de explosivos caros, pero más potentes.

Diámetro de carga

Es necesario conocer el diámetro crítico de la SE, sobre todo en los explosivos que varían fuertemente la velocidad de detonación al variar el diámetro. Normalmente para las voladuras en túneles se emplean como sustancias explosivas los hidrogeles y las emulsiones encartuchadas.

Características de las rocas

Al elegir el explosivo es necesario considerar la estructura del macizo rocoso. En los macizos fuertes monolíticos se deben de utilizar explosivos con elevada densidad y velocidad de detonación que tendrán una mayor presión en la explosión, mientras que en macizos muy agrietados son recomendables los explosivos con densidad y velocidad menores, que producen una menor presión en la onda de detonación.

Volumen de roca a volar

Los volúmenes de roca a volar condicionan la forma de realizar la carga de la SE en los barrenos, cuando las cantidades de explosivo son grandes puede ser racional su utilización a granel con carga mecanizada.

Presencia de agua

La presencia de agua en los barrenos implica que para utilizar las SE a base de nitrato de amonio (ANFO, Nitromiel) hay que tomar medidas especiales, como la desecación de estos, o el encartuchado en fundas plásticas. En los casos de afluencia de agua no controlable, hay que utilizar hidrogeles o emulsiones.

Diámetro de perforación

El diámetro de los barrenos es un parámetro importante en el laboreo de excavaciones, al elegirlo hay que tener en cuenta (Otaño, 1998):

- Área de la sección transversal de la excavación;
- Fortaleza de las rocas;
- Tipo de sustancia explosiva;
- Potencia de la máquina perforadora;
- La densidad de la carga.

En excavaciones con sección trasversal pequeña se deben utilizar diámetros pequeños para obtener un mayor número de barrenos y lograr mejor contorno.

Al trabajar con rocas de mayor fortaleza el diámetro de los barrenos debe ser mayor, pero conjugando esto siempre con la potencia de la sustancia explosiva y la máquina perforadora, pues al aumentar el diámetro disminuye la velocidad de perforación y en mayor grado en las rocas más fuertes.

Al elegir el diámetro de perforación hay que tener en cuenta la sustancia explosiva, debido a que cada una de ellas tiene un diámetro crítico por debajo del cual no

detona o la detonación no es estable, y además, hay que considerar el diámetro de los cartuchos para obtener una buena densidad de carga.

En la elección del diámetro hay que tener presente también la granulometría de la roca que se requiere de acuerdo con los equipos de carga utilizados, pues al aumentar el diámetro disminuye el número de barrenos, aumenta la distancia entre ellos y aumenta la salida de fracciones gruesas.

II.4 Determinación del estado tenso-deformacional al explosionar las cargas de sustancia explosiva

La determinación del estado tenso-deformacional al explosionar cargas de sustancia explosiva en el laboreo de excavaciones subterráneas debe realizarse para cargas compactas (barrenos de corte y arranque) y desacopladas (barrenos de contorno).

II.4.1 Estado tenso-deformacional al explosionar cargas compactas

- **Se determina la presión en el frente de la onda de detonación de la sustancia explosiva** (Borobikok & Vaniagin, 1985; citado por Otaño, 1998)

$$p = \frac{\rho_{se} (v_d)^2}{k + 1}, \text{ Pa} \quad (50)$$

Donde:

ρ_{se} - Densidad de la sustancia explosiva, Kg/m³;

V_d - Velocidad de detonación de la SE, m/s;

k - Índice de la adiabática de los productos de la explosión; $K = f(\rho_{se})$. Se determina interpolando en la tabla 1.

Tabla 1. Índice de la adiabática de los productos de la explosión

ρ_{se} (g/cm ³)	0,1	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25	1,75
k	1,3	1,6	2,2	2,8	3,0	3,2	3,4

- **Se determina la velocidad de los productos de la explosión** (Borobikok & Vaniagin, 1985; citado por Otaño, 1998)

$$v = \frac{V_d}{k + 1}, \text{ m/s} \quad (51)$$

- **Se determina el coeficiente de refracción acústica de las ondas** (Borovikov & Vaniagin, 1974)

$$k_R = \frac{2\rho_o V_L}{\rho_{se} V_d + \rho_o V_L} \quad (52)$$

- **Se determina el valor inicial de la presión en el frente de las ondas refractadas a la roca** (Borovikov & Vaniagin, 1974)

$$Pr^{[i]} = k_R \cdot p, \text{ Pa} \quad (53)$$

- **Se determinan los coeficientes empíricos A y m** (Gogoliev, 1965)

$$\text{Si } \frac{Pr^{[i]}}{\rho_o (v_L)^2} < 0,1 \quad \text{entonces } A = 3 \text{ y } m = 3. \quad (54)$$

$$\text{Si } 0,1 \leq \frac{Pr^{[i]}}{\rho_o (v_L)^2} \leq 35 \quad \text{entonces } A = 5,5 \text{ y } m = 5. \quad (55)$$

- **Se determina la presión máxima (Pr) en el frente de las ondas refractadas en la pared del barreno** (Gogoliev y otros, 1968)

Se calcula en dependencia de la relación entre la resistencia de onda de la sustancia explosiva ($\rho_{se}v_d$) y la resistencia de onda de la roca ($\rho_o v_L$).

Si $\rho_o v_L \geq \rho_{se} v_d$

$$\left\{ \frac{\text{Pr}}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{\text{Pr}}{\rho_o V_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v - \frac{\sqrt{2k}(\text{Pr} - p)}{\left\{ \rho_{se}(k+1)[\text{Pr}(k+1) - p(k-1)] \right\}^{1/2}} \quad (56)$$

Si $\rho_o v_L < \rho_{se} v_d$

$$\left\{ \frac{\text{Pr}}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{\text{Pr}}{\rho_o V_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v + \frac{2kV_d}{k^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{\text{Pr}}{p} \right)^{\frac{k-1}{2k}} \right] \quad (57)$$

Pr se puede determinar por uno de los métodos de aproximación o grafoanalíticamente.

- **Se determina la máxima amplitud de las tensiones en la componente radial de las ondas al difundirse por el macizo alrededor de la carga** (Borobikok & Vaniagin, 1974; citado por Otaño, 1998)

$$\sigma_{r \max} = \frac{\text{Pr}}{\left(\frac{r}{r_0} \right)^{1,08}}, \text{ MPa} \quad (58)$$

Donde:

\bar{r} - Distancia relativa del punto considerado del macizo al centro de la carga.

$$\bar{r} = \frac{r}{R_c^e} \quad (59)$$

Donde:

r - Distancia del punto considerado del macizo al centro de la carga, m;

R_c^e - Radio de carga equivalente.

$$R_c^e = R_c \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_p Q_p} \right)^\lambda \quad (60)$$

Donde:

R_c - Radio de la carga de SE utilizada, m;

ρ_{se} y ρ_p - Densidad de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente

($\rho_p = 1500 \text{ Kg/m}^3$);

Q_{se} y Q_p - Calor de la explosión de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente ($Q_p = 5950 \text{ kJ/Kg}$);

$\lambda = 1/2$ - Para cargas cilíndricas.

- **Se determina la máxima amplitud en la componente tangencial de estas ondas** (Borovikov & Vaniagin, 1985)

$$\sigma_{t \max} = (C_1 + C_2 \bar{r}) \sigma_{r \max}, \text{ MPa} \quad (61)$$

Donde:

C_1 y C_2 - Son magnitudes adimensionales que dependen de la dureza acústica de las rocas.

$$C_1 = 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_o v_L \quad (62)$$

$$C_2 = (0,07 - 0,224 * 10^{-7} \rho_o v_L) * 10^{-2} \quad (63)$$

- **Se determina la máxima amplitud de las tensiones a cortante** (Borovikov & Vaniagin, 1985)

$$\sigma_{cor\max} = \frac{\sigma_{r\max} - \sigma_{t\max}}{2}, \text{ MPa} \quad (64)$$

Se construyen los gráficos de extinción de las tensiones

Los gráficos de extinción de las tensiones permiten establecer los radios relativos de trituración, agrietamiento y descostramiento, a partir de encontrar el punto de intersección de las tensiones con el límite de resistencia de las rocas.

Anteriormente se mencionó que la modelación del campo tenso – deformacional comprende el estudio de la explosión para cargas compactas y desacopladas, es por ello, que para cada caso concreto se debe realizar el gráfico correspondiente.

En la figura 3 se presenta un gráfico que muestra cómo se obtiene el radio relativo de trituración a partir de encontrar el punto donde se corta el límite de resistencia a cortante dinámico, con las tensiones a cortante producidas después de la explosión de las cargas.

El radio de agrietamiento relativo se establece considerando las tensiones tangenciales y el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas (ver figura 4).

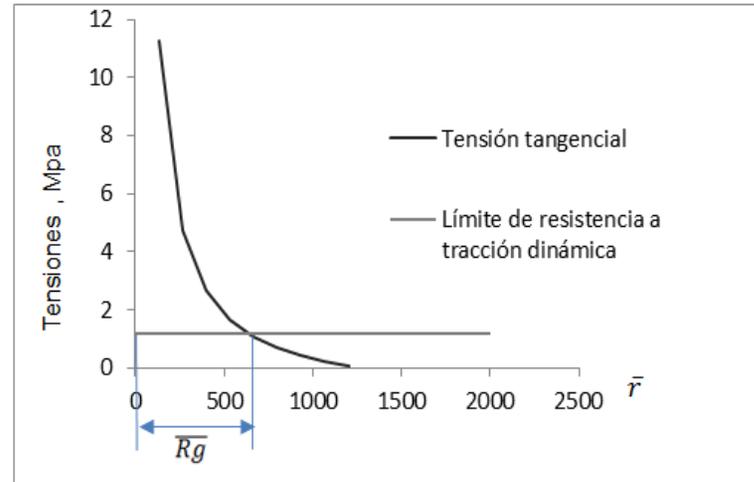
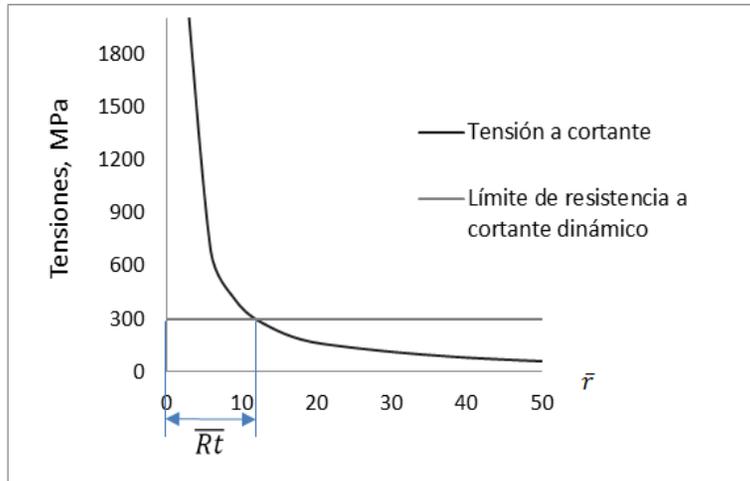


Figura 3. Curvas de extinción de las tensiones a cortante. Figura 4. Curvas de extinción de las tensiones tangenciales.

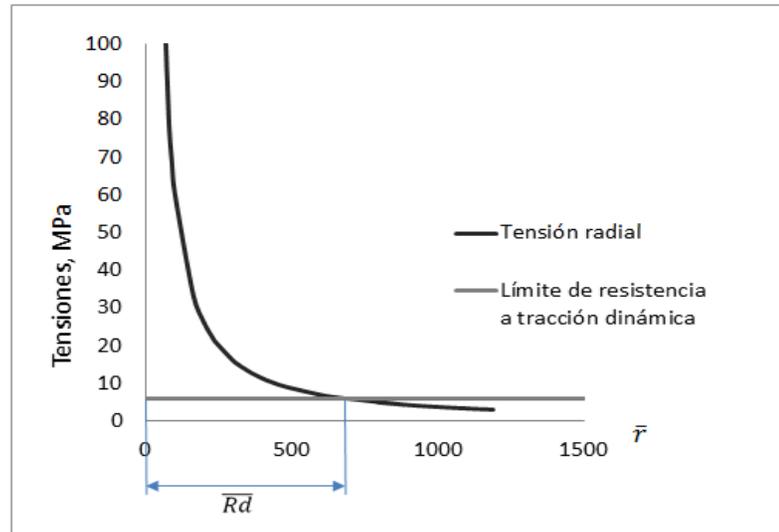


Figura 5. Curvas de extinción de las tensiones radiales.

Por último se establece el radio de descostramiento, considerando las tensiones radiales y el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas (ver figura 5).

Se determinan los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento

Una vez encontrados los radios relativos de trituración (\overline{Rt}), agrietamiento (\overline{Rg}) y descostramiento (\overline{Rd}), se determinan los radios de trituración ($\dot{R}t$), agrietamiento ($\dot{R}g$) y descostramiento ($\dot{R}d$) para un macizo monolítico (Borobikok & Vaniagin, 1974; citado por Diéguez – García *et al.* 2013a).

$$\dot{R}t = \overline{Rt} * R_c^e, \text{ m} \quad (65)$$

$$\dot{R}g = \overline{Rg} * R_c^e, \text{ m} \quad (66)$$

$$\dot{R}d = \overline{Rd} * R_c^e, \text{ m} \quad (67)$$

Finalmente se determinan los radios de trituración (Rt), agrietamiento (Rg) y descostramiento considerando el debilitamiento de las tensiones producto del agrietamiento.

El coeficiente de debilitamiento de la amplitud de las tensiones con el agrietamiento (K_{db}) en las direcciones de la línea de menor resistencia (K_{dbw}) y de la línea de unión de las cargas (K_{dba}) depende de la resistencia acústica de las rocas ($\rho_o V_L$) y del material de relleno de las grietas ($\rho_{re} V_{re}$), así como del valor suma de la abertura de las grietas en el sector considerado $\sum \delta_g$ (Borovikov & Vaniagin, 1985).

$$K_{db} = \left\{ 1 - 0,2 \left(\sum \delta_g^- \right) - 0,12 \left(\sum \delta_g \right)^2 \right\} \gamma_r \quad (68)$$

Donde:

δ_g - Abertura de las grietas, m.

$$\sum \delta_g^- = \frac{\sum \delta_g}{R_c^e} \quad (69)$$

γ_r – Coeficiente que depende del material que rellena las grietas.

$$\gamma_r = 0,81 * \rho_o V_L * 10^{-7} \frac{(12,1 * 10^6 + \rho_{re} V_{re})^3 (\rho_o V_L - \rho_{re} V_{re})}{(\rho_o V_L + \rho_{re} V_{re})^3 (12,1 * 10^6 - \rho_{re} V_{re})} \quad (70)$$

II.4.2 Estado tenso-deformacional al explotar cargas desacopladas con espacio anular de aire

Cuando ocurre la explosión de la carga, en el interior del barreno se produce el proceso de expansión adiabática de los productos de esta, según la expresión (Joe – Boy, 2007):

$$P_d = P \left(\frac{d_{se}}{d_b} \right)^3, \text{ Pa} \quad (71)$$

Donde:

d_{se} - Diámetro de la carga de sustancia explosiva, m;

d_b - Diámetro del barreno, m.

A partir de calcular la presión en el frente de la onda de detonación para cargas desacopladas (P_d), se determina la presión refractada a la roca y el campo tenso deformacional siguiendo el mismo procedimiento descrito con anterioridad para la explosión de cargas compactas (ver expresiones desde la 51 hasta la 70).

Teniendo en cuenta que en el laboreo de excavaciones subterráneas se emplean en la mayoría de los casos sustancias explosivas encartuchadas y que esto implica un desacople entre el explosivo y la cámara de carga, se recomienda que para todos los grupos (corte, arranque y contorno) se determine la presión en el frente de la onda

de detonación empleando la expresión 71. Esto implica que si el diámetro de la sustancia explosiva es igual al diámetro del barreno, el valor de P_d será igual al obtenido en la expresión 50.

II.5 Diseño de los patrones de voladura de contorno

La distribución de los cargas para el arranque en el laboreo de excavaciones subterráneas se realiza a partir de la ubicación en el frente de los grupos de barrenos de corte (cuele), de arranque y de contorno.

II.5.1 Diseño de los barrenos de corte

Los cortes pueden clasificarse atendiendo a dos grandes grupos (López – Jimeno *et al.* 2003):

- a) Cortes de barrenos paralelos
- b) Cortes de barrenos con ángulos

Los primeros son los que más se emplean en proyectos con perforación mecanizada, mientras que los del segundo grupo han caído en desuso por la laboriosidad de la perforación y solo se aplican en excavaciones pequeñas.

En la actualidad no existe un método que permita seleccionar un corte específico para cada trabajo, ya que se podrían obtener buenos resultados con diferentes diseños de estos en una misma excavación.

Teniendo en cuenta esto, se propone integrar en la metodología los criterios obtenidos por Sargenton, 2008 (Expresiones matemáticas: 72-79), los cuales permiten, independientemente del tipo de corte elegido, establecer los parámetros geométricos óptimos de diseño.

Es importante destacar que la influencia del diseño del corte en la voladura de contorno es mínima, debido a la poca acción que ejercen las tensiones en la zona del macizo que ocupa el contorno de la excavación, sin embargo la metodología propuesta integra los tres grupos de barrenos, lo cual permitirá realizar diseños de voladuras de contorno efectivos durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Cortes con barrenos paralelos

Actualmente es el tipo de corte que se utiliza con mayor frecuencia en la excavación de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de éstas. Consta de uno o dos barrenos vacíos de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los barrenos cargados. El tipo de corte con barrenos paralelos más empleado es el de cuatro secciones.

En las figuras 6 y 7 se representan los principales parámetros para el diseño de estos cortes, a partir de determinar los radios de trituración y el diámetro del taladro de compensación (vacío).

- Distancia del barreno cargado al taladro de compensación.

$$B_1 = Rt_c + \frac{Dt}{2}, \quad m \quad (72)$$

Donde:

Dt : Diámetro del taladro vacío, m;

Rt_c : Radio de trituración considerando el agrietamiento para el grupo de barrenos de corte, m;

$$Rt_c = \ddot{R}t_c * K_{abw}, \quad m \quad (73)$$

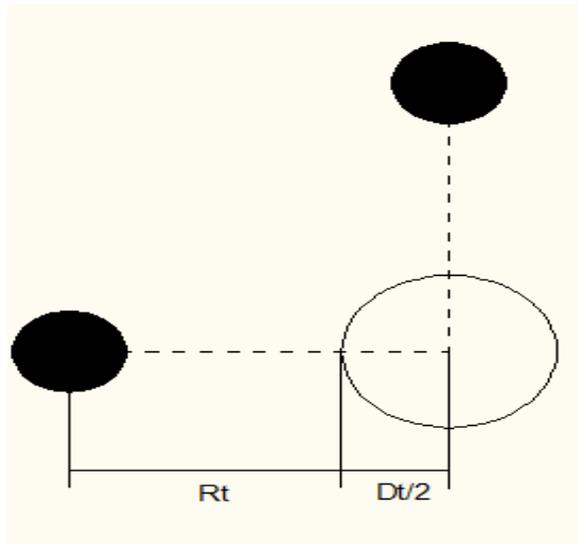


Figura 6. Parámetros geométricos para el diseño del corte con un taladro de compensación.

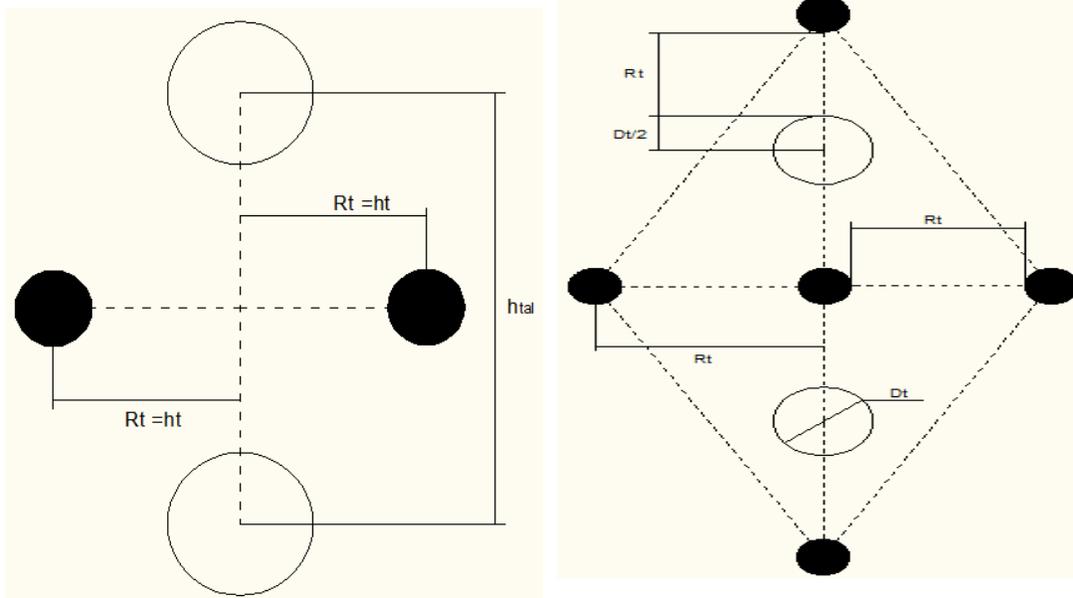


Figura 7. Parámetros geométricos para el diseño del corte con dos taladros de compensación.

$R\ddot{t}_c$: Radio de trituración para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de corte, m.

- Distancia desde el centro del barreno cargado al eje de unión de los taladros de compensación.

$$Rt_c = ht, \text{ m} \quad (74)$$

- Distancia entre los centros de los taladros vacíos.

$$h_{tal} = 2\sqrt{\frac{Dt^2 - 4Rt_c Dt}{4}} = \sqrt{Dt^2 - 4Rt_c Dt}, \text{ m} \quad (75)$$

Cortes de barrenos con ángulos

Este grupo cada día se utiliza menos por la gran laboriosidad en la perforación de los barrenos.

El corte de barrenos con ángulo más empleado para el laboreo de excavaciones subterráneas es el de cuña.

Para cortes con barrenos inclinados

- Distancia entre filas de los pares de barrenos.

$$a_{cuña} = 2R\ddot{g}_c * K_{dba} * K_s, \text{ m} \quad (76)$$

Donde:

$R\ddot{g}_c$ - Radio de agrietamiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de corte, m;

K_s - Coeficiente de solape: tiene en cuenta el solape de las zonas de trituración y de agrietamiento del par de barrenos en el primer caso y de los barrenos situados en

dos filas contiguas en el segundo caso. Se asume para la zona de trituración igual a 0,9 y para la zona de agrietamiento igual a 0,5.

- Distancia por el fondo entre los barrenos en la fila.

$$b_{cuña} = 2R\dot{t}_c * K_{dbw} * K_s, m \quad (77)$$

- Distancia entre las bocas de los barrenos en la fila.

$$W_{cuña} = \frac{2(a_{cuña} - b_{cuña})}{k_{ll}} + b_{cuña}, m \quad (78)$$

Donde:

k_{ll} - Coeficiente de llenado del barreno de corte.

- Ángulo de inclinación de los barrenos en el corte.

$$\alpha_{cuña} = \arccos \frac{(W_{cuña} - b_{cuña})}{2l_b}, m \quad (79)$$

Donde:

l_b - Longitud del barreno de corte, m

En la figura 8 se muestran los parámetros geométricos principales de los cortes con barrenos inclinados.

- **Longitud de relleno**

Para el cálculo de la longitud de relleno se toma la porción superior de la carga, con longitud $\Delta l_c = (1,5 - 5)d_b$, de modo que se pueda considerar como una carga concentrada y se determina el radio de esta carga como si fuera una carga esférica (Borovikov & Vaniagin 1985).

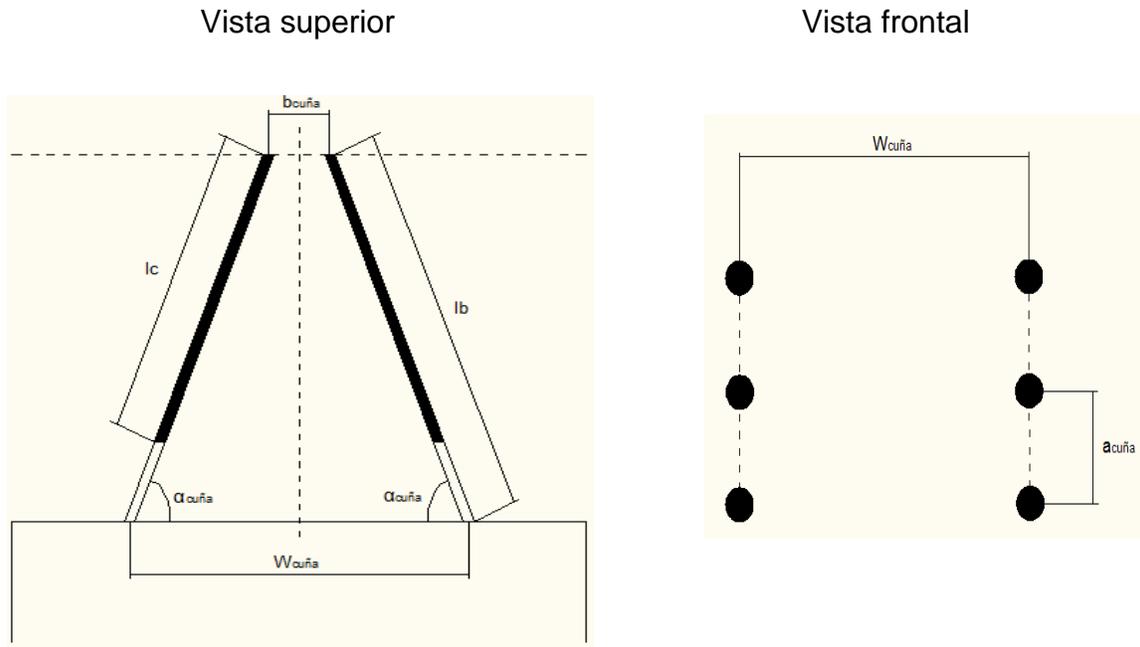


Figura 8. Esquema de disposición de los barrenos en el corte de cuña.

$$l_r = \bar{l}_r * (R_c^{esf})^e, \text{ m} \tag{80}$$

Donde:

\bar{l}_r - Longitud relativa de relleno;

$(R_c^{esf})^e$ - Radio de carga esférica equivalente;

R_c^{esf} - Radio de carga esférica, m.

$$R_c^{esf} = \sqrt[3]{\frac{3}{16} (d_b)^2 \Delta l_c}, \text{ m} \tag{81}$$

Donde:

d_b - Diámetro del barreno, m.

$$(R_c^{esf})^e = R_c^{esf} \left(\frac{\rho_{se} * Q_{se}}{\rho_p * Q_p} \right)^{\frac{1}{3}} \tag{82}$$

Donde:

ρ_{se} y ρ_p - Densidad de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente

($\rho_p = 1500 \text{ Kg/m}^3$);

Q_{se} y Q_p - Calor de la explosión de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente ($Q_p = 5950 \text{ kJ/Kg}$).

$$\bar{l}_r = \frac{1}{2} \left[1 + \left(\frac{\mu}{1-\mu} \right)^{0,5} \right] \left(\frac{2,25 \rho_0 V_L}{\sigma_t^d} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (83)$$

Donde:

ρ_0 - Densidad de las rocas, t/m^3 ;

V_L - Velocidad de las ondas elásticas longitudinales, m/s ;

σ_t^d - Límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas, MPa .

- **Longitud de la carga** (Diéguez – García *et al.* 2014b)

$$L_{c_c} = L_{b_c} - l_r, \text{ m} \quad (84)$$

Donde:

L_{b_c} - Longitud del barreno, m .

- **Número de cartuchos en cada barreno** (Diéguez – García *et al.* 2014b)

$$N_{c_c} = \frac{L_{c_c}}{l_{cart}}, \text{ cartuchos} \quad (85)$$

Donde:

l_{cart} - Longitud del cartucho, m .

Una vez calculado el número de cartuchos se precisa la longitud real de carga (l_{rc_c})

y de relleno ($l_{r_{rell}}$):

$$l_{rc_c} = N_{c_c} * l_{cart}, \text{ m} \quad (86)$$

$$lr_{rell} = Lb_c - lrc_c, m \quad (87)$$

- **Número total de cartuchos** (Diéguez – García *et al.* 2014b)

$$N_{Tc} = Nc_c * Nb_c, \text{ cartuchos} \quad (88)$$

Donde:

Nb_c - Número de barrenos de corte.

- **Magnitud de la carga** (Diéguez – García *et al.* 2014b)

$$Q_c = N_{Tc} * m_c; \text{ Kg} \quad (89)$$

Donde:

m_c - masa de un cartucho, Kg.

II.5.2 Diseño de los barrenos de arranque

A consecuencia de la voladura de los barrenos de corte, se debe crear una cavidad suficiente y necesaria, que permita la formación de la segunda superficie libre. Los parámetros principales de este grupo de barrenos son:

- **Línea de menor resistencia de los barrenos de arranque** (Pedro – Alexandre, 2006)

$$W_a = \frac{R\ddot{g}_a + R\ddot{d}_a}{2} * K_{dbw}, m \quad (90)$$

Donde:

$R\ddot{g}_a$ – Radio de agrietamiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de arranque, m;

$R\ddot{d}_a$ – Radio de descostramiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de arranque, m.

- **Distancia entre barrenos de arranque** (Sargentón, 2008)

$$D_{arr} = 2R\ddot{g}_a * K_{dba} , m \quad (91)$$

- **Longitud de los barrenos de arranque** (Otaño, 1998)

$$Lb_a = Pc - 0,2, m \quad (92)$$

Donde:

Pc - Profundidad de los barrenos de corte, m.

- **Cantidad de barrenos de arranque**

El número de barrenos de arranque (Nb_a) se determina luego de delimitar el área que queda entre la línea de menor resistencia de los barrenos de arranque (W_a) y de contorno (W_{co}), ver figura 9. Se ubican a la distancia calculada en la expresión 91.

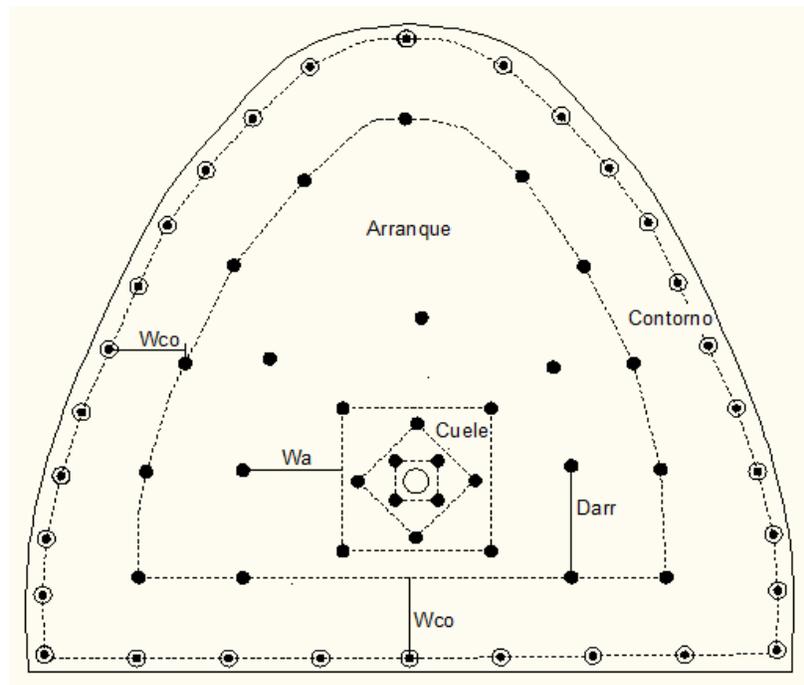


Figura 9. Distribución de los barrenos en el frente de excavación.

A partir de determinar la cantidad de barrenos de arranque, se procede al cálculo del resto de los parámetros (longitud de relleno, longitud de carga, número de cartuchos

en cada barreno y magnitud de carga para los barrenos de arranque) siguiendo el mismo procedimiento que para los barrenos de corte, descritos en las ecuaciones de la 80 a la 89.

II.5.3 Diseño de los barrenos de contorno

El diseño de los parámetros de este grupo de barrenos se debe realizar con cargas desacopladas con espacios radiales de aire, esta tecnología es imprescindible para lograr contornos rocosos más lisos y menos agrietados, con los cuales se obtiene mayor estabilidad de las excavaciones, disminuyen los riesgos de accidentes y las superficies denudadas de las excavaciones ofrecen menos resistencia al paso del aire y del agua por la excavación.

Los parámetros principales son: desacople entre la carga de sustancia explosiva (d_c) y el diámetro del barreno (d_b), distancia entre los barrenos de contorno (a_{co}) y distancia del eje del barreno al contorno proyectado de la excavación (c). En la figura 10 se representan estos parámetros.

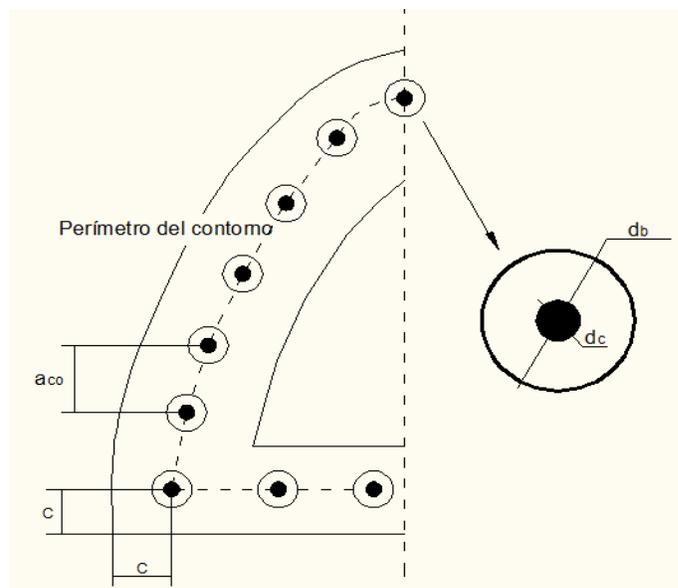


Figura 10. Parámetros principales de los barrenos de contorno.

- **Relación entre el diámetro de carga y barreno**

Este es uno de los parámetros de mayor importancia en el diseño de las voladuras de contorno. En esta metodología se establece la relación entre el diámetro de carga de sustancia explosiva (cuando se emplean cargas continuas desacopladas) y el diámetro del barreno para que se produzca el corte por la línea de unión de las cargas y a la vez no existan daños en el macizo de rocas producto de la explosión de las cargas en el contorno, esto ocurre siempre que se cumpla lo siguiente (Diéguez-García, 2013b, 2014a):

$$\sigma_c^d \geq P_d \geq \sigma_t^d \quad (93)$$

$$\sigma_c^d \geq P \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^3 \geq \sigma_t^d \quad (94)$$

$$\left(\frac{\sigma_c^d}{P} \right)^{1/3} \geq \frac{d_c}{d_b} \geq \left(\frac{\sigma_t^d}{P} \right)^{1/3} \quad (95)$$

$$\left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_c^d} \right)^{1/3} \leq d_b \leq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_t^d} \right)^{1/3} \quad (96)$$

De aquí se derivan dos condiciones para la elección del diámetro del barreno a partir de un diámetro de carga determinado:

1. $d_b \geq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_c^d} \right)^{1/3}, m \quad (97)$

2. $d_b \leq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_t^d} \right)^{1/3}, m \quad (98)$

Las expresiones 97 y 98 permiten establecer los valores máximos y mínimos del diámetro de barreno a emplear en el diseño de la voladura de contorno. Una vez que se comprueban estas condiciones se procede al cálculo de los restantes parámetros.

Distancia entre cargas en el contorno (Sargentón, 2008)

$$a_{co} = 2R\ddot{g}_{co} * K_{dba}, m \quad (99)$$

Donde:

$R\ddot{g}_{co}$ - Radio de agrietamiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de contorno, m.

- **Distancia del centro de los barrenos al contorno proyectado de la excavación (Sargentón, 2008)**

$$c = R\ddot{t}_{co} * K_{dbw}, m \quad (100)$$

Donde:

$R\ddot{t}_{co}$ - Radio de trituración para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de contorno, m.

- **Línea de menor resistencia de los barrenos de contorno (Pedro – Alexandre, 2006)**

$$W_{co} = \frac{R\ddot{g}_{co} + R\ddot{d}_{co}}{2} * K_{dbw}, m \quad (101)$$

Donde:

$R\ddot{d}_{co}$ - Radio de descostramiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de contorno, m.

- **Cantidad de barrenos de contorno (Otaño, 1998; Diéguez - García *et al.* 2014b)**

$$Nb_{co} = \frac{P_{co}}{a_{co}}, \text{ barrenos} \quad (102)$$

Donde:

P_{co} - Perímetro que ocupan los barrenos de contorno considerando la distancia c, m.

- **Longitud de los barrenos de contorno** (Otaño, 1998)

$$L_{b_{co}} = L_{b_a}, \text{ m} \quad (103)$$

- **Longitud de la carga** (Diéguez - García, 2014a)

La carga en el grupo de barrenos de contorno (para cargas continuas desacopladas), se recomienda que se distribuya a lo largo del barreno, con lo cual se distribuye la presión en toda la longitud de la cámara de carga.

$$L_{c_{co}} = 0,85 * L_{b_{co}}, \text{ m} \quad (104)$$

- **Número de cartuchos en cada barreno** (Otaño, 2010; Diéguez – García *et al.* 2014b)

$$N_{c_{co}} = \frac{L_{c_{co}}}{l_{cart}}, \text{ cartuchos} \quad (105)$$

- **Longitud real de carga** (Diéguez – García, 2014a)

$$l_{rc_{co}} = N_{c_{co}} * l_{cart}, \text{ m} \quad (106)$$

- **Longitud de relleno** (Diéguez - García *et al.* 2014b)

$$l_{r_{co}} = L_{b_{co}} - l_{rc_{co}}, \text{ m} \quad (107)$$

- **Número total de cartuchos ($N_{T_{co}}$) o longitud total de cordón detonante ($L_{T_{co}}$)** (Diéguez - García, 2014a)

Para cargas encartuchadas:

$$N_{T_{co}} = N_{c_{co}} * N_{b_{co}}, \text{ cartuchos} \quad (108)$$

Donde:

$N_{b_{co}}$ - Número de barrenos de contorno.

Para cargas de cordón detonante:

$$L_{T_{co}} = L_{c_{co}} * N_{b_{co}}, \text{ m} \quad (109)$$

- **Magnitud de la carga para los barrenos de contorno** (Diéguez - García, 2014a)

$$Q_{co} = M_{co} \cdot N_{b_{co}}, \text{ Kg} \quad (110)$$

Donde:

M_{co} - Carga de sustancia explosiva dentro del barreno, Kg.

Cuando se empleen cargas de cordón detonante:

$$M_{co} = L_{c_{co}} \cdot m_g, \text{ Kg} \quad (111)$$

Donde:

m_g - Carga del cordón detonante empleado, Kg/m.

Para cargas encartuchadas

$$M_{co} = m_c \cdot N_{c_{co}}, \text{ Kg} \quad (112)$$

Donde:

m_c - Masa de un cartucho, Kg.

$N_{c_{co}}$ - Número de cartuchos, se determina empleando la expresión 105.

II.5.4 Índices técnico - económicos de la voladura (Otaño, 1998)

- Avance por ciclo

$$l = P \cdot \delta, \text{ m}^3 \quad (113)$$

Donde:

P - Profundidad de los barrenos arranque y contorno, m;

δ - Coeficiente de aprovechamiento del barreno;

- Volumen de roca a arrancar en el macizo

$$V_r = S \cdot l, \text{ m}^3 \quad (114)$$

Donde:

l - Avance por ciclo, m;

S - Área de la sección transversal de la excavación, m^2 ;

- Gasto de sustancia explosiva por metro de avance

$$G_l = \frac{Q_T}{l}, \text{ Kg/m} \quad (115)$$

Donde:

Q_T - Gasto de sustancia explosiva por ciclo, kg;

$$Q_T = Q_c + Q_a + Q_{co}, \text{ Kg} \quad (116)$$

Donde:

Q_c, Q_a, Q_{co} - Magnitud de la carga para los grupos de barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente, Kg.

- Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar

$$G_v = \frac{Q_T}{V_r}, \text{ Kg/m}^3 \quad (117)$$

- Gasto de detonadores por metro de avance

$$N_{dl} = \frac{N}{l}, \text{ detonadores/m} \quad (118)$$

Donde:

N - Número total de barrenos para cada ciclo.

- Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r}, \text{ detonadores/m}^3 \quad (119)$$

- Cantidad total de metros de perforación

$$L_p = l_c \cdot N_c + l_a \cdot N_a + l_{co} \cdot N_{co}, \text{ m} \quad (120)$$

Donde:

N_c, N_a, N_{co} - Número de barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente, barrenos;

l_c, l_a, l_{co} - Longitud de los barrenos de corte, arranque y contorno respectivamente, m.

- Metros de perforación por metro de avance

$$L'_p = \frac{L_p}{l}, m/m \quad (121)$$

- Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar

$$L''_p = \frac{L_p}{V_r}, m/m^3 \quad (122)$$

II.6 Ajuste experimental de los patrones de voladura de contorno

Una vez diseñados los patrones de voladura de contorno, se comprueban experimentalmente y se mide la sobreexcavación obtenida en cada una de las explosiones realizadas, para luego ajustar, de ser necesario, los parámetros de los mismos.

Conclusiones parciales del capítulo II

- La metodología para el diseño de las voladuras de contorno tiene en cuenta las características del macizo de rocas por el cual se laborean las excavaciones subterráneas horizontales y la acción de las sustancias explosivas sobre este, lo cual permite realizar los cálculos de los parámetros de este tipo de explosión de

manera precisa, con el objetivo de disminuir la sobreexcavación y aumentar la estabilidad y seguridad de estas obras subterráneas.

- Se propone una forma novedosa de seleccionar el diámetro de carga y barreno para el grupo de barrenos de contorno que permite elegir el diámetro de perforación racional en función de la sustancia explosiva, esto permite utilizar la mayor distancia permisible entre las cargas para que se produzca el corte por la línea de unión de las mismas, y a la vez no ocurra sobreexcavación.

CAPÍTULO III

CAPÍTULO III. CONDICIONES INGENIERO – GEOLÓGICAS DEL TÚNEL OBJETO DE ESTUDIO

III.1 Ubicación geográfica del Túnel Levisa - Mayarí

El Túnel Levisa – Mayarí se encuentra ubicado en el municipio Mayarí, provincia de Holguín, la zona pertenece al grupo montañoso Nipe – Cristal – Baracoa, se caracteriza por un relieve montañoso, con cotas que van desde 20,10 m a 477,50 m y pendientes que oscilan desde 0,002° hasta 64,45°. Los trabajos experimentales de la presente investigación se realizaron en el Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí (ver figura 11), que tiene una longitud total de 1 797,73 m.

III.2 Características geológicas del túnel

La información que se expone en el presente capítulo fue tomada del informe realizado por el centro de proyectos Raudal (2010) para la ejecución del Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí.

III.2.1 Tectónica

Los macizos donde se ubica la obra estudiada, por lo general presentan 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.

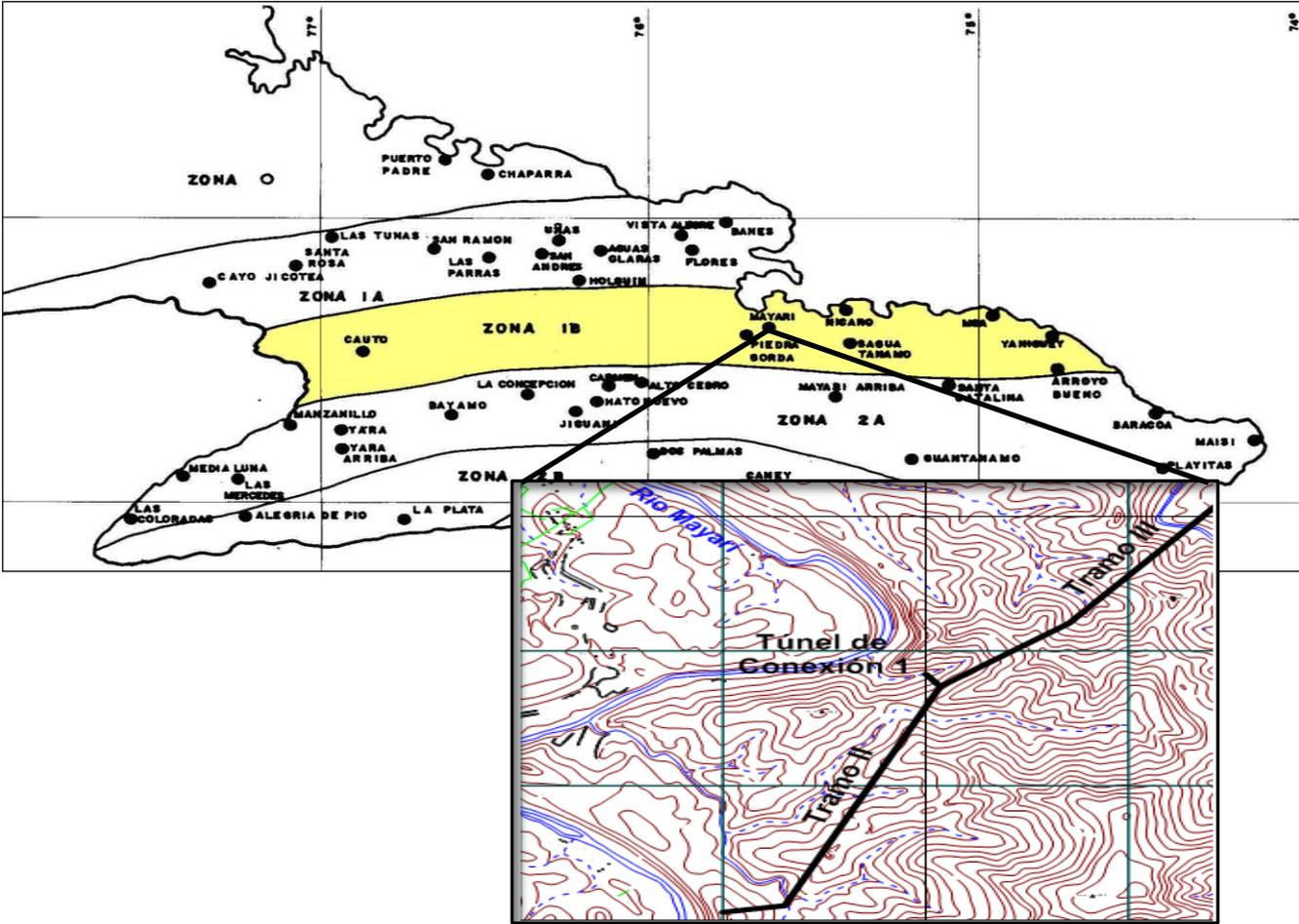


Figura 11. Ubicación de la región de estudio.

La tectónica de la región es compleja respondiendo en primer lugar a la gran variedad de litologías del macizo y a los diferentes procesos de movimientos 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 del lugar.

III.2.2 Hidrología

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

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

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

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

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.

III.2.3 Litología

La principal litología presente en el área de estudio es la serpentinita con distinto grado de serpentización. A continuación se realiza una descripción de las capas litológicas por la que atraviesa el Tramo II de Túnel Levisa - Mayarí. En el anexo 1 se muestra el perfil ingeniero – geológico del tramo en investigación.

- **Serpentinitas esquistosas y budinadas, capa 5b (5b´)**

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

Las budinas por lo general son rocas más duras que la zona que la bordea, las cuales son esquistosas, desde el punto de vista ingeniero-geológico este es un factor desfavorable, debido a que las budinas se vuelven 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 avanza sobre un tipo de roca blanda a muy blanda en algunos sectores y aparecen bloques alargados de rocas de dureza media.

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

Son muy frecuentes a lo largo de la traza del túnel y se caracterizan por presentar bloques brechosos de tamaño medio. Por su dureza se clasifican como rocas medias a blandas, algo meteorizadas. Las grietas están separadas, tienen una continuidad alta, son abiertas en superficie y sus planos son ondulados rugosos y escalonados-rugosos, aunque en profundidad, alejado de la zona de meteorización, son por lo general cerradas y si están abiertas están rellenas mayormente por arcillas, aunque pueden tener otros rellenos como serpofita, carbonatos y más raramente cuarzo. Cuando están abiertas, su abertura está en el orden de los milímetros o fracciones de milímetros. Este tipo de litología es la más favorable para la ejecución de las obras planificadas.

Gabros, capa 6 (6').

En el levantamiento ingeniero-geológico realizado por los 3 ejes, se detectaron abundantes bloques angulosos de gabro microcristalino gris oscuro con brillo de los pequeños cristales de piroxeno y plagioclasa básica, dándole un parecido a una piedra de esmeril artificial, presenta además una gran dureza. Por lo general afloran en las partes más elevadas de los trazados, donde se encuentran "in situ" en la profundidad. La tomografía eléctrica realizada demostró las altas resistividades que presenta esta roca, la que además, en su emplazamiento tectónico fluyó entre los bloques de serpentinita, dejando entre esta y el gabro una banda esquistosa de pequeño espesor desde algunos centímetros hasta algo más de 50 cm.

En la tabla 2 se presentan las principales propiedades físico - mecánicas de las rocas en los perfiles litológicos descritos, obtenidas en la etapa de estudio geológico.

Tabla 2. Propiedades físico – mecánicas de las rocas en los tres perfiles litológicos

Propiedad	U/M	Litología 5b	Litología 5c	Litología 6
Densidad (ρ_0)	Kg/m ³	2 610	2 733	2 979
Masa Volumétrica (ρ)	Kg/m ³	2 231	2 281	2 618
Resistencia a compresión [σ_c^e]	MPa	29,40	101,60	190,90
Resistencia a tracción [σ_t^e]	MPa	0,72	4,55	7,55

III.3 Características tecnológicas para la construcción del túnel

A partir de considerar las litologías presentes en el túnel se hace necesario ajustar los patrones de voladura, las longitudes de avance y los tipos de sostenimiento-revestimiento a emplear en cada sección de la excavación.

Para lograr esto se realiza una división del túnel por secciones típicas en función de la calidad del macizo de rocas obtenido por Barton (Q), esto permite definir el avance máximo después de cada explosión y la fortificación a utilizar en cada sección laboreada.

En las tablas 3, 4, 5, 6, 7 y 8 se muestran las dimensiones y etapas de laboreo para cada sección típica de túnel a partir de la calidad del macizo rocoso obtenida por Barton (Q).

Tabla 3. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 1

Sección Típica 1 (T-1), Q = 0,001					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,40	6,00	0,93	30,61	21,24	1,00
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 1 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 5 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 3 m si el frente lo permite				
III Etapa	Fortificación con hormigón armado				

Tabla 4. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 2

Sección Típica 2 (T-2), Q = 0,01					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,40	6,00	0,93	30,61	21,24	1,00
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 1 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 5 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 3 m si el frente lo permite				
III Etapa	Bulonado sistemático en techo y paredes				
IV Etapa	Colocación de los 4 aceros para formar los arco transversales				
V	Hormigón lanzado con 15 cm de espesor				

Tabla 5. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 3

Sección Típica 3 (T-3), Q = 0,1					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,30	5,95	0,95	29,94	20,99	1,50
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 1,50 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 5 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 3 m si el frente lo permite				
III Etapa	Bulonado sistemático en hormigón lanzado de 10 cm de espesor				

Tabla 6. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 4

Sección Típica 4 (T-4), Q = 1					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,20	5,90	0,98	29,27	20,75	3,00
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 3 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 3 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 6 m si el frente lo permite				
III Etapa	Bulonado sistemático en techo y paredes				
IV Etapa	Colocación de los 4 aceros para formar los arcos transversales				
V	Hormigón lanzado con 7 cm de espesor				

Tabla 7. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 5

Sección Típica 5 (T-5), Q = 3,4 y 5					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,10	5,85	1,01	28,61	20,51	3,00
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 3 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 3 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 6 m si el frente lo permite				
III Etapa	Bulonado sistemático en techo				
IV Etapa	Hormigón lanzado con 2 cm de espesor				

Tabla 8. Parámetros de laboreo de la Sección Típica 6

Sección Típica 6 (T-6), Q = 8 y 10					
Dimensiones de la excavación					
Ancho Sección (m)	Altura total sección (m)	Alto pared recta (m)	Área Sección (m ²)	Perímetro Sección (m)	Avance posible por ciclo (m)
6,10	5,85	1,01	28,61	20,51	3,00
Etapas de laboreo					
I Etapa	Excavación con perforación y voladura: 3 m				
II Etapa	Hormigón lanzado con 3 cm de espesor después de cada voladura y avanzar hasta 10 m si el frente lo permite				
III Etapa	Bulonado sistemático en techo				
IV Etapa	Hormigón lanzado con 2 cm de espesor				

Para todos los casos, después de la III etapa se puede continuar con el avance de la excavación y el resto de las etapas hasta completar el tramo.

En los anexos 2 y 3 se muestran las dimensiones de la excavación por secciones típicas y su ubicación por tipo de litología y estacionados de laboreo del túnel.

Conclusiones parciales del capítulo III

- El Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí se laborea por tres tipos de capas litológicas, que son: las **serpentinitas esquistosas y budinadas (5b)**, las cuales se caracterizan por la presencia de serpentinitas esquistosas, plegadas con budinas espaciadas de tamaño medio a grande. Las serpentinitas esquistosas presentan una dureza blanda y las budinas son de dureza media; las **serpentinitas agrietadas y/o brechosas media (5c)**, son muy frecuentes a lo largo de la traza del túnel y se caracterizan por presentar bloques brechosos de tamaño medio. Por su dureza se clasifican como rocas medias a blandas, algo meteorizadas, constituye la litología más favorable para la ejecución del tramo y además, es la que más predomina en el túnel; por último se encuentran los **Gabros (6)**, que se presentan en bloques angulosos de gabro microcristalino gris oscuro con brillo de los pequeños cristales de piroxeno y plagioclasa básica, dándole un parecido a una piedra de esmeril artificial, presenta una gran dureza.
- A partir de la calidad del macizo de rocas se establecieron seis secciones típicas (T-1, T-2, T-3, T-4, T-5, T-6) para el laboreo del Tramo II del Túnel Levisa-Mayarí, cada una de ellas con sus dimensiones y etapas de laboreo.

CAPÍTULO IV

CAPÍTULO IV. VALIDACIÓN DE LA METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE LA VOLADURA DE CONTORNO

IV.1 Introducción

La validación de la metodología se realizó en el Tramo II del Túnel Levisa - Mayarí siguiendo los pasos descritos en el capítulo II.

Previo al desarrollo de esta investigación se diseñaban patrones de voladura que provocaban exceso de sobreexcavación en el túnel, esto, además de la inestabilidad que produce en la obra, aumenta los gastos por concepto de hormigón lanzado, incrementando así el tiempo de laboreo de la excavación subterránea.

Con la metodología propuesta se diseñaron patrones de voladura de contorno en los frentes de laboreo del túnel objeto de estudio que fueron validados mediante voladuras experimentales, con las cuales se logró disminuir la sobreexcavación de un 21,07 % a un 4,70 %

IV.2 Diseño de los experimentos

Para la investigación experimental se diseñaron patrones de voladura empleando como sustancias explosivas el Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm para los grupos de barrenos de corte y arranque y los cordones detonantes de 20 g/m y 42 g/m y el Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm para el grupo de barrenos de contorno, por ser estas las sustancias explosivas más utilizadas y disponibles por la empresa; se tuvo en cuenta además, la relación entre la presión producida por la

detonación de las cargas de sustancia explosiva y las propiedades físico mecánicas de las rocas.

Para establecer el número de explosiones experimentales necesarias, al no conocer la dispersión de la sobreexcavación en el túnel, como parámetro a determinar para evaluar la viabilidad de los patrones diseñados, se realizaron tres voladuras experimentales con las variantes de sustancias explosivas disponibles y se determinó el porcentaje de sobreexcavación. Con estos resultados se determinó el número de voladuras necesarias para un índice de exactitud de 3 %, utilizando la distribución t de Student para una probabilidad de $\gamma = 0,95$. Los resultados obtenidos indican que son suficientes cinco voladuras cuando se emplea el Cordón Detonante de 20 g/m, tres voladuras para la variante de Cordón Detonante de 42 g/m y cuatro explosiones con el Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm (ver tabla 7 del anexo 4). Se decidió realizar para cada una de las variantes 5 voladuras, lo cual arroja un total de 15 explosiones experimentales

Los experimentos se realizaron con el objetivo de:

- Confirmar la validez de la metodología para el diseño de las voladuras de contorno y su acción sobre la sobreexcavación durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Planificación de las voladuras experimentales

En la tabla 9 se muestra la planificación de las voladuras experimentales para cada variante de SE utilizada por litología y sección típica.

Tabla 9. Planificación de las voladuras experimentales

Nº	Sustancia explosiva	Gramaje (g/m)	Litología	Estacionado		Sección Típica
				Desde	Hasta	
1	Cordón Detonante	42	5c	1+144,759	1+145,759	T-2
2				1+183,025	1+184,525	T-3
3				1+306,327	1+309,327	T-6
4				1+469,296	1+470,796	T-3
5				1+601,659	1+602,659	T-1
6	Cordón Detonante	20	5b	0+487,572	0+490,572	T-6
7				0+625,184	0+628,184	T-5
8				0+796,111	0+799,111	T-4
9				0+853,756	0+856,756	T-6
10				0+895,175	0+896,175	T-2
Nº	Sustancia explosiva	Diámetro (mm)	Litología	Desde	Hasta	Sección Típica
11	Senatel™ Magnafrac™	26	6	0+685,495	0+688,495	T-5
12				0+728,522	0+731,522	T-5
13				0+743,505	0+744,505	T-2
14				1+517,707	1+518,707	T-1
15				1+573,147	1+576,147	T-6

IV.3 Propiedades físico-mecánicas de las rocas

En los laboratorios de propiedades físicas de las rocas del ISMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez”, de mecánica de suelos de la ENIA en Holguín y de la Empresa de Construcciones Militares en Mayarí, se determinaron las propiedades físico mecánicas de las rocas. Los métodos y ensayos empleados para cada propiedad fueron los siguientes:

Densidad (ρ_0)

Se determinó por el método picnométrico.

Masa volumétrica (ρ)

Se utilizó el método de la pesada hidrostática.

Límite de resistencia a la compresión simple estática [σ_c^e]

Se determinó en muestras cilíndricas de 50 mm de diámetro y 50 mm de altura.

Límite de resistencia a tracción estática [σ_t^e]

Se determinó por el método Brasilerio en muestras cilíndricas de 50 mm de diámetro y 58 mm de altura.

Velocidad de las ondas elásticas longitudinales (V_L)

Se determinó la velocidad de las ondas longitudinales en una varilla larga y fina y en muestras volumétricas por medio del equipo de ultrasonido UK – 14P.

Las muestras en varilla se cortaron con una sección transversal de 4 x 4 mm y longitud de 80 - 120 mm, mientras que las muestras volumétricas se prepararon con una sección transversal de 50 x 50 mm y longitud de más de 10 cm.

Para desarrollar el proceso se realizó el muestreo siguiendo un criterio aleatorio y cuidando que las muestras fuesen representativas.

Como no se conocía la dispersión o variación de los parámetros a estudiar para determinar el número de muestras pequeño (Herrera, F.; Kostrikov, P. y Díaz Duque, 1985), se tomaron 10 muestras para cada propiedad.

Con los resultados de los ensayos se determinó el índice de exactitud aplicando la distribución t de Student para una probabilidad $\gamma = 0,95$. En todos los casos dio un

índice de exactitud menor de 3 %, por lo que se consideró que el número de muestras ensayadas era suficiente para obtener valores confiables. En el anexo 4 se exponen los resultados del análisis estadístico realizado.

Propiedades físico-mecánicas de las rocas en el Tramo II

En la tabla 10 se muestran los valores promedios de las propiedades obtenidas en los laboratorios para cada litología objeto de estudio.

A partir de estos resultados se obtienen las restantes propiedades (ver tablas 11 y 12).

Tabla 10. Propiedades físico - mecánicas obtenidas en el laboratorio

Propiedad		U/M	Litología 5b	Litología 5c	Litología 6
Densidad (ρ_0)		Kg/m ³	2 656	2 719	2 984
Masa Volumétrica (ρ)		Kg/m ³	2 213	2 290	2 634
Resistencia a compresión [σ_c^e]		MPa	28,60	102,84	191,32
Resistencia a tracción [σ_t^e]		MPa	0,70	4,66	7,68
Velocidad de las ondas longitudinales (V_L)	V_L^m	m/s	3 218	3 293	4 538
	V_L^v		3 557	3 589	4 789

Tabla 11. Resultados del cálculo de las propiedades acústicas y elásticas

Propiedad	U/M	Litología 5b	Litología 5c	Litología 6
Coeficiente Poisson (μ)	-	0,27	0,25	0,21
Módulo de Elasticidad (E)	MPa	2 336,06	2 531,34	5 529,37
Velocidad de las ondas transversales (V_t)	m/s	2 019,15	2 082,68	2 917,14

Tabla 12. Resultados del cálculo de las propiedades mecánicas

Propiedad	Parámetros	U/M	Litología 5b	Litología 5c	Litología 6
Resistencia a compresión dinámica	$[\sigma_c^d]$	MPa	459,82	1 652,10	3 015,98
	K_{dc}	-	16,08	16,06	15,76
Resistencia a tracción dinámica	$[\sigma_t^d]$	MPa	1,94	12,77	15,91
	K_{dt}	-	2,77	2,74	2,07
Resistencia a cortante dinámico	$[\sigma_{cor}^d]$	MPa	142,35	155,30	295,86
	$[\sigma_{cor}^o]$	MPa	11,00	15,00	17,00
	$[\sigma_{cor}^{hi}]$	MPa	143,00	156,00	295,00
	φ	-	0,80	0,90	0,96
	P_0	MPa	276,24	337,41	488,73
	K_r	-	0,89	1,03	1,09

IV.4 Agrietamiento en el tramo del túnel objeto de estudio

El estudio del agrietamiento en el tramo del túnel se realizó en dos fases, una primera etapa que comprendió la medición de 240 grietas durante un intervalo de laboreo de 360 m de excavación (ver anexo 5), con lo cual se realizó el procesamiento estadístico para determinar las familias de grietas presentes en el túnel. En las figuras 12, 13, 14 y 15 se muestran los diagramas de contorno y roseta, así como los histogramas que incluyen abertura y relleno de las grietas de las mediciones realizadas.

En la segunda etapa se hicieron mediciones en el frente del túnel para cada una de las voladuras experimentales, con el objetivo de determinar el coeficiente de

debilitamiento de las tensiones producidas por la explosión de las cargas de sustancia explosiva (ver anexo 6).

La tabla 13 muestra los resultados de las mediciones para la primera voladura experimental.

IV.5 Diámetro de perforación y sustancia explosiva a emplear

Para la validación de la propuesta se emplean las sustancias explosivas y diámetros de perforación disponibles en la Unidad de Construcciones Militares del Tránsito Este – Oeste (ver anexos 7 y 8). En las tablas 14 y 15 se exponen las características de las sustancias explosivas y del equipo de perforación.

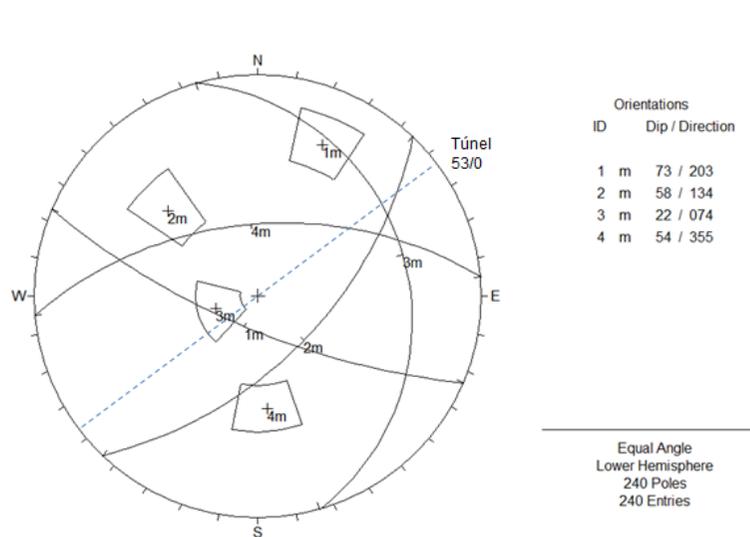


Figura12. Diagrama de contorno del Tramo II.

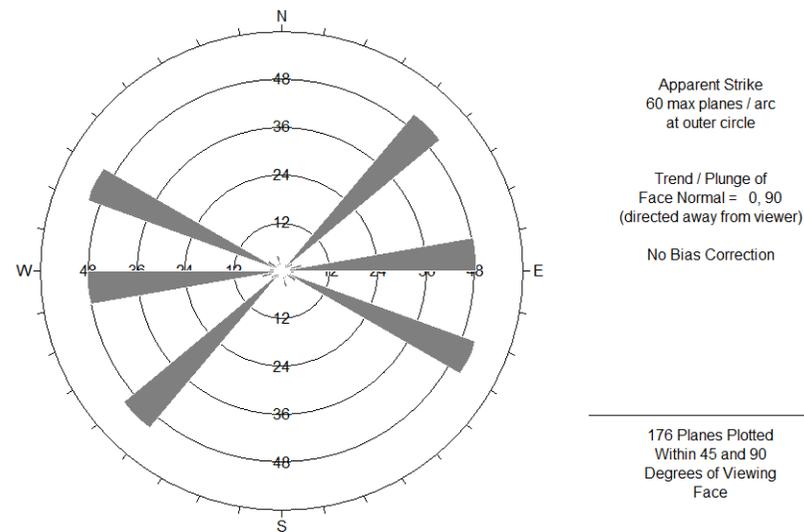


Figura 13. Diagrama de roseta del Tramo II.

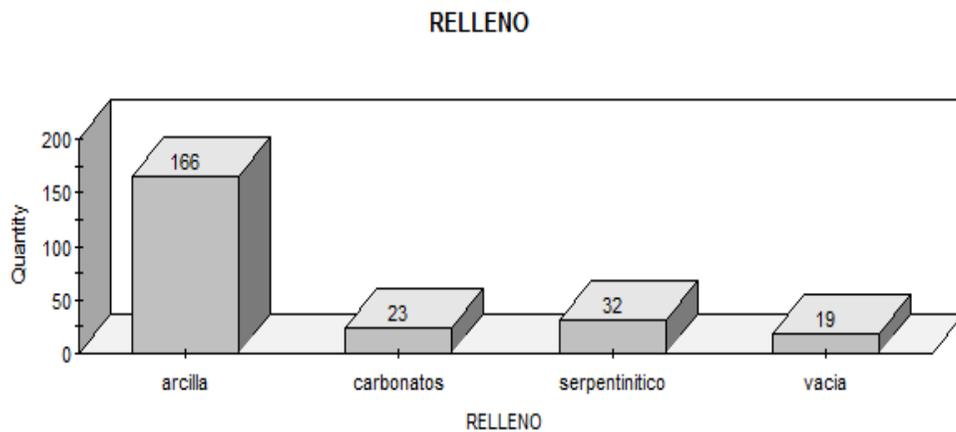


Figura 14. Histograma del relleno de las grietas.

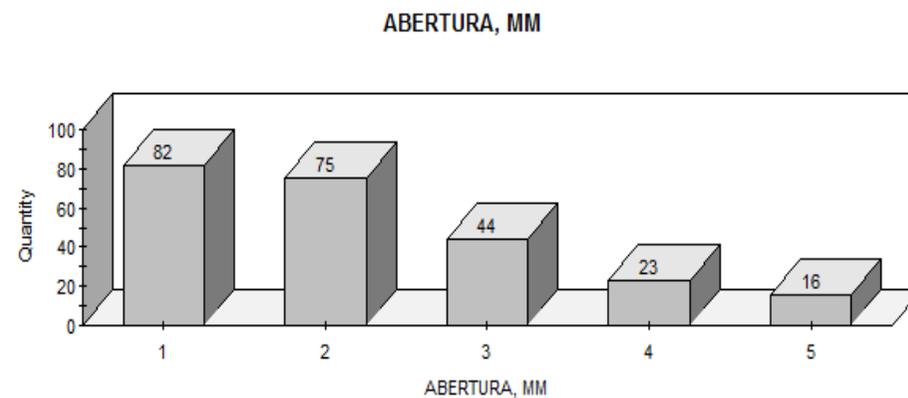


Figura 15. Histograma de abertura de las grietas.

Tabla 13. Resultados de las mediciones en el frente del Tramo II a lo largo de la línea de menor resistencia y de la unión de colocación de las cargas

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	V_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1650	1100	1,06	0,027	2,65	0,50	-
			0,011	1,11	-	0,83
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1650	1100	1,06	0,019	1,88	0,66	-
			0,0097	0,96	-	0,86

Tabla 14. Características de las sustancias explosivas

CORDÓN DETONANTE				
Características	U/M	42 g/m	20 g/m	10 g/m
Densidad de la sustancia explosiva (ρ_{se})	Kg/m ³	1 620	1 620	1 620
Velocidad de detonación (V_d)	m/s	7 000	6 700	6 500
Gramaje (m_g)	Kg/m	0,042	0,020	0,010
Calor de explosión (Q)	KJ/Kg	3 265,86	3 265,86	3 265,86
Diámetro (d_{se})	m	0,0089	0,0045	0,00225
Índice de la adiábata de los productos de la explosión, K	-	3,35	3,35	3,35
SENATEL™ MAGNAFRAC™				
Características	U/M	26 mm	32 mm	
Densidad de la sustancia explosiva (ρ_{se})	Kg/m ³	1 150	1 150	
Velocidad de detonación (V_d)	m/s	4 200	4 400	
Calor de explosión (Q)	KJ/Kg	3 098,38	3 098,38	
Diámetro (d_{se})	m	0,026	0,032	
Índice de la adiábata de los productos de la explosión, K	-	3,12	3,12	

Tabla 15. Características del equipo de perforación

Parámetro	U/M	Valor
Largo	m	12,47
Ancho	m	3,195
Longitud máxima de perforación	m	3,40
Diámetros de perforación	m	0,046
		0,075
		0,102

Teniendo en cuenta el área de la sección transversal de la excavación y los diámetros de perforación disponibles, además de las condiciones para la elección expuestas en el capítulo II, se escoge como diámetro de perforación para realizar los trabajos el de 0,046 m.

IV.6 Estado tenso-deformacional al explotar las cargas de sustancia explosiva

En este acápite se muestran los resultados obtenidos del estado tenso deformacional que se produce al explotar las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm para los grupos de barrenos de corte y arranque y de Cordón Detonante de 42 g/m en el grupo de barrenos de contorno para las cinco voladuras experimentales realizadas en la litología 5c.

El resto de los resultados para cada carga utilizada, grupo de barreno y tramo de túnel se muestran en el anexo 9.

IV.6.1 Estado tenso-deformacional para los grupos de barrenos de corte y arranque

En las tablas 16, 17 y las figuras 16, 17 y 18 se muestran los parámetros obtenidos por la detonación de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm de

diámetro. Estos resultados serán utilizados posteriormente para el diseño de las voladuras experimentales definidas.

Tabla 16. Estado tenso - deformacional para los grupos de barrenos de corte y arranque en las cinco voladuras experimentales de la litología 5c

Túnel Levisa - Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Senatel™ Magnafrac™ (32 mm)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	5 403,88	σ_c^d	MPa	1 652,10
P_d	MPa	1 819,21	σ_t^d	MPa	12,77
V	m/s	1 067,96	σ_{cor}^d	MPa	155,30
k_R	-	1,32			
$P_r^{[1]}$	MPa	2 396,02			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	14977,37			

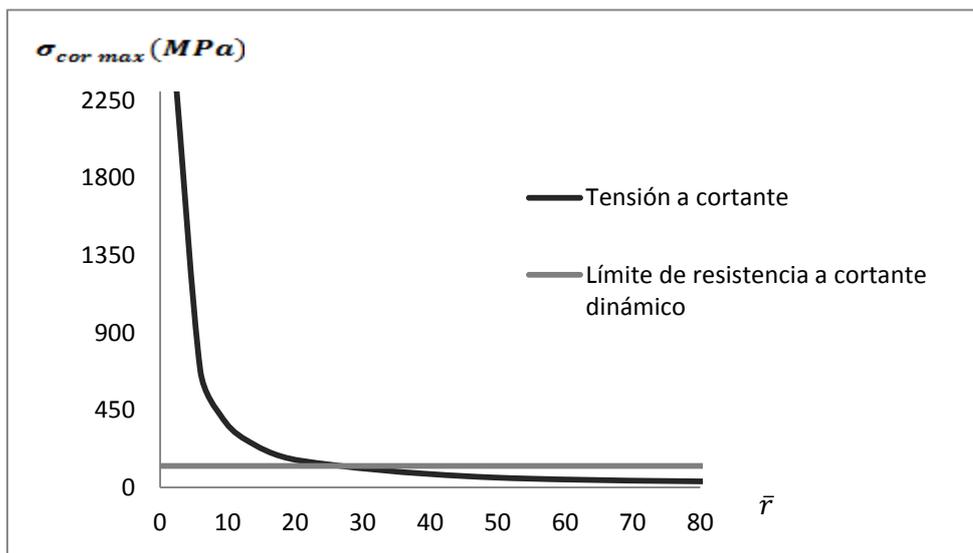


Figura 16. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para los grupos de barrenos de corte y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

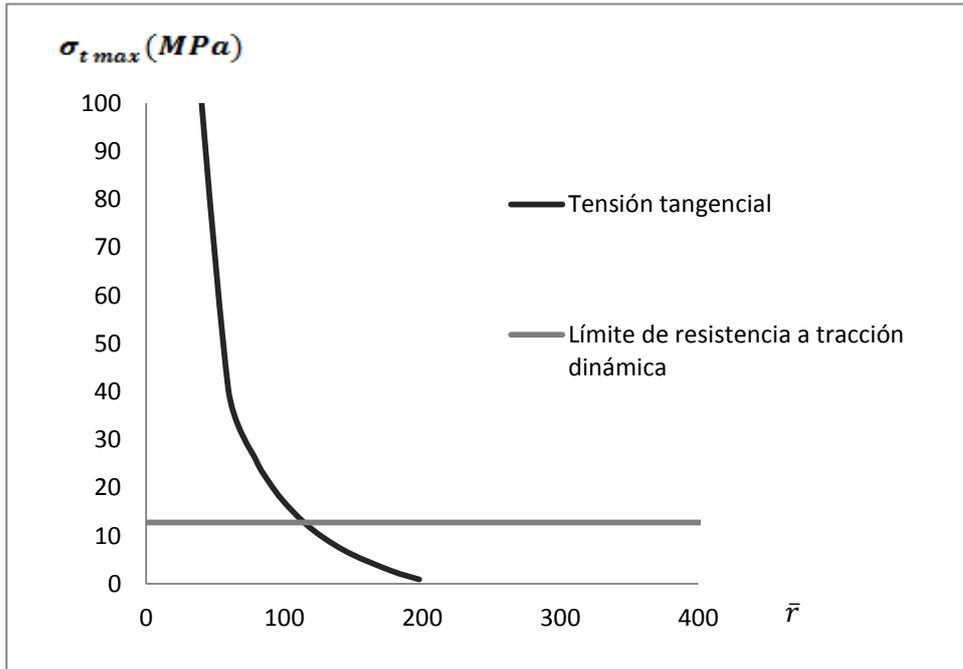


Figura 17. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para los grupos de barrenos de corte y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

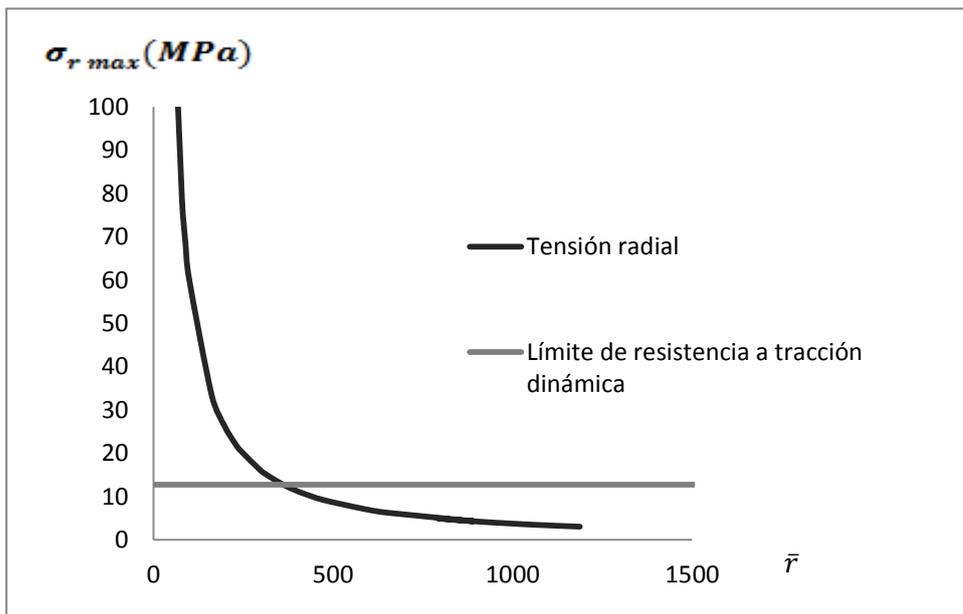


Figura 18. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para los grupos de barrenos de corte y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

Tabla 17. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm en los barrenos de corte y arranque para la litología 5c

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	26,67
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,29
Radio relativo de agrietamiento	-	112,75
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	1,13
Radio relativo de descostramiento	-	284,89
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	2,87

IV.6.2 Estado tenso - deformacional para el grupo de barrenos de contorno

Al igual que en el caso anterior, se realizó la modelación para la determinación de los parámetros de la explosión, en esta ocasión se emplearon cargas de Cordón Detonante de 42 g/m. Los resultados obtenidos se muestran en las tablas 18 y 19 y en los gráficos de las figuras de la 19 a la 21.

Tabla 18. Estado tenso-deformacional para el grupo de barrenos de contorno en las cinco voladuras experimentales de la litología 5c

Túnel Levisa - Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Cordón Detonante (42 g/m)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	18 248,28	σ_c^d	MPa	1 652,10
P_d	MPa	132,17	σ_t^d	MPa	12,77
V	m/s	1 619,20	σ_{cor}^d	MPa	155,30
k_R	-	0,93			
$p_r^{[1]}$	MPa	122,26			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	8 572,16			

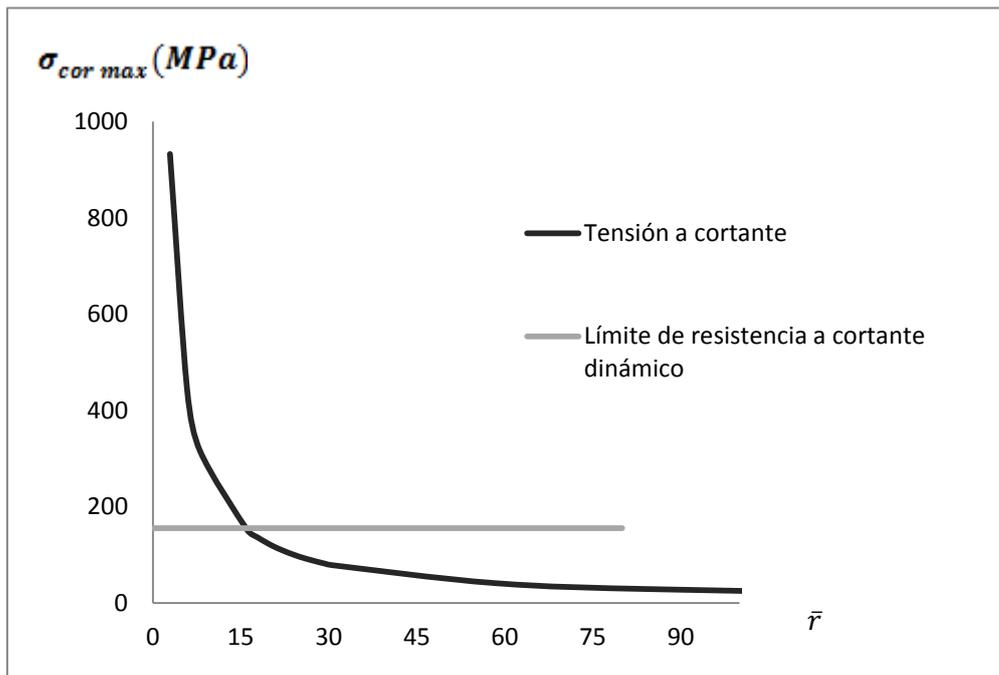


Figura 19. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 42 g/m.

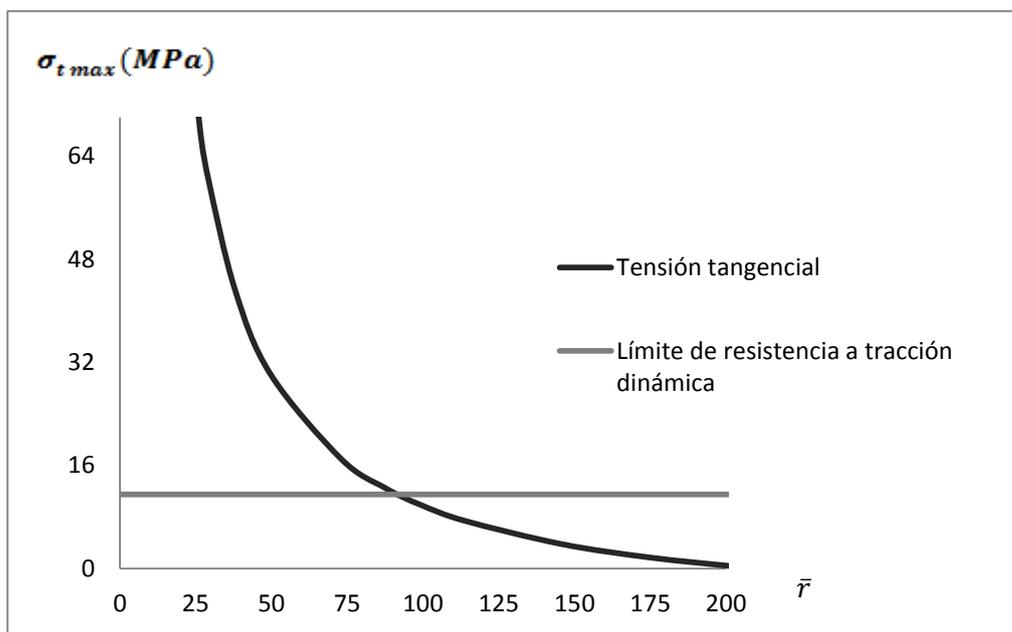


Figura 20. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 42 g/m.

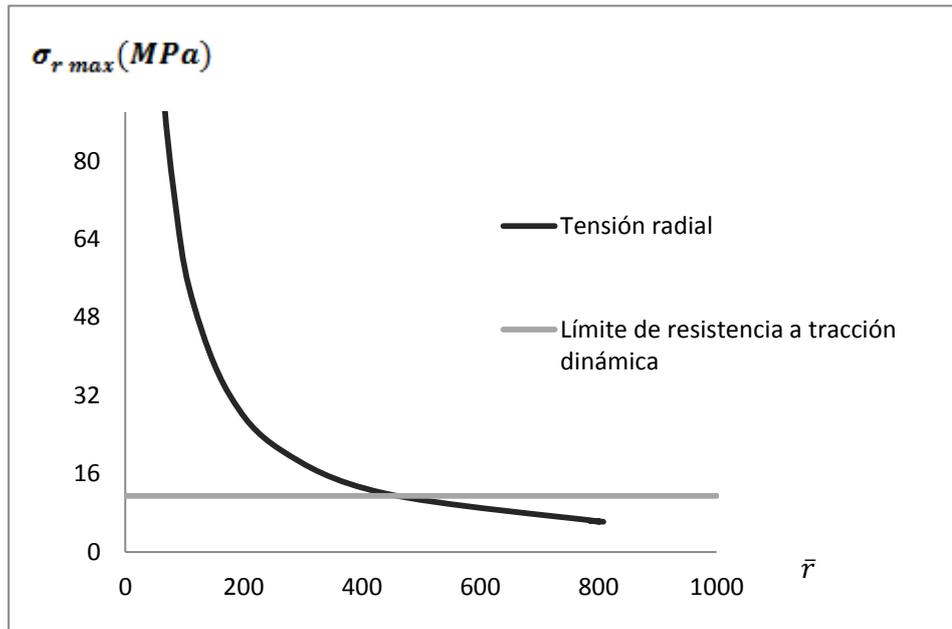


Figura 21. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 42 g/m.

Tabla 19. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 42 g/m en los barrenos de contorno para la litología 5c

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	16,05
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,05
Radio relativo de agrietamiento	-	91,30
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	0,31
Radio relativo de descostramiento	-	437,80
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	1,50

IV.7 Diseño de los patrones de voladura de contorno

A partir de las características de las sustancias explosivas y del equipo de perforación, así como de las tensiones y deformaciones que produce la explosión de las cargas en los tres grupos de barrenos, se determinan los parámetros para el diseño de los patrones de voladura de contorno en la primera voladura de prueba de la litología 5c, empleando como carga de sustancia explosiva para el grupo de barrenos de contorno el Cordón Detonante de 42 g/m.

En el anexo 10 se muestran los resultados obtenidos por grupos de barrenos para el resto de las voladuras experimentales; mientras que en el anexo 14 se exponen tres diseños de patrones de voladura de contorno, que comprenden cada una de las sustancias explosivas empleadas por tipo de litología.

IV.7.1 Diseño de los barrenos de corte

Para la validación de los patrones de voladura, se trabajó con el corte recto de cuatro secciones (ver figura 22), porque su uso en la práctica ha demostrado que con él, se obtienen excelentes resultados. La línea de menor resistencia de la primera sección (B_1) se determinó por la expresión 72, el resto de las secciones se calcularon siguiendo el mismo principio geométrico definido para la ejecución de este tipo de corte (ver tabla 20).

La primera voladura experimental, con el empleo del Cordón Detonante de 42 g/m para el grupo de barrenos de contorno, se diseñó en la sección típica 2 (T-2) perteneciente a la litología 5c, a los 1 144,75 m de excavación de túnel, esto permite un avance por explosión de un metro; a partir de este parámetro se definió la máxima longitud de perforación.

En la tabla 21 se muestran los resultados obtenidos del cálculo de los parámetros para el grupo de barrenos de corte.

Tabla 20. Parámetros geométricos de ubicación de los barrenos en el corte

Sección del corte	Valor de la LMR
Primera	-
Segunda	$B_2=1,41B_1$
Tercera	$B_3=2,12B_2$
Cuarta	$B_4=2,12B_3$

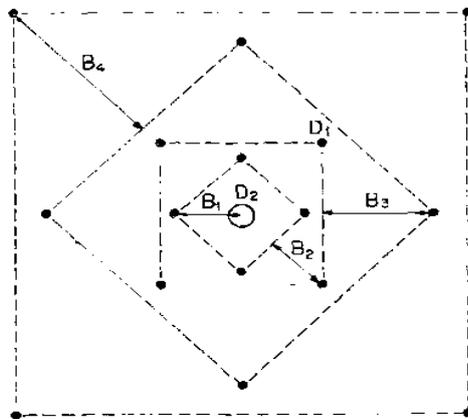


Figura 22. Diseño del corte de cuatro secciones.

Tabla 21. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	0,72
B_1	m	0,18	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,25	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,54	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	1,14	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	0,65
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	0,75	Nc_c	cartuchos	11/2
Lb_c	m	1,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	24
Q_c	Kg	10,92	Nb_c	barrenos	16

IV.7.2 Diseño de los barrenos arranque

En la tabla 22 se muestran los valores obtenidos del cálculo de los parámetros para el grupo de barrenos de arranque.

Tabla 22. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,13	K_{dba}	m	0,66
$\ddot{R}d$	m	2,88			
K_{dbw}	-	0,50			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	0,50
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	1,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
lr_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	4,55
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	10,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

IV.7.3 Diseño de los barrenos de contorno

En la tabla 23 se muestran los valores obtenidos del cálculo de los parámetros para el grupo de barrenos de contorno.

Tabla 23. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,75	a_{co}	m	0,53
$\ddot{R}g$	m	0,31	K_{dba}	m	0,86
$\ddot{R}d$	m	1,50			
K_{dbw}	-	0,83	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	1,02
Distancia al contorno proyectado			Lb_{co}	m	1,20
c	m	0,04	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	39,78
lr_{co}	m	0,18	Nb_{co}	barrenos	39,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	1,67			

IV.7.4 Índices técnico - económicos de la voladura

En la tabla 24 se exponen los índices técnico - económicos para la primera voladura experimental realizada en la litología 5c con cargas de Cordón Detonante de 42 g/m, mientras que en el anexo 11 se muestran los valores obtenidos para el resto de las explosiones realizadas.

IV.8 Resultados de la sobreexcavación obtenida

Después de realizadas las voladuras experimentales se efectuaron mediciones para obtener el área de la sección transversal de la excavación, con la cual se determinó la sobreexcavación del túnel.

Los resultados alcanzados (ver figuras de la 23 a la 37) demuestran la validez de la metodología para el diseño de las voladuras de contorno al obtenerse en todos los casos porcentajes de sobreexcavación por debajo de los actuales.

En el anexo 12 se muestran las fotos del resultado obtenido en dos de las voladuras efectuadas.

Tabla 24. Índices técnico - económicos de la primera voladura experimental

Índices	U/M	Valor
Avance por ciclo	m	1,08
Volumen de roca a arrancar en el macizo	m ³	33,06
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance	Kg/m	15,87
Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar	Kg/m ³	0,52
Gasto de detonadores por metro de avance	u/m	60,18
Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar	u/m ³	1,97
Cantidad total de metros de perforación	m	81,20
Metros de perforación por metro de avance	m/m	75,18
Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar	m/m ³	2,46

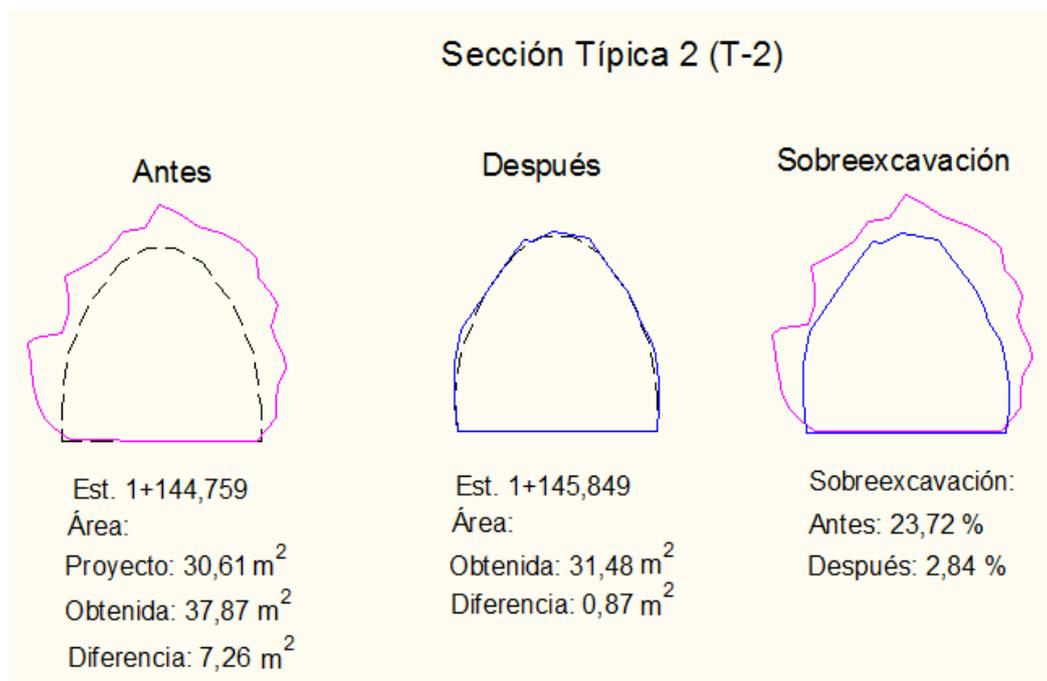


Figura 23. Sobreexcavación obtenida antes y después de la primera voladura experimental.

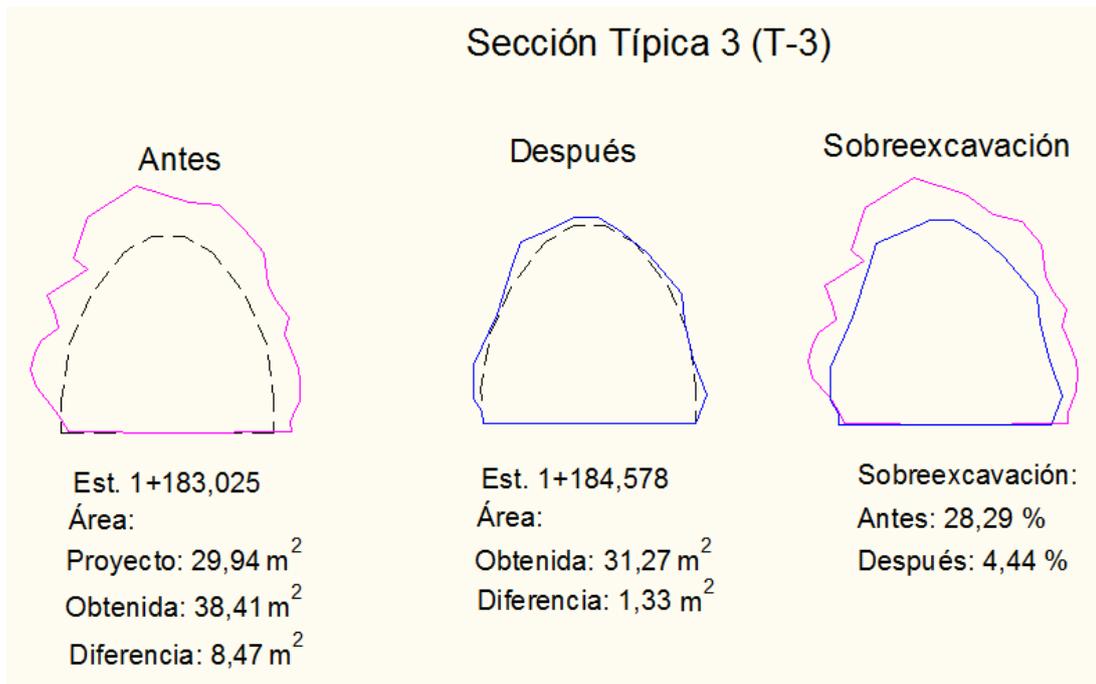


Figura 24. Sobreexcavación obtenida antes y después de la segunda voladura experimental.

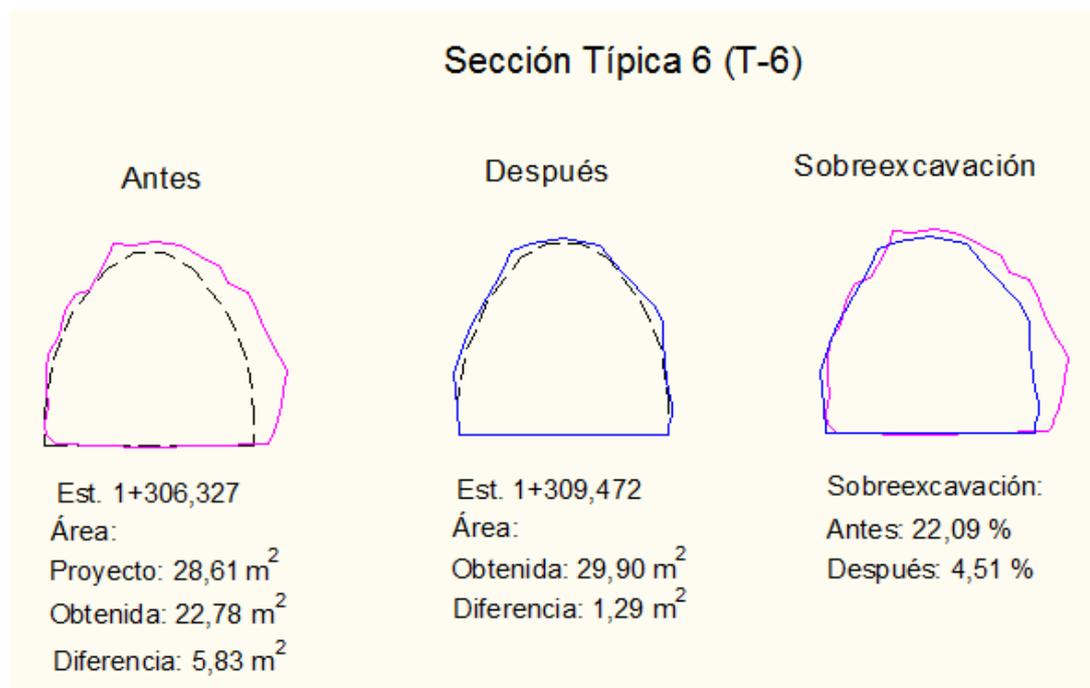


Figura 25. Sobreexcavación obtenida antes y después de la tercera voladura experimental.

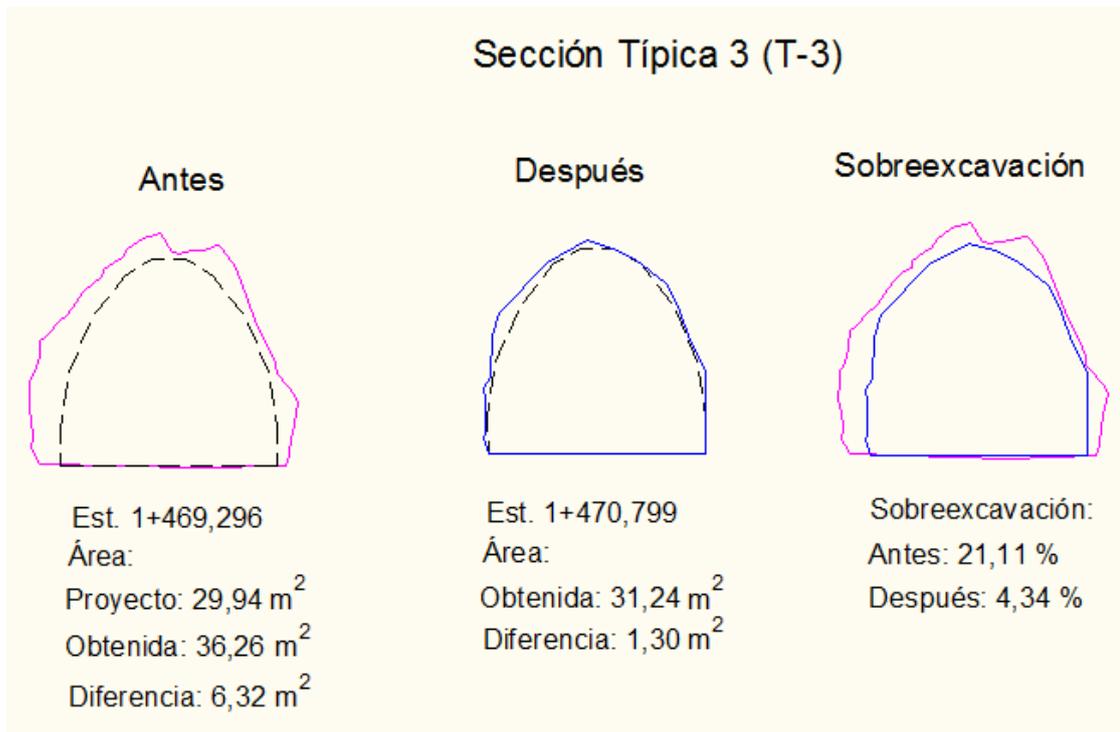


Figura 26. Sobreexcavación obtenida antes y después de la cuarta voladura experimental.

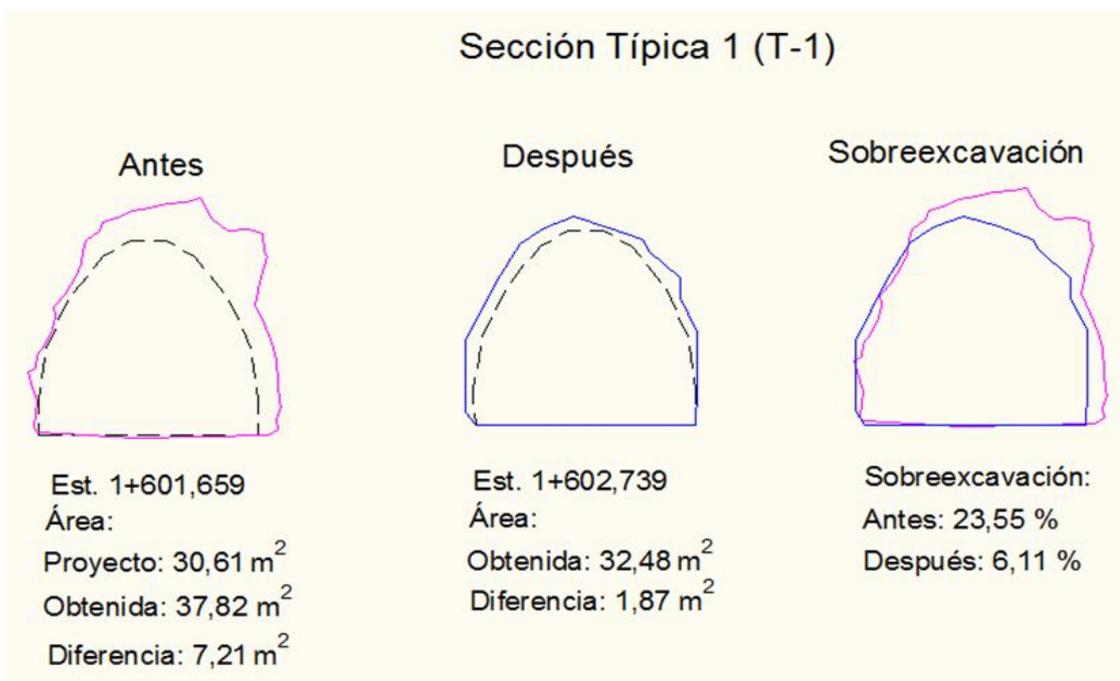


Figura 27. Sobreexcavación obtenida antes y después de la quinta voladura experimental.

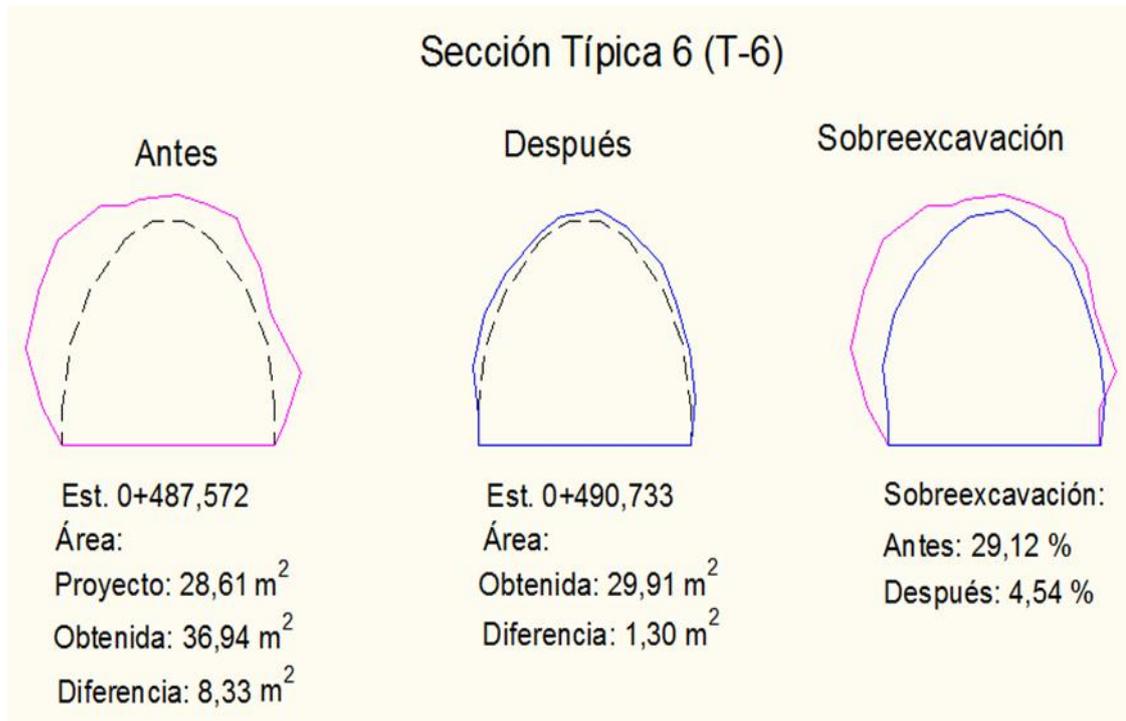


Figura 28. Sobreexcavación obtenida antes y después de la sexta voladura experimental.

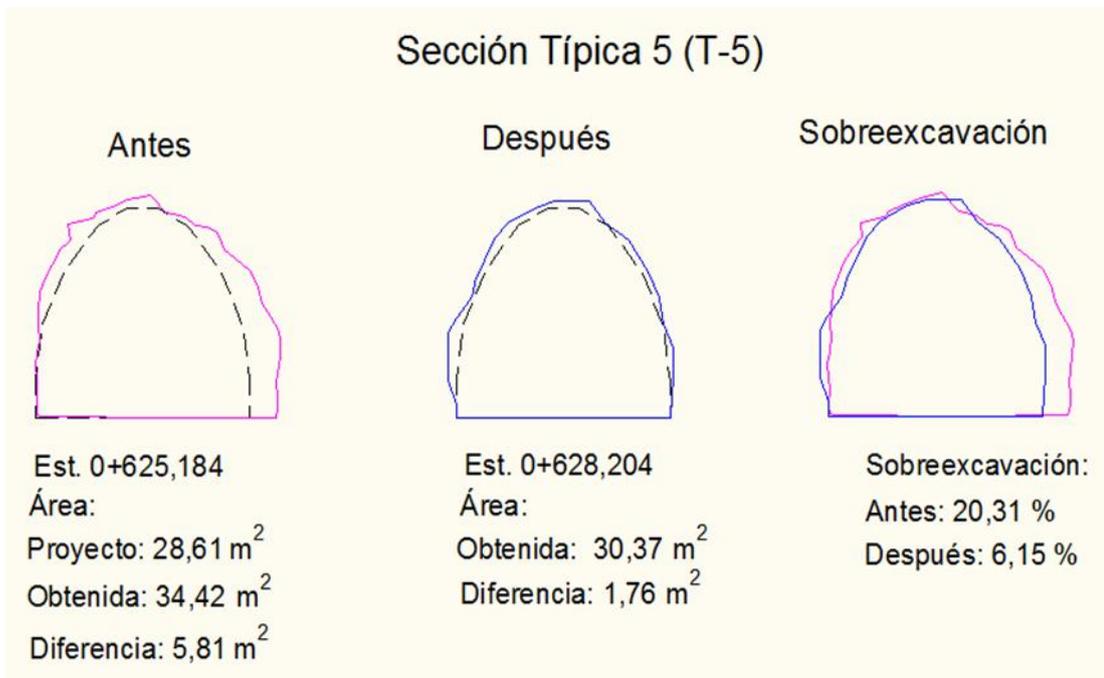


Figura 29. Sobreexcavación obtenida antes y después de la séptima voladura experimental.

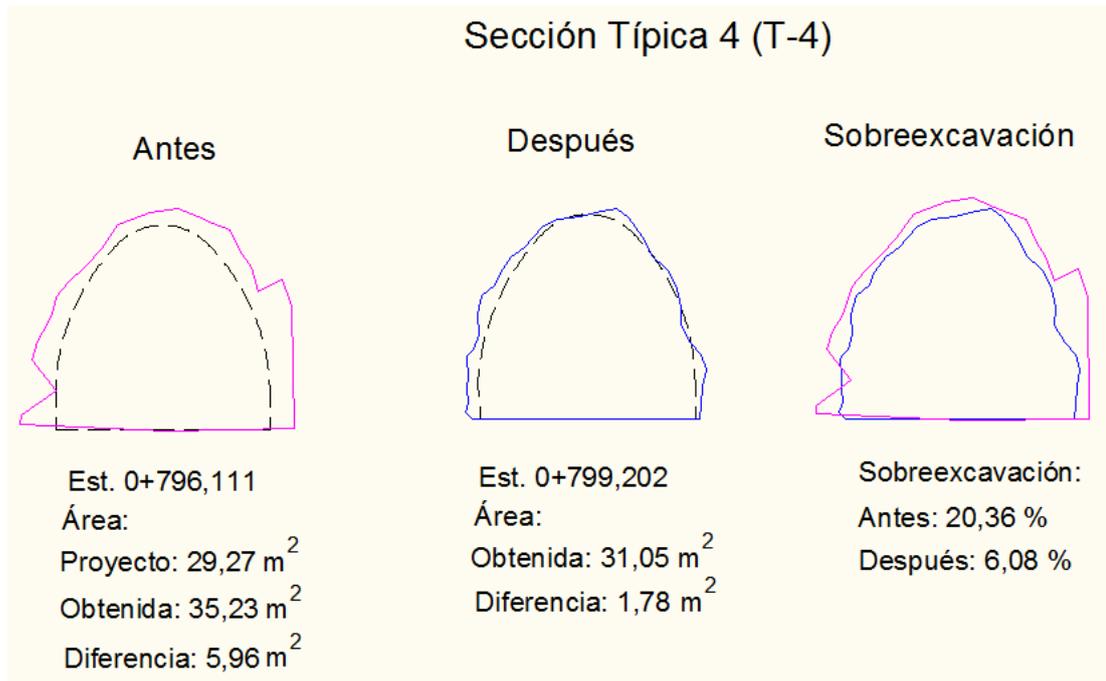


Figura 30. Sobreexcavación obtenida antes y después de la octava voladura experimental.

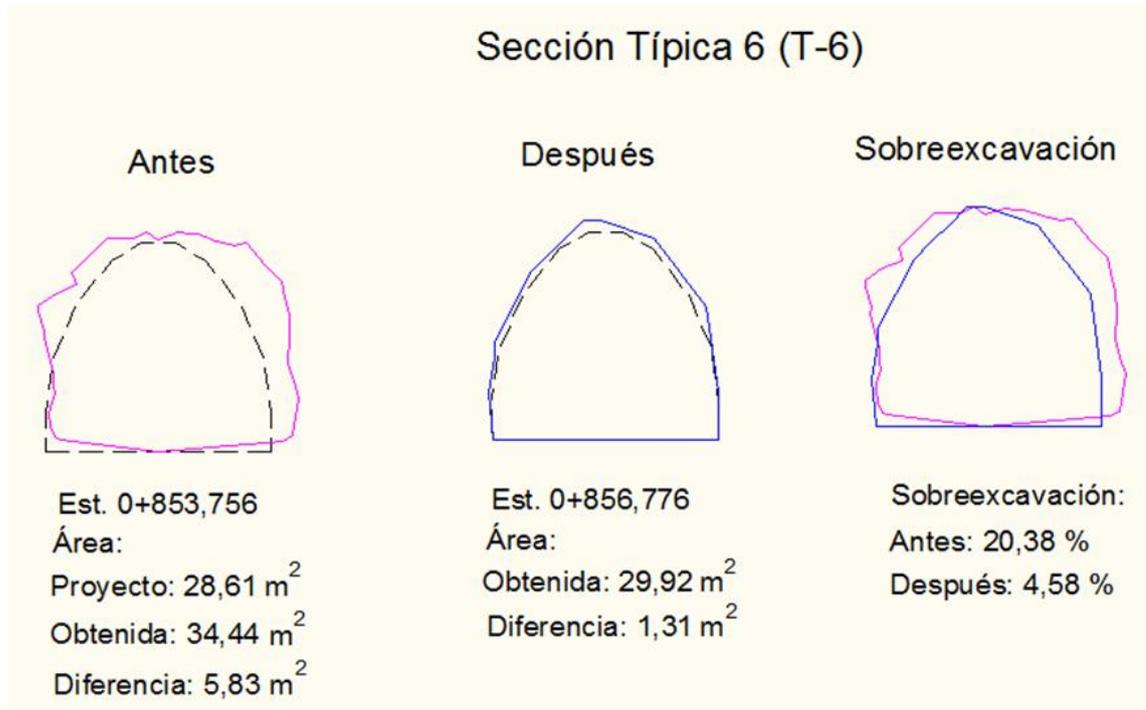


Figura 31. Sobreexcavación obtenida antes y después de la novena voladura experimental.

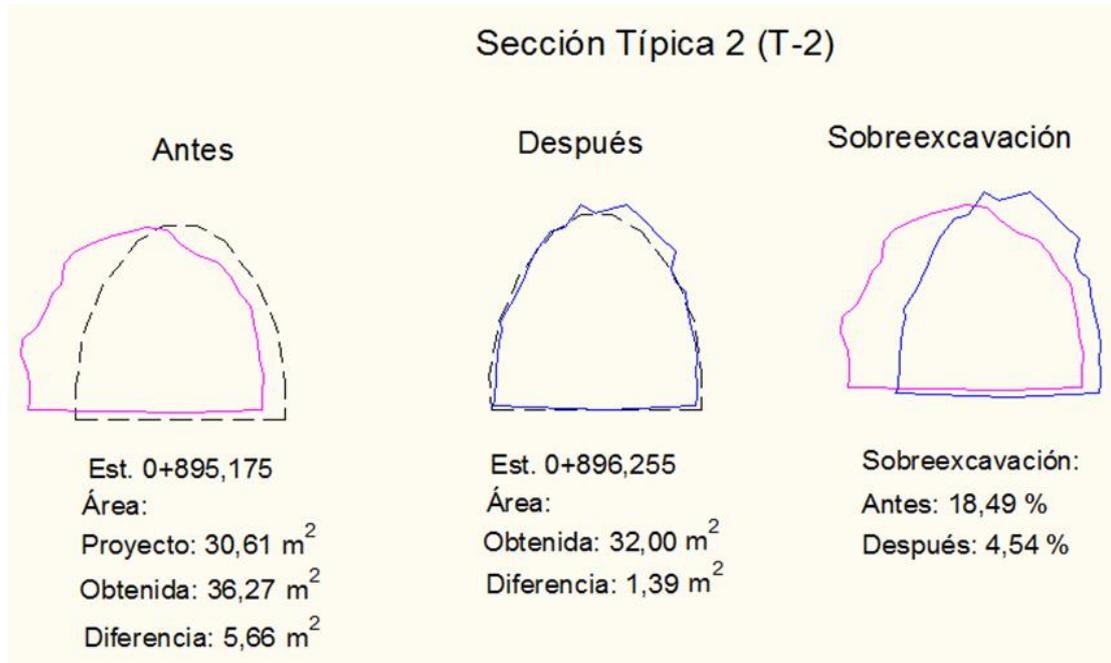


Figura 32. Sobreexcavación obtenida antes y después de la décima voladura experimental.

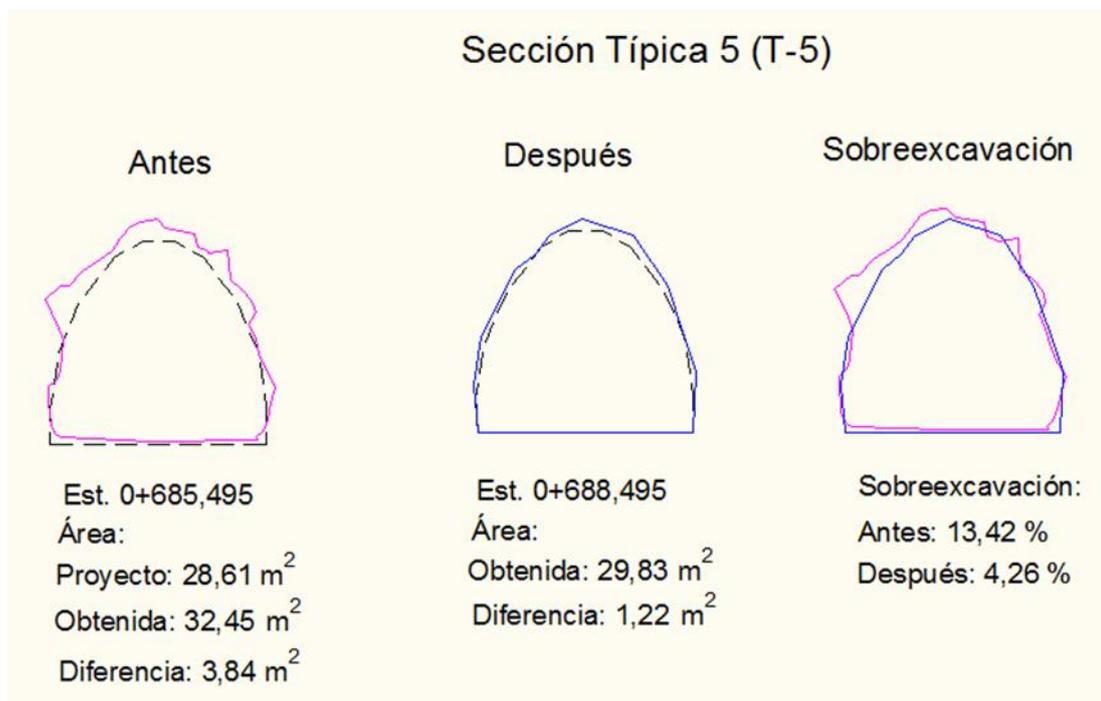


Figura 33. Sobreexcavación obtenida antes y después de la oncenava voladura experimental.

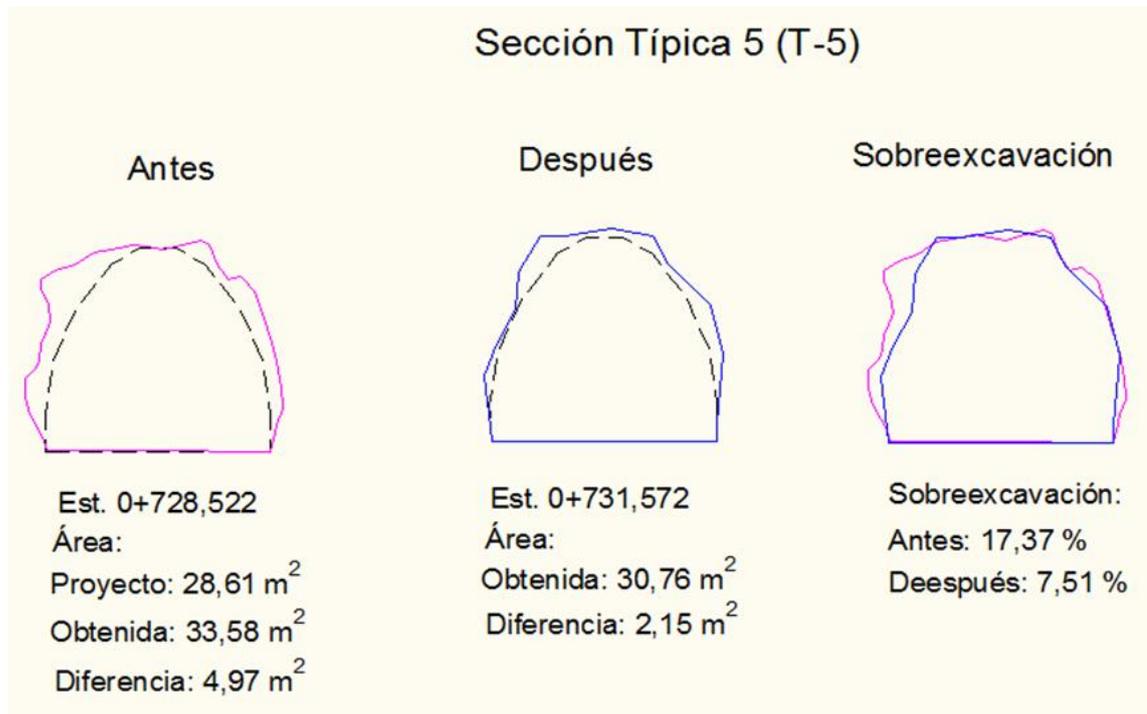


Figura 34. Sobreexcavación obtenida antes y después de la duodécima voladura experimental.

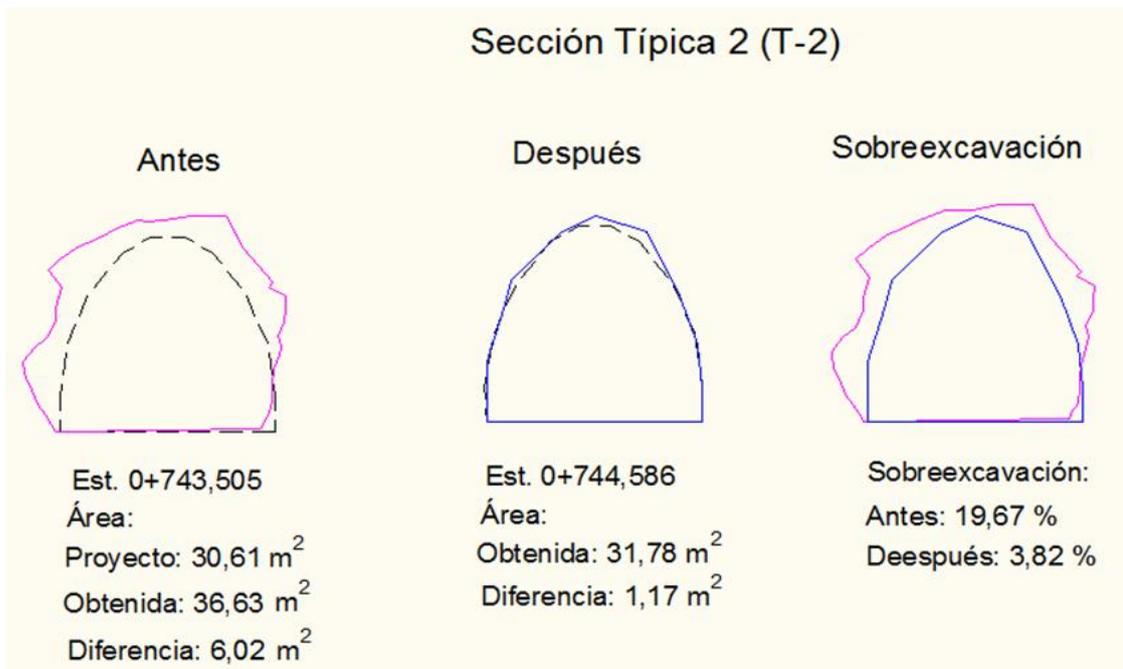


Figura 35. Sobreexcavación obtenida antes y después de la décimo tercera voladura experimental.

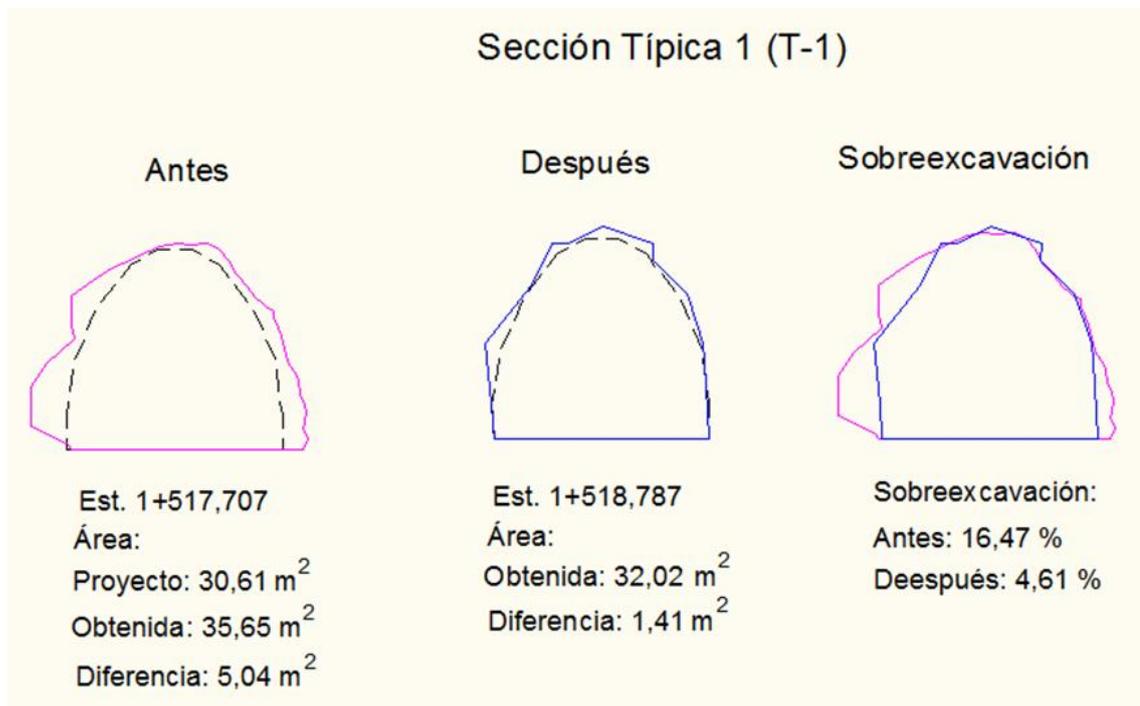


Figura 36. Sobreexcavación obtenida antes y después de la décimo cuarta voladura experimental.

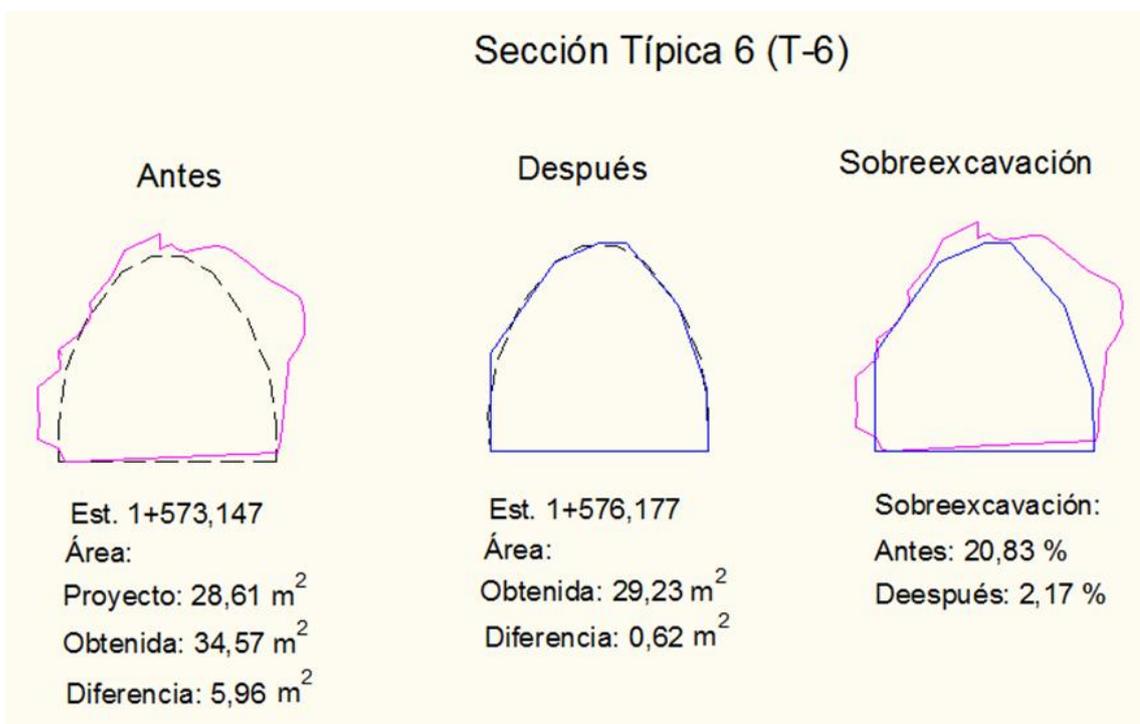


Figura 37. Sobreexcavación obtenida antes y después de la décimo quinta voladura experimental.

IV.9 Ajuste de los patrones de voladura de contorno

Una vez valorados los resultados de las voladuras experimentales, se consideró que con los parámetros de diseño empleados se obtenían resultados de sobreexcavación aceptables y que por tanto no era necesario el reajuste de esos patrones.

IV.10 Propuesta de diámetro de barreno a emplear para diferentes sustancias explosivas

A partir de los resultados obtenidos se elaboraron una serie de nomogramas que permiten elegir el diámetro racional de barreno para diferentes sustancias explosivas en función del límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas, de manera que se puedan realizar diseños de voladura de contorno aprovechando en todos los casos la mayor distancia permisible de los barrenos de contorno sin que esto provoque sobreexcavación durante el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales.

Los nomogramas se obtuvieron a partir de la condición que se muestra en la expresión 96 del capítulo II. En las figuras 38, 39, 40 y 41 se exponen estos resultados.

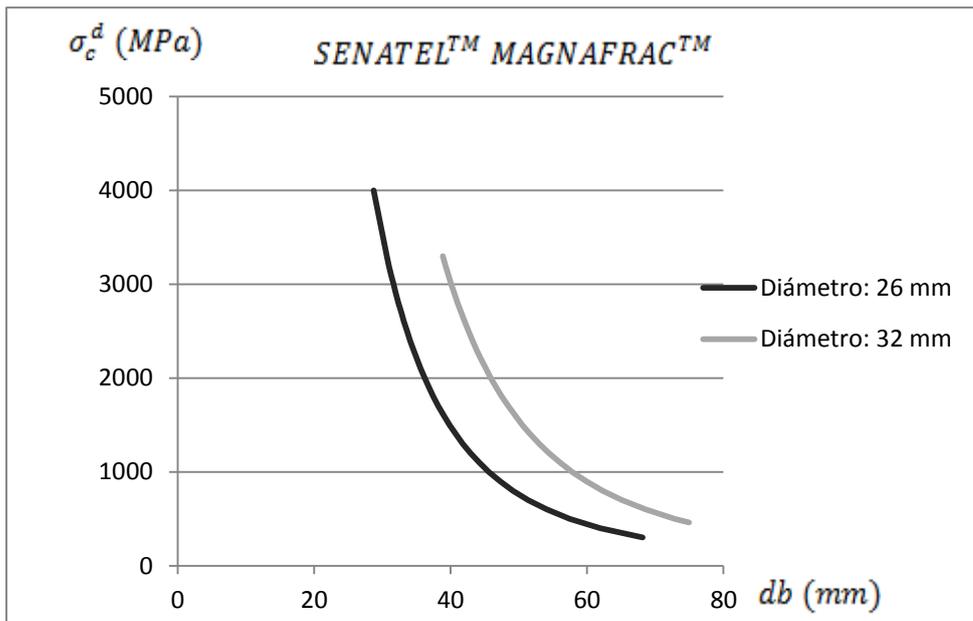


Figura 38. Relación entre el límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas y el diámetro del barrenado cuando se emplean como SE el Senatel™ Magnafrac™ de 26 y 32 mm.

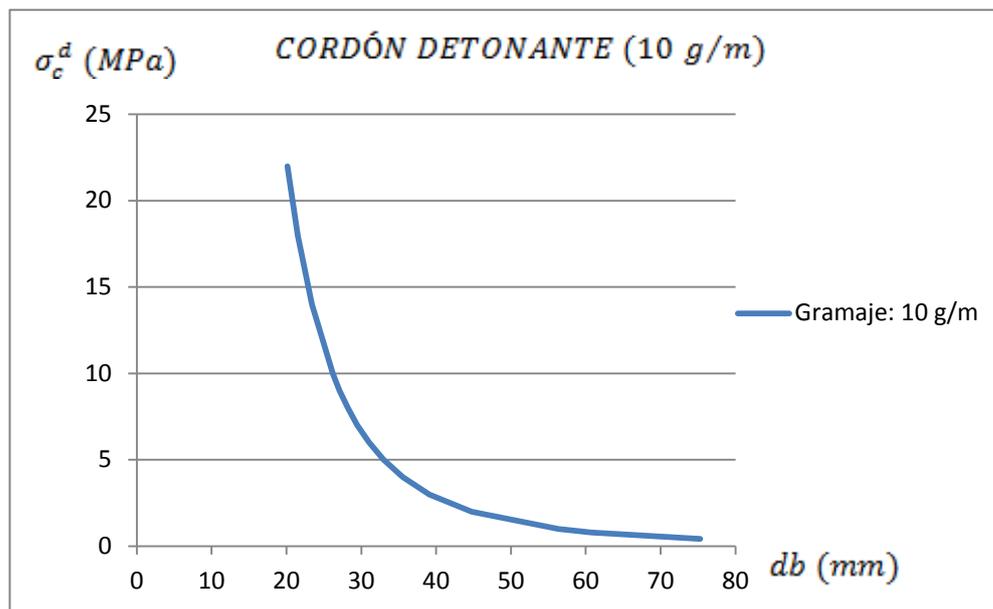


Figura 39. Relación entre el límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas y el diámetro del barrenado cuando se emplea como SE el Cordón Detonante de 10 g/m.

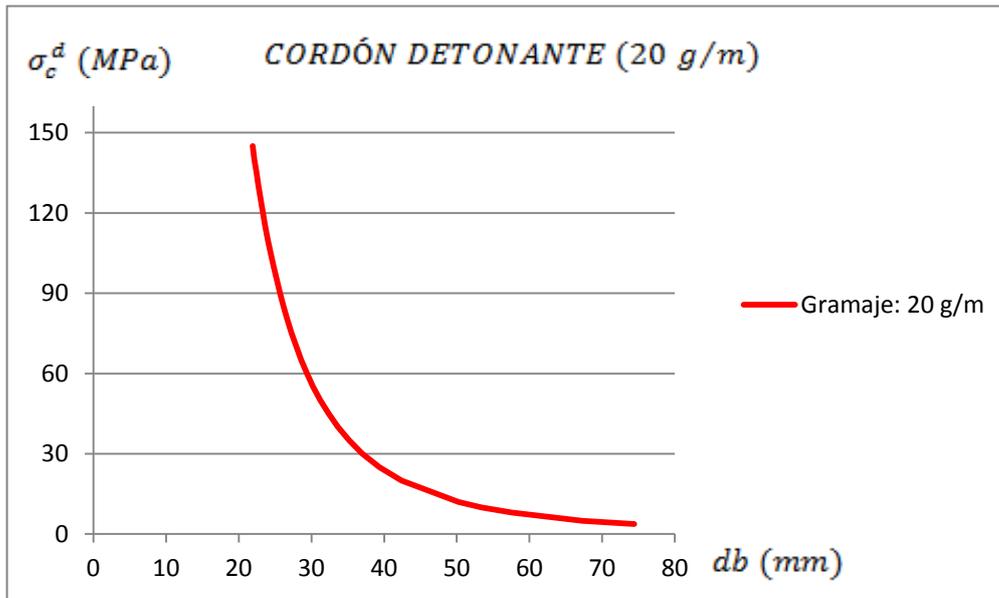


Figura 40. Relación entre el límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas y el diámetro del barreno cuando se emplea como SE el Cordón Detonante de 20 g/m.

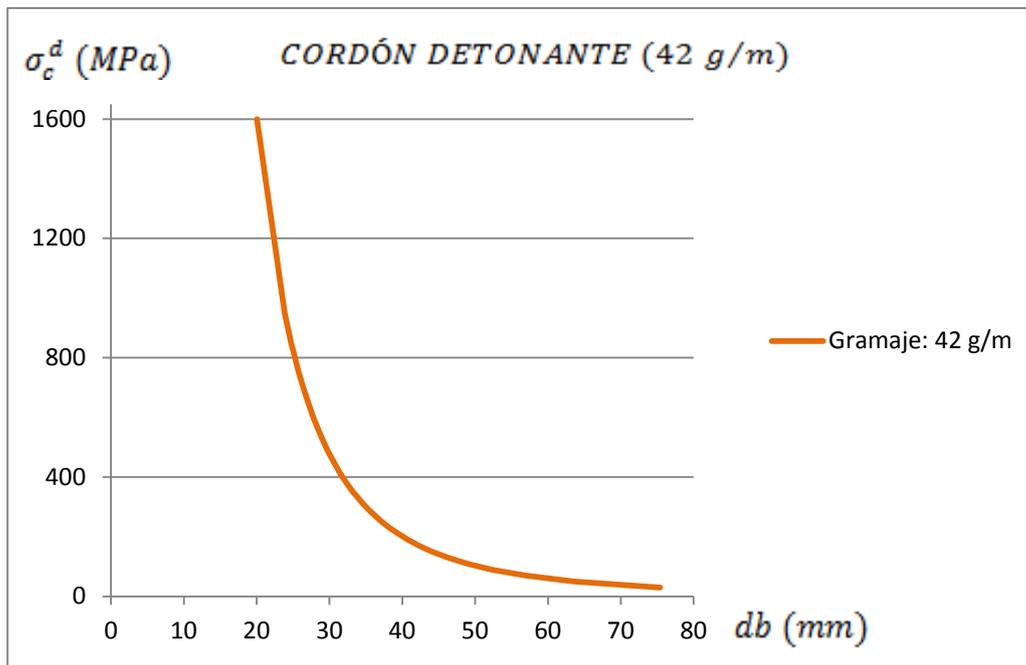


Figura 41. Relación entre el límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas y el diámetro del barreno cuando se emplea como SE el Cordón Detonante de 42 g/m.

IV.11 Resultados económicos y ambientales producidos por la investigación

Económicos

Para valorar el resultado económico de la metodología propuesta, se efectuó el cálculo de los gastos por conceptos de perforación, voladura y fortificación para las 15 explosiones experimentales (ver anexo 13) y se comparó con los resultados promedios obtenidos hasta la actualidad por la empresa constructora durante el laboreo del tramo objeto de estudio (ver tabla 25).

Tabla 25. Gastos promedios por ciclo antes y después de la aplicación de la metodología para el diseño de las voladuras de contorno

Sección Típica	Gastos por concepto de perforación y voladura (\$/ciclo)		Gastos por concepto de hormigón lanzado (\$/ciclo)		Total (\$/ciclo)	
	Antes	Después	Antes	Después	Antes	Después
T-1	275,33	253,93	1 086,96	1 040,56	1 362,29	1 294,49
T-2	274,24	276,24	1 076,53	886,46	1 350,77	1 162,70
T-3	292,87	279,45	1 419,15	975,52	1 712,02	1 254,97
T-4	396,34	500,53	1 337,00	1 049,83	1 733,34	1 550,36
T-5	437,65	452,34	1 168,36	1 040,55	1 606,01	1 492,90
T-6	446,31	487,56	1 211,01	892,69	1 657,32	1 380,25

Como puede apreciarse en la tabla, en todos los casos el gasto total por ciclo es menor cuando se emplea la metodología para el diseño de las voladuras de contorno, esto permite un ahorro (1 286,08 \$/ciclo) considerable de tiempo y recursos durante el laboreo de toda la excavación.

Ambientales

A partir de establecer los parámetros de diseño, considerando la características de las sustancias explosivas y su influencia sobre el medio circundante, se logra una reducción de la fisuración del macizo rocoso que rodea a la excavación y de los efectos sísmicos de las voladuras sobre las instalaciones que se encuentran en la obra, y en general sobre la superficie terrestre. Esto permite aumentar además, la seguridad del personal que labora en los túneles, al obtenerse con las explosiones contornos regulares y estables que brindan confianza y seguridad a los encargados de la construcción de estas excavaciones subterráneas.

Conclusiones parciales del capítulo IV

- Se realizó la validación de la metodología para el diseño de la voladura de contorno a través de 15 explosiones experimentales en el Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí. En todos los casos se obtuvo una disminución considerable de la sobreexcavación de la obra, lo cual trajo consigo un impacto económico y ambiental positivo a la empresa constructora, al aumentar la seguridad del personal que labora en las excavaciones y disminuir los costos de laboreo.
- Se proponen los nomogramas para determinar el diámetro racional de barreno en función del límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas cuando se utilizan como sustancias explosivas el SenatelTM MagnafracTM de 26 y 32 mm y los cordones detonantes de 10, 20 y 42 g/m.

CONCLUSIONES

CONCLUSIONES

1. A partir de conocer las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión sobre el medio, se elaboró la metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.
2. Se determinó el estado tenso – deformacional que produce la explosión de las cargas de sustancia explosiva de Senatel™ Magnafrac™ de 26 y 32 mm y los cordones detonantes de 20 y 42 g/m, a partir del cual se establecieron los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento para cada grupo de barrenos (corte, arranque y contorno), aspecto este, que permitió calcular los parámetros de la voladura de contorno.
3. Con las voladuras experimentales realizadas en el Tramo II del Túnel Levisa Mayarí para validar la metodología propuesta, se logró una disminución porcentual de la sobreexcavación de un 16,37 %.
4. La valoración económica demostró que la utilización de la metodología elaborada para el diseño de los patrones de voladura de contorno permite disminuir en 1 286,08 \$/ciclo, los costos por conceptos de perforación, voladura y fortificación.

RECOMENDACIONES

RECOMENDACIONES

1. Investigar el empleo de diferentes construcciones de carga de sustancia explosiva en el grupo de barrenos de contorno y su acción sobre el macizo de rocas durante el laboreo de las excavaciones subterráneas.
2. Generalizar en las empresas que realizan proyectos de excavaciones subterráneas, la implementación de la metodología para el diseño de las voladuras de contorno, debido a los resultados económicos y ambientales obtenidos con la aplicación de la misma.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Afeni, T. & Osasan, S.: Assessment of noise and ground vibration induced during blasting operations in an open pit mine. A case study on Ewekoro limestone quarry, Nigeria. Mining science and technology. Nigeria, 2009.
2. Alexandre Pedro, A. M.: Metodología para el diseño de las voladuras en canteras de áridos. Tesis Doctoral, ISMMANJ, 2006.
3. Arsentiev, A.I.: Diálogo sobre la ciencia minera. Segunda Edición. Edición Científico - Popular. ISBN -5- 94211-147-2. Centro de Redacción y Edición. Instituto Estatal de Minas de San Petersburgo, 2004.
4. ASA: Manual de explosivos. Organización industrial, S.A. Dyno Nobel. 2009
5. Azarkovich, A.E.; Shuifer, M.I. y Tijomirov, A.P.: Trabajos de voladura cerca de objetos a proteger (En idioma ruso). Nedra. Moscú, 1984.
6. Azarkovich, A.V: Characteristics of drilling and blasting operations when constructions hydroelectric stations on rock foundations. Power technology and Engineering (formerly Hidrotechnical Construction), Volume 30, Number 8/agosto de 1996.
7. Azarkovich, A.E. & Shuifer, M.I.: Evaluating the relative blasting efficiency of different rock explosive. Journal of Mining Science. Volume 3, number 2, 1997.
8. Baron, L.I. & Kliuchnikov, A.V.: Explosión de contorno para el laboreo de excavaciones. Nauka. Leningrado, 1967.
9. Belidor, B.F.: Nouveau cours mathématique à l'usage d' Artillerie et du Genie, Paris, 1725.
10. Bernabé, A.E.: Utilização sustentável de água subterrânea como forma de ganho de competitividade e disponibilização de recursos hídricos para a população. Unpublished Master, Universidad Rio de Janeiro, Rio de Janeiro, 2006.
11. Blaisdell, E.A.: Statistics in Practice. Saunders Collage Publishing. Orlando-Florida, 1993.

12. Blair DP. & Minchinton A.: Near Field blast vibration models. In: Proceeding of the eighth international symposium on rock fragmentation by blasting—Fragblast 8. Santiago, Chile; 2006. p. 152–159.
13. Blanco Torrens, R.: Elementos de la mecánica de los macizos rocosos, Editorial Félix Varela, La Habana, 1998.
14. Bobk , A.A.: La Conquista de la explosión. Naukova. Dimka. Kiev, 1979.
15. Boev, A.B. & Shapiro, B.Y.: Perfeccionamiento de los cueles rectos al laborear excavaciones utilizando equipamiento autopropulsado. Gorniy Journal, N°9, 1980.
16. Borieskov, M.M.: Manual del arte del minado y su utilización en las minas defensivas subacuáticas y los trabajos hidrotécnicos (En idioma ruso), 1876.
17. Borovikov, V.A. & Vaniagin, I.F.: Física de la fragmentación explosiva. IML, 1974.
18. Borovikov, V.A. & Vaniagin, I.F.: Técnica y tecnología de los trabajos con explosivos (En idioma ruso). Leningrado, 1985.
19. Borovikov, V.A. & Vaniagin, I.F.: Modelling the effects of blasting on rock breakage. Rotterdam. A.A. Balkema, 1995. ISBN 90-541-0222-5.
20. Bubok, V.K.; Misnik, V.M. y Yurmanov, V.A.: Proyección de los Trabajos de Perforación y Voladura en la Explotación Subterránea de los Yacimientos Minerales. Material Didáctico. Instituto de Minas de Leningrado “G.P. Plejanov”. Leningrado, 1981.
21. Bukrinsky, V.A.: Geometría del subsuelo. M. Nedra, 1985.
22. Busuyi, T.: Optimization of drilling and blasting operations in an open pit mine the SOMAIR experience. Mining Science and Technology South Africa, 2009.
23. Chiappetta, RF.: The importance of pre-splitting and field controls to maintain stable high walls, eliminate coal damage and over break. In: Tenth high-tech seminar on State of the art, blasting technology, instrumentation and explosives application, GI-48. 22–26 July, 2001: Nashville, TN, USA; 2001
24. Concha V.: Avances tecnológicos de la voladura en la mina Cuajone Southern. Perú. Universidad Nacional de San Antonio Abad. Cusco. Perú, 2012.

25. Correa, A.: La geomecánica en la perforación y voladura de rocas. Información Minera de Colombia, 2009.
26. Coulter, S., & Martin, C.D.: Effect of jet-grouting on surface settlements above the Aeschertunnel, Switzerland. Tunnelling and Underground Space Technology, 21(5), 542-553, 2006.
27. Cudmore, B.: Perimeter blasting – an overview. Presented at the 15th Mine Operators Conference, The Canadian Institute of Mining – Mines Operations Centre (CIM-MOC), Saskatoon, SK, Canada, February 11–15, 2001, 10 pp.
28. Dare-Bryan, PC.; Mansfield S.; Schoeman J.: Blast optimisation through computer modelling of fragmentation, heave and damage. In: Proceeding of 10th international symposium on rock fragmentation by blasting—Fragblast 10. 26–29 November, 2012: New Delhi, India; 2012. p. 95–104.
29. Díaz - Martínez, J.; Guarín - Aragón, M. y Jiménez - Builes J.: Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. Boletín Ciencias de la Tierra. Nro. 32, pp 15 - 22. Diciembre 2012. ISSN 012 – 3630.
30. Diéguez - García Y. & Otaño Noguel J.: Campo tenso – deformacional producido al explosionar cargas con cordón detonante durante el laboreo de túneles. V Convención Cubana de Ciencias de la Tierra, 2012a. ISSN 2307-499X.
31. Diéguez - García Y. & Otaño Noguel J.: Principios de diseño de las voladuras de contorno fundamentadas en la acción de la explosión sobre el medio mediante cordón detonante en túneles laboreados por rocas plásticas. XXXIII Convención Panamericana de Ingenierías. UPADI, 2012b. ISBN: 978-959-247-094-1.
32. Diéguez - García Y.: Principios de diseño de voladuras de contorno para minimizar los impactos socioeconómicos y ambientales durante el laboreo de túneles. VI Taller Regional sobre Medio Ambiente y Desarrollo Sostenible, 2012c. ISBN 978-959-16-1696-1.

33. Diéguez - García Y.; Otaño Noguel J. y Sargentón R.G.: Campo tenso deformacional para voladuras con cordón detonante en el laboreo de túneles. Revista Geología – Minería. Vol. 29, núm. 3, 2013a. ISSN: 1993 8012.
34. Diéguez - García Y.; Otaño Noguel J. y Nápoles – Zapata Y.: Diseño de Voladuras de Contorno para el Laboreo de Túneles. Editorial académica española, 2013b. ISBN 978-3-659-08064-7.
35. Diéguez - García Y.: Trabajos de perforación y voladura en túneles. Curso de posgrado impartido a la UCM (en soporte digital). Mayarí. 2014a.
36. Diéguez - García Y.; Otaño Noguel J. y Sargentón R.G.: Diseño de voladuras de contorno en túneles. Revista Geología – Minería. Vol. 30, núm. 3, 2014b. ISSN: 1993 8012.
37. Dolgy, I.E. & Silantiev, A.A.: Fundamentos de la producción minera. Instituto Estatal de Minas “G.I. Plejanov”. Centro de Redacción y Edición. San Petersburgo. ISBN 5-94211-186-3, 2003.
38. Doronin, V.I. & Miloradov, A.M.: Proyección del pasaporte de los trabajos de perforación y voladura (En idioma ruso). LVVISKU, Leningrado, 1983.
39. Egorov, P.V.; Bober, E.A.; Kustnietsov, Y.N.; Kosminov, E.A.; Reshemov, C.E. y Krasiuk, N. N.: Fundamentos de Minería. Editorial de la Universidad Estatal de Minas de Moscú, 2000, pp. 408. (En soporte digital, idioma ruso). ISBN 5-7418-0158-7.
40. EXSA S.A.: Manual Práctico de Voladura. Centro Tecnológico de Voladura, International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2009.
41. ENAEX S.A.: Manejo de Explosivos & Técnicas de Tronadura, Enaex, Chile, 2003.
42. Firouzadj, A.; Farsangi, MAE.; Mansouri, H.; Esfahani, SK.: Application of controlled blasting (pre-splitting) in Sarcheshmeh copper mine. In: Proceeding the of eighth international symposium on rock fragmentation by blasting—Fragblast 8. Santiago, Chile; 2006. p. 383–387.
43. Franca, L.: A bit-rock interaction model for rotary-percussive drilling. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Australia, 2010.
44. Frolov, M.M.: Investigaciones de las voladuras de minado. SPB, 1968.

45. Gavilanes., H., & Andrade., B.: Introducción a la ingeniería de túneles caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos. Quito, Ecuador: AIME, 2004.
46. Ghasemi, E.; Sari, M. y Ataei, M.: Development of an empirical model for predicting the effects of controllable blasting parameters on flyrock distance in surface mines. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Turkey, 2012.
47. Gogoliev, V.M. y otros: Acerca de la zona cercana a la explosión de una carga concentrada, Editorial Elim, Frunze, 1965.
48. Gogoliev, V.M.: Ecuaciones de estado aproximadas de los cuerpos sólidos. PMTF, N°.5, 1968.
49. González-Nicieza, C.: Influence of the depth and shape of a tunnel in the application of the convergence–confinement method. Tunnelling and Underground Space Technology, 2007.
50. Gredeniuk, V.A.; Pizhianov, V.S. y Erofiyev, I.E.: Manual de Minería. Nedra. Moscú, 1983.
51. Gusiev, V.N. & Sheremiet, A.N.: Elaboración matemática de la información topográfica por métodos estadísticos. Centro de Redacción y Edición del Instituto Estatal de Minas “G.I. Plejanov”. San Petersburgo (En soporte digital). Descargado de: www.spmi.ru, 2009.
52. Hamdi, E.: Contribution à l'étude de l'interaction énergie explosive-massif rocheux en vue de la maîtrise de la fragmentation liée aux tirs. Thesis Doctoral (En soporte digital). Descargado de: <http://pastel.paristech.org>. Enero, 2008. Escuela Nacional de Minas de Paris, 2003.
53. Herrera, F.; Kostrikov, P. y Diaz Duque.: Planificación de experimentos. Ministerio de Educación Superior. La Habana, 1985.
54. Hoek, E. & Brown, E.: Underground excavations in rock. Institution of mining and metallurgy. London, 1980.
55. Hoek, E.: Blasting damage in rock. En: Practical Rock Engineering. New 2007a. edition complete, 24 MB (En soporte digital). Descargado de: www.rocscience.com. Mayo 2007.

56. Hoek, E.: Structurally controlled stability in tunnels. En: Practical Rock Engineering. New 2007b. edition complete, 24MB (En soporte digital). Descargado de: www.rocscience.com. Mayo 2007.
57. Hoek, E.: Shear strength of rock discontinuities. En: Practical Rock Engineering. New 2007c. edition complete, 24MB (En soporte digital). Descargado de: www.rocscience.com. Mayo 2007.
58. Hoek, E.; Carranza-Torres, C.; Dierichs, M.S. and Corkum, B.: Integration of geotechnical and structural design in tunnelling. Proceedings University of Minnesota 56 th Annual Geotechnical Engineering Conference, Minneapolis, 29 february 2008, 1-53 (En soporte digital). Descargado de: www.rocscience.com. Marzo 2008.
59. Holmes, D.K.; Paine, R.S. y Clark, H.E. : Controlling overbreak by presplitting. Int. Symp. Mining Research, Univ. Missouri, 1961. Pergamon Press, 1962.
60. Hustrulid, W.: Perimeter control blasting in drifting—some new insights. Presented at the Northwest Mining Association’s 114th Annual Meeting, Exposition and Short Courses – John Ascuaga’s Nugget Casino Resort, Sparks, Nevada, “Mining for a Minerals Dependent World”, December 1–5, 2008.
61. Hustrulid W. & Johnson, J.: A gas pressure-based drift round blast design methodology. In: Proceedings of the MassMin 2008, 5th International Conference & Exhibition on Mass Mining Technology. Lulea, 2008. Sweden, pp. 657–669.
62. Ibolguin, A.I.: Voladuras para el laboreo de excavaciones. M.Nedra, 1975.
63. Joe – Boy, S.: Influencia de la construcción de las cargas de sustancias explosivas en los parámetros de las voladuras en canteras de áridos. Tesis Doctoral, ISMMANJ, 2007.
64. Kalinchenko, V.M.; Stiepin, N.I.; Tupiklin, I.I. y Ushakov, I.N.: Geometría del subsuelo. (Geometría minera). Novochoerkask. YRG TU, 2000.
65. Karlinski, J.; Rusiński, E. and Lewandowski, T.: New generation automated drilling machine for tunnelling and underground mining work. Automation in Construction. Poland, 2008.

66. Karpienko, V.V., Karpienko, A.V. y Kolton, G.A.: Modelación matemática de la acción de las ondas explosivas de tensiones sobre las excavaciones mineras. En: Problemas actuales de la geomecánica, la geotecnología, la topografía y la geodesia. Memorias del Instituto Estatal de Minas de San Peterburgo. T 164. Redactor V.S. Litvinienko. Editorial SPMI, 2005.
67. Kazikaev, D.M.: Procesos geomecánicos en la explotación conjunta y ulterior de las menas. M.Nedra, 1981.
68. Konya, C.: Diseños de Voladuras, Cuicatl, Mexico, 1998.
69. Konya C.: Rock blasting and overbreak control, 3 ed. of U.S. Department of Transportation contract report DTFH 61-90-R-00058, 432 pp. 2006
70. Krising, R.S. & Novinsky, V.V.: Modelos de fragmentación por voladura de las rocas. ART-PRESS. Dniepopetrovsk, 2006. ISBN 966-348-056-4.
71. Kutusov, B.N.: Fragmentación mecánica por voladura de las rocas. M. Nedra, 1973.
72. Kutusov, B.N.: Trabajos de voladuras. M. Nedra, 1974.
73. Kutusov, B.N.: Trabajos de voladura. M. Nedra, 1980.
74. Kutusov, B.N.; Komashenko, V.I., Noskov, V.F.; Bobrishev, A.A.; Kriukov, V.P.; Tarasenko, V.P.; Gavdrajmanov, S.B. y Gorbonos, M.G.: Trabajos prácticos y de laboratorio de fragmentación de rocas por voladura. Nedra, 1981.
75. Kutusov, B.N.; Valujin, Y.K.; Davidov, S.A. y otros.: Proyección de los trabajos de voladura. Nedra, 1983.
76. Kutusov, B.N.; Skorovatov, V.M.; Erofiyev, V.N.; Misiniest, V.N. y otros.: Manual del Artillero. M. Nedra, 1988.
77. Kutusov, B.N. & Graievtsky, M.M.: Comparación técnico-económica de los sistemas no eléctricos y eléctricos de iniciación de cargas. Gorniy Journal. N°5, 2000.
78. Langefors, U. & Kihlstrom, B.: Voladuras de rocas. Editorial Urmo, 1976.
79. Legra, A., & Silva, O.: La investigación Científica Conceptos y Reflexiones. In A. Legra (Ed.), 2007.
80. Lineamientos de la Política Económica y Social del Partido y La Revolución. Aprobados en el VI Congreso, abril, 2011.

81. Long, O.: Problems in underground deep diamond drilling. Geoexploration. Norway, 2003.
82. López - Jimeno, E.: Implantación de un método de cálculo y diseño de voladuras en banco. Tesis Doctoral. ETS de Ingenieros de Minas de Madrid, 1986.
83. López - Jimeno, E. et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 1994.
84. López - Jimeno, E. et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 2000.
85. López - Jimeno, E. et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 2003.
86. Lukianov, V.G. & Gromov, A.D.: Laboreo de excavaciones mineras de exploración, M. Nedra, 1999. ISBN 5-247-03837-1.
87. Matveichuk, V.V. & Chursalov, V.P.: Trabajos de voladura. Akademichesky Proyect. Serie "Gaudeamus." 2002. ISBN 5-8291-0261-7.
88. Melieh, I.; Mahmut, Y. and Adnan, K.: Evaluation of ground vibration effect of blasting operations in a magnesite mine. Soil Dynamics and Earthquake Engieneering. Turkey, 2009.
89. Mielnikov, N.V.: Manual de los trabajos de perforación y voladura en la construcción. (En idioma ruso). M.GSI, 1962.
90. Mielnikov, L.L.: Construcción de obras subterráneas de gran sección en rocas resistentes. (En idioma ruso). M. Nedra ,1974.
91. Mielnikov, N.I.: Laboreo y fortificación de excavaciones mineras. (En idioma ruso). M. Nedra, 1988.
92. Mindely, E.O.: Trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones mineras. M. Gosgortiejisdat, 1966.
93. Mindely, E.O.: Fragmentación de rocas. Nedra, 1974.

94. Montoro, J. & Lampaya, J.: Consideraciones acerca de la técnica de precorte (En soporte digital). Descargado de: <http://es.scribd.com/doc/36333255/25-Voladuras-de-contorno>. Marzo, 2013.
95. Morin, M. & Ficarazzo, F.: Monte Carlo simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz Ram model. Computers & Geosciences. Canada, 2006
96. Nandi, A., & Shakoor, A.: A GIS-based landslide susceptibility evaluation using bivariate and multivariate statistical analyses. Engineering Geology, 110(1-2), 11-20, 2010.
97. Noskov, V.F.; Komashenko, V.I. y Zhabin, N.I.: Trabajos de perforación y voladura en las labores subterráneas y a cielo abierto. Nedra. Moscú. 320 pág., 1982.
98. Otaño Noguel, J.: Elementos de física de las rocas. Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1981.
99. Otaño Noguel, J.: Estado tensional del macizo de rocas por la línea de cargas al cortar bloques de mármol con mecha detonante en barrenos rellenos de agua. Revista Minería y Geología. 1-1983.
100. Otaño Noguel, J.: El corte de monolitos y bloques de mármol por el método hidroexplosivo. Tesis de Grado Científico, ISMMANJ, 1984.
101. Otaño Noguel, J.: Fragmentación de rocas con explosivos. Editorial Félix Varela, La Habana, 1998.
102. Otaño Noguel, J.: Acción de la explosión en las rocas ligadas. Diplomado de voladuras, módulo 3, UNL, Loja, Ecuador, 1999.
103. Otaño Noguel, J.: Curso de voladura. (En soporte digital). ISMMM, 2010.
104. Ouchterlony, F.; Olsson, M.; Bavik, SO.: Perimeter blasting in granite with holes with axial notches and radial bottom slots. Int J Blast Fragment 2000; 55–82.
105. Ouchterlony, F.; Olsson, M.; Bergqvist I.: Towards new Swedish recommendations for cautious perimeter blasting. In: Proceedings of explosive; 2001. p. 169–181.

106. P. K. Singh; M. P. Roy; Ranjit K. Paswan: Controlled blasting for long term stability of pit-walls. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 70, 388 – 399, 2014.
107. Palacios, G.: Perfeccionamiento de los trabajos de voladura en el yacimiento XX Aniversario. Tesis de Maestría. ISMMANJ, 1997.
108. Patenlidis, L.: *Rock Slope Stability Assessment Through Rock Mass Classification Systems*. Greece, 2008.
109. Pedro - Alexandre, A. M.: Metodología para el diseño de las voladuras en las canteras de áridos. Tesis Doctoral. ISMMANJ, 2006.
110. Pokrosky, G.I. & Fedorov, F.S.: *Acción del golpe y la explosión en los medios deformables*. Prometroizdat, 1957.
111. Pokrovsky, G.I.: *Tecnología de Construcción de obras subterráneas y minas*. M. Nedra, 1977.
112. Pokrovsky, G.I.: *La Explosión*. M. Nedra, 1980.
113. Porotov, G.S.: *Métodos matemáticos de modelación en Geología*. Instituto Estatal de Minas "G.I. Plejanov". San Petersburgo, 2006. ISBN 5-94211-140-5.
114. Raudal. Empresa de Investigaciones y Proyectos Hidráulicos de Holguín: *Proyecto Técnico Ejecutivo del Tramo II del Túnel Levisa Mayarí. Tránsito Este – Oeste*, 2010.
115. Rockscience Inc.: *DIPS versión 5.103*. Ontario. Canadá, 2004.
116. Rouabhi, A.: *Comportement et fragmentation dynamiques des matériaux quasi-fragiles*. Fontainebleau. Escuela Nacional Superior de Minas de Paris. Thesis Doctoral, 2004. Descargado de: <http://pastel.paristech.org>. febrero, 2013.
117. Sargentón, R.G. & Batista, L.J.: Mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña. *Revista Minería y Geología*, V.21 n.4, 2005a. ISSN 0258 5979.
118. Sargentón, R.G.: *Proyecto de Construcción de los túneles del Tránsito Sabanalar-Pozo Azul*. Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín "Raudales". Holguín, 2005b.

119. Sargentón, R.G.: Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas. CD-ROOM. ISBN: 978 959 1605436. III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín, 2007a.
120. Sargentón, R.G.: Criterio de triturabilidad para la proyección de los cueles rectos triturantes con taladros de compensación. Revista Minería y Geología, V. 23 n.4, 2007b. ISSN 1993 8012.
121. Sargentón, R.G.: Criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas. Tesis Doctoral. ISMMANJ, 2008.
122. Semeniak, S.Y.: Aumento de la efectividad del arranque de las rocas en base a la utilización de cargas con propiedades preestablecidas. Resumen de la disertación en opción al grado científico de Doctor en Ciencias Técnicas (En soporte digital). Instituto Estatal de Minas de San Peterburgo (SPMI) "G.I. Plejanov". Centro de Redacción y Edición. San Petersburg, 2006.
123. Shuifer, M.I. & Azarkovich, A.E.: Sobre criterios cuantitativos para determinar el límite del laboreo por voladura de los fosos de las obras de envergadura. Hidroproyecto. Número 83.M, 1982.
124. Singh, P. & Narendrula, R.: The influence of rock mass quality in controlled blasting. In: Proceedings of the 26th International Conference on Ground Control in Mining, July 31–August 2, 2007. Morgantown, WV: 6 pp.
125. Skobelina, V.P.; Liubek, Y.V. y Katisheva, E.G.: Estadística. Centro de Redacción y Edición del Instituto Estatal de Minas "G.I. Plejanov". San Petersburg, 2005. ISBN 5-94211-154-5 (En soporte digital, idioma ruso). Descargado de: www.spmi.ru.
126. Slaughter, S.: Efecto de la perforación en los resultados de una voladura. Concretonline, Madrid, 2005.
127. Stephen, R. Iverson; William, A. Hustrulid; Jeffrey, C. Johnson: A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications. Department of Health and Human Services Centers for Disease Control and Prevention National Institute for Occupational Safety and Health. March, 2013.

128. Stille, H., & Palmström, A.: Ground behaviour and rock mass composition in underground excavations. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 2008.
129. Sujanov, A.F. & Kutuzov, B.N.: Fragmentación de rocas. Editorial Nedra, Moscú, 1967.
130. UEE: Guía práctica de voladuras. Unión española de explosivos S.A. 2010.
131. ULAEX S.A. Unión Latinoamericana de Explosivos, S.A. Editorial SI-MAR S.A, Sevilla, 1999.
132. ULAEX S.A. Exposición para Expocaribe, 2003.
133. Vinogradov, E.Y.: Investigación de la efectividad de la ranura de corte para disminuir la acción sísmica en la construcción de túneles. En: Los componentes útiles de Rusia y su asimilación (En soporte digital). Memorias del Instituto Estatal de Minas de San Peterburgo. T 167, Parte I. Redactor V.S. Litvinienko. Editorial SPMI, 2006.
134. Voss, B.: Blasting technology. The big picture. *World Mining Equipment*. Vol. 25, No.3, 39-40 p, 2001.
135. Walker, S.: Blasting technology. Cutting down to size. *World Mining Equipment*. Vol. 25, No.3, 42 p, 2001.
136. Wang F.; Renc. T.; Hungerford F. and TUS. Aziz N.: Advanced directional drilling technology for gas drainage and exploration in Australian coal mines. First International Symposium on Mine Safety Science and Engineering. Sciverse Science Direct. China, 2012.
137. *Wikipedia. La Enciclopedia libre. Descargado de: es.wikipedia.org/wiki/Trinitrotolueno. Septiembre, 2014.*
138. Xanukaev, A.N.: Energía de las ondas de tensión en la fragmentación de rocas por la explosión. Gosgortexizdat, 1962.
139. Yilmaz, I.: A new testing method for indirect determination of the unconfined compressive strength of rocks. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. Turkey, 2009.

140. Yue, Z.; Lee, C.; Law, K. and Tham, L.: Automatic monitoring of rotary-percussive drilling for ground characterization-illustrated by a case example in Kong. China, 2003.
141. Zhantao, L. & Itakura, K.: An analytical drilling model of drag bits for evaluation of rock strength. Soils and Foundations. China, 2012.
142. <http://www.editec.cl/mchilena/abri2003/articulo/tecnicas.htm.21/02/13.>
143. <http://www.editec.cl/mchilena/abri2003/articulo/tronaduras.htm.3/03/13.>
144. <http://www.osso.org.co/doc/tesis/2003/vibracion/b.pdf.13/03/13.>
145. <http://www.concretonline.com/jsp/explosivos.jsp.16/05/13.>
146. http://www.coitm.org/Explosivos/metodos_destruccion.htm.20/02/2014.
147. <http://es.scribd.com/doc/71721499/DISENO-VOLADURA-1.20/02/2014.>
148. http://www.ecured.cu/index.php/Explosivo_para_voladura.09/03/2014.
149. http://www.coitm.org/Explosivos/metodos_destruccion.htm.09/03/2014.

ANEXOS

ANEXO 1

PERFIL INGENIERO – GEOLÓGICO DEL TRAMO II DEL TÚNEL LEVISA - MAYARÍ

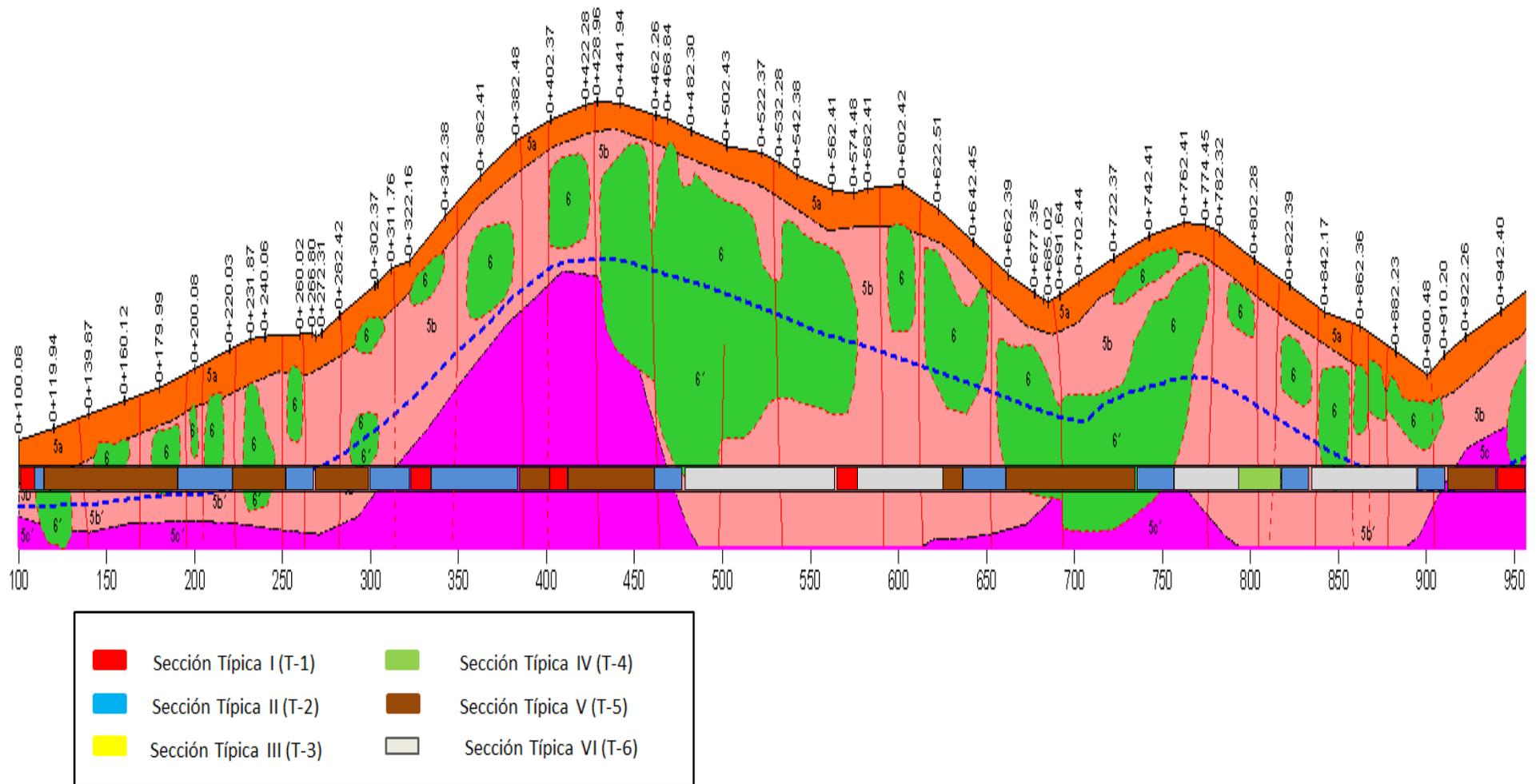
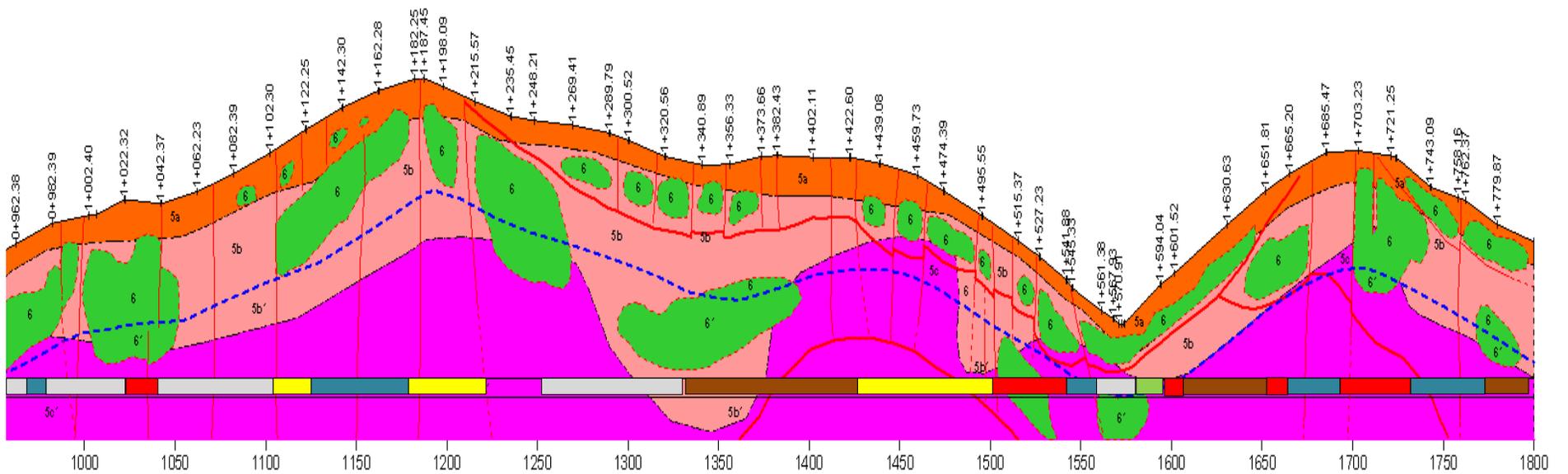


Figura 1. Perfil ingeniero geológico del Tramo II del Túnel Levisa - Mayarí.



LEYENDA

Ingeniero-geológicos

- 5a Capa 5 a. Serpentinitas de harzburgitas, de color verde claro y verde azulado, muy meteorizadas y agrietadas, poco tenaces, que pueden llegar a estar ocretizadas hasta prácticamente constituir un suelo pardo rojizo en algunos centímetros de espesor.
- 5b Capa 5 b. Serpentinitas de harzburgitas, lixiviadas y agrietadas, de tenacidad media y color verde oscuro.
- 5c Capa 5c. de harzburgitas, ligeramente lixiviadas hasta no meteorizadas, de dureza media a alta y color verde oscuro a veces casi negra.
- 6 Capa 6. Gabro-dibasas de color gris metálico a casi negro, muy duras y por lo general poco lixiviadas.
- b' c' Subtipo ingeniero-geológico por debajo del nivel freático.

- Nivel freático supuesto.
- a) b) Fallas: a) Comprobadas y b) Supuestas. En el perfil que representa el RQD están en azul en correspondencia con los colores de éste.
- Límite litológico supuesto.
- Otros**
- Piso y techo del túnel.
- Perfil topográfico con estacionados.

Figura 1. Continuación.

ANEXO 2

ESTACIONADOS DEL TÚNEL POR SECCIONES
TÍPICAS Y LITOLOGÍAS

Tabla 1. Ubicación en el túnel de las litologías por tipo de sección típica

Sección Típica	Estacionados		Litología
	Desde	Hasta	
T-1	0+100,00	0+107,40	5b´
	0+323,02	0+331,93	5c´
	0+398,75	0+417,11	5c´
	0+563,64	0+577,67	5b´
	0+940,49	0+948,96	5c´
	1+022,64	1+039,71	5c´
	1+501,45	1+542,82	6´
	1+594,08	1+608,64	5b´
	1+651,54	1+665,81	5c´
	1+691,63	1+732,00	5c´
	1+225,23	1+249,36	5c´
T-2	0+107,40	0+109,11	5c´
	0+190,87	0+207,42	5b´
	0+207,42	0+214,62	5b´
	0+214,62	0+224,03	5b´
	0+252,56	0+266,08	5b´
	0+299,53	0+323,02	5c´
	0+331,93	0+364,02	5c´
	0+364,02	0+382,79	5c´
	0+460,21	0+475,57	5c´
	0+635,66	0+660,66	5b´
	0+735,20	0+758,31	6´
	0+819,25	0+832,12	5b´
	0+888,86	0+910,20	5b´
	0+948,96	0+954,73	5b´
	0+969,59	0+979,16	5c´
	1+128,75	1+146,54	5c´
	1+146,54	1+179,09	5c´
	1+542,82	1+554,25	5c´
	1+665,81	1+691,63	5c´
	1+732,00	1+771,77	5c´
T-3	1+105,38	1+128,75	5c´
	1+179,09	1+225,23	5c´
	1+425,49	1+501,45	5c´
T-4	0+795,70	0+819,25	5b´
	1+580,00	1+594,08	5c´
T-5	0+109,11	0+136,20	5b´
	0+136,20	0+190,87	6´
	0+224,03	0+237,05	6´

Tabla 1. Continuación

Sección Típica	Estacionados		Litología
	Desde	Hasta	
T-5	0+237,05	0+252,56	5b´
	0+266,08	0+299,53	5c´
	0+382,79	0+398,75	5b´
	0+417,11	0+460,21	5b´
	0+625,84	0+635,66	5b´
	0+660,66	0+735,20	6´
	0+910,30	0+940,49	5b´
	1+332,34	1+405,68	5b´
	1+405,68	1+425,49	5c´
	1+608,64	1+651,54	5b´
	1+771,77	1+797,73	5c´
T-6	0+475,57	0+563,64	5b´
	0+577,67	0+625,84	5b´
	0+758,31	0+795,70	5b´
	0+832,12	0+888,86	5b´
	0+954,73	0+969,59	5c´
	0+979,16	1+022,64	5c´
	1+039,71	1+105,38	5c´
	1+249,36	1+332,34	5c´
	1+554,25	1+580,00	6´

ANEXO 3

DIMENSIONES DE LA SECCIÓN TRANSVERSAL DEL TÚNEL POR SECCIONES TÍPICAS

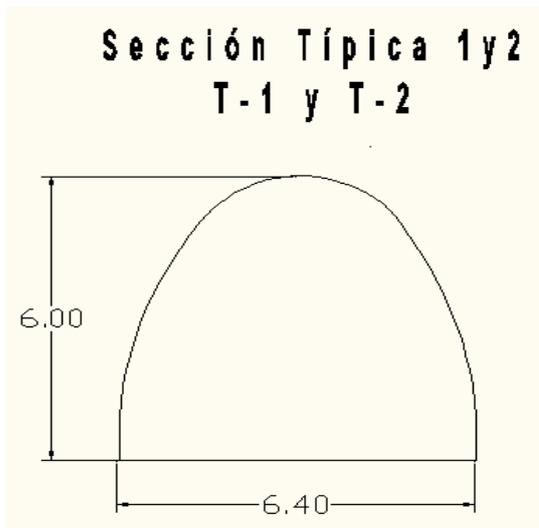


Figura 1. Secciones típicas T-1 y T-2

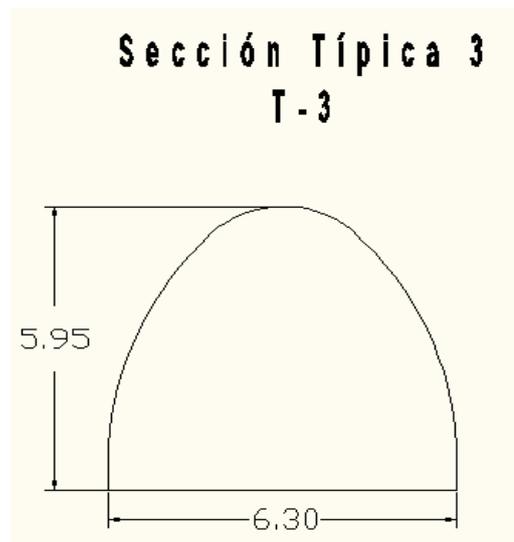


Figura 2. Sección típica T-3

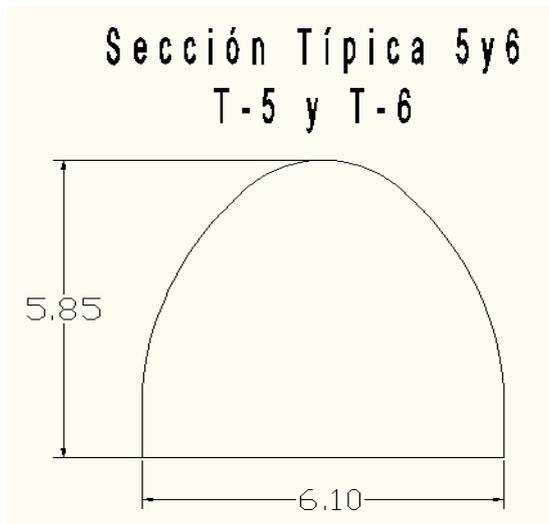


Figura 3. Secciones típicas T-5 y T-6

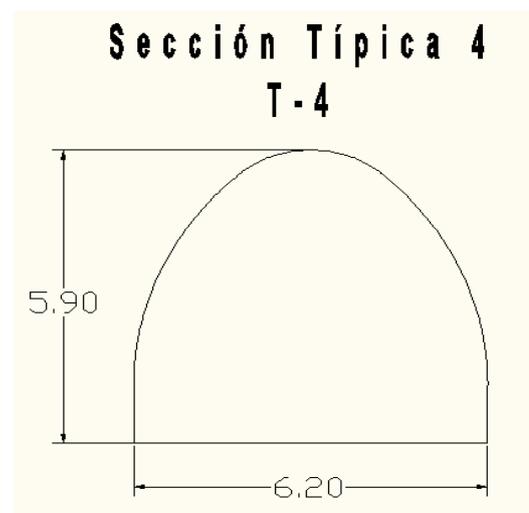


Figura 4. Sección típica T-4

ANEXO 4

RESULTADOS DEL PROCESAMIENTO ESTADÍSTICO

Tabla 1. Resultados del procesamiento estadístico de la densidad

Nº de ensayos	Valor (Kg/m ³)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6		5b	5c	6
1	2 655	2 719	2 984	Media aritmética	2 656	2 719	2 984
2	2 658	2 718	2 984	Desviación estándar	2,40	1,63	3,46
3	2 658	2 719	2 980	Coeficiente de variación	8,00	6,00	12,00
4	2 660	2 720	2 991	Índice de exactitud (95 %)	1,72	1,17	2,48
5	2 656	2 718	2 979				
6	2 653	2 719	2 982				
7	2 656	2 719	2 984				
8	2 655	2 718	2 986				
9	2 657	2 717	2 983				
10	2 652	2 723	2 987				

Tabla 2. Resultados del procesamiento estadístico de la masa volumétrica

Nº de ensayos	Valor (Kg/m ³)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6				
1	2 215	2 289	2 638	Media aritmética	2 213	2 290	2 634
2	2 211	2 290	2 635	Desviación estándar	2,75	1,15	2,83
3	2 210	2 291	2 634	Coefficiente de variación	9,00	4,00	8,00
4	2 214	2 289	2 634	Índice de exactitud (95 %)	1,97	0,83	2,02
5	2 215	2 290	2 632				
6	2 215	2 290	2 639				
7	2 217	2 288	2 633				
8	2 212	2 291	2 634				
9	2 213	2 290	2 630				
10	2 208	2 292	2 631				

Tabla 3. Resultados del procesamiento de las mediciones de la velocidad de las ondas longitudinales en la varilla

Nº de ensayos	Valor (m/s)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6				
1	3 559	3 290	4 788	Media aritmética	3 557	3 293	4 789
2	3 552	3 289	4 790	Desviación estándar	2,98	3,30	3,74
3	3 559	3 295	4 789	Coefficiente de variación	9,00	9,00	13,00
4	3 558	3 292	4 786	Índice de exactitud (95 %)	2,13	2,36	2,68
5	3 557	3 296	4 787				
6	3 560	3 293	4 786				
7	3 555	3 297	4 788				
8	3 553	3 290	4 788				
9	3 556	3 298	4 789				
10	3 561	3 290	4 799				

Tabla 4. Resultados del procesamiento de las mediciones de la velocidad de las ondas longitudinales en muestras volumétricas

Nº de ensayos	Valor (m/s)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6				
1	3 220	3 590	4 537	Media aritmética	3 218	3 589	4 538
2	3 219	3 589	4 535	Desviación estándar	2,67	2,71	2,26
3	3 221	3 592	4 539	Coefficiente de variación	9,00	9,00	8,00
4	3 217	3 588	4 538	Índice de exactitud (95 %)	1,91	1,94	1,62
5	3 218	3 585	4 537				
6	3 220	3 594	4 538				
7	3 217	3 590	4 536				
8	3 220	3 586	4 540				
9	3 216	3 587	4 537				
10	3 212	3 589	4 543				

Tabla 5. Resultados del procesamiento de la determinación de la resistencia a la compresión

Nº de ensayos	Valor (MPa)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6				
1	28,68	102,90	192,00	Media aritmética	28,60	102,84	191,32
2	28,61	101,86	192,45	Desviación estándar	0,19	1,67	4,01
3	28,52	102,80	191,10	Coefficiente de variación	0,69	5,98	14,41
4	28,37	102,86	195,00	Índice de exactitud (95 %)	0,13	1,19	2,87
5	29,06	102,00	180,59				
6	28,6	103,25	193,00				
7	28,47	101,95	190,83				
8	28,5	107,28	191,00				
9	28,53	101,30	194,23				
10	28,66	102,20	193,00				

Tabla 6. Resultados del procesamiento de la determinación de la resistencia a tracción

Nº de ensayos	Valor (MPa)			Índices	Litología		
	Litología				5b	5c	6
	5b	5c	6				
1	0,58	4,50	7,76	Media aritmética	0,70	4,66	7,68
2	0,77	5,00	7,87	Desviación estándar	0,12	0,56	0,40
3	0,68	4,60	8,10	Coefficiente de variación	0,46	1,86	1,3
4	0,80	4,10	7,64	Índice de exactitud (95 %)	0,09	0,40	0,29
5	0,92	5,96	7,00				
6	0,68	5,10	7,90				
7	0,70	4,30	7,44				
8	0,69	4,20	8,30				
9	0,72	4,60	7,66				
10	0,46	3,28	7,13				

Tabla 7. Determinación del número de voladuras experimentales

Sustancia explosiva	Litología	Porcentaje de sobre excavación	\bar{X}	S	V	Número de voladuras
Cordón Detonante de 20 g/m	5b	4,33 3,98 4,16	4,16	0,14	3,44	5
Cordón Detonante de 42 g/m	5c	4,81 4,92 4,61	4,78	0,13	2,68	3
Senatel TM Magnafrac ^T M de 26 mm	6	5,06 4,99 4,71	4,92	0,15	3,07	4

ANEXO 5

MEDICIÓN DEL AGRIETAMIENTO

Tabla 1. Medición del agrietamiento en el Tramo II del Túnel Levisa - Mayarí

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
1	59	135	arcilla	1
2	58	134	serpentinítico	1
3	68	132	serpentinítico	3
4	58	134	arcilla	2
5	57	133	arcilla	2
6	59	135	arcilla	2
7	58	134	arcilla	2
8	58	133	arcilla	1
9	58	134	arcilla	4
10	21	73	arcilla	1
11	20	72	serpentinítico	4
12	22	74	serpentinítico	1
13	21	73	serpentinítico	1
14	21	72	vacía	1
15	21	73	arcilla	2
16	22	73	arcilla	1
17	21	72	arcilla	1
18	21	73	arcilla	2
19	21	73	arcilla	2
20	74	203	arcilla	1
21	73	202	arcilla	3
22	74	203	arcilla	4
23	75	204	carbonatos	1
24	74	203	serpentinítico	1
25	74	203	serpentinítico	2
26	74	202	serpentinítico	1
27	74	203	carbonatos	4
28	74	203	arcilla	2
29	73	202	arcilla	2
30	74	201	serpentinítico	2
31	55	357	serpentinítico	2
32	55	357	serpentinítico	1
33	54	356	vacía	4
34	55	357	arcilla	4
35	56	358	arcilla	1
36	55	359	arcilla	2
37	54	356	carbonatos	2
38	53	354	carbonatos	2

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimet (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
39	55	357	carbonatos	2
40	56	358	vacía	2
41	59	135	arcilla	2
42	58	132	arcilla	1
43	59	136	arcilla	1
44	60	132	arcilla	1
45	58	135	vacía	4
46	59	134	serpentinítico	4
47	59	135	vacía	4
48	58	133	carbonatos	1
49	59	134	arcilla	4
50	21	73	arcilla	1
51	22	71	arcilla	2
52	23	74	arcilla	2
53	21	73	vacía	2
54	20	76	serpentinítico	1
55	22	75	vacía	1
56	21	73	arcilla	2
57	22	72	arcilla	2
58	21	71	arcilla	3
59	74	203	arcilla	3
60	72	202	vacía	1
61	73	205	carbonatos	1
62	74	206	arcilla	3
63	74	203	arcilla	1
64	72	204	arcilla	1
65	75	203	arcilla	3
66	76	204	arcilla	3
67	74	203	arcilla	3
68	70	202	arcilla	3
69	75	203	arcilla	2
70	74	203	arcilla	2
71	55	357	arcilla	1
72	57	356	arcilla	1
73	55	356	arcilla	3
74	58	357	arcilla	3
75	55	356	vacía	2
76	51	350	carbonatos	2

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
77	53	351	vacía	2
78	55	356	arcilla	3
79	53	352	arcilla	1
80	55	357	arcilla	4
81	52	355	arcilla	1
82	55	357	arcilla	3
83	59	135	arcilla	3
84	57	133	arcilla	5
85	56	134	arcilla	3
86	59	135	arcilla	5
87	53	130	arcilla	2
88	54	132	arcilla	2
89	58	135	arcilla	4
90	59	134	arcilla	4
91	55	132	carbonatos	2
92	60	135	carbonatos	2
93	20	73	carbonatos	2
94	21	72	arcilla	5
95	21	73	arcilla	3
96	20	74	arcilla	2
97	23	75	arcilla	4
98	24	76	arcilla	1
99	20	73	arcilla	1
100	21	72	arcilla	1
101	20	73	arcilla	5
102	24	73	arcilla	3
103	74	203	carbonatos	3
104	73	202	carbonatos	3
105	75	203	carbonatos	2
106	76	204	arcilla	5
107	74	203	arcilla	2
108	75	201	arcilla	1
109	76	203	arcilla	5
110	74	203	arcilla	1
111	71	201	arcilla	5
112	75	204	arcilla	3
113	73	206	arcilla	3
114	55	357	arcilla	1
115	54	356	arcilla	5

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
116	53	355	arcilla	1
117	54	354	arcilla	5
118	55	357	arcilla	1
119	55	356	arcilla	3
120	55	357	arcilla	1
121	56	358	arcilla	2
122	54	356	arcilla	1
123	55	357	arcilla	5
124	20	300	arcilla	1
125	24	259	arcilla	2
126	32	145	arcilla	1
127	73	200	serpentinítico	4
128	73	250	serpentinítico	1
129	75	380	serpentinítico	1
130	79	267	serpentinítico	3
131	25	79	serpentinítico	3
132	23	80	serpentinítico	2
133	19	71	carbonatos	2
134	65	140	carbonatos	1
135	64	138	arcilla	1
136	79	214	arcilla	1
137	80	232	arcilla	4
138	79	250	arcilla	2
139	20	60	arcilla	1
140	21	69	arcilla	1
141	56	368	arcilla	3
142	55	350	carbonatos	3
133	19	71	carbonatos	2
134	65	140	carbonatos	1
135	64	138	arcilla	1
136	79	214	arcilla	1
137	80	232	arcilla	4
138	79	250	arcilla	2
139	20	60	arcilla	1
140	21	69	arcilla	1
141	56	368	arcilla	3
142	55	350	carbonatos	3
143	57	349	carbonatos	2
144	73	280	serpentinítico	3
145	63	234	serpentinítico	2

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
146	21	82	serpentinítico	2
147	58	132	serpentinítico	1
148	47	70	serpentinítico	1
149	41	72	vacía	1
150	46	74	carbonatos	1
151	74	205	arcilla	1
152	72	214	arcilla	2
153	60	138	arcilla	4
154	20	79	arcilla	2
155	75	204	vacía	2
156	70	200	serpentinítico	1
157	73	215	serpentinítico	1
158	69	206	carbonatos	1
159	71	203	arcilla	1
160	72	200	arcilla	3
161	71	206	arcilla	2
162	74	203	arcilla	3
163	74	203	arcilla	3
164	59	134	arcilla	5
165	57	136	arcilla	3
166	50	132	arcilla	1
167	58	133	arcilla	1
168	48	129	arcilla	2
169	49	133	arcilla	1
170	55	135	arcilla	3
171	59	134	arcilla	2
172	60	130	arcilla	2
173	62	129	arcilla	2
174	58	134	arcilla	2
175	59	134	vacía	2
176	20	74	serpentinítico	1
177	21	73	vacía	1
178	23	70	serpentinítico	5
179	21	73	carbonatos	3
180	21	72	carbonatos	3
181	23	74	arcilla	2
182	26	73	arcilla	2
183	21	70	arcilla	1
184	19	73	arcilla	5
185	23	76	arcilla	1
186	29	81	arcilla	2

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
187	25	80	arcilla	2
188	24	76	arcilla	3
189	21	73	arcilla	1
190	20	72	arcilla	3
191	56	349	arcilla	1
192	57	355	arcilla	5
193	55	356	arcilla	3
194	58	360	arcilla	3
195	55	356	arcilla	1
196	51	354	arcilla	2
197	49	310	arcilla	2
198	47	349	arcilla	2
199	55	350	arcilla	2
200	51	352	arcilla	2
201	53	356	arcilla	2
202	74	206	carbonatos	2
203	71	200	serpentinítico	4
204	73	210	serpentinítico	2
205	70	208	vacía	1
206	69	201	serpentinítico	2
207	72	203	vacía	3
208	74	205	arcilla	2
209	71	198	arcilla	1
210	55	136	arcilla	1
211	59	134	arcilla	5
212	60	133	arcilla	1
213	57	130	arcilla	1
214	59	134	arcilla	1
215	60	130	arcilla	5
216	59	132	arcilla	1
217	56	131	arcilla	4
218	62	139	arcilla	2
219	60	140	arcilla	4
220	56	141	arcilla	1
221	19	74	vacía	1
222	21	73	vacía	1
223	22	75	arcilla	4
224	20	73	arcilla	1
225	26	80	arcilla	4
226	24	81	arcilla	2

Tabla 1. Continuación

Nº	Azimut (grado)	Buzamiento (grado)	Tipo de relleno	Abertura (mm)
227	21	75	arcilla	2
228	22	73	arcilla	2
229	27	79	arcilla	2
230	55	358	arcilla	2
231	52	350	arcilla	3
232	53	359	arcilla	2
233	49	349	arcilla	3
234	55	357	arcilla	1
235	50	359	serpentinítico	1
236	55	350	vacía	4
237	51	356	arcilla	3
238	58	360	arcilla	3
239	55	346	arcilla	3
240	55	357	arcilla	1

ANEXO 6

COEFICIENTE DE DEBILITAMIENTO DE LAS
TENSIONES

Tabla 1. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la segunda voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 650	1 100	1,06	0,027	2,65	0,50	-
			0,011	1,11	-	0,83
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 650	1 100	1,06	0,0196	1,94	0,65	-
			0,0101	0,99	-	0,85

Tabla 2. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la tercera voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 650	1 100	1,06	0,027	2,65	0,50	-
			0,011	1,11	-	0,83
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 650	1 100	1,06	0,019	1,88	0,66	-
			0,0097	0,96	-	0,86

Tabla 3. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la cuarta voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 650	1 100	1,06	0,028	2,66	0,51	-
			0,012	1,12	-	0,84
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 650	1 100	1,06	0,018	1,87	0,65	-
			0,0096	0,95	-	0,85

Tabla 4. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la quinta voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 650	1 100	1,06	0,027	2,65	0,50	-
			0,011	1,11	-	0,83
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 650	1 100	1,06	0,019	1,88	0,66	-
			0,0097	0,96	-	0,86

Tabla 5. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la sexta voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 950	1 600	0,96	0,032	3,17	0,35	-
			0,0059	0,58	-	0,81
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 950	1 600	0,96	0,029	2,87	0,40	-
			0,0001	0,0098	-	0,97

Tabla 6. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la séptima voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 950	1 600	0,96	0,031	3,16	0,34	-
			0,0058	0,57	-	0,80
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 950	1 600	0,96	0,030	2,88	0,41	-
			0,0001	0,0097	-	0,96

Tabla 7. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la octava voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 950	1 600	0,96	0,032	3,17	0,35	-
			0,008	0,76	-	0,81
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 950	1 600	0,96	0,03	2,97	0,39	-
			0,007	0,66	-	0,83

Tabla 8. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la novena voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 950	1 600	0,96	0,032	3,17	0,35	-
			0,0058	0,57	-	0,80
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 950	1 600	0,96	0,028	2,86	0,39	-
			0,0001	0,0098	-	0,97

Tabla 9. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la décima voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 950	1 600	0,96	0,033	3,19	0,37	-
			0,0060	0,61	-	0,83
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 950	1 600	0,96	0,022	2,83	0,32	-
			0,0008	0,0086	-	0,82

Tabla 10. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la oncenava voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 995	1 800	0,98	0,008	0,79	0,82	-
			0,019	1,92	-	0,61
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 995	1 800	0,98	0,012	1,19	0,75	-
			0,019	1,97	-	0,60

Tabla 11. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la duodécima voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 995	1 800	0,98	0,007	0,77	0,81	-
			0,018	1,91	-	0,60
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 995	1 800	0,98	0,011	1,18	0,73	-
			0,016	1,94	-	0,57

Tabla 12. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la décimo tercera voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 995	1 800	0,98	0,006	0,76	0,80	-
			0,019	1,93	-	0,62
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 995	1 800	0,98	0,010	1,18	0,70	-
			0,014	1,92	-	0,55

Tabla 13. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la décimo cuarta voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 995	1 800	0,98	0,005	0,75	0,79	-
			0,019	1,92	-	0,61
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 995	1 800	0,98	0,009	1,16	0,68	-
			0,014	1,92	-	0,55

Tabla 14. Coeficiente de debilitamiento de las tensiones en la décimo quinta voladura

En la dirección de la línea de menor resistencia					Corte y arranque	Contorno
					K_{db}	
ρ_{re} (Kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta_g$ (m)	$\sum \bar{\delta}_g$	K_{dbw}	
1 995	1 800	0,98	0,008	0,79	0,82	-
			0,019	1,92	-	0,61
En la dirección de colocación de las cargas					K_{dba}	
1 995	1 800	0,98	0,012	1,19	0,75	-
			0,019	1,97	-	0,60

ANEXO 7

ALGUNAS DE LAS SUSTANCIAS EXPLOSIVAS
UTILIZADAS EN LA INVESTIGACIÓN



Figura1. Cartuchos de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.



Figura 2. Cordones detonantes.



Figura 3. Detonadores No Eléctricos.

ANEXO 8

CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE PERFORACIÓN

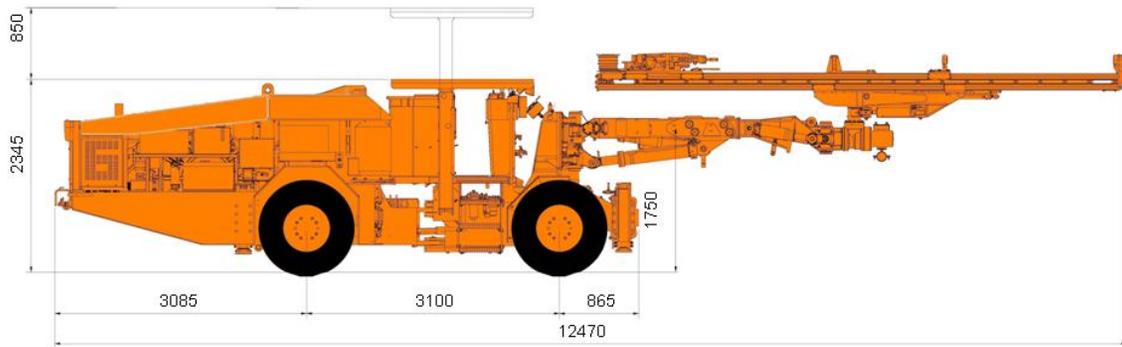


Figura 1. Jumbo electrohidráulico de dos brazos. Tamrock Axera 6-240.



Figura 2. Broca de 102 mm de diámetro para el barreno vacío del corte.



Figura 3. Broca de 46 mm de diámetro.



Figura 4. Barrena de 3,40 m de longitud.

ANEXO 9

ESTADO TENSO – DEFORMACIONAL PRODUCIDO
POR LA EXPLOSIÓN DE LAS CARGAS DE
SUSTANCIA EXPLOSIVA

Tabla 1. Estado tenso-deformacional para los grupos de barrenos de cuele y arranque en las cinco voladuras experimentales de la litología 5b

Túnel Levisa-Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Senatel™ Magnafrac™ (32 mm)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	5 403,88	σ_c^d	MPa	459,81
P_d	MPa	1 819,21	σ_t^d	MPa	1,94
V	m/s	1 067,96	σ_{cor}^d	MPa	142,35
k_R	-	1,30			
$p_r^{[1]}$	MPa	2 369,38			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	1 4551,35			

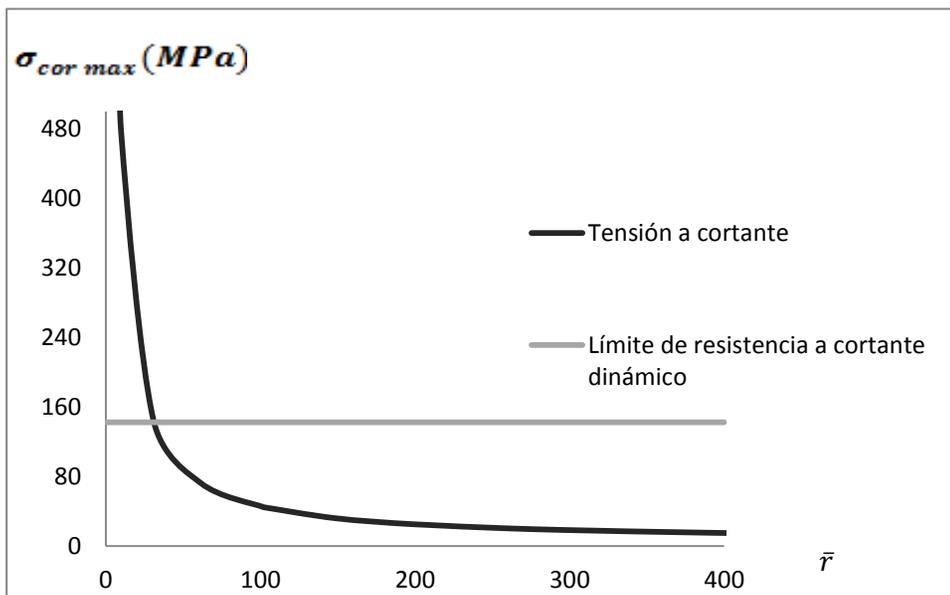


Figura 1. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para los grupos de barrenos de cuele y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

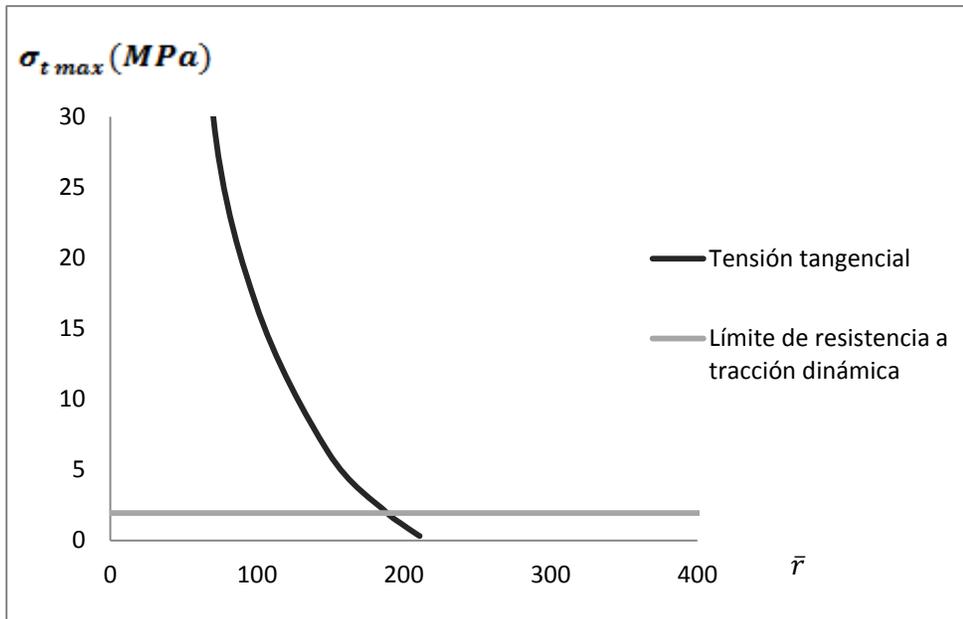


Figura 2. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para los grupos de barrenos de cuele y arranque después de la explosión de las cargas de SenatelTM MagnafracTM de 32 mm.

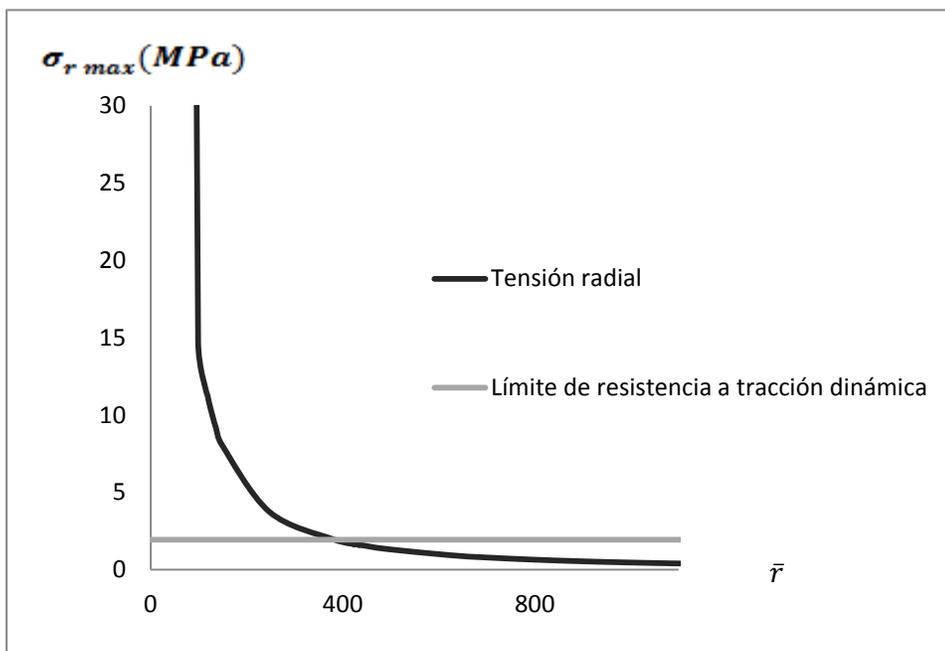


Figura 3. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para los grupos de barrenos de cuele y arranque después de la explosión de las cargas de SenatelTM MagnafracTM de 32 mm.

Tabla 2. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm en los barrenos de cuele y arranque para la litología 5b

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	26,23
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,26
Radio relativo de agrietamiento	-	188,54
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	1,90
Radio relativo de descostramiento	-	380,85
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	3,84

Tabla 3. Estado tenso-deformacional para el grupo de barrenos de contorno en las cinco voladuras experimentales de la litología 5b

Túnel Levisa-Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Cordón Detonante (20 g/m)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	16 717,65	σ_c^d	MPa	459,81
P_d	MPa	21,47	σ_t^d	MPa	1,94
V	m/s	1 540,23	σ_{cor}^d	MPa	142,35
k_R	-	0,93			
$P_r^{[1]}$	MPa	19,98			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	1 824,34			

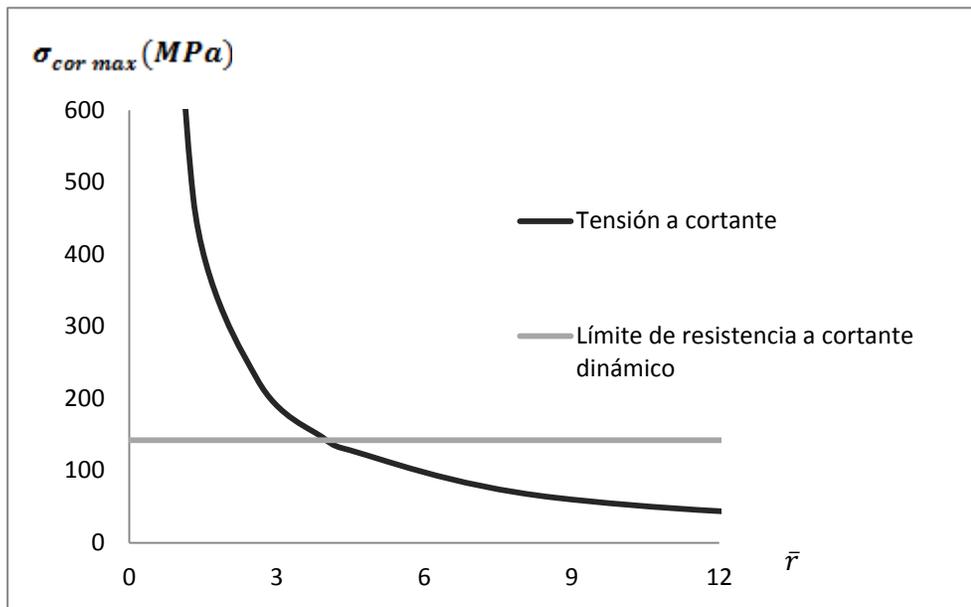


Figura 4. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 20 g/m.

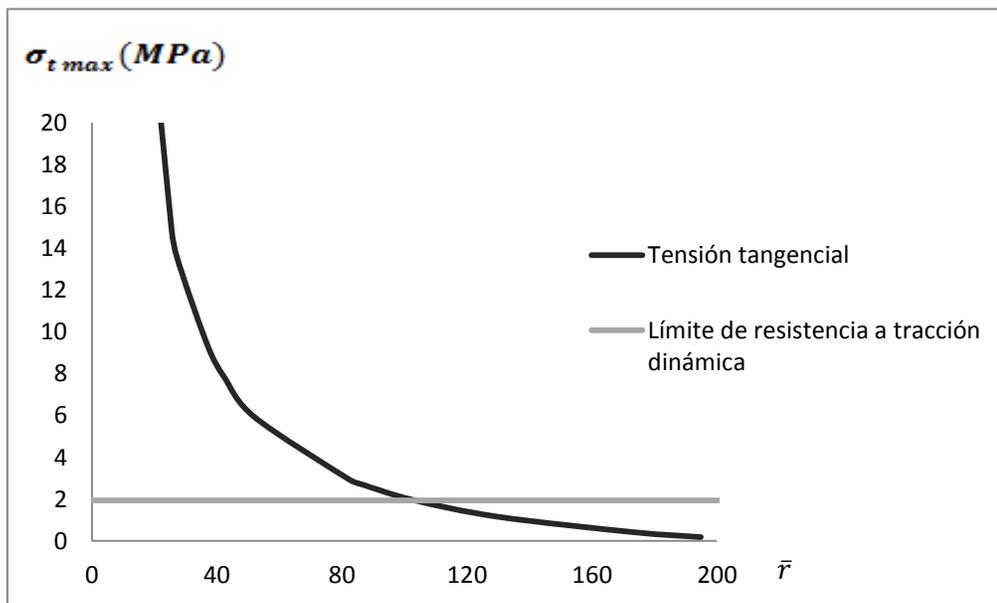


Figura 5. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 20 g/m.

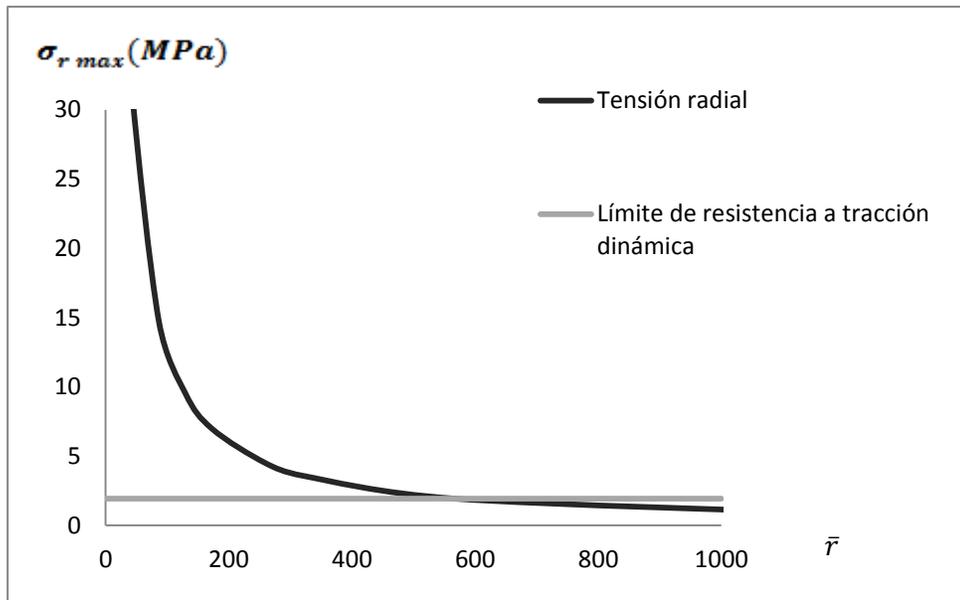


Figura 6. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 20 g/m.

Tabla 4. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Cordón Detonante de 20 g/m en los barrenos de contorno para la litología 5b

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	3,60
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,008
Radio relativo de agrietamiento	-	103,03
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	0,23
Radio relativo de descostramiento	-	567,14
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	1,30

Tabla 5. Estado tenso-deformacional para los grupos de barrenos de cuele y arranque en las cinco voladuras experimentales de la litología 6

Túnel Levisa-Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Senatel™ Magnafrac™ (32 mm)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	5 403,88	σ_c^d	MPa	3 015,98
P_d	MPa	1 819,21	σ_t^d	MPa	15,91
V	m/s	1 067,96	σ_{cor}^d	MPa	295,86
k_R	-	1,48			
$P_r^{[1]}$	MPa	2 686,99			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	1 5947,37			

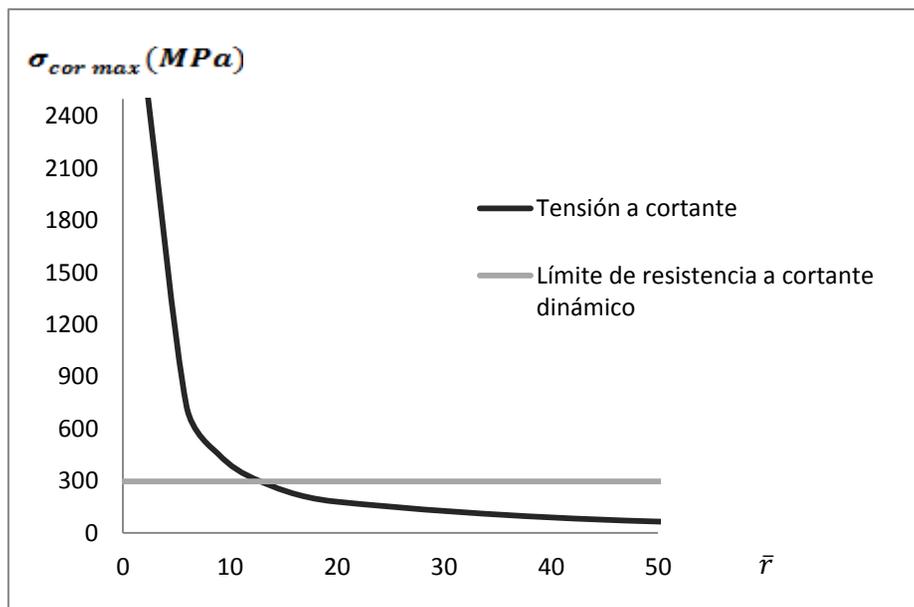


Figura 7. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para los grupos de barrenos de cuele y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

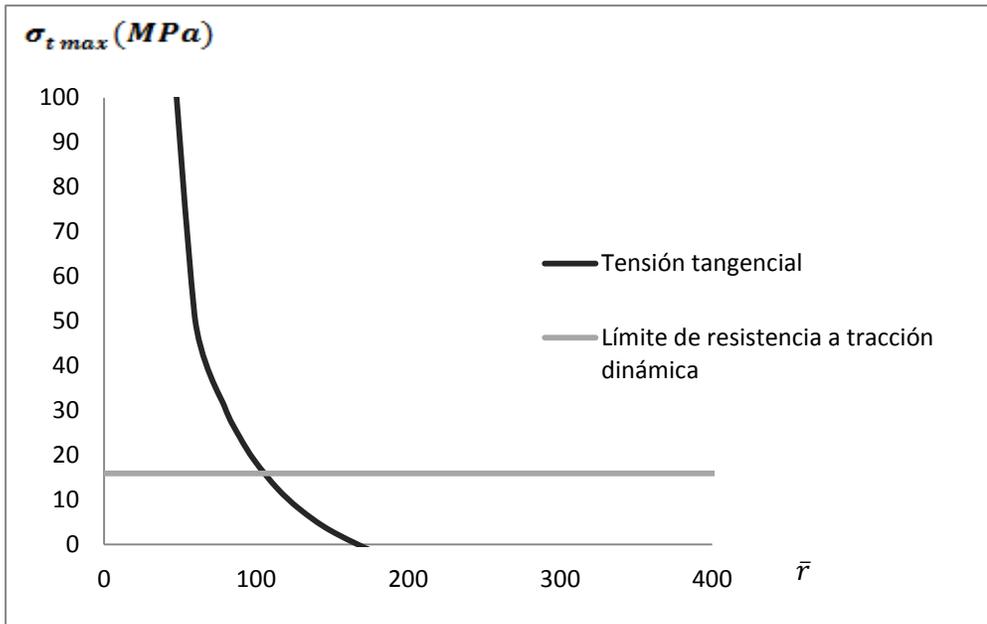


Figura 8. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para los grupos de barrenos de corte y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

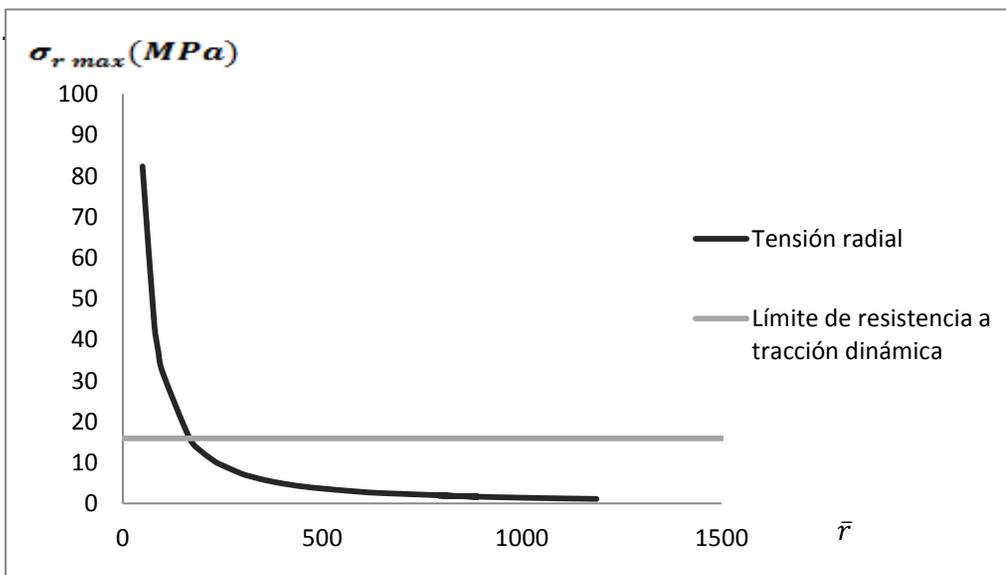


Figura 9. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para los grupos de barrenos de corte y arranque después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm.

Tabla 6. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm en los barrenos de cuele y arranque para la litología 6

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	12,02
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,12
Radio relativo de agrietamiento	-	99,78
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	1,00
Radio relativo de descostramiento	-	158,17
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	1,60

Tabla 7. Estado tenso-deformacional para el grupo de barrenos de contorno en las cinco voladuras experimentales de la litología 6

Túnel Levisa-Mayarí: Tramo II					
Sustancia Explosiva: Senatel™ Magnafrac™ (26 mm)					
Resultados			Resistencia dinámica de las rocas		
Parámetro	U/M	Valor	Parámetro	U/M	Valor
ρ	MPa	4 923,78	σ_c^d	MPa	3 015,98
P_d	MPa	889,09	σ_t^d	MPa	15,91
V	m/s	1 019,42	σ_{cor}^d	MPa	295,86
k_R	-	1,49			
$p_r^{[1]}$	MPa	1 328,99			
A	-	3			
m	-	3			
Pr	MPa	1 3284,00			

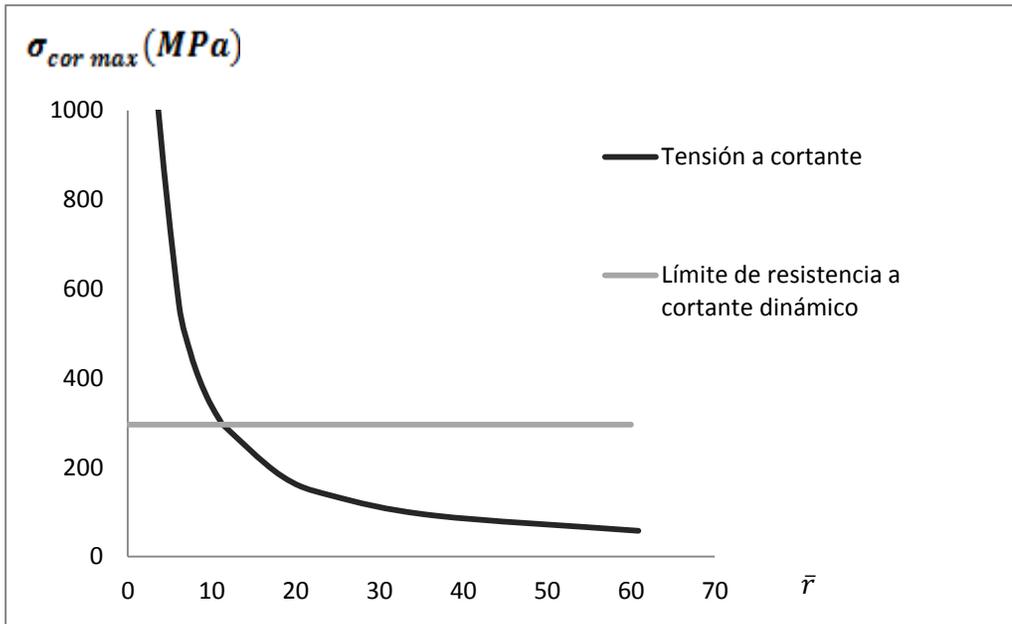


Figura 10. Gráfico de extinción de las tensiones a cortante para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm

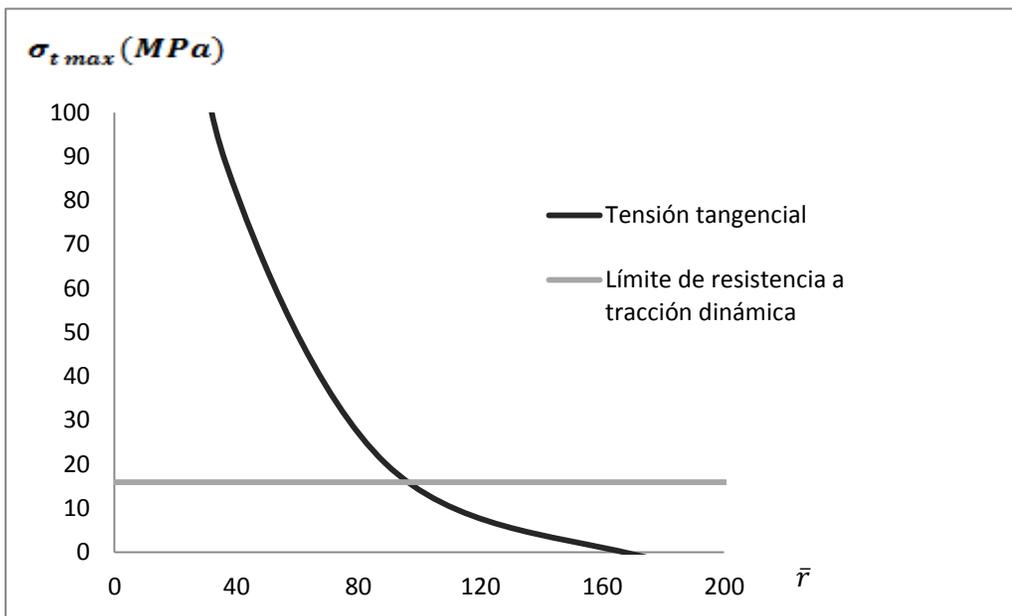


Figura 11. Gráfico de extinción de las tensiones tangenciales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm

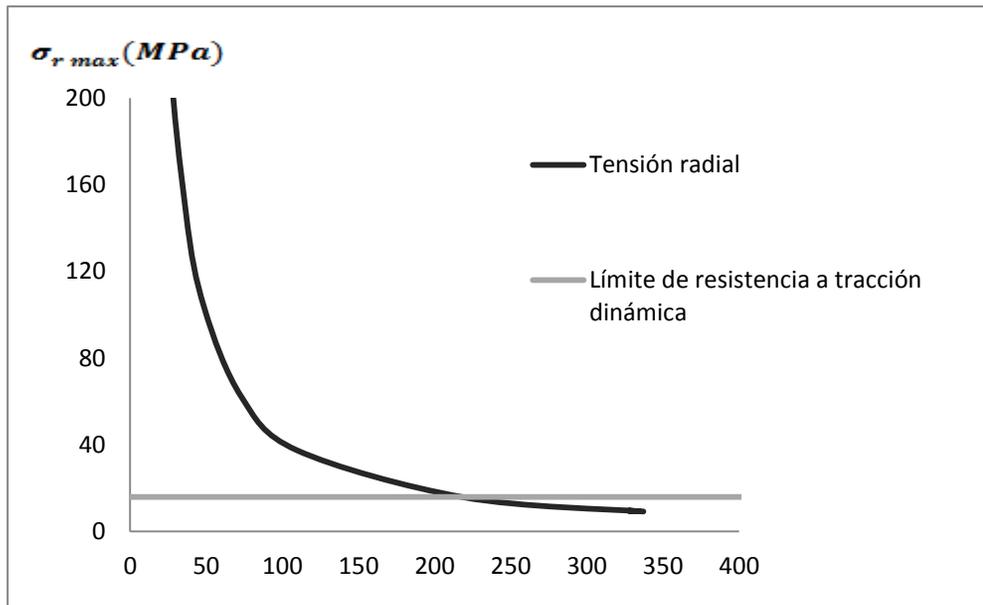


Figura 12. Gráfico de extinción de las tensiones radiales para el grupo de barrenos de contorno después de la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm

Tabla 8. Radios obtenidos por la explosión de las cargas de Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm en los barrenos de contorno para la litología 6

Radios	U/M	Valor
Radio relativo de trituración	-	11,32
Radio de trituración para un macizo monolítico	m	0,09
Radio relativo de agrietamiento	-	93,74
Radio de agrietamiento para un macizo monolítico	m	0,76
Radio relativo de descostramiento	-	219,15
Radio de descostramiento para un macizo monolítico	m	1,80

ANEXO 10

PARÁMETROS PARA EL DISEÑO DE LA
VOLADURA DE CONTORNO

SEGUNDA VOLADURA

Tabla 1. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la segunda voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	0,80
B_1	m	0,18	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,25	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,54	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	1,14	Δl_c	m	0,092
			l_{rell}	m	0,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,13	Nc_c	cartuchos	21/4
Lb_c	m	1,90	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	36,00
Q_c	Kg	16,38	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 2. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la segunda voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,13	K_{dba}	m	0,66
$\ddot{R}d$	m	2,88			
K_{dbw}	-	0,50			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	1,00
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,70
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	2,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	9,10
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	20,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 3. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la segunda voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,75	a_{co}	m	0,53
$\ddot{R}g$	m	0,31	K_{dba}	m	0,86
$\ddot{R}d$	m	1,50			
K_{dbw}	-	0,83	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	1,45
Distancia al contorno proyectado			Lb_{co}	m	1,70
c	m	0,04	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	54,91
lr_{co}	m	0,25	Nb_{co}	barrenos	38,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,31			

TERCERA VOLADURA

Tabla 4. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	1,01
B_1	m	0,18	\bar{l}_r	-	32,71
B_2	m	0,25	$(R_c^{esf})^e$	-	0,03
B_3	m	0,54	R_c^{esf}	m	0,04
B_4	m	1,14	Δl_c	m	0,184
			lr_{rell}	m	1,02
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	2,38	Nc_c	cartuchos	4 3/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	76,00
Q_c	Kg	34,58	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 5. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,13	K_{dba}	m	0,66
$\ddot{R}d$	m	2,88			
K_{dbw}	-	0,50			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,01	lrc_a	m	2,13
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	4 1/4
Δl_c	m	0,184	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,07	Q_a	Kg	19,34
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	42 1/2			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 6. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,75	a_{co}	m	0,53
$\ddot{R}g$	m	0,31	K_{dba}	m	0,86
$\ddot{R}d$	m	1,50			
K_{dbw}	-	0,83	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	2,72
Distancia al contorno proyectado			Lb_{co}	m	3,20
c	m	0,04	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	100,64
$l_{r_{co}}$	m	0,48	Nb_{co}	barrenos	37,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	4,23			

CUARTA VOLADURA

Tabla 7. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,25	l_r	m	0,80
B_1	m	0,17	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,24	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,53	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	1,13	Δl_c	m	0,092
			l_{rell}	m	0,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,13	Nc_c	cartuchos	21/4
Lb_c	m	1,90	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	36,00
Q_c	Kg	16,38	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 8. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,13	K_{dba}	m	0,65
$\ddot{R}d$	m	2,88			
K_{dbw}	-	0,51			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	1,00
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,70
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	2,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	9,10
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	20,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 9. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,75	a_{co}	m	0,52
$\ddot{R}g$	m	0,31	K_{dba}	m	0,85
$\ddot{R}d$	m	1,50			
K_{dbw}	-	0,84	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	1,45
Distancia al contorno proyectado			Lb_{co}	m	1,70
c	m	0,04	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	54,91
lrc_{co}	m	0,25	Nb_{co}	barrenos	38,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,31			

QUINTA VOLADURA

Tabla 10. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	0,72
B_1	m	0,18	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,25	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,54	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	1,14	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	0,65
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	0,75	Nc_c	cartuchos	1 1/2
Lb_c	m	1,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	24,00
Q_c	Kg	10,92	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 11. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\dot{R}g$	m	1,13	K_{dba}	m	0,66
$\dot{R}d$	m	2,88			
K_{dbw}	-	0,50			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	0,50
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	1,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	4,55
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	10,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 12. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,75	a_{co}	m	0,53
$\dot{R}g$	m	0,31	K_{dba}	m	0,86
$\dot{R}d$	m	1,50			
K_{dbw}	-	0,83	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	1,02
Distancia al contorno proyectado			Lb_{co}	m	1,20
c	m	0,04	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	39,78
$l_{r_{co}}$	m	0,18	Nb_{co}	barrenos	39,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	1,67			

SEXTA VOLADURA

Tabla 13. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la sexta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	1,86
B_1	m	0,14	\bar{l}_r	-	84,22
B_2	m	0,20	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,42	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,90	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	1,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,63	Nc_c	cartuchos	3 1/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	52,00
Q_c	Kg	23,66	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 14. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la sexta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,90	K_{dba}	m	0,40
$\ddot{R}d$	m	3,84			
K_{dbw}	-	0,35			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,80	lrc_a	m	1,50
\bar{l}_r	-	84,22	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	3,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,70	Q_a	Kg	12,29
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	27,00			
Nb_a	barrenos	9,00			

Tabla 15. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la sexta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,61	a_{co}	m	0,48
$\ddot{R}g$	m	0,23	K_{dba}	m	0,97
$\ddot{R}d$	m	1,30			
K_{dbw}	-	0,81	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	2,72
Distancia al contorno proyectado			L_{co}	m	3,20
c	m	0,005	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	111,52
lr_{co}	m	0,48	Nb_{co}	barrenos	41,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,23			

SÉPTIMA VOLADURA

Tabla 16. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la séptima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,25	l_r	m	1,86
B_1	m	0,13	\bar{l}_r	-	84,22
B_2	m	0,20	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,41	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,90	Δl_c	m	0,069
			lr_{rell}	m	1,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,63	Nc_c	cartuchos	3 1/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	52,00
Q_c	Kg	23,66	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 17. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la séptima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,90	K_{dba}	m	0,41
$\ddot{R}d$	m	3,84			
K_{dbw}	-	0,34			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,80	lrc_a	m	1,50
\bar{l}_r	-	84,22	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	3,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,70	Q_a	Kg	12,29
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	27,00			
Nb_a	barrenos	9,00			

Tabla 18. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la séptima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,60	a_{co}	m	0,48
$\ddot{R}g$	m	0,23	K_{dba}	m	0,96
$\ddot{R}d$	m	1,30			
K_{dbw}	-	0,80	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	2,72
Distancia al contorno proyectado			L_{co}	m	3,20
c	m	0,005	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	111,52
lrc_{co}	m	0,48	Nb_{co}	barrenos	41,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,23			

OCTAVA VOLADURA

Tabla 19. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la octava voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	1,86
B_1	m	0,14	\bar{l}_r	-	84,22
B_2	m	0,20	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,42	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,90	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	1,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,63	Nc_c	cartuchos	3 1/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	52,00
Q_c	Kg	23,66	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 20. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la octava voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,90	K_{dba}	m	0,39
$\ddot{R}d$	m	3,84			
K_{dbw}	-	0,35			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,80	lrc_a	m	1,50
\bar{l}_r	-	84,22	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	3,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,70	Q_a	Kg	13,65
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	30,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 21. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la octava voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,61	a_{co}	m	0,40
$\ddot{R}g$	m	0,23	K_{dba}	m	0,83
$\ddot{R}d$	m	1,30			
K_{dbw}	-	0,81	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	2,72
Distancia al contorno proyectado			L_{co}	m	3,20
c	m	0,003	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	133,28
lrc_{co}	m	0,48	Nb_{co}	barrenos	49,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,66			

NOVENA VOLADURA

Tabla 22. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la novena voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	1,86
B_1	m	0,14	\bar{l}_r	-	84,22
B_2	m	0,20	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,42	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,90	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	1,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	1,63	Nc_c	cartuchos	3 1/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	52,00
Q_c	Kg	23,66	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 23. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la novena voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,00	D_{arr}	m	1,49
$\ddot{R}g$	m	1,90	K_{dba}	m	0,39
$\ddot{R}d$	m	3,84			
K_{dbw}	-	0,35			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,80	lrc_a	m	1,50
\bar{l}_r	-	84,22	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	3,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,70	Q_a	Kg	12,29
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	27,00			
Nb_a	barrenos	9,00			

Tabla 24. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la novena voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,61	a_{co}	m	0,49
$\ddot{R}g$	m	0,23	K_{dba}	m	0,97
$\ddot{R}d$	m	1,30			
K_{dbw}	-	0,80	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	2,72
Distancia al contorno proyectado			L_{co}	m	3,20
c	m	0,005	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	111,52
l_{co}	m	0,48	Nb_{co}	barrenos	41,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	2,23			

DÉCIMA VOLADURA

Tabla 25. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la décima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,26	l_r	m	0,86
B_1	m	0,15	\bar{l}_r	-	64,20
B_2	m	0,20	$(R_c^{esf})^e$	-	0,01
B_3	m	0,43	R_c^{esf}	m	0,02
B_4	m	0,92	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	0,77
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	0,63	Nc_c	cartuchos	1 1/4
Lb_c	m	1,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	20,00
Q_c	Kg	9,10	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 26. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la décima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,06	D_{arr}	m	1,20
$\ddot{R}g$	m	1,90	K_{dba}	m	0,32
$\ddot{R}d$	m	3,84			
K_{dbw}	-	0,37			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,70	lrc_a	m	0,50
\bar{l}_r	-	64,20	Lb_a	m	1,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,01	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,02	Nc_a	cartuchos	1,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	4,55
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	10,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 27. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la décima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,63	a_{co}	m	0,40
$\ddot{R}g$	m	0,23	K_{dba}	m	0,82
$\ddot{R}d$	m	1,30			
K_{dbw}	-	0,83	Longitud de carga		
			lrc_{co}	m	1,02
Distancia al contorno proyectado			L_{co}	m	1,20
c	m	0,005	Cantidad de metros de cordón		
Longitud de relleno			L_{Tco}	m	53,04
lrc_{co}	m	0,18	Nb_{co}	barrenos	52,00
Magnitud de la carga					
Q_{co}	Kg	1,06			

ONCENA VOLADURA

Tabla 28. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la onцена voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,12	l_r	m	1,05
B_1	m	0,15	\bar{l}_r	-	34,07
B_2	m	0,21	$(R_c^{esf})^e$	-	0,04
B_3	m	0,45	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,95	Δl_c	m	0,184
			l_{rell}	m	1,02
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	2,38	Nc_c	cartuchos	4 3/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	76,00
Q_c	Kg	34,58	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 29. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la onцена voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,06	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,00	K_{dba}	m	0,75
$\ddot{R}d$	m	1,59			
K_{dbw}	-	0,82			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,05	lrc_a	m	2,13
\bar{l}_r	-	34,07	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	4 1/4
Δl_c	m	0,184	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,07	Q_a	Kg	17,40
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	38 1/4			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 30. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la onцена voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,78	a_{co}	m	0,90
$\ddot{R}g$	m	0,76	K_{dba}	m	0,60
$\ddot{R}d$	m	1,80			
K_{dbw}	-	0,61	Longitud de carga		
Distancia al contorno proyectado			lrc_{co}	m	2,75
c	m	0,05	L_{co}	m	3,20
Longitud de relleno			Número de cartuchos por barreno		
l_{co}	m	0,45	Nc_{co}	cartuchos	5 1/2
Número total de cartuchos			Magnitud de la carga		
N_{Tco}	cartuchos	126,50	Q_{co}	Kg	39,21
Nb_{co}	barrenos	23,00			

DUODÉCIMA VOLADURA

Tabla 31. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la duodécima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,12	l_r	m	1,05
B_1	m	0,15	\bar{l}_r	-	34,07
B_2	m	0,21	$(R_c^{esf})^e$	-	0,04
B_3	m	0,45	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,95	Δl_c	m	0,184
			lr_{rell}	m	1,02
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	2,38	Nc_c	cartuchos	4 3/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	76,00
Q_c	Kg	34,58	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 32. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la duodécima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,04	D_{arr}	m	1,48
$\ddot{R}g$	m	1,00	K_{dba}	m	0,73
$\ddot{R}d$	m	1,59			
K_{dbw}	-	0,81			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,05	lrc_a	m	2,13
\bar{l}_r	-	34,07	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	4 1/4
Δl_c	m	0,184	Magnitud de la carga		
lr_{rell}	m	1,07	Q_a	Kg	17,40
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	38 1/4			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 33. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la duodécima voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,77	a_{co}	m	0,84
$\ddot{R}g$	m	0,76	K_{dba}	m	0,57
$\ddot{R}d$	m	1,80			
K_{dbw}	-	0,60	Longitud de carga		
Distancia al contorno proyectado			lrc_{co}	m	2,75
c	m	0,05	L_{co}	m	3,20
Longitud de relleno			Número de cartuchos por barreno		
lrc_{co}	m	0,45	Nc_{co}	cartuchos	5 1/2
Número total de cartuchos			Magnitud de la carga		
N_{Tco}	cartuchos	137 1/2	Q_{co}	Kg	42,62
Nb_{co}	barrenos	25,00			

DÉCIMO TERCERA VOLADURA

Tabla 34. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la décimo tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,12	l_r	m	0,72
B_1	m	0,14	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,21	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,45	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,93	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	0,65
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	0,75	Nc_c	cartuchos	1 1/2
Lb_c	m	1,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	24,00
Q_c	Kg	10,92	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 35. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la décimo tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,04	D_{arr}	m	1,55
$\ddot{R}g$	m	1,00	K_{dba}	m	0,70
$\ddot{R}d$	m	1,59			
K_{dbw}	-	0,80			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	0,50
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	1,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	4,55
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	10,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 36. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la décimo tercera voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,77	a_{co}	m	0,79
$\ddot{R}g$	m	0,76	K_{dba}	m	0,55
$\ddot{R}d$	m	1,80			
K_{dbw}	-	0,62	Longitud de carga		
Distancia al contorno proyectado			lrc_{co}	m	1,00
c	m	0,05	L_{co}	m	1,20
Longitud de relleno			Número de cartuchos por barreno		
l_{co}	m	0,20	Nc_{co}	cartuchos	2,00
Número total de cartuchos			Magnitud de la carga		
N_{Tco}	cartuchos	54,00	Q_{co}	Kg	16,74
Nb_{co}	barrenos	27,00			

DÉCIMO CUARTA VOLADURA

Tabla 37. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la décimo cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\ddot{R}t$	m	0,12	l_r	m	0,72
B_1	m	0,14	\bar{l}_r	-	32,70
B_2	m	0,21	$(R_c^{esf})^e$	-	0,02
B_3	m	0,45	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,93	Δl_c	m	0,069
			l_{rell}	m	0,65
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	0,75	Nc_c	cartuchos	1 1/2
Lb_c	m	1,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	24,00
Q_c	Kg	10,92	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 38. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la décimo cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,04	D_{arr}	m	1,54
$\ddot{R}g$	m	1,00	K_{dba}	m	0,68
$\ddot{R}d$	m	1,59			
K_{dbw}	-	0,79			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	0,72	lrc_a	m	0,50
\bar{l}_r	-	32,70	Lb_a	m	1,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,02	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,03	Nc_a	cartuchos	1,00
Δl_c	m	0,069	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	0,70	Q_a	Kg	4,55
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	10,00			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 39. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la décimo cuarta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,76	a_{co}	m	0,79
$\bar{R}g$	m	0,76	K_{dba}	m	0,55
$\bar{R}d$	m	1,80			
K_{dbw}	-	0,61	Longitud de carga		
Distancia al contorno proyectado			lrc_{co}	m	1,00
c	m	0,05	L_{co}	m	1,20
Longitud de relleno			Número de cartuchos por barreno		
lrc_{co}	m	0,20	Nc_{co}	cartuchos	2,00
Número total de cartuchos			Magnitud de la carga		
N_{Tco}	cartuchos	54,00	Q_{co}	Kg	16,74
Nb_{co}	barrenos	27,00			

DÉCIMO QUINTA VOLADURA

Tabla 40. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de corte en la décimo quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Longitud de relleno		
$\bar{R}t$	m	0,12	l_r	m	1,05
B_1	m	0,15	\bar{l}_r	-	34,07
B_2	m	0,21	$(R_c^{esf})^e$	-	0,04
B_3	m	0,45	R_c^{esf}	m	0,03
B_4	m	0,95	Δl_c	m	0,184
			l_{rell}	m	1,02
Longitud de carga			Número de cartuchos por barreno		
lrc_c	m	2,38	Nc_c	cartuchos	4 3/4
Lb_c	m	3,40	Número total de cartuchos		
Magnitud de la carga			N_{Tc}	cartuchos	76,00
Q_c	Kg	34,58	Nb_c	barrenos	16,00

Tabla 41. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de arranque en la décimo quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de arranque		
W_a	m	1,06	D_{arr}	m	1,50
$\ddot{R}g$	m	1,00	K_{dba}	m	0,75
$\ddot{R}d$	m	1,59			
K_{dbw}	-	0,82			
Longitud de relleno			Longitud de carga		
l_r	m	1,05	lrc_a	m	2,13
\bar{l}_r	-	34,07	Lb_a	m	3,20
$(R_c^{esf})^e$	-	0,03	Número de cartuchos por barreno		
R_c^{esf}	m	0,04	Nc_a	cartuchos	4 1/4
Δl_c	m	0,184	Magnitud de la carga		
l_{rell}	m	1,07	Q_a	Kg	17,40
Número total de cartuchos					
N_{Ta}	cartuchos	38 1/4			
Nb_a	barrenos	10,00			

Tabla 42. Parámetros de la voladura de contorno para el grupo de barrenos de contorno en la décimo quinta voladura

Parámetro	U/M	Resultado	Parámetro	U/M	Resultado
Línea de Menor Resistencia			Distancia entre barrenos de contorno		
W_{co}	m	0,78	a_{co}	m	0,90
$\ddot{R}g$	m	0,76	K_{dba}	m	0,60
$\ddot{R}d$	m	1,80			
K_{dbw}	-	0,61	Longitud de carga		
Distancia al contorno proyectado			lrc_{co}	m	2,75
c	m	0,05	L_{co}	m	3,20
Longitud de relleno			Número de cartuchos por barreno		
l_{rco}	m	0,45	Nc_{co}	cartuchos	5 1/2
Número total de cartuchos			Magnitud de la carga		
N_{Tco}	cartuchos	132,00	Q_{co}	Kg	40,92
Nb_{co}	barrenos	24,00			

ANEXO 11

ÍNDICES TÉCNICO – ECONÓMICOS DE LA VOLADURA

Tabla 1. Voladuras experimentales con Cordón Detonante de 42 g/m en la litología 5c

Índices	U/M	Número de la voladura experimental			
		2	3	4	5
Avance por ciclo	m	1,50	3,00	1,50	1,08
Volumen de roca a arrancar en el macizo	m ³	44,91	85,83	44,91	33,06
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance	Kg/m	18,52	19,38	18,52	15,87
Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar	Kg/m ³	0,62	0,68	0,62	0,52
Gasto de detonadores por metro de avance	u/m	42,67	21,00	42,67	60,18
Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar	u/m ³	1,43	0,73	1,43	1,97
Cantidad total de metros de perforación	m	80,00	204,80	80,00	81,20
Metros de perforación por metro de avance	m/m	53,33	68,27	53,33	75,18
Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar	m/m ³	1,78	2,39	1,78	2,46

Tabla 2. Voladuras experimentales con Cordón Detonante de 20 g/m en la litología 5b

Índices	U/M	Número de la voladura experimental				
		6	7	8	9	10
Avance por ciclo	m	3,00	3,00	3,00	3,00	1,08
Volumen de roca a arrancar en el macizo	m ³	85,83	85,83	85,81	85,83	33,06
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance	Kg/m	12,73	12,73	12,87	12,73	13,62
Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar	Kg/m ³	0,44	0,44	0,46	0,44	0,44
Gasto de detonadores por metro de avance	u/m	22,00	22,00	25,00	22,00	72,22
Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar	u/m ³	0,77	0,77	0,85	0,77	2,36
Cantidad total de metros de perforación	m	214,40	214,40	243,20	214,40	96,80
Metros de perforación por metro de avance	m/m	71,47	71,47	81,07	71,47	89,63
Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar	m/m ³	2,50	2,50	2,77	2,50	2,93

Tabla 3. Voladuras experimentales con Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm en la litología 6

Índices	U/M	Número de la voladura experimental				
		11	12	13	14	15
Avance por ciclo	m	3,00	3,00	1,08	1,08	3,00
Volumen de roca a arrancar en el macizo	m ³	85,83	85,90	33,06	33,06	85,83
Gasto de sustancia explosiva por metro de avance	Kg/m	31,04	32,18	29,82	29,82	31,04
Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar	Kg/m ³	1,08	1,12	0,97	0,97	1,08
Gasto de detonadores por metro de avance	u/m	16,33	17,00	48,15	48,15	16,33
Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar	u/m ³	0,57	0,59	1,57	1,57	0,57
Cantidad total de metros de perforación	m	160,00	166,40	65,60	65,60	160,00
Metros de perforación por metro de avance	m/m	53,33	55,47	60,74	60,74	53,33
Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar	m/m ³	1,86	1,94	1,98	1,98	1,86

ANEXO 12

REGISTRO FOTOGRAFICO DE DOS EXPLOSIONES EXPERIMENTALES

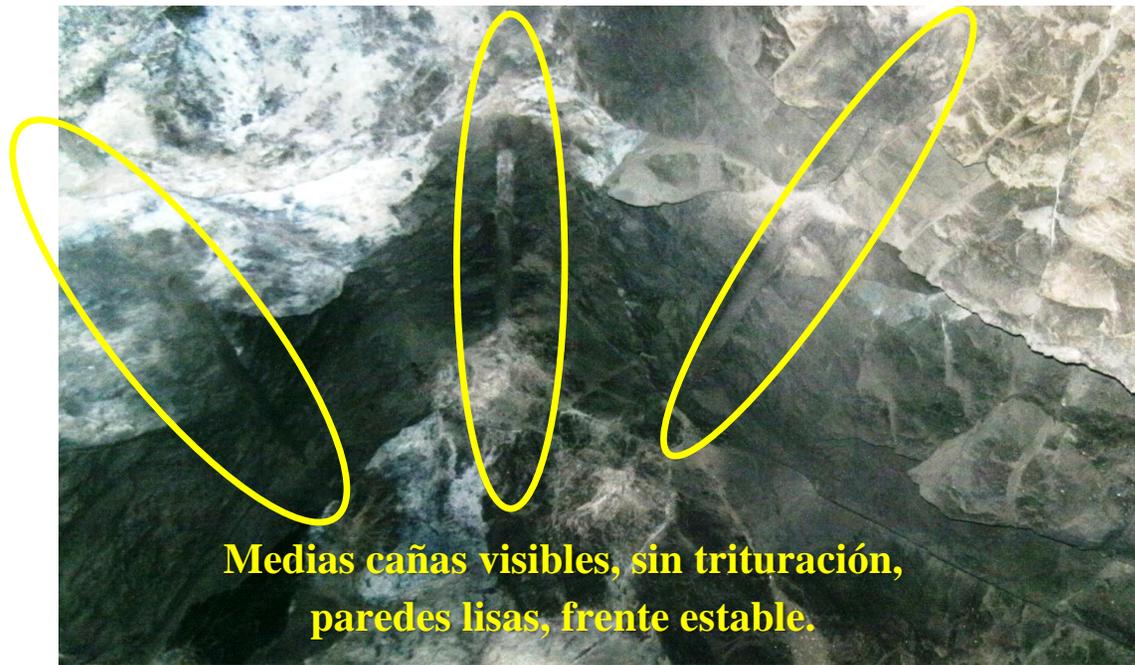


Figura 1. Contorno por el techo obtenido en la primera voladura experimental.



Figura 2. Contorno por los lados obtenidos en la primera voladura experimental.



Figura 3. Resultados obtenidos en la segunda voladura experimental.

ANEXO 13

RESULTADOS ECONÓMICOS DE LAS VOLADURAS EXPERIMENTALES

Tabla 1. Gastos de perforación y voladura para la primera y quinta voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca media	m ³	3,73	25,36	94,72
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	39	1,54	60,06
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,01547	1 705	26,38
Cordón Detonante 42 g/m	m	39,78	1,22	48,53
Total				282,39

Tabla 2. Gastos de perforación y voladura para la segunda y cuarta voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	3,68	25,36	93,32
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	38	1,54	58,52
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,01547	1 705	26,38
Cordón Detonante 42 g/m	m	39,78	1,22	48,53
Total				279,45

Tabla 3. Gastos de perforación y voladura para la tercera voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	9,42	25,36	238,91
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	37	1,54	56,98
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,05392	1 705	91,93
Cordón Detonante 42 g/m	m	100,64	1,22	122,78
Total				563,30

Tabla 4. Gastos de perforación y voladura para la sexta, séptima y novena voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal en roca	m ³	9,86	25,36	250,11
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico LP-5	U	41	1,54	63,14
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,03595	1 705	61,29
Cordón Detonante 20 g/m	m	111,52	0,44	49,07
Total				474,77

Tabla 5. Gastos de perforación y voladura para la octava voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	9,86	25,36	250,11
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	49	1,54	75,46
Sustancia explosiva Senatel 32 mm	t	0,03731	1 705	63,61
Cordón detonante 20 g/m	m	133,28	0,44	58,64
Total				500,53

Tabla 6. Gastos de perforación y voladura para la décima voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	4,45	25,36	112,92
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	52	1,54	80,08
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,0191	1 705	32,56
Cordón Detonante 20 g/m	m	96,80	0,44	42,59
Total				320,86

Tabla 7. Gastos de perforación y voladura para la oncena voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	7,36	25,36	186,65
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	23	1,54	35,42
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,05392	1 705	91,93
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm	t	0,03922	1 690	66,28
Total				432,98

Tabla 8. Gastos de perforación y voladura para la duodécima voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	7,65	25,36	194,11
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	25	1,54	38,5
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,05392	1 705	91,93
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm	t	0,03922	1 690	72,03
Total				449,28

Tabla 9. Gastos de perforación y voladura para la décimo tercera y décimo cuarta voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	3,02	25,36	76,53
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	27	1,54	41,58
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,01547	1 705	26,38
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm	t	0,01674	1 690	28,29
Total				225,47

Tabla 10. Gastos de perforación y voladura para la décimo quinta voladura experimental

Parámetros	U/M	Cantidad por ciclo	Precio Unitario (\$)	Importe Total (\$)
Excavación horizontal	m ³	7,36	25,36	186,65
Cordón detonante 5 g/m	m	70	0,19	13,3
Detonador no eléctrico MS-2	U	2	1,42	2,84
Detonador no eléctrico MS-4	U	2	1,46	2,92
Detonador no eléctrico MS-6	U	2	1,5	3
Detonador eléctrico MS- 8	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS-10	U	2	1,5	3
Detonador no eléctrico MS- 12	U	2	1,54	3,08
Detonador no eléctrico MS-13	U	4	1,54	6,16
Detonador eléctrico LP-3	U	7	1,54	10,78
Detonante no eléctrico LP-4	U	3	1,54	4,62
Detonador no eléctrico LP-5	U	24	1,54	36,96
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 32 mm	t	0,05392	1 705	91,93
Sustancia explosiva Senatel™ Magnafrac™ de 26 mm	t	0,04092	1 690	69,15
Total				437,40

Tabla 11. Gastos totales por ciclo para las 15 voladuras experimentales

Nº de voladura	Sección Típica	Gastos por conceptos de perforación y voladura (\$/ciclo)	Gastos por concepto de hormigón lanzado (\$/ciclo)	Total (\$/ciclo)
1	T-2	282,39	672,77	955,16
2	T-3	279,45	986,73	1 266,18
3	T-6	563,31	995,70	1 559,00
4	T-3	279,45	964,31	1 243,76
5	T-1	282,39	1 076,44	1 358,83
6	T-6	474,77	996,11	1 470,88
7	T-5	474,77	1 054,01	1 528,78
8	T-4	500,53	1 049,83	1 550,36
9	T-6	474,77	995,88	1 470,65
10	T-2	320,86	1 000,19	1 321,05
11	T-5	432,98	986,73	1 419,71
12	T-5	449,28	1 080,92	1 530,20
13	T-2	225,47	986,73	1 212,20
14	T-1	225,47	1 004,67	1 230,14
15	T-6	437,40	583,07	1 020,47

ANEXO 14

PATRONES DE VOLADURA DE CONTORNO

ANEXO 15

METODOLOGÍA PARA EL DISEÑO DE LAS
VOLADURAS DE CONTORNO