

INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA

“Dr. Antonio Núñez Jiménez”

FACULTAD DE GEOLOGÍA - MINERÍA

DEPARTAMENTO DE MINERÍA

**CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE VOLADURAS EN EL LABOREO DE
EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS**

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

GILBERTO SARGENTÓN ROMERO.

MOA

2008

INSTITUTO SUPERIOR MINERO METALÚRGICO DE MOA

“Dr. Antonio Núñez Jiménez”

FACULTAD DE GEOLOGÍA - MINERÍA

DEPARTAMENTO DE MINERÍA

**CRITERIOS PARA EL DISEÑO DE VOLADURAS EN EL LABOREO DE
EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS.**

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

Autor: M.Sc. GILBERTO SARGENTÓN ROMERO

Tutor: Pof. Tit., Ing. José A. Otaño Noguel, Dr.C.

MOA

2008

AGRADECIMIENTOS

El trabajo presentado en esta disertación no hubiera sido posible sin el apoyo y la interacción con numerosas personas.

Deseo expresar mi agradecimiento al tutor **José Otaño Noguel** por su paciente guía y sugerencias útiles en estos cinco años, durante ese tiempo supo intercambiar sus vastos conocimientos de la mecánica de fragmentación de las rocas por voladura y participar conjuntamente en las investigaciones lo que constituyó para mí un alto honor.

Deseo también agradecer a **Israel Sierra Cruz** por las recomendaciones y por el apoyo continuo en la aplicación de los resultados de estas investigaciones en el laboreo de los túneles del Trasvase Caney-Gilbert.

Se debe resaltar el sostenido apoyo concedido por **Emilio Vidal Pérez Hernández** y **Ricardo Macdonal Bron**, los cuales depositaron plena confianza en mí al aceptar la aplicación de los resultados de esta tesis, me dieron la oportunidad de realizar los experimentos en los tramos de túneles de Yagrumal-Guaro y Manacal –Castellanos y me asignaron la tarea de emboquillar los mismos empleando los criterios que se proponen.

Mis sinceros reconocimientos a todo el **personal del Dpto. de Minas** del Instituto Superior Minero-Metalúrgico de Moa “Dr. Antonio Nuñez Jiménez”

Ha sido un honor disponer de las oponencias de **Juan Rams Veranes** y **Roberto Watson Quesada** por lo que deseo expresar mi gratitud por sus críticas y recomendaciones.

Considero imprescindible expresar además que la realización de esta tesis no hubiera sido posible sin el constante apoyo de **Arturo Leyva**, **Ileana Abesada Lobaina**, **Elsy Pérez**

Serrano y los técnicos **Lisandra Guerrero** y **Karel Negreira Fuentes**, todos ellos trabajadores de la **Vice-Rectoría de Investigación y Postgrado**, de los profesores **Arenas** y **Alkaid Benitez Pérez** del Dpto de Ingeniería Civil y el decano **William Paneque** de la Universidad de Holguín.

Deseo expresar gratitud a mis amigos: **Maria Josefa Zamora Quiala**, **Orlando Belete Fuentes**, **Ricardo Acosta Betancourt**, **Gilberto Palacios**, **Ricardo Ricardo Avila**, **Eloy Marrero Concepción**, por todo el apoyo brindado y por alentarme en todo estos años de arduo y difícil bregar científico.

Mis agradecimientos a todos los **doctorantes** de los **gabinetes doctorales** de la **Universidad de Holguín y del ISMM de Moa** por sus opiniones y debates críticos y por el intercambio de sus experiencias durante la preparación de la tesis doctoral.

DEDICATORIA

En memoria de mis eternos e imprescindibles gigantes:

Virgemina Guzmán de Sargentón

Pierre Sargenton Despaigne

Arcadio Romero Prometa.

A **Nery Romero Legrá y Gilberto Sargentón Guzmán** adalides de mis ideas y de mis convicciones

A **Marlon Sargentón Soffi, Maikel Sargentón Novoa y Mayelín Sargentón Novoa** por los cuales tengo fe y creo en la vida

A mi tía **Edith Sargentón Guzmán**

A todos mis **hermanos y familiares**

A los **mineros y tuneleros del mundo** que día a día entregan todo lo de mejor de sí por un mundo mejor y constituyen la savia imprescindible del conocimiento minero.

SÍNTESIS

SÍNTESIS

En el presente trabajo de investigación, se proponen nuevos criterios para el diseño y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas de mediana y pequeña sección transversal, los mismos consideran 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 medio rocoso.

Para validar los criterios que se proponen, se realizó la modelación y la determinación del campo tenso-deformacional utilizando cargas compactas y desacopladas con espacio radial de aire en las litologías por las que se laborean las excavaciones subterráneas en las minas y trasvases en investigación.

Debido a que en estas minas y trasvases en investigación no se alcanzaban los indicadores de efectividad de las voladuras previstos en los proyectos, se realizaron investigaciones de las propiedades físicas, las características de resistencia, las propiedades acústicas y elásticas de las rocas y del agrietamiento del macizo con el objetivo de proponer nuevos criterios para diseñar los pasaportes de voladuras y así disminuir la sobreexcavación, obtener contornos menos rugosos y más regulares al igual que elevar el coeficiente de aprovechamiento de los barrenos.

A partir de estas investigaciones y los resultados de los trabajos experimentales se elaboraron los criterios para el diseño más racional de las voladuras, se calcularon los parámetros principales de las mismas y se diseñaron los pasaportes de perforación y voladura los cuales se comprobaron experimentalmente.

INDICE

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I. ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA	7
I.1 Antecedentes y actualidad del problema	7
I.1.1 Desarrollo histórico.	8
I.1.2 Modelos de cálculo de los investigadores franceses (siglos XVII-XVIII)	8
I.1.3 Modelos de los investigadores rusos (siglo XIX)	10
I.1.4 Modelos de los investigadores del siglo XX	10
I.1.5 Modelos de la teoría de la explosión	22
I.1.6 Investigaciones relacionadas con la clasificación de las rocas	23
I.1.7 Modelos para la determinación de la onda refractada	25
I.1.8 Modelación de la onda de tensiones	27
I.1.9 Resumen del contenido del capítulo I	31
CAPITULO II. CONDICIONES INGENIERO-GEOLÓGICAS Y TECNOLÓGICAS DE LOS MACIZOS OBJETO DE ESTUDIO	33
II.1 Condiciones ingeniero-geológicas de los macizos rocosos objeto de investigación.	33
II.1.1 Mina Mercedita	35
II.1.2 Mina Amores	37
II.1.3 Mina El Cobre	38
II.1.4 Tránsito Caney-Gilbert	39
II. 1.5 Tránsito Este-Oeste.	41
II 1.6 Tránsito Sabanalamar – Pozo Azul.	44
II.2 Condiciones ingeniero-tecnológicas de laboreo de las excavaciones subterráneas	45
II.2.1 Comportamiento de los principales indicadores de efectividad de los trabajos de perforación y voladura.	46
II.3 Resumen del capítulo II.	47

CAPITULO III. ESTADO TENSO-DEFORMACIONAL DE LAS ROCAS	48
ALREDEDOR DE LA CÁMARA DE CARGA	
INMEDIATAMENTE DESPUÉS DE LA VOLADURA.	
III.1 Investigación teórica.	48
III.2 Descripción del modelo matemático	49
III.2.1 Descripción del campo tensional	49
III.2.1.1 Parámetros de la onda de choque en cargas aisladas compactas	49
III.2.1.2 Parámetro de la onda de tensiones	50
III.2.1.3 Parámetros de la onda de tensiones por la acción de cargas aisladas desacopladas con espacio anular de aire.	51
III.2.1.4 Parámetros de la onda de tensiones con cargas desacopladas	54
III.3 Descripción del campo deformacional	54
III.3.1 Condiciones de fragmentación con cargas aisladas	54
III.3.1.1 Criterio de trituración	55
III.3.1.2 Criterio de agrietamiento para una carga aislada	55
III.3.1.3 Criterio de descostramiento	55
III.4 Criterio de fragmentación para las cargas que se explosionan al unísono	56
III.4.1 Criterio de trituración	56
III.4.2 Criterio de agrietamiento	56
III.4.3 Criterio de descostramiento	56
III.5 Mecanismos de rotura de las rocas en los cueles	58
III.5.1 Cueles rectos cilíndricos	59
III.6 Mecanismo de rotura de las rocas por la acción de cargas que actúan al unísono.	63
III.6.1 Mecanismo de rotura de los cueles rectos en ranura	64
III.7 Modelación de las discontinuidades del macizo rocoso	64
III.8 Criterios para el diseño y el cálculo de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.	67
III.8.1 Principios generales	67
III.8.2 Criterios para el diseño y el cálculo de los barrenos de cuele	68
III.8.2.1 Criterios para el cálculo de los principales parámetros de la estructura de los cueles rectos o triturantes	69

III.8.2.2	Cuele recto cilíndrico con dos taladros vacíos de compensación	71
III.8.2.3	Cuele en ranura o de cremallera	72
III.8.2.4	Criterios para el cálculo de los parámetros de la estructura del cuele en cuña vertical.	72
III.8.4	Criterios para el diseño de los barrenos de arranque	74
III.8.5	Criterios para el diseño de los barrenos de contorno	74
III.9	Resumen del capítulo III	76
CAPITULO IV. VALIDACIÓN DE LOS CRITERIOS PROPUESTOS DE DISEÑO , CÁLCULO Y EJECUCIÓN DE LAS VOLADURAS.		77
IV.1	Trabajos de laboratorio.	77
IV.2	Trabajos de campo	77
IV.3	Muestreo de rocas	78
IV.4	Trabajos de medición de la sección transversal de las excavaciones	78
IV.5	Voladuras experimentales	81
IV.5.1	Planificación de las voladuras experimentales	82
IV.5.1.1	Diseño de los experimentos.	82
IV.5.2	Metodología para el diseño y planificación de los experimentos	83
IV.5.2.1	Diseño de los experimentos en los barrenos de cuele	83
IV.5.2.2	Diseño de las voladuras experimentales de los barrenos de contorno	85
IV.5.2.3	Diseño de las voladuras experimentales de los barrenos de arranque	86
IV.5.3	Análisis estadístico de los resultados de las voladuras experimentales	87
IV.5.3.1	Modelo matemático de la ecuación de enlace	87
IV.5.4	Evaluación de los impactos producidos por la investigación.	89
IV.6	Resumen del capítulo IV.	90
CONCLUSIONES.		91
RECOMENDACIONES.		92
PRODUCCIÓN CIENTÍFICA DEL AUTOR ASOCIADO AL TEMA DE TESIS.		93
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.		
ANEXOS.		

INTRODUCCIÓN

Introducción.

El Estado cubano ha establecido como su principal estrategia lograr la invulnerabilidad económica en los próximos años, lo que le permitirá al país salir del período especial y alcanzar niveles de desarrollo en lo social, económico, político y cultural, superiores a los obtenidos en períodos precedentes.

Para ello se ha previsto un volumen considerable de inversiones en las ramas energética, minera, de construcción industrial, turística, en la vivienda, en el transporte, en obras hidrotécnicas, las que están estrechamente vinculadas al desarrollo de la industria extractiva de recursos minerales.

Se prevé también un considerable impulso a la construcción de obras hidráulicas con el propósito de encontrarle solución a corto, mediano y largo plazo a los efectos de las intensas sequías que han afectado y afectan a la economía con mayor intensidad en la región oriental del país.

Se reinicia la construcción del Trasvase Este-Oeste, obra de ingeniería iniciada en los años 90 y propuesta en aquel entonces como obra más importante de la ingeniería cubana del siglo XX, que contempla la construcción de gran cantidad de canales y presas, el laboreo de túneles con el objetivo de trasvasar el agua existente en la zona noreste de la región oriental, donde son más abundantes las precipitaciones y los ríos presentan un balance hídrico más favorable, hacia el oeste, zona afectada por la sequía más intensa de los últimos 100 años.

Con esos mismos propósitos fue construido ya en los años 90 en la zona sureste de la región oriental el Trasvase Caney –Gilbert, de menores dimensiones pero de gran valor económico, pues permitió enfrentar con éxito la sequía que en ese período afectaba a la ciudad de Santiago de Cuba.

Fueron labreadas excavaciones subterráneas en la minería, principalmente en las empresas minero-extractivas de cromo y cobre, aunque ya estas minas no están en explotación.

La explotación de minerales de cromo se realizó durante un siglo en la región oriental, período en el que se acumuló experiencias y es posible generalizar y consolidar los conocimientos alcanzados.

La explotación en la mina El Cobre comenzó en el siglo XVI y se extendió, alternando con períodos de inactividad, hasta hace una década cuando su explotación coincide con la etapa más difícil del período especial, y la escasez de recursos y el precio del cobre en el mercado internacional determinaron el cierre de la mina.

Vinculado a la situación de la sequía, en este caso en la provincia Guantánamo fue realizada la investigación elaborado el Proyecto del Trasvase Sabanalamar – Pozo Azul, que permitirá el abastecimiento de agua más efectivo al Valle de Caujerí, zona que reporta elevados rendimientos agrícolas debido a las particularidades del microclima que allí se presenta y a la fertilidad de sus suelos.

El proyecto en cuestión incluye el laboreo de dos túneles hidrotécnicos para el abastecimiento de agua y permite una mayor racionalidad energética ya que el agua se suministrará por gravedad al Valle de Caujerí, eliminando los elevados consumos energéticos que actualmente se producen por el rebombeo hacia la presa Pozo Azul desde la presa Sabanalamar.

Se prevé pero a más largo plazo la construcción del Trasvase Toa –Yateras para enfrentar las afectaciones de la sequía en el Valle de Guantánamo.

La situación existente plantea ante la construcción subterránea, como rama de las ciencias mineras, una de las tareas más importantes que consiste en asegurar tanto la racionalidad del arranque de las rocas como la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

Determinación del problema, objeto y objetivos.

Diversos autores han propuesto metodologías para el diseño y la ejecución de las voladuras en el laboreo de obras subterráneas.

Langefors y Kilstrem (1976) y **Gustafsson (1977)** plantean expresiones obtenidas por vía experimental y a partir de la generalización de la práctica, las cuales son válidas cuando son utilizadas en condiciones análogas a las condiciones en que fueron obtenidas, razón por lo cual no se ajustan a las condiciones ingeniero-geológicas y minero-tecnológicas de los macizos rocosos cubanos.

Investigadores rusos como, **Pokrovsky (1957,1980)**, **Mindely (1974)**, **Kutusov (1967,1972,1973,1980,1981,1983,1994)**, **Mosiniets (1976)**, **Matveichuk et al (2002)**, **Paramonov et al (2004a,2004b)**, también han propuesto metodologías para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas, pero adolecen al igual que la

metodología de **Langefors** de la modelación matemática de la acción de la explosión sobre el medio para la determinación de los parámetros fundamentales de diseño de estos trabajos.

Esa misma tendencia se aprecia en la propuesta de **López Jimeno et al (1986,1994, 2000,2003)**, que aunque plantea la existencia de al menos ocho mecanismos de rotura de las rocas en la voladura, sólo realiza una breve descripción cualitativa de cada uno de ellos y las expresiones de cálculo que señala no permiten un diseño científicamente fundamentado y más racional de las voladuras en el laboreo de las excavaciones subterráneas.

En Cuba **Otaño (1984,1998)** inició las investigaciones relacionadas con la temática aplicadas al corte del mármol por voladura y bajo su tutoría se ha extendido a las canteras de la industria de materiales de la construcción (**Palacios, 1997; Pedro Alexandre ,2006; Seidu ,2007**) y al laboreo de excavaciones subterráneas (**Sargentón, 1997**).

Problema Científico:

Necesidad de elaborar criterios que se fundamenten en la modelación de la acción de la explosión sobre el medio rocoso y que permitan el diseño más racional de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Objeto de estudio

La voladura como fenómeno físico de la acción de la explosión del conjunto de barrenos sobre el macizo de rocas en el frente de laboreo de las excavaciones subterráneas.

Campo de acción.

La acción física de la explosión de las cargas de sustancia explosiva de cada grupo del conjunto de barrenos sobre el medio rocoso.

Hipótesis:

Si se conocen las propiedades de las rocas y las características mecánico-estructurales de los macizos por los que se laborean las excavaciones subterráneas, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción física de la explosión del conjunto de barrenos sobre el medio rocoso, es posible la elaboración de criterios para el diseño más racional de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Objetivo general:

Elaborar criterios para el diseño y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas que se fundamenten en la modelación de la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

Objetivos específicos:

- Determinar las propiedades másicas y mecánicas y los parámetros minero-tecnológicos especiales de las rocas e investigar las características mecánico-estructurales de los macizos rocosos donde se realizan las investigaciones.
- Investigar analíticamente el campo tenso-deformacional alrededor de la cámara de carga para cada grupo del conjunto de barrenos.
- Diseñar y realizar voladuras experimentales a escala de polígono e industriales para investigar la acción de las cargas en el macizo rocoso de los tres grupos del conjunto de barrenos.
- Elaborar criterios para el diseño y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas que se fundamenten en la modelación de la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

Estructura de la tesis.

La tesis presenta la siguiente estructura: introducción, cuatro capítulos, conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

En la introducción se establece el problema, el objeto de estudio, la hipótesis y los objetivos generales y específicos y se señalan la novedad científica y el flujograma de las investigaciones.

En el primer capítulo se realiza el análisis de los antecedentes y la actualidad del problema tanto en Cuba como a nivel internacional.

En el segundo capítulo se realiza una evaluación de las condiciones ingeniero-geológicas y minero-tecnológicas de laboreo de las excavaciones subterráneas en las minas y trasvases donde se realizaron las investigaciones y la determinación de las propiedades másicas, las características de resistencia, las propiedades acústicas y elásticas y los parámetros minero-tecnológicos de las rocas en los macizos que se investigan.

En el tercer capítulo se realiza la modelación teórica de los campos tenso-deformacionales que surgen en el barreno y en el medio rocoso alrededor de la carga explosiva inmediatamente después de la voladura, en sus dos variantes compacta y desacoplada y se argumentan y exponen nuevos criterios para el diseño de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.

En el cuarto capítulo se realiza el diseño, la planificación y se exponen los resultados de las voladuras experimentales y su análisis estadístico de varianza, correlación y regresión.

Además se realiza una evaluación de los impactos tecnológicos, económicos, sociales y medioambientales de la investigación.

Novedad científica.

- Se elaboran nuevos criterios para el diseño y la ejecución de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas que se fundamentan en la acción de la explosión de cada grupo del conjunto de barrenos sobre el medio rocoso.
- Se elabora una metodología para el diseño, la planificación y realización de voladuras experimentales y de ajuste de los pasaportes de perforación y voladura.

PROCESO DE INVESTIGACIÓN CIENTÍFICA.

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

Todos estos trabajos se realizan en una determinada secuencia 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 comprende cinco etapas, que son las siguientes:

Primera Etapa:

Comprende el diseño de la investigación y la investigación bibliográfica del tema

Segunda Etapa:

En la misma se realizan trabajos en los laboratorios de Mecánica de Rocas y de Física de las rocas del ISMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez” y de la empresa de Investigación y Proyectos de Obras Hidráulicas “Raudales” de Holguín. 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 litologías presentes en los macizos rocosos de las minas y trasvases 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).

Los trabajos de campo se realizaron en los Trasvases Este-Oeste, Caney –Gilbert, Sabanalamar –Pozo Azul y las minas Mercedita, Amores y El Cobre.

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:

FLUJOGRAMA DEL PROCESO DE INVESTIGACIÓN CIENTIFICA

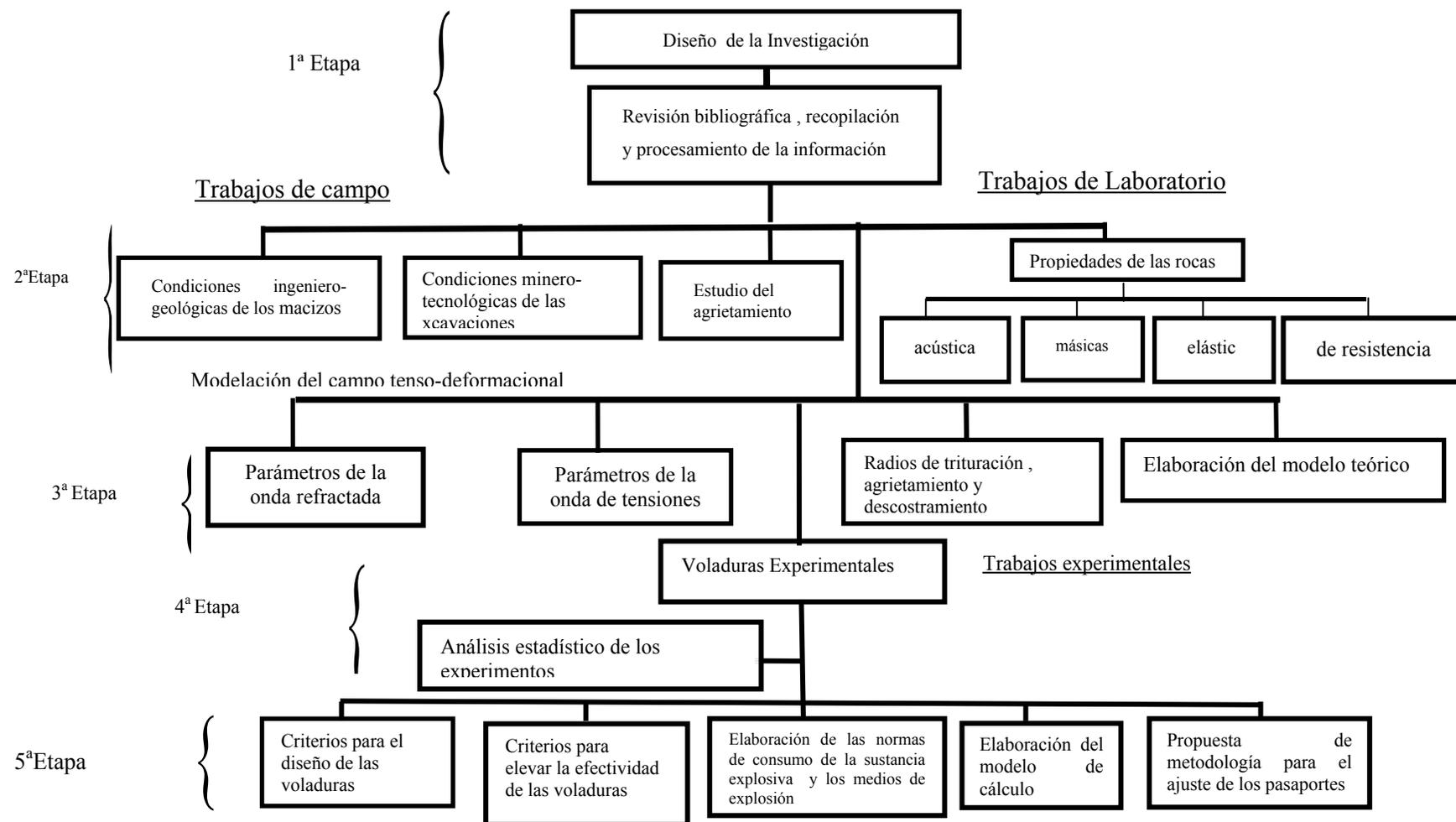


Figura 1 FLUJOGRAMA DEL PROCESO DE INVESTIGACIÓN CIENTIFICA.

- I. Análisis de la documentación geológica e ingeniero-técnica de la región donde están enclavados los túneles ó del yacimiento mineral por donde se laborean las excavaciones mineras.
- 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:

- Cálculo de los parámetros de la onda refractada.
- Cálculo de los parámetros de la onda de tensiones.
- Determinación del campo de deformación (radios de trituración, agrietamiento y descostramiento).
- Elaboración del modelo teórico.
- Diseño y planificación de los experimentos.

Cuarta Etapa:

Es la etapa experimental, y comprende la realización de las voladuras experimentales en los trasvases y minas donde se realizaron las investigaciones. Fueron realizadas voladuras de polígono (semindustriales) e industriales y después de realizadas las voladuras experimentales se procedió al análisis estadístico de los resultados de las mismas.

Quinta Etapa:

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

- Elaboración de los criterios para el diseño y la ejecución de los trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas.
- Elaboración de criterios para elevar la efectividad de estas voladuras.
- Elaboración del modelo de cálculo.
- Elaboración de la propuesta de procedimiento de cálculo.
- Elaboración de las normas de consumo de sustancia explosiva y los medios de explosión en las minas y obras donde se realizan las investigaciones.

CAPÍTULO I

CAPÍTULO I ANTECEDENTES Y ACTUALIDAD DEL PROBLEMA

I.1 Antecedentes y actualidad del problema a nivel mundial

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

Actualmente, a los proyectistas y constructores, no les satisface la utilización del método de la analogía para realizar el proyecto de excavaciones subterráneas, pues los problemas existentes no se resuelven por la vía de aplicar solamente la experiencia adquirida en excavaciones labreadas acertadamente con anterioridad.

Además las condiciones cada vez más complicadas en las que se laborean las excavaciones subterráneas (efecto sísmico, elevado agrietamiento tectónico y no tectónico, etc.) y el laboreo de excavaciones únicas por su tipo dejan cada vez menos posibilidades al diseño de proyectos por analogía.

Al mismo tiempo se elevan sustancialmente las exigencias que se le plantean a los métodos de cálculo de las voladuras subterráneas, respecto al basamento científico y correspondencia de estos con la representación física de los fenómenos.

En opinión de autores como: **Hamdi (2003); Karpienko et al (2004); Rouabhi (2004); Krising y Novinsky (2006); Semeniak (2006), Vinogradof (2006) y Sargentón (2005 , 2007)** 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 ha traído consigo que la práctica ya no sea impotente ante un aparato matemático complejo.

I.1.1 Desarrollo histórico.

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

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

I.1.2 Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares franceses (siglos XVII-XVIII).

En 1628 **Deville**, citado por **Arsentiev (2004)**, **Ivolguin (1975)** y **Bobk (1979)**, enuncia la hipótesis de que la magnitud de la carga Q debe de ser linealmente proporcional a su profundidad de colocación W por lo que establece para la mina normal la expresión siguiente:

$$Q = mW \quad (1)$$

El modelo de **Deville** presenta como limitación principal la dependencia lineal entre el peso de la carga y la fragmentación producida. Posteriormente **Vauban**, citado por **Langefors (1976)** y **Arsentiev (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 la expresión cúbica:

$$Qm = W^3 \quad \text{ó} \quad Q = \frac{1}{m}W^3 \quad (2)$$

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

Belidor, citado por **Ivolguín(1975)** y **Vobk (1979)** plantea un modelo que se deduce en base a la hipótesis principal 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.

Fueron también aportes significativos de este autor el planteamiento y demostración de la existencia de las esferas de acción de la explosión (compresión, fragmentación (o rotura) y vibración) y la deducción de la primera dependencia entre los elementos del cráter de la mina de lanzamiento normal y la introducción de un nuevo concepto: el índice de acción de la explosión (n).

Por ello introdujo en su modelo de cálculo este nuevo concepto y estableció los valores de este índice para el lanzamiento reforzado ($n > 1$), normal ($n = 1$) y disminuido ($n < 1$).

Así 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 en la segunda, que es una dirección más profunda y que consiste en la creación de los fundamentos físicos de la teoría de la explosión, aún 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, permitió a su vez el descubrimiento de un gran surtido de sustancias explosivas, con características energéticas superiores a la pólvora, en 1845 el químico ruso **Fadiev** 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 **Belbrand** en 1863, la dinamita patentada por **Alfred Nobel** en 1867, las amonitas descubiertas por los noruegos **Olson y Norvin** en 1867, el TEN (1891), el nitruro de plomo (1890) y el exógeno (1898).

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

I.1.3 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**.

A partir del ulterior desarrollo del modelo de **Belidor** se llegó a la expresión de cálculo siguiente:

$$Q = f(n)qW^3 \quad (3)$$

Posteriormente continuaron las investigaciones con el objetivo de determinar la función del índice de acción de la explosión $f(n)$.

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 el cuadrado de la línea de la explosión” (citado por **Mielnikov , 1962**). **Frolov** plantea determinar la carga de la mina normal por la ecuación:

$$Q = aW^3 + bW^2 \quad (4)$$

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 y la del medio que se pretende volar.

Borieskov, en 1876 planteó la expresión para el cálculo de una carga de sustancia explosiva de la forma siguiente:

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6n^3) \quad (5)$$

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).

I.1.4 Modelos de los Investigadores del siglo XX.

La idea de **Frolov** fue desarrollada en la URSS en la década 1940-1950 por el profesor **Sujanov** y en la década de 1960-1970 por el investigador sueco **Langefors**.

Sujanov (1958,1967), plantea en su modelo la hipótesis de que el peso total de la carga de mullido se determina por una expresión, que considera los gastos de energía en superar las fuerzas de gravedad, las fuerzas de cohesión en la superficie lateral y en la fragmentación de la roca.

$$Q = f(d)[q_1S_c + q_2V] \quad (6)$$

Donde $f(d)$ – es un coeficiente que considera el grado de fragmentación de la roca en dependencia del índice de acción de la explosión

q_1 - gasto de sustancia explosiva por m^2 de área de ruptura de la roca del macizo, kg/m^2

S_c – área de la superficie lateral del cráter de explosión, m^2

q_2 – consumo de sustancia explosiva para superar las fuerzas de gravedad (inercia) por m^3 de volumen a fragmentar de roca, kg/m^3

V - volumen de roca a fragmentar, m^3

La limitación de este modelo reside en la dificultad para determinar los factores $f(d)$, q_1 y q_2 .

Langefors (1968,1973) propuso ecuación algo diferente

$$Q = aW^2 + bW^3 + cW^4, \quad (7)$$

donde W – Línea de menor resistencia (LMR),

a, b, c – coeficientes obtenidos por vía empírica

Los coeficientes a y b dependen de las propiedades elástico-plásticas de las rocas y c del peso de esta.

Indica la expresión para las rocas de Suecia:

$$Q = 0,10 W^2 + 0,40 W^3 + 0,004 W^4 \quad (8)$$

Este investigador considera, que esta fórmula “resulta fundamental en la mecánica de fragmentación de las rocas y su aplicabilidad fue verificada en amplias investigaciones con variación de la magnitud W en el rango desde 0,01 hasta 10 m , y además la magnitud de las cargas varió en la relación desde 1 hasta 50 000 000”.

Langefors investigó el mecanismo de fragmentación de las rocas en los cueles 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 excavaciones.

Expone las siguientes ecuaciones para el cálculo de las cargas (condición de rotura) de los cueles rectos:

Con salida a un orificio circular:
$$l_c = \frac{0,55 \left(A - \frac{D_{tal}}{2} \right)}{(sen \nu)^{3/2}} \quad (9)$$

Con salida a un orificio rectangular:
$$l_r = \frac{0,35V}{(sen \nu)^{3/2}} \quad (10)$$

Además la condición de expulsión o limpieza del cuele:

$$\text{Voladura limpia} \quad A < 1,5 D_{tal} \quad (11)$$

$$\text{Rotura} \quad 1,5 D_{tal} \leq A < 2,1 D_{tal} \quad (12)$$

$$\text{Deformación plástica} \quad A > 2,1 D_{tal} \quad (13)$$

Donde: A- distancia entre los centros del barreno cargado y el taladro vacío, m

D_{tal} – diámetro del taladro vacío, m

V- distancia a la cara libre, m

l_c - carga por metro para una salida estrecha circular, kg/m

l_r - carga por metro para una salida rectangular, kg/m

ν - mitad del ángulo de salida, grados

Este propio autor cita a **Steidle (1960)** que plantea a su vez una dependencia entre la distancia más adecuada entre los centros A y la clase de rocas.

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 limitación el mismo empirismo que la sustenta.

La expresión para el cálculo de la distancia entre el barreno cargado y el taladro vacío no tiene en cuenta ni las características de las rocas voladas ni del explosivo utilizado y por tanto el campo tenso-deformacional que se crea alrededor de la carga explosiva.

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

De las expresiones de cálculo de **Florov, Sujanov y Langefors** se deduce que el valor del consumo específico de sustancia explosiva (SE) no se mantiene constante al variar la línea de menor resistencia (LMR), es decir resulta variable.

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 las expresiones de cálculo del consumo específico de sustancia explosiva (q_{SE}) y de la cantidad de barrenos (N) siguientes:

$$q_{SE} = q_1 f_1 \nu_1 e \quad (14)$$

$$q_1 = 0,1 f \quad (15)$$

Para una superficie libre :
$$v_1 = \frac{6,5}{\sqrt{S_p}} \quad (16)$$

Para dos superficies libres :
$$v_1 = 1,2 - 1,5 ;$$

$$e_1 = \frac{380}{CT_{SE}} ; \quad (17)$$

$$N = \frac{1,27 q_{SE} S_p}{k_{II} \rho_{SE} d_c^2} ; \quad (18)$$

Donde: q_1 - es el coeficiente de volabilidad de las rocas

f_1 - coeficiente de estructura de las rocas;

v_1 -coeficiente de confinamiento que considera la profundidad de los barrenos l_b y el área de proyecto de la excavación S_p .

e – coeficiente de capacidad de trabajo;

q_{SE} - consumo específico de sustancia explosiva (SE), kg/m^3

CT_{SE} – capacidad de trabajo de la sustancia explosiva, cm^3

K_{II} - coeficiente de llenado de los barrenos;

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

ρ_{SE} – densidad de la sustancia explosiva, kg/m^3

f – índice de fortaleza de las rocas

Aunque estas expresiones son utilizadas hoy en día, por que representan el mayor acercamiento a los resultados de la práctica , autores como **Matbeichuk (2004),Paramonov (2004a,2004b.),Lukianov(1999) ,Egorov et al (2000) y Sargentón (1997,2005,2007a,2007d)** consideran que los resultados que se obtienen con ellas tanto en el laboreo de excavaciones de pequeña como de mediana sección transversal, aún no permiten el diseño más racional de los trabajos de voladura.

El autor de esta tesis doctoral considera que no es precisa la determinación de los coeficientes de estructura de las rocas (f_1) y de llenado de los barrenos (k_{II}), la misma en el primer caso es muy ambigua y solo limitan su valor a un número reducido de litologías (tres) y en el segundo se determina a partir de valores tabulados en función de la fortaleza de las rocas y del diámetro de las cargas en rangos de valores muy amplios.

Las expresiones propuestas para determinar la influencia del confinamiento no dan respuesta a esta problemática.

Los valores obtenidos al calcular por las fórmulas para determinar el consumo de sustancia explosiva (q_{SE}) y la cantidad de barrenos (N), son muy elevados en el primer caso e insuficientes en el segundo.

Taranov (1964) plantea correcciones a la expresión propuesta por **Pokrovsky (1957)** para determinar la influencia del confinamiento e incluye un segundo factor, la profundidad de los barrenos l_b :

$$v_1 = \frac{3l_b}{\sqrt{S_p}} \quad (19)$$

Esta expresión supera en parte las limitaciones de la ecuación propuesta por **Pokrovsky**, pero aún no da respuesta a las interrogantes relacionadas con el confinamiento de las cargas en el laboreo de excavaciones subterráneas. Al valorar el método de determinación de la magnitud del gasto específico de sustancia explosiva, considera que las expresiones existentes no tienen en cuenta toda la diversidad de condiciones naturales y de factores de orden técnico, que influyen sobre su magnitud, por lo que a partir de ella se obtienen valores lo suficientemente precisos en unos casos y en otros valores que se desvían considerablemente de la magnitud necesaria.

Es por ello que recomienda asumirlos como valores de orientación que luego deben de ser precisados con voladuras experimentales en los frentes de laboreo de las excavaciones subterráneas.

Dolgy y Silantiev (2003) y **Lukianov y Gromov (1999)** confirman el planteamiento de **Pokrovsky (1980)** de que el cálculo del consumo específico por fórmulas empíricas da resultados muy poco precisos y recomiendan establecer este importante indicador por vía experimental o asumir su valor a partir de valores tabulados en base a 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 indicador 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 de más de 200 frentes de excavación ($S_p > 20 \text{ m}^2$) la dependencia entre el consumo específico de sustancia explosiva y el área de la sección transversal.

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 cuele y de arranque.

Basándose en la relación de la cantidad de barrenos de contorno N_{cont} respecto a la cantidad total de barrenos obtenida en el laboreo de excavaciones subterráneas en la central hidroeléctrica de Chirskeisk

$$N_{cont} = 0,34N \quad (20)$$

Obtuvo la expresión para el cálculo de la densidad media de carga:

$$\gamma = 0,34\gamma_1 + 0,66\gamma_2 \quad (21)$$

Donde: γ_1 - es la densidad de carga de los barrenos de contorno

γ_2 - densidad de carga de los barrenos de cuele y de arranque.

Según este investigador el coeficiente de carga influye sobre el coeficiente de aprovechamiento de los barrenos (CAB) 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 introduce $k=0,7$ en la fórmula de **Pokrovsky** que quedaría en la siguiente forma:

$$N = 1,75 \frac{qS_p}{d^2(0,34\gamma_1 + 0,66\gamma_2)} \quad (22)$$

Los resultados obtenidos con esta fórmula, a pesar de las correcciones introducidas, den con la práctica y no ha tenido amplia utilización.

Mostkov (1963,1974) propone determinar la línea de menor resistencia (LMR), W de la ecuación cúbica siguiente:

$$W^3 + a_1W^2 + a_2W = a_3 \quad (23)$$

donde: a_1, a_2, a_3 - son coeficientes, que consideran el gasto específico de SE, la profundidad de los barrenos, el tipo de sustancia explosiva, el diámetro de los barrenos:

$$a_1 = \frac{0,07}{q_o} + 0,835 l_m \quad (24)$$

$$a_2 = b' + 0,583 \frac{h_o}{q_o}; \quad (25)$$

$$a_3 = l_m b' \quad (26)$$

$$b' = \frac{e_o \Delta}{0,6 q_o m} \left(\frac{d}{32} \right)^2 \quad (27)$$

donde: q_o - índice de volabilidad , kg/m^3
 e_o - coeficiente que considera el tipo de sustancia explosiva (SE);
 m - distancia relativa entre barrenos;
 l_m - profundidad promedio de los barrenos en el conjunto, m;
 d - diámetro del cartucho de Sustancia explosiva, mm

Plantea además una dependencia no lineal entre N y la sección transversal de la excavación S_p y una ecuación para el cálculo preliminar (con una exactitud de hasta el 10%) de la cantidad de barrenos:

$$N = \frac{S_p}{(kW_c)^2} + \frac{P_e}{0,8 W_c} \quad (28)$$

donde : P_e - perímetro de la excavación ,m;

W_c - línea de menor resistencia (LMR) de cálculo, m

k - coeficiente de corrección, determinado por datos del tratamiento estadístico de los parámetros de los trabajos de perforación y voladura en la práctica.

Ziber, citado por **Mostkov (1974)** plantea una ecuación que considera la volabilidad de las rocas para determinar la cantidad de barrenos (N)

$$N = \alpha_1 + \alpha_2 S_p \quad (29)$$

donde: α_1, α_2 - son coeficientes , determinados en dependencia de la volabilidad de las rocas.

Mindely (1960,1966, 1974) considera que el consumo específico de sustancia explosiva (q_{SE}) es función de los siguientes parámetros:

$$q_{SE} = \varphi(S_p, f, l_b, d, \Delta, H, \eta) \quad (30)$$

En sus investigaciones obtuvo las siguientes ecuaciones de correlación de algunos de estos factores:

$$q_{SE} = 0,48 l_b + 0,096 l_b^2 \quad (31)$$

$$q_{SE} = 0,00008H + 0,0000003H^2 \quad (32)$$

Y la ecuación final de correlación múltiple

$$q_{SE} = e \left(2,92 + 0,135f + \frac{5,4}{S} - 0,004d - 2,22\eta - 0,48l_b + 0,096l_b^2 + 0,00008H + 0,0000003H^2 \right) \quad (33)$$

Noskov et al (1982) recomienda un criterio para el cálculo del espesor del tabique entre el barreno cargado y el taladro vacío:

$$A \approx 1,8D_{tal} \quad (34)$$

Y la concentración lineal de carga de sustancia explosiva por metro de barreno por la expresión:

$$q_o = 130 D_{tal} * d_b, \text{ kg/m} \quad (35)$$

En el caso de rocas blandas recomienda aumentar el espesor del tabique a 2-3 veces el diámetro del taladro vacío.

Bubok (1981) recomienda que la distancia entre los centros del taladro vacío y el barreno cargado A sea igual a:

$$A = (2 \div 3) D_{tal} \quad (36)$$

Doronin (1983) recomienda seleccionar la cantidad de barrenos (mediante valores tabulados) y la distancia entre los centros del taladro vacío y el barreno cargado (A) en función del coeficiente de fortaleza (f) por las expresiones:

$$\text{Para } f \geq 10 ; A = 2D_{tal} \quad (37)$$

$$\text{Para } f < 10 ; A = 3D_{tal} \quad (38)$$

La expresión $A \leq 1,5 D_{tal}$ propuesta por **Langefors** es explicada por **Gredeniuk et al (1983)** a partir del criterio de que el volumen de la cavidad de cuele formada después de la voladura sobrepase el volumen volado en 1,25 veces y más, es decir:

$$k_{comp} = \frac{V_{volado} + V_{cavcomp}}{V_{volado}} \geq 1,25 \quad (39)$$

donde: k_{comp} – es el coeficiente de compensación ;

V_{volado} - volumen volado, m^3

$V_{cavidad comp.}$ - volumen de la cavidad de compensación, m^3

Y la expresión para determinar la distancia A entre los centros del barreno cargado y el taladro vacío de la forma siguiente:

$$A = \frac{(k_{comp} + 1)D^2 + (k_{comp} - 1)d^2}{(k_{comp} - 1)(D + d)} 0,758 \quad (40)$$

Este autor parte desde la misma óptica que **Langefors** para plantear su criterio, es decir, permitir el desplazamiento de las rocas trituradas en el cuele, pero no contempla la acción de la explosión sobre las rocas a partir de las propiedades de estas últimas y las características del explosivo.

Boev y Shapiro (1980) establecen los siguientes criterios para el diseño de los cueles cilíndricos:

$$N_o = \frac{\left(\frac{\eta l_b}{A}\right)^3}{V_o} \quad (41)$$

donde : N_o - cantidad de barrenos de compensación

A- coeficiente de escala que se obtiene por vía experimental , A=9,35

V_o – volumen del barreno vacío, cm³

Y conociendo N_o se asume la estructura correspondiente del cuele (cantidad de barrenos cargados y total)

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

$$W = \sqrt{\frac{p}{q_{SE}m}} \quad , \quad a = mW \quad ; \quad p = \frac{\pi d^2 \rho_{SE}}{4} \quad (42)$$

donde : p - es la cantidad de carga de sustancia explosiva por metro de barreno, kg/m.

d - diámetro del cartucho de sustancia explosiva ó diámetro del barreno para sustancias explosivas no encartuchadas, m.

Xanukaev (1963,1974) estudió la influencia de las condiciones del medio sobre el mecanismo de rotura de las rocas y formuló la hipótesis, de que este mecanismo ocurre bajo la acción de ondas elásticas y depende de la rigidez acústica (resistencia acústica) de las rocas. La clasificación de las rocas según la rigidez acústica en tres grandes grupos, propuesta por **Xanukaev**, tiene valor en el orden metodológico, pero limitaciones en su aplicación práctica ya que señala ese solo factor como determinante en la formación del campo tenso-deformacional producido por una carga en el macizo rocoso alrededor del barreno.

Mielnikov y Marchenko (1963,1964) presentaron la hipótesis de la posibilidad de aumentar la zona de fragmentación y mejorar su calidad mediante la redistribución de la energía de la explosión de forma tal, que cerca de la carga no ocurriera la fuerte sobretrituración y recalentamiento de la roca, a cambio de que a lugares más alejados llegará mayor energía de la onda de choque para lo cual proponen la utilización de cargas desacopladas con espacios de aire axiales y radiales. Este método de regulación de los parámetros de las ondas de choque, que surgen por la acción de la explosión, da la posibilidad de resolver una serie de problemas tecnológicos entre los que se destacan las voladuras de contorno de precorte y recorte.

Ivanov y Miloradov (1980) plantean las siguientes expresiones de cálculo para la proyección de las voladuras en las excavaciones subterráneas:

$$N = N_{\text{int}} + N_{\text{cont}} \quad (43)$$

La cantidad de barrenos interiores

$$N_{\text{int}} = n S_{\text{int}} \quad (44)$$

donde : n - es la cantidad de barrenos interiores , que corresponden a 1 m^2 de área del frente de avance, unid/m^2

$$n = \frac{q_{\text{int}}}{\gamma_{SE}}; \quad (45)$$

S_{int} - área del frente de avance, fragmentada por los barrenos interiores, m^2 .

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 m^3 de roca en las condiciones planteadas).

$$q_{\text{int}} = q_o K_{ag} v_{\text{conf}} e_{SE} K_c, \text{ kg}/\text{m}^3 \quad (46)$$

q_o - consumo específico de una sustancia explosiva con una capacidad de trabajo de 420 cm^3 ,cuyo valor numérico se determina por la expresión:

$$q_o = 0,1 f, \text{ kg}/\text{m}^3 \quad (47)$$

K_{ag} - coeficiente que considera el agrietamiento y el carácter de la estratificación de las rocas (valor tabulado).

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

e_{SE} - coeficiente de capacidad de trabajo de la sustancia explosiva,

$$e_{SE} = \frac{420}{CT_{SE}}; \quad (48)$$

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 1m lineal de barreno la expresión:

$$\gamma_{SE} = 0,08 d_c^2 \rho_{SE} K_{\text{comp}} K_{ll} \quad (49)$$

donde: d_c - diámetro del cartucho de la sustancia explosiva, cm ;

ρ_{SE} - densidad de la sustancia explosiva, g/cm^3

K_{comp} – coeficiente de compactación de la sustancia explosiva en el proceso de carga, se toma igual a 1,1 para las encartuchadas y 1,0 para las no encartuchadas.

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

Estos autores consideran para calcular el consumo específico de explosivo otros factores (agrietamiento y diámetro de los cartuchos) además de los propuestos por **Pokrovsky**.

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

$$S_{int} = S - S_K, m^2 \quad (50)$$

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

$$S_{cont} = P_{exc} (W_{cont} + C), m^2 \quad (51)$$

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.

Kutusov (1973,1974, 2000) realiza un análisis de los principios de cálculo de los parámetros de la voladura para el laboreo de excavaciones subterráneas y señala que el consumo específico de cálculo de la sustancia explosiva es la información inicial fundamental.

En opinión de este autor 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.

Recomienda su determinación a partir de tablas especiales, confeccionadas sobre la base del procesamiento de una gran cantidad de voladuras de producción.

Cuando se utilizan otras sustancias explosivas propone introducir coeficientes de corrección que son inversamente proporcionales a las características energéticas de las mismas. Los restantes parámetros de los trabajos de voladura recomienda calcularlos por las siguientes expresiones:

$$Q = q_{SE} l_b S_p \quad (52)$$

$$Q_c = \frac{2}{3} l_b \frac{\pi d^2}{4} \rho_{SE} \quad (53)$$

$$N = \frac{Q}{Q_c} \quad (54)$$

$$q_c = 1,2 Q_c; \quad q_a = (0,8 - 0,9) Q_c \quad (55)$$

Mielnikov (1988) considera que tanto el consumo total como el específico varían en amplios rangos y que ambos dependen de muchos factores (propiedades de la sustancia explosiva, propiedades físico-mecánicas de las rocas, sección transversal, calidad de la carga y el ataque de los barrenos, existencia de superficies libres complementarias en el frente de avance, profundidad de la pega, entre otros), estima también que no es posible determinar el valor de la magnitud de la carga hasta ese momento por la vía teórica.

Por ello recomienda que el valor del consumo específico de cálculo de la sustancia explosiva sea asumido en base al análisis y la generalización de una gran cantidad de datos de la práctica y de observaciones y experimentos para diferentes sustancias explosivas y fortaleza de las rocas. Al valorar la ecuación de **Pokrovsky**, le da gran significado a la selección correcta del coeficiente de llenado en la determinación de la cantidad de barrenos.

Los criterios de **Langefors y Kihlström (1976)**, **Bubok (1981)**, **Noskov et al (1982)**, **Doronin (1983)** y **Gredeniuk et al (1983)** para el diseño de los cueles rectos son reanalizados, perfeccionados y relanzados por **Lukianov y Gromov (1999)**, **Egorov et al (2000)**, **Dolgy y Silantiev (2003)**, **López Jimeno (1994,2000,2003)** bajo el mismo principio geométrico y sin considerar la acción de la explosión sobre el medio.

I.1.5 Modelos de la Teoría de la Explosión.

El siglo XIX no solo implicó un avance tecnológico y científico en relación a las sustancias explosivas, los medios de explosión y los modelos de cálculo. Se produjeron significativos avances también en la creación de los fundamentos físicos de la explosión como consecuencia del impetuoso desarrollo promovido por la primera y luego por la segunda Revolución Industrial, se desarrolló también la teoría de las ondas de choque, en una primera aproximación, en la segunda mitad de este siglo.

El desarrollo de la teoría de la explosión comienza con la introducción del concepto de ondas de choques planas por **Riman** en 1860. Más tarde **Rankan** en 1870 y **Hugoniot** en 1887 deducen la ecuación de las ondas de choque (adiabática de Hugoniot).

Estos adelantos conjuntamente con los aportes de **Berto** en 1883 sobre el poder de las sustancias explosivas y el concepto de la onda de detonación sentaron las bases para que **Mijelson** en 1883 elaborara los principales aspectos de la teoría matemática de la

detonación. Este a su vez de conjunto con **D.L.Chapman** en 1899 y **E Jouguet** en 1904 es considerado también el fundador de la teoría termodinámica de la detonación.

Sobre la base de esta teoría se han desarrollado las teorías modernas de la fragmentación de rocas a partir de las cuales es posible modelar el campo tenso-deformacional que se forma en el macizo rocoso alrededor de la cámara de carga después de la voladura de la misma.

I.1.6 Investigaciones relacionadas con la clasificación de las rocas Otro aspecto medular en este marco teórico, se relaciona con la evolución de la clasificación de las rocas vinculado al método de arranque por voladura.

Izatis en 1843, citado por **Arsentiev (2004)**, plantea una de las primeras clasificaciones de las rocas, (a su vez antecedido por **Agrícola en 1550**) según el grado de extracción, para ello dividió a las rocas en 5 grupos: Sueltas o mullidas, blandas ,quebradizas(o frágiles),cohesivas (o resistentes) y muy cohesivas.

A partir de esta clasificación dividió a los trabajos mineros (aplicable a cada grupo) en los siguientes tipos: a pala, a pico, a cincel, a cuña, mediante fuego y por voladura. Esta clasificación es el primer intento de agrupar los métodos de arranque de las rocas tanto para la explotación minera como para la excavación de obras subterráneas y en ella ya aparece el método de voladura como tecnología, todo ello a consecuencia de la introducción de los explosivos en la minería y la aplicación de los conocimientos de la fragmentación de rocas por voladura existentes hasta ese momento. Por las razones expuestas en este siglo se produce una intensificación inusitada de las investigaciones en las tres direcciones expuestas en este trabajo: los métodos de cálculo de las voladuras, las teorías de acción de la explosión sobre el medio, la tecnología de los explosivos y los medios de explosión y en general el desarrollo de la minería como ciencia.

A comienzos del siglo XX se produce un aporte importante, relacionado con la clasificación de las rocas, principalmente por su relevancia práctica en la ejecución de los trabajos mineros desde el punto de vista de la selección del equipamiento de perforación, los métodos de los trabajos de voladura , en la determinación de las normas de laboreo y el gasto de instrumentos y materiales.

M.M.Protodiaconov en 1911, propone una nueva clasificación de las rocas, basado en la hipótesis de que cualquier resistencia a la voladura de la roca es proporcional a su resistencia a la compresión. Este criterio simplificó los cálculos y redujo en cierta medida la cantidad de voladuras de prueba.

Es importante significar, que hasta ese momento se utilizaba el método de voladuras de prueba para determinar el aumento necesario de la carga al pasar a otros terrenos o rocas, pero con el tiempo esta metodología resultaba ser cada vez más engorrosa, pesada, abrumadora.

Protodiaconov, además en 1908 introdujo el concepto de fortaleza de las rocas en las ciencias mineras, y define este concepto “como su resistencia a los esfuerzos externos, que depende en cada caso concreto de las combinaciones de las resistencias elementales de las rocas a la tracción, compresión, al cizallamiento”.

Su principal aporte se centra en el coeficiente de fortaleza, que propone como la centésima parte de la resistencia de un testigo de roca a la compresión axial expresado en kg/cm^2 :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \quad (56)$$

donde: σ_c - es la resistencia del testigo a la compresión axial, kg/cm^2

Protodiaconov consideraba que el valor del coeficiente de fortaleza caracterizaba a la roca en todos los procesos productivos, a partir de la hipótesis señalada anteriormente.

La clasificación de las rocas de **Protodiaconov** presenta como ventajas su basamento científico, carácter lógico, sencillez en su utilización práctica y amplio alcance (contempla una gran gama de litologías); pero su principal limitación radica en que la hipótesis fundamental asumida por el autor, no siempre se cumple. Debido a ello su utilización en el diseño de las voladuras ya no es lo suficientemente racional en la etapa actual de desarrollo de la teoría de la fragmentación de rocas. Además de los aportes señalados y a partir de trabajos experimentales y la generalización de la práctica **Protodiaconov** plantea para el cálculo del consumo específico de sustancia explosiva (q_{SE}) y la cantidad de barrenos (N) en las voladuras de rocas en excavaciones subterráneas las expresiones siguientes:

$$q = 0,4 * \left(\sqrt{0,2 f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2 \quad (57)$$

$$n = 2,7 \sqrt{\frac{f}{S}}; \quad N = nS \quad (58)$$

donde: q – es el consumo específico de sustancia explosiva (SE), kg/m^3 ;

f – coeficiente de fortaleza de las rocas según M.M.Protodiaconov

S – sección transversal de proyecto de la excavación, m^2

n – cantidad de barrenos por m^2 de área del frente de laboreo;

N – cantidad total de los barrenos en el frente de laboreo.

La utilización práctica de estas expresiones , realizadas tanto por el autor de esta tesis en Cuba (**Sargentón,1993, 1994,1997,2005**), así como las referencias que hacen autores rusos (**Matveichuk y Chursalov,2002 y Paramonov et al , 2004**) , sólo ha permitido un cálculo muy aproximado de estos dos parámetros , pues en el caso del indicador consumo específico de sustancia explosiva (q) , se obtienen valores muy elevados y los valores del parámetro cantidad de barrenos (N) no son los suficientes para lograr los objetivos de la voladura. Como recomiendan los autores a los que se hace referencia, los valores que se obtienen solo sirven como orientación y deben ser precisados con voladuras experimentales.

I.1.6 Modelos para la determinación de la onda refractada.

Pero si importante fue la modelación de la onda de detonación y su aplicación con fines pacíficos, en particular en la minería para el arranque (separación y fragmentación) de las rocas, se necesitaba modelar la presión que se refractaba a la roca desde una cámara de carga (barreno, taladro).

S.V.Ismailov (1965) dio solución a este problema de reflexión –refracción de una onda de choque con frente plano desde un obstáculo plano.

Los parámetros de la onda de choque en el limite carga –roca se determinan de la condición de refracción de las ondas de detonación a la roca a través de la pared de la cámara de carga, considerando la adiabática de las rocas propuesta por **Gogoliev (1965)**.

$$\frac{P_r}{\rho_o (V_{po})^2} = \frac{1}{A} \left[\left(\frac{\rho_r}{\rho_o} \right)^m - 1 \right] \quad (59)$$

A y m – son constantes.

Y son necesarias las inequaciones de enlace siguientes:

$$\text{Si } \frac{P_r}{\rho_o (V_{LO})^2} < 0,1 \quad \text{entonces } A=3 \text{ y } m=3 \quad (60)$$

$$\text{Si } 0,1 \leq \frac{P_r}{\rho_o (V_{LD})} \leq 35 \quad \text{entonces } A= 5,5 \text{ y } m = 5 \quad (61)$$

En el caso de cargas compactas, la máxima presión en la onda refractada P_r se calcula en dependencia de la relación entre la impedancia de la sustancia explosiva, y la resistencia de onda de la roca (acople de impedancias) a partir de dos condiciones cuando $\rho_o V_{LD} \geq \rho_{SE} V_d$ y cuando $\rho_o V_{LD} < \rho_{SE} V_d$.

De las ecuaciones (67) y (68) se obtiene

Si $\rho_o V_{LD} \geq \rho_{SE} V_d$

$$\sqrt{\frac{P_r}{\rho_o} \left\{ 1 - \frac{1}{\left(\frac{AP_r}{\rho_o V_{LD}^2} + 1 \right)^{\frac{1}{m}}} \right\}} = V_1 - \frac{(\sqrt{2k})(P_r - P_1)}{\{[\rho_{SE}(k+1)][P_r(k+1) - P_1(k-1)]\}^{\frac{1}{2}}} \quad (62)$$

Si $\rho_o V_{LD} < \rho_{SE} V_d$.

$$\sqrt{\frac{P_r}{\rho_o} \left\{ 1 - \frac{1}{\left(\frac{AP_r}{\rho_o V_{LD}^2} + 1 \right)^{\frac{1}{m}}} \right\}} = V_1 + \frac{2kV_d}{k^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{P_r}{P_1} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right] \quad (63)$$

donde:

k –es el índice de la adiabática de los productos de la explosión

V_d – velocidad de detonación de la sustancia explosiva (SE). m/s

V_{LD} – velocidad de propagación de las ondas longitudinales en las rocas, m/s

ρ_o – densidad de las rocas, kg/m³

P_1 - presión en el frente de la onda de detonación de la sustancia explosiva, Pa

La solución de estas ecuaciones se puede obtener por alguno de los métodos matemáticos de aproximación o gráficamente.

De esta forma se obtiene P_r , la presión refractada a la roca.

Al refractarse la onda de presión surge la onda de choque en las rocas, que se manifiesta en una zona de pequeñas dimensiones, en la que se disipa gran cantidad de energía y se transforma en una onda de tensión. La disipación de la energía en esta onda no solo está determinada por la magnitud de la rigidez del medio sino además por las características de resistencia de la roca que generalmente son tres ordenes menores que dicha magnitud.

I.1.8 Modelación de la onda de tensiones

Para analizar el estado tenso-deformacional de las rocas alrededor de la cámara de carga se precisa también la modelación matemática de las tensiones y las deformaciones que se producen en las tres zonas: la cercana, la media y la lejana.

Para la modelación de la onda de tensiones era necesario el descubrimiento, en la teoría de la física del campo ondulatorio, de una de las principales leyes para la modelación de estas

ondas, realizado por los científicos soviéticos **Sadovsky (1945, 1952,1974)** ,**Sedov(1976)**, **Staniukovich (1975)** y el inglés **J.Taylor** .

Estos investigadores lograron establecer que la sobrepresión en el frente de las ondas de choque obedece a la ley de semejanza, y señalaron que su magnitud depende solamente de la relación de la distancia desde el frente hasta el centro de la carga respecto al radio de esta (la distancia relativa) , la energía específica de la explosión y la presión del aire.

Sadovsky (1945,1952) plantea la hipótesis de que cualquier volumen del medio bajo la acción de una carga explosiva experimenta deformaciones que dependen de la distancia a la fuente de la explosión y su energía., y a partir de ella la relación de dependencia entre la magnitud de las tensiones que surgen a una distancia R de una carga de sustancia explosiva con un radio r_0 a la que denominó ley de semejanza geométrica:

$$\sigma_R = f\left(\frac{r_0}{R}\right) \quad (64)$$

donde f - es una función que se determina experimentalmente.

Esta ley de semejanza geométrica presenta como limitación que solo se cumple para cargas de sustancias explosivas de igual densidad.

En el caso general de una carga de forma esférica $r_0 = \sqrt[3]{Q}$ al sustituir en la expresión anterior, se obtiene la ley generalizada de semejanza.

$$\frac{R_1}{R_2} = \frac{\sqrt[3]{Q_1}}{\sqrt[3]{Q_2}} \quad (65)$$

Esta ley no contempla la dependencia entre el trabajo mecánico y la energía en la transformación explosiva.

Para superar esta limitación los académicos **Sedov (1976)** y **Sadovsky (1974)** elaboraron la variante más general de la ley de semejanza, la ley de la semejanza energética de la explosión, en la cual la masa de la carga Q es reemplazada por la energía total:

$$\sigma_R = f\left(\frac{\sqrt[3]{E}}{R}\right) \quad (66)$$

Con posterioridad a la formulación y generalización de la ley de semejanza se han publicado una gran cantidad de dependencias empíricas que se refieren a la zona elástica. Las dependencias existentes en la actualidad se fundamentan en el principio de la semejanza o en las leyes de la dispersión de la energía y su absorción a cuenta de los procesos inelásticos. Debido a la complejidad y a la configuración no simétrica de las cargas o del sistema de cargas y también a la complejidad de las superficies libres en el

macizo la función de dispersión geométrica de la energía se selecciona con bastante aproximación. A pesar de esto la función de extinción seleccionada de esta forma a cuenta de la dispersión geométrica satisface completamente las exigencias de la práctica. La mayor dificultad se presenta en la búsqueda de los índices de extinción a cuenta de la absorción de la energía.

La ecuación de cálculo de las tensiones plantea una proporcionalidad entre éstas y las distancias relativas lo que se expresa de forma general por la expresión:

$$\sigma_v = K_{\sigma,v} \left(\frac{r}{x} \right)^n, \quad (67)$$

Donde : $K_{\sigma,v}$ - coeficiente de proporcionalidad ;

r - radio de carga;

x - distancia;

σ - tensión;

n - índice.

Sadovsky (1974) plantea para distancia cercanas $n=2$, para lejanas $n=1,5$.

Shemiakin (1963,2006) plantea un modelo para la rotura de las rocas con fricción interna que permite el cálculo de las componentes radiales y tangenciales del tensor de tensiones:

$$\sigma_r = \frac{\sigma_o}{\bar{r}^{n_1}}, \quad \sigma_\theta = \alpha \sigma_r, \quad \alpha = \frac{\mu}{(1-\mu)} \quad (68)$$

Donde σ_r, σ_θ - son las componentes radiales y tangenciales del tensor de tensiones.

σ_o - presión inicial en la cámara de carga.

n_1 - coeficiente de extinción

\bar{r} - distancia relativa.

μ - coeficiente de Poisson.

Y le asigna un valor a n_1 de 1,5 en la zona de trituración y de $1-\alpha/2$ en la zona de agrietamiento. El modelo de **Shemiakin** tiene como limitación que el cálculo de las componentes tangenciales se realiza en función sólo del coeficiente de Poisson, es decir que depende solo de esta propiedad elástica de las rocas.

Borovikov y Vaniagin (1970,1974,1975,1985,1995) plantean expresiones diferentes para cada una de las tres zonas:

Para la zona cercana $\bar{r} \leq 12$

$$\sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,4}} \quad (69)$$

$$\text{Para la zona mediana } 12 \leq \bar{r} \leq 100 \quad \sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,1}} \quad (70)$$

$$\text{Para la zona lejana } 100 < \bar{r} \leq 200 \quad \sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,5}} \quad (71)$$

Donde \bar{r} es la distancia relativa desde el eje de la carga, y es igual a la relación entre la distancia absoluta r y el radio de carga R_c^e , equivalente por su energía a la explosión a una carga de pentrita con densidad 1500 kg/m^3 y calor de la explosión 5950 kJ/kg , es decir:

$$\bar{r} = \frac{r}{R_c^e} \quad (72)$$

El radio de carga equivalente es:

$$R_c^e = R_c \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_p Q_p} \right)^\lambda \quad (73)$$

Donde: $\lambda = \frac{1}{2}$ - para cargas cilíndricas, y $\lambda = \frac{1}{3}$ para cargas esféricas.

Q_{SE} - es el calor de la explosión de la sustancia explosiva utilizada

$\rho_{pentrita}, Q_{pentrita}$ - es la densidad y el calor de la explosión de la pentrita.

La onda de compresión que se forma en la roca como resultado de la refracción de la onda de detonación y la acción de los productos de la explosión en su difusión posterior desde el eje (centro de la carga) por la roca, se extingue fuertemente debido a las pérdidas intensas por disipación en las zonas cercanas a la carga. En dichas zonas la amplitud máxima de la onda, en su inicio cae aproximadamente según una ley exponencial, y tiende asintóticamente a un valor a distancias aproximadamente iguales a $12 R_c$ (radio de carga). Otros autores, (citado por **Otaño, 1998**) consideran que en el caso de las cargas compactas la diferencia en la difusión de las ondas de tensión entre cargas esféricas y cilíndricas se da solo en la zona cercana a la carga y que en lo adelante la máxima amplitud de las tensiones decrece según la dependencia:

$$\sigma_{r \max} = \frac{Pr}{(\bar{r})^{1,08}} \quad (74)$$

Ahora bien, la máxima amplitud de la componente tangencial de las ondas de tensión será:

Para cargas esféricas (concentradas):

$$\sigma_{t \max} = \left[1 - 2 \left(\frac{v_t}{v_L} \right)^2 \right] \sigma_{r \max} = \frac{\mu}{1 - \mu} \sigma_{r \max} \quad (75)$$

Para cargas cilíndricas:

$$\sigma_{t\max} = (C_1 + C_2 \bar{r}) \sigma_{r\max} \quad (76)$$

C_1, C_2 - son magnitudes adimensionales que dependen de la resistencia acústica de las rocas

$$\begin{aligned} C_1 &= 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_o v_L \\ C_2 &= (0,07 - 0,224 * 10^{-7} \rho_o v_L) * 10^{-2} \end{aligned} \quad (77)$$

El modelo de **Borovikov** se ajusta con suficiente exactitud a los macizos rocosos investigados en esta tesis y constituye uno de sus soportes teóricos.

I.1.9 Resumen del contenido del capítulo I.

➤ Los modelos y las metodologías analizadas propuestas por los diferentes autores se fundamentan en los siguientes principios:

- La proporcionalidad entre la energía de la explosión y el volumen de roca a fragmentar;
- La consideración de diferentes tipos de resistencia del medio (rocas) a la acción de la explosión (al aplastamiento, a la tracción, al cortante, al descostramiento).
- La proporcionalidad entre las dimensiones de la zona de fragmentación y las dimensiones de la carga;
- La consideración de los parámetros de las ondas de tensiones como principal factor de fragmentación en la voladura de rocas que poseen considerable rigidez acústica ;
- La proporcionalidad entre el trabajo específico de rotura (considerando el grado de fragmentación) y la energía de las sustancias explosivas (SE).

➤ Según autores como **Mielnikov (1988)** y **Matveichuk (2002)**, 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.

➤ Conjuntamente con esto, numerosas observaciones y la experiencia productiva señalan la posibilidad de la valoración relativa de la resistencia de las rocas a la voladura.

➤ Por lo general los modelos del mecanismo de fragmentación de las rocas son cualitativos.

➤ El cálculo, el diseño y la proyección de las voladuras se realiza 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 datos prácticos obtenidos en voladuras experimentales y de producción en países como Suecia se refieren a macizos monolíticos, relativamente homogéneos y mucho más antiguos que los cubanos.
- Las características de las litologías presentes en el archipiélago cubano, mucho más jóvenes y con tectónica y agrietamiento más complicados obligan a considerar estos factores en la proyección de estas voladuras.
- 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.
- Un indicador clave como el coeficiente de llenado de los barrenos se selecciona en función del índice de fortaleza de las rocas y el diámetro de los barrenos, pero sin un adecuado basamento científico.
- No existen modelos cuantitativos de representación del mecanismo de rotura de las rocas del conjunto de barrenos a partir de la valoración de la acción de la explosión sobre el medio.
- Existen contradicciones entre los resultados que se obtienen por vía experimental y los teóricos.
- Es necesaria la elaboración de nuevos criterios de diseño y ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas que consideren tanto las características mecánico-estructurales de los macizos rocosos, sus propiedades másicas, las características de resistencia, sus propiedades acústicas y elásticas, así como las características de los explosivos y la acción de la explosión sobre el medio.

CAPITULO II

CAPÍTULO II CONDICIONES INGENIERO – GEOLÓGICAS Y TECNOLÓGICAS DE LOS MACIZOS OBJETO DE ESTUDIO

Introducción.

Debido a que la efectividad del arranque de las rocas y de su fragmentación depende de las condiciones ingeniero-geológicas e ingeniero- tecnológicas de los macizos rocosos dónde se laborean las excavaciones subterráneas es preciso como primera etapa de las investigaciones el estudio de dichas condiciones.

Las investigaciones para el estudio del mecanismo de fragmentación de las rocas fueron realizadas en las excavaciones subterráneas de los macizos rocosos de los yacimientos mineros Mercedita, Amores y El Cobre y de los macizos rocosos de los Trasvases Este-Oeste, Caney –Gilbert y Sabanalamar – Pozo Azul. La distribución geográfica de estos macizos se aprecia en el mapa de la figura 2.

En este capítulo se realiza una valoración de dichas condiciones teniendo en cuenta su diversidad con el propósito de comprobar la aplicabilidad de los diferentes criterios para el diseño de las voladuras que se proponen como novedad en esta tesis.

II.1 Condiciones ingeniero-geológicas de los macizos rocosos donde se realizaron las investigaciones

La evaluación de las condiciones ingeniero-geológicas comprende el estudio de los siguientes aspectos:

-Características petrográficas, tectónica y agrietamiento

-Propiedades de las rocas :

- Máficas : densidad , masa volumétrica y porosidad
- Características de resistencia : resistencia a compresión , tracción y al cizallamiento
- Elásticas: módulo de Young, coeficiente de Poisson y módulo de cizallamiento.
- Acústicas : velocidad de las ondas longitudinales y transversales
- Parámetros tecnológicos especiales de las rocas: fragilidad, triturabilidad, fortaleza, volabilidad.

En el Laboratorio de Física de las Rocas del ISMMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez” se determinó por el método de ultrasonido la velocidad de propagación de las ondas

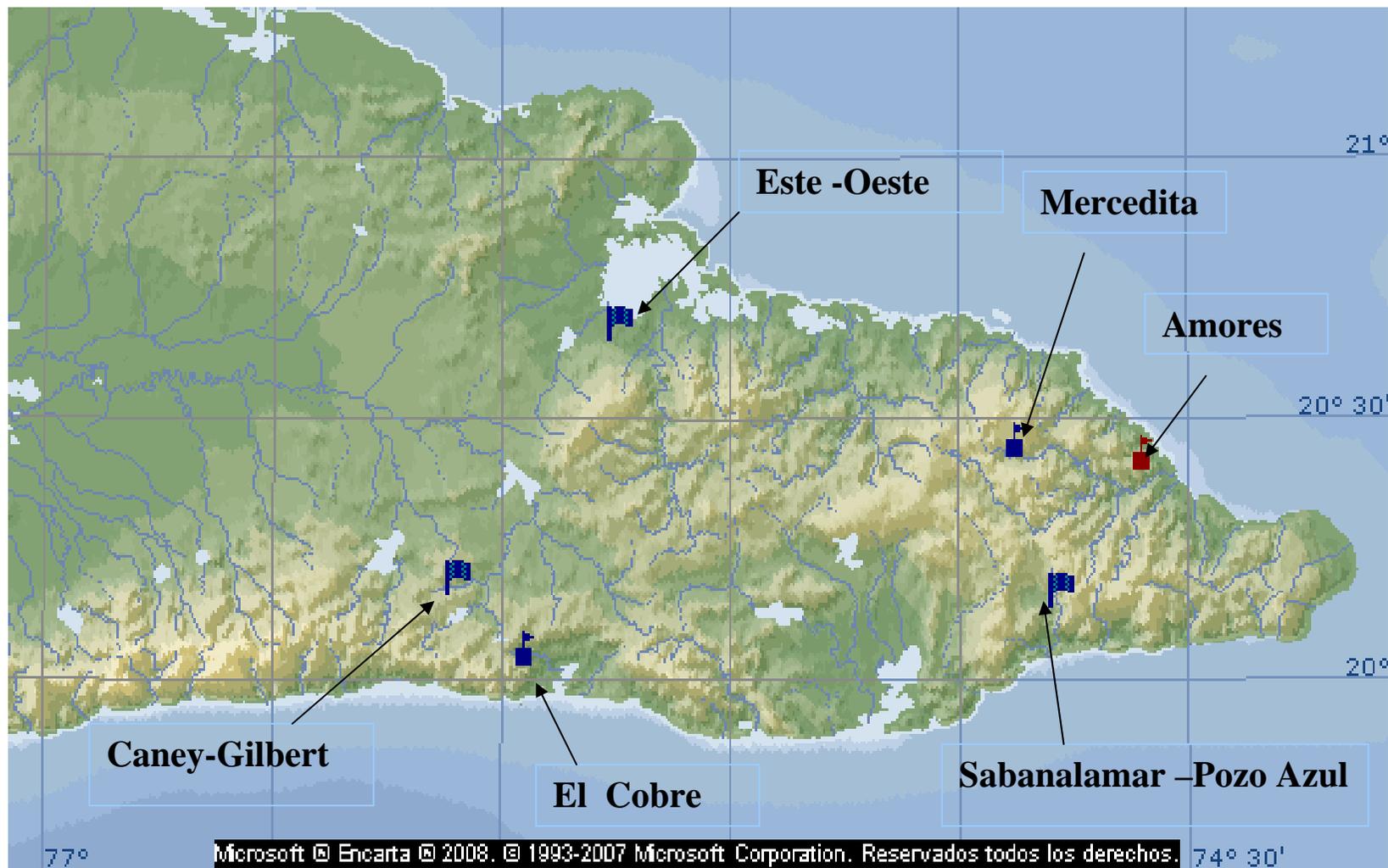


Figura 2 Mapa con la distribución geográfica de los macizos rocosos en investigación

longitudinales tanto en testigos regulares cilíndricos (diámetro:32 y 55 mm, altura: 90 y 165mm) como en varillas finas de rocas.

Se determinó también por el método directo la masa volumétrica de las rocas.

Los resultados del estudio de las propiedades y de los parámetros tecnológicos especiales de las litologías donde se realizaron las investigaciones en los tramos de túneles del Tránsito Este – Oeste se muestran en las tablas 1,2, 3 y 4. y en el ANEXO 1 (tablas 1,2,3 y 4), se muestran los valores de estas propiedades en las otras litologías principales de las minas y trasvases en investigación.

Para que la descripción de las litologías que se investigan sea lógica, precisa y acorde con el objetivo que se necesita alcanzar se describen al menos las características siguientes: color, composición mineralógica, estructura, textura.(**Dolibo-Dobrovolsky,2003**)

El estudio del agrietamiento se realizó a partir de las etapas propuestas por (**Kazikaev,1981 y Hoek,2007a,2007b,2007c;2008**). La elaboración de las mediciones y su análisis, que incluye su tratamiento y representación se realizó mediante el programa informático profesional DIP versión V.103 (**Rockscience , 2004**).

Como resultado del estudio de agrietamiento se establecen las características de la fractura estructural de las rocas, que son necesarias posteriormente en la investigación del mecanismo de fragmentación de las rocas por voladura, siguientes: orientación de las grietas en el espacio (ángulo de buzamiento y azimut del buzamiento);intensidad del agrietamiento: incluye abertura y distancia entre las grietas en los sistemas (fractura del macizo) y extensión de las grietas (su persistencia);indicadores de calidad del agrietamiento: material de relleno, carácter de la superficie de las grietas (ondulada o recta, rugosa o lisa), presencia de agua (seca, húmeda, inundada en forma de goteo o en chorro) , etc.);tipo de red de grietas (sistémica, continua o discontinua , caótica , poligonal) y volumen total de la cavidad de las grietas.(**Bukrinsky,1985 y Kalinchenko et al, 2000**).

En el anexo 2 se muestran los diagramas con los principales planos de agrietamiento, la rosa de agrietamiento y los histogramas del comportamiento de los principales parámetros de las grietas en los macizos rocosos de las minas Mercedita, Amores y El Cobre y del Tránsito Caney –Gilbert..

Yacimientos cromíferos de la región Moa – Baracoa.

En esta región se realizaron trabajos investigativos de campo, experimentales y de gabinete en las minas de cromo Mercedita y Amores.

II.1.1Mina Mercedita.

Valores de las propiedades de las litologías objeto de estudio en el Traslase Este-Oeste.

N°	Litología	Densidad,kg/m³		Masa volumétrica,kg/m³		Porosidad Total,%	
		Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%
1	Gabro (Ojo de Agua)	2830	11,04	2720	10,70	3,89	7,93
2	Basalto (Manacal)	2830	13,16	2710	12,30	4,24	5,98
3	Caliza Masiva	2710	4,95	2590	5,41	4,43	6,53
4	Caliza , blanco crema masiva	2700	6,02	2460	6,33	8,89	8,90
5	Serpentinita pardo –verdosa	2860	13,16	2815	10,70	1,57	5,98
6	Aleurolitas	1950	4,73	1900	6,93	2,56	9,50

N°	Litología	Características de resistencia estática						Características de resistencia dinámica						Dinamicidad	
		$[\sigma_c^e]$,MPa		$[\sigma_t^e]$,MPa		$[\sigma_{cor}^e]$,MPa		$[\sigma_c^d]$,MPa		$[\sigma_t^d]$,MPa		$[\sigma_{cor}^d]$,MPa		Comp	Tracción
		Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	k_c^d	k_t^d
1	Gabro (Ojo de Agua)	97,40	23,30	3,84	24,50	11,17	23,90	1543,22	23,30	12,75	24,50	78,16	23,90	15,84	3,32
2	Basalto (Manacal)	81,94	21,50	10,04	22,32	16,56	21,91	1298,54	21,50	22,67	22,32	115,92	21,91	15,85	2,26
3	Caliza Masiva	60,92	17,95	3,94	23,03	8,95	20,49	944,68	17,95	5,91	23,03	62,63	20,49	15,51	1,50
4	Caliza , blanco crema masiva	50,14	21,30	4,77	23,96	8,93	22,63	784,37	21,30	8,62	23,96	62,50	22,63	15,64	1,81
5	Serpentinita pardo –verdosa	23,40	21,50	2,85	24,50	4,71	23,00	374,91	21,50	7,54	24,50	33,00	23,00	16,02	2,64
6	Aleurolitas	18,18	14,71	1,80	19,51	3,30	17,11	292,34	14,71	4,99	19,51	23,12	17,11	16,08	2,77

N°	Litología	Velocidad de las ondas,m/s				Rigidez Acústica		E,MPa		μ		G,MPa	
		V _l	A,%	V _t	A,%	J, m/s kg/m ³	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%
1	Gabro	4587	15,6	3700	15,6	1,298.10 ⁷	15,6	92600	15,6	0,25	15,6	38743	15,6
2	Basalto	4570	14,8	3560	14,8	1,293.10 ⁷	14,8	70000	14,8	0,27	14,8	35866	14,8
3	Caliza Masiva	5983	15,0	3700	15,0	1,621.10 ⁷	15,0	73100	15,0	0,30	15,0	37100	15,0
4	Caliza , blanco crema masiva	5500	12,0	3940	12,0	1,485.10 ⁷	12,0	70000	12,0	0,33	12,0	41914	12,0
5	Serpentinita pardo –verdosa	3730	12,6	2190	12,6	1,067.10 ⁷	12,6	10800	12,6	0,29	12,6	13717	12,6
6	Aleurolitas	4134	12,3	2100	12,3	8,060.10 ⁶	12,3	33319	12,3	0,25	12,3	8600	12,3

N°	Litología	Fortaleza, f		Triturabilidad, V _{max}		Volabilidad, q _p ^{***} , kg/m ³		Fragilidad	
		f _p [*]	f _B ^{**}	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%
1	Gabro (Ojo de Agua)	10	9	1,70	21,07	0,97	23,30	25,36	23,90
2	Basalto (Manacal)	8	8	0,90	20,20	0,82	21,50	8,16	21,91
3	Caliza Masiva	6	7	4,00	18,54	0,61	17,95	15,45	20,49
4	Caliza , blanco crema masiva	5	6	3,20	21,32	0,50	21,30	10,51	22,63
5	Serpentinita pardo –verdosa	2	4	2,00	19,18	0,23	21,50	8,21	23,00
6	Aleurolitas	2	3	3,10	21,32	0,18	14,71	10,10	17,11

Nota:

f_p^{*}- índice de fortaleza según Protodiaconov

f_B^{**}-índice de fortaleza según Barón

q_p^{***}-volabilidad según Pokrovsky

Datos de Triturabilidad :Fuente Noa (2003)

-Localización del macizo rocoso

El macizo rocoso del yacimiento cromífero Mecedita se encuentra ubicado dentro de los límites del gran macizo de ultrabasitas de Cuba Oriental, el cual está formado por rocas del complejo ofiolítico, fundamentalmente. Los macizos rocosos de ofiolitas presentan una gran variabilidad de sus propiedades ingeniero-geológicas y minero-técnicas (**Marinos et al,2006**).

-Composición petrográfica

El estudio de la columna litológica (**Iturralde-Vinent ,1990; Colectivo, 1996;Colectivo,2006a**) permite señalar de forma general los tipos de rocas de la asociación estudiada , particularmente , en la zona de estudio donde se presentan : dunitas , peridotitas (harzburgitas) , peridotitas serpentinizadas , gabros y cromitas , como rocas más importantes ; por las que se han excavado las diferentes obras mineras subterráneas.

Dunitas: son las que, por lo general le sirven de envoltura a los cuerpos minerales además aparecen de forma aislada en forma de vetas que cruzan los cuerpos minerales o en forma de nidos, su color varía desde verde hasta pardo rojizo, microscópicamente los granos son compactos y finos uniformes, la textura es masiva, con grietas rellenas de kerolita y/o serpofita o carbonatos y por lo general con alto grado de serpentización (**Cartaya,2000**).

Serpentinitas: se observan a lo largo del contacto de las rocas ultrabásicas y los gabros , tienen color verde oscuro y raras veces gris, el brillo es resinoso mate , graso o céreo.

Estructura concoide, compacta, masiva.

Peridotitas: en el macizo en su mayoría del grupo de las harzburgitas .Microscópicamente de color oscuro, a veces con matiz verdoso, generalmente su estructura es de grano medio, textura masiva. Su estructura más típica es la paquiolítica, condicionada por la inclusión de granos de olivino en los cristales de piroxeno.

Gabros: en estado fresco de color gris oscuro o casi negro, como resultado de alteraciones secundarias adquieren un color gris claro y gris verdoso. Su estructura característica es la granular uniforme, de grano medio y de grano grande. La textura es masiva

Cromitas: de color negro oscuro, fractura concoidea y textura compacta.

-Tectónica.

Las dislocaciones , que presenta la región son muy complejas y en las secuencias más antiguas se hace imposible el desciframiento de las mesoestructuras plegadas, dada la monotonía litológica que presenta ; no obstante los estudios realizados permiten afirmar que en las secuencias antiguas (rocas metamórficas y volcánicas) existen tres direcciones principales de plegamiento: noroeste –sureste, noroeste-sureste, sureste-noreste.

El yacimiento Mercedita se encuentra en una zona de gran actividad tectónica postmineral y las dislocaciones están representadas por zonas de fragmentación y agrietamiento abierto, tanto en las rocas de caja , como en el cuerpo mineral.

-Arietamiento.

La valoración del agrietamiento se realizó mediante datos obtenidos por mediciones de grietas realizadas por diferentes autores **Noa (2003), Cartaya (2001) ,Modejar (2001) ; Ugalde (2000) ; González (1995).**

De esta valoración se puede concluir que existe un alto grado de afectación del macizo por este factor, y la existencia de grietas en todas las direcciones, predominando las direcciones : ángulo de buzamiento/dirección del buzamiento: 26°/315-320° y 40°/40-45°.

La caracterización general del agrietamiento se puede resumir de la forma siguiente:

El espaciamiento mínimo entre grietas y sistemas de grietas oscila entre 0,20-0,25m. y el máximo desde 0,4-0,5m, con predominio porcentual del espaciamiento en los rangos 0,25-0,30 y 0,35-0,40m. Además son más frecuentes las grietas onduladas rugosas y planas lisas, con una abertura que oscila en el rango 1-10 mm , con predominio del intervalo 3,5-4,5mm y prevalecen las grietas con paredes sanas y alteradas.

En las grietas es más abundante el relleno de gabro y gabropegmatita. La presencia de agua en las grietas, por lo general es poca , logrando solo humedecer las paredes de estas , y aumenta en época de lluvia , en la que se puede producir un goteo constante.

-Propiedades de las rocas.

Para el estudio de las propiedades además de las determinaciones realizadas por el autor se utilizó información de investigaciones realizadas por los autores **Noa (2003) y Cartaya (2001).**

II.1.2 Mina Amores.

-Localización del macizo rocoso

El área de estudio de la mina de cromo Amores, se encuentra en el municipio Baracoa a seis kilómetros del litoral del Océano Atlántico en el curso superior del río Báez y a 50 km del poblado de Punta Gorda, municipio Moa.

-Composición petrográfica del macizo.

Particularmente, en la zona de estudio se encuentran: harzburgitas, dunitas, peridotitas y cromitas , como rocas más importantes ; por las que se han excavado las diferentes obras mineras subterráneas.

En el yacimiento predominan fundamentalmente tres tipos de rocas: harzburgitas, dunitas y peridotitas, clasificadas éstas como rocas resistentes y semiresistentes, agrietadas y suficientemente estables.

Las cromitas se presentan en forma masiva pero con bajo contenido de Cr_2O_3 .

Dunitas: presentan de color verde oscuro, casi negro, su estructura es de grano fino uniforme y la textura es masiva.

Peridotitas: presentan color negro, a veces con matiz verdoso con estructura de grano medio su textura al igual que las dunitas es masiva, se distinguen claramente los cristales de piroxeno.

-Tectónica.

La zona donde se realizan los trabajos mineros, presenta poco grado de actividad tectónica, el cual se manifiesta en las características del agrietamiento y el grado de fragmentación de las rocas y de los cuerpos minerales.

Dentro de los límites del yacimiento se observan dislocaciones tectónicas que provocan desplazamiento de las menas y rocas de caja y la división del yacimiento en bloques.

-Arietamiento.

Para el estudio del agrietamiento fueron utilizados informes de mediciones de otros investigadores: **Noa (2003)**, **Mondejar (2001)**, **Cartaya (2001)** y **Falero (1996)**.

Además de estas mediciones en esta investigación se realizaron mediciones en la boca del Socavón A-2 situado a nivel del río Báez y en el Socavón A-1, que confirmaron y ampliaron las conclusiones de los investigadores precedentes.

En Amores predominan tres sistemas de grietas con direcciones N 15 E, N 50 E y N 50 W y respectivamente ángulos de buzamiento de 18°, 48° y 18°.

El espaciamiento oscila en el rango 0,1-0,35m con predominio del intervalo 0,22-0,25m. La abertura de las grietas fluctúa entre 1 y 10mm, con mayor frecuencia del intervalo 4-6mm. Son más frecuentes las grietas planas lisas y onduladas lisas y paredes sanas y algunos casos alteradas. Es más abundante el relleno de las grietas con gabro y gabropegmatitas.

II.1.3 Mina El Cobre.

-Ubicación del macizo rocoso.

La Mina El Cobre se encuentra ubicada al oeste del municipio de Santiago de Cuba a una distancia de 23 km de la Ciudad de Santiago de Cuba, a 0,5 km del poblado de ese mismo nombre. En esta mina la explotación se realizó en por tres sectores diferentes: Mina

Grande, Gitanilla y Mina Blanca. Las investigaciones relacionadas con esta tesis se realizaron en el sector Mina Grande.

-Composición petrográfica del macizo.(**Colectivo de autores,2006a**).

Las litologías más comunes son: tobas de composición andesíticas y andesito - dacíticas, porfiritas andesíticas y areniscas tobáceas.

Tobas: presentan granulometrías diversas predominando las gruesas y medias y composición andesíticas y andesito – dacíticas y aglomerática (**Barrabí, 1994.**).Las tobas andesíticas presentan color gris verdoso y tienen granos medios.

Porfiritas andesíticas: presentan un color gris , gris oscuro o gris amarillento. Su estructura es porfirítica y la textura es masiva.

Areniscas tobáceas: se presentan de color gris o gris oscuro, con granos de granulometría media y textura estratificada.

-Tectónica (**Barrabí,1994;Colectivo de autores,2006a**).

Geográficamente el campo metalífero El Cobre, está situado en la Sierra Maestra y pertenece a una zona de tensiones tectónicas, que se encuentra entre la plataforma de las Bahamas al Norte y las grandes fosas del mar Caribe al Sur. El yacimiento está relacionado con la falla regional El Cobre, la cual se extiende en dirección latitudinal y se limita al sur y norte por dos fajas de fractura de rocas.

El yacimiento también está atravesado por fallas de segundo orden y dirección submeridional, que desarrollan complementariamente la estructura de una serie de bloques. El propio macizo de rocas de caja tiene una serie de fallas pequeñas, producto de las cuales, en él se forma una red de grietas y pliegues con direcciones caóticas.

Otro sistema importante, son las fallas secundarias que se pueden identificar como fallas preminerales, con direcciones bien definidas (de 55 - 65 grados) al norte del yacimiento. El tercer sistema, son las fallas transversales al nordeste que presenta buzamiento abrupto de 60 a 70 grados, que afectan y deforman las estructuras minerales. Estos sistemas están muy desarrollados en todo el yacimiento, lo mismo en Gitanilla que hacia la zona de la cantera.

-Agrietamiento

Para el análisis de este macizo rocoso fue estudiado todo el sector de la mina El Cobre, a partir de las mediciones realizadas por otros autores **Mondejar (2001); Cartaya (2001) y Joao (1998)** y mediciones realizadas por el autor de esta tesis en la galería principal y en galerías de subnivel y de ventilación del nivel +30.

En estas excavaciones predominan tres sistemas de grietas con las direcciones: N 25 E; N 75° E y N 80° W y ángulos de buzamientos respectivos de 59°,24° y 53°.

El espaciamiento entre grietas oscila entre 0,1 y 0,35m con predominio del intervalo 0,20-0,25 m, las grietas con más frecuencia son continuas, planas y rugosas y sus paredes en la mayoría de los casos son sanas o alteradas, la abertura de las grietas está en el rango de 2 a 5 mm y las mismas están rellenas con material arcilloso poco consolidado, la humedad es baja y sólo logra humedecer las paredes, aunque en algunos tramos aislados se manifiesta en forma de goteo constante.

II.1.4 Trasvase Caney –Gilbert.

-Ubicación del macizo rocoso.

El Trasvase Caney –Gilbert incluye diferentes obras hidrotécnicas , conductoras , canales y túneles que se construyeron con el objetivo de trasvasar agua desde la presa Carlos Manuel de Céspedes hacia la presa Gilbert y está situado aproximadamente a 3 km al norte del poblado de Ramón de Guaninao, en Palma Soriano.

Las obras hidrotécnicas subterráneas del Trasvase Caney –Gilbert la conforman tres túneles: el túnel principal y dos túneles inclinados (rampas).

-Litología.

En el perfil geológico se presentan las siguientes cuatro capas: material aluvial, areniscas, tobas y aglomerados

Capa 1. Corteza de intemperismo a partir de la alteración de las areniscas, tobas y aglomerados incluido en esta el material aluvial, con una coloración generalmente pardo crema, deleznable y una potencia que oscila entre 1 y 15 metros predominando espesores de 8-10 metros, sin textura definida.

Capa 2. Se corresponde con las intercalaciones de areniscas, tobas y aglomerados con diferentes grado de alteración que subyace a la corteza de intemperismo con una coloración desde pardo crema hasta gris oscuro, su yacencia es suave dispuesta en forma de estratos monoclinales presentando generalmente una textura estratificada, su granulometría es de fina a media, la potencia oscila desde 3-40 m, predominan los espesores desde 0 – 20m en la capa más agrietada.

La Capa 3. Se corresponde con los aglomerados con mayor o menor grado de conservación

-Composición petrográfica del macizo.

Tobas: se presentan en una amplia gama de colores que varían desde el gris, gris verdoso, gris azul, pardo, pardo grisáceo hasta el gris amarillento. Se encuentran estratificadas en capas de 5-10 m, en ocasiones se presentan masivas, los ángulos de buzamiento son suaves

hasta 15⁰ pudiendo llegar a 30⁰, la granulometría es de fina a media, por lo general están muy tectonizadas e intemperizadas, con diferentes grados de meteorización y agrietamiento, aunque se mantienen generalmente compactas cuando no han sido meteorizadas o afectadas por el agua.

Areniscas tobáceas: son de color gris carmelita - parduzco, estratificadas en capas de 2-6 cm. La granulometría es de media a fina. Por lo general se presentan formando interestratificación con las tobas y más bien pudieran hasta considerarse como un producto de la meteorización de éstas.

Aglomerados: en los mismos predominan los colores gris parduzco - carmelita a gris verdoso, los clastos tienen diámetros de 3-12 cm. y más, lo constituyen rocas andesíticas, andesito - basálticas, riolíticas, dioríticas y hasta tobas, aparecen dos tipos fundamentales, los aglomerados de granos finos, con tamaño de 2 – 5 cm. que se encuentran generalmente en capas gruesas de hasta 1,5 m y los aglomerados de grano grueso con fragmentos mayores de 5cm. En ellos se destaca claramente un agrietamiento casi perpendicular en dos direcciones.

-Arietamiento.(**Cartaya,2003**)

El intenso agrietamiento de las rocas en la zona, fundamentalmente en la secuencia de las tobas, está asociado a las fallas presentes en la zona. Tanto en los aglomerados como en las tobas, juega un papel importante la fractura que coincide con la estratificación. Al analizar los histogramas de distribución porcentual de las características de grietas se aprecia que en los aglomerados predominan las grietas onduladas – rugosas, con ligera alteración, con un espaciamiento promedio entre grietas de 0,2 a 0,6 m, generalmente abiertas, mientras que en las tobas predominan las grietas onduladas – lisas, con ligera alteración y en ocasiones con alteración arcillosa. La afluencia de agua varía de media con lavado de algunas grietas a afluencia importante por grietas limpias.

II.1.5 Trásvase Este-Oeste. Primera etapa: Melones –Sabanilla.

-Ubicación del macizo rocoso.

El Trásvase Melones – Sabanilla se encuentra ubicado en la Sierra de Nipe – Cristal, desde el río Mayarí hasta la Presa Sabanilla y constituye la primera etapa del Trásvase Este-Oeste.

-Litología.

El macizo está constituido por dos grandes complejos bien diferenciados: el complejo clástico – carbonatado y el ultramáfico - serpentizado.

El primero constituido por calizas, margas, conglomerados, brecha basal, etc.; se extiende hacia el norte y oeste del macizo. En las partes más elevadas y en contacto con el complejo ultramáfico, ocupa la parte superior. La base está constituida por conglomerado y brecha, compuesto por clastos de rocas ígneas y sedimentarias con cemento calcáreo.

El complejo de rocas ultramáfico - serpentizado está representado por las serpentinitas brechosas y los gabroides.

Estas rocas debido a los grandes esfuerzos a que se han visto sometidas están muy alteradas y meteorizadas.

Estos continuos eventos tectónicos han provocado un agrietamiento muy intenso en todas direcciones, reconociéndose hasta cinco sistemas e incluso con grietas acompañantes, estas generalmente se encuentran rellenas con carbonatos y serpofitas.

Los trabajos experimentales a escala productiva y de polígono fueron realizados en los tramos: Esperanza-Enmedio, túnel de Toma y Yagrimal -Guaro donde las rocas presentan las siguientes características petrográficas, litológicas y de agrietamiento.

Túnel Yagrimal -Guaro.

Constituye el quinto tramo de túnel a partir de la presa Seboruquito de los siete que existen hasta la presa Sabanilla, debido al relieve topográfico existente en su trazado se hace necesario subdividir al mismo en la intersección con la cañada de Serones y en Ojo de Agua, quedando dividido en tres tramos: tramo "Yagrimal - Ojo de Agua", tramo "Ojo de Agua - Serones" y tramo "Serones -Guaro".

Mediante las calicatas intermedias se realizó la ejecución del túnel por seis frentes de trabajo.

-Litología.

En la zona de estudio, desde el punto de vista geológico-estratigráfico, se definieron dos complejos de rocas bien diferenciados: el complejo carbonatado y el complejo de gabros y basaltos.

El complejo carbonatado está compuesto por las formaciones Charco -Redondo, Sagua de Tánamo, Bitirí y Camazán. En todos predominan las rocas carbonatadas.

El complejo de gabro-basaltos se compone de rocas de granos gruesos (gabros) y de granos finos (basaltos), así como las brechas con clastos de ambos tipos y cemento carbonatado.

El macizo de rocas carbonatadas tiene forma tabular en su primera parte (formación Bitirí) y masiva en la segunda (formación Camazán). Los gabros se presentan en forma maciza, y forman un conjunto de diques paralelos. En general todas las rocas clasifican como agrietadas.

Desde el punto de vista ingeniero-geológico, el macizo se dividió en dos complejos que coinciden con los litológicos. A su vez estos complejos se subdividieron en los cinco tipos siguientes: arcillas , arenas y gravas, calizas, aleurolitas calcáreas, brechas y gabros.

La excavación del túnel se realizó por los dos complejos, casi en su totalidad en condiciones desfavorables, incluso en las rocas clasificadas como buenas. Los gabros se caracterizaron por una elevada abrasividad y un alto grado de fractura.

En las calizas masivas se presentó el carso desarrollado, y las calizas y aleurolitas presentaron una estratificación poco inclinada de los estratos.

El tramo se encuentra altamente tectonizado y está cruzado por 32 fallas de las cuales 29 inciden directamente sobre el trazado del túnel. (**Trincado et al, 2005**).

Los ensayos de las propiedades máxicas y las de resistencias a la compresión y tracción de las de las rocas fueron realizadas en el laboratorio de la Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín (**Trincado et al ,2005**).

-Tectónica.

El macizo ha sido afectado por grandes movimientos tectónicos. Para su estudio se dividió en los siguientes megabloques:

Bloque I .Compuesto por serpentinitas, brechas serpentínicas con tabloides de gabros de contenido variable. En el se incluyen el túnel de Toma y parte del de Seboruquito - Esperanza.

Bloque II. Compuesto por serpentinitas con tabloides de gabro encajados, con dirección SE – SO. En el se incluyen el túnel de Desvío y Levisa - Melones.

Bloque III. Lo conforman gabros con casquetes de calizas, discordantemente emplazadas sobre éstos. En el se incluyen parte del tramo Yagrumal - Guaro y Guaro - Manacal.

Bloque IV. Secuencia de carbonatado - terrígeno terminando en el conglomerado basal y en ocasiones en la brecha serpentínica. En el se incluyen el mayor volumen de túneles, son ellos: parte del túnel Seboruquito - Esperanza, Esperanza - Enmedio, Enmedio - Guayabo y Guayabo - Pontezuelo. (**Colectivo, 1991 y Colectivo, 1992**).

-Agrietamiento.

Para el estudio del agrietamiento se utilizó la información recopilada por otros autores **Noa (2003)** ,**Cartaya (2001)** , y además de las mediciones complementarias realizadas por el autor de esta tesis en los frentes de excavación Ojo de Agua –Serones, Serones-Ojo de Agua, Ojo de Agua –Yagrumal y Serones –Guaro que precisaron y ampliaron dicha información.

En los frentes Ojo de Agua –Serones y Serones-Ojo de Agua se realizaron 42 mediciones de los elementos de yacencia de las grietas, con ellos se construyeron los diagramas de los planos principales, las rosas de agrietamiento y los histogramas de los parámetros principales de las grietas. (Figuras 3, 4, 5,6, 7 y 8).

La representación gráfica de los resultados de las investigaciones del agrietamiento en las minas y trasvases restantes aparece en los ANEXOS 2.1-2.4...

En el tramo se presentan 4 sistemas de grietas con las orientaciones siguientes:

(ángulo de buzamiento/azimut del buzamiento): 69/221;58/240;63/076 y 59/163.

-Características de las grietas.

Mayormente son grietas onduladas rugosas y planas lisas con paredes sanas y con relleno carbonatado y serpentinitico que presentan una abertura de 5mm y espaciamiento de 0,25m.

Túnel Esperanza-En medio.

La excavación del túnel se realiza por el complejo de ultramafitas serpentinizadas, cuyas rocas fundamentales son: serpentinitas, brechas de serpentinitas y gabro – basalto, estas ultimas en forma de diques y de bloques.

El tramo se encuentra altamente tectonizado y esta cruzado por once fallas, nueve de ellas inciden de forma directa sobre el trazado del túnel. Asociados a estas fallas aparecen los diques de gabro.

Mayormente son grietas planas lisas y onduladas lisas con una abertura entre 0-6 mm y predominio del espaciamiento en el rango 0,22-0,25 m con relleno predominantemente carbonatado aunque aparece pero con menos frecuencia también el arcilloso y paredes sanas o ligeramente alteradas.

II.1.6 Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul

-Ubicación del macizo rocoso

La zona objeto de estudio se encuentra situada a unos 15.5 km, al Norte de San Antonio del Sur y a 3 km. aproximadamente, al Sur del poblado de Puriales de Caujerí.

-Litología. (Leyva ,2005).

En el trazado de los túneles se presentan las seis capas ingeniero- geológicas siguientes: eluvio-deluvio de esquisto, esquisto meteorizado, brecha de esquisto, esquisto fresco poco meteorizado, caliza arcillosa y argilita carbonatada.

-Descripción de las capas.

Capa 1. Compuesta por eluvio de esquisto clorítico, de color pardo amarillento.

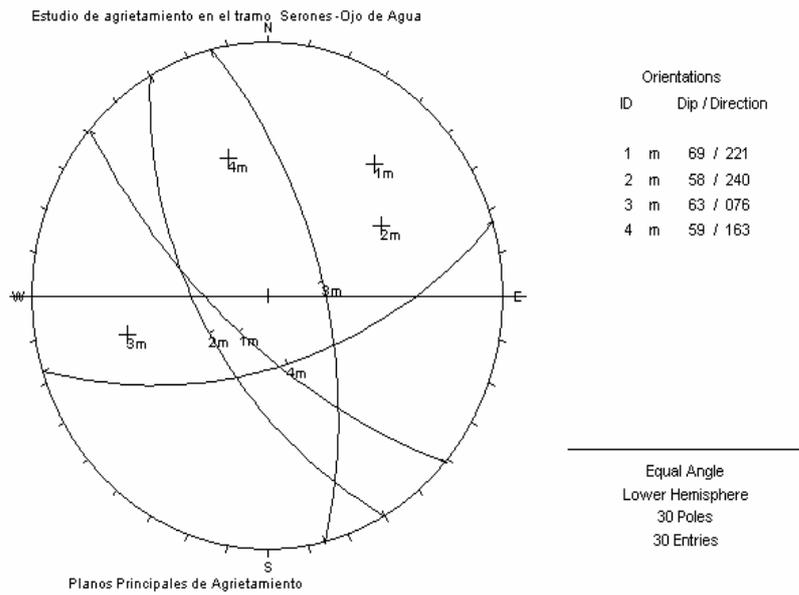


Figura 3 Principales planos de agrietamiento en el tramo Serones-Ojo de Agua.

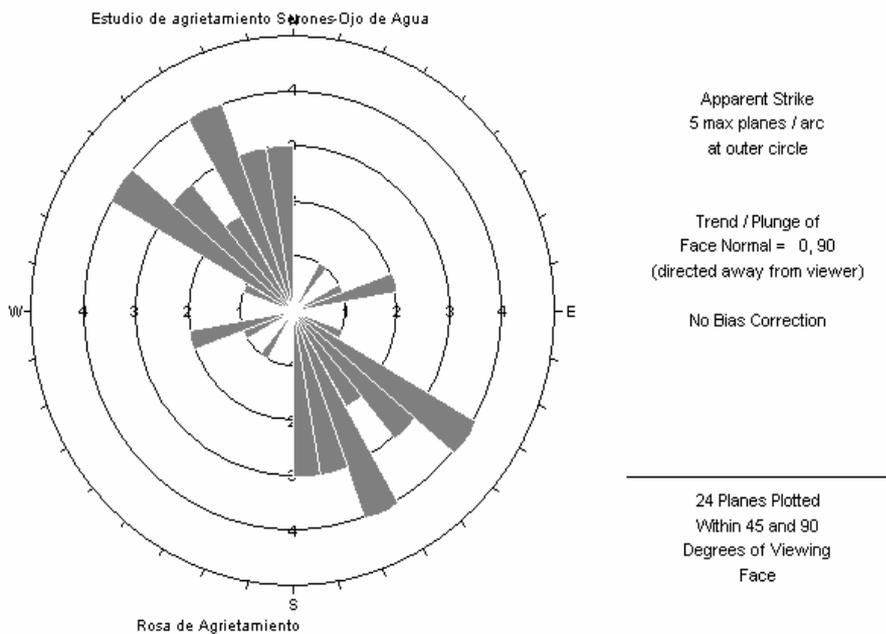


Figura 4 Rosa de agrietamiento de las rocas en el tramo Ojo de Agua-Serones.

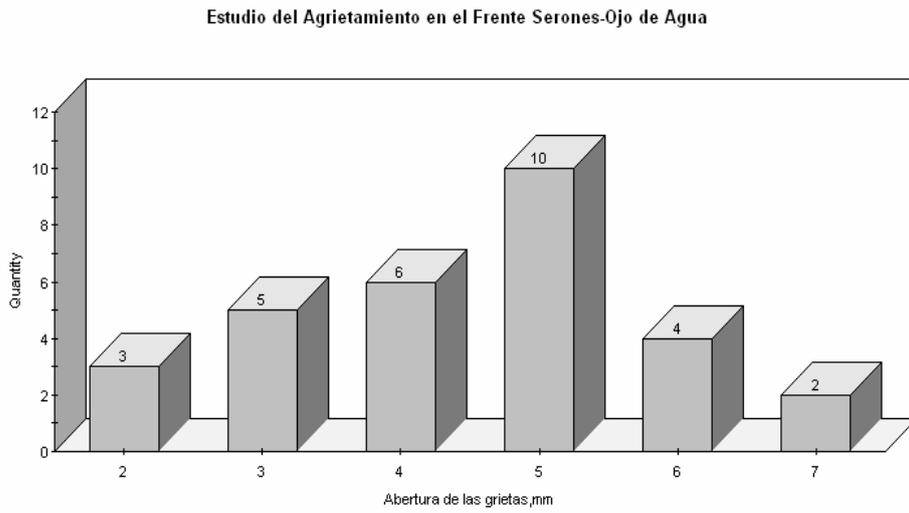


Figura 5 Distribución porcentual de las grietas según su abertura en el tramo Agua de Agua-Serones.

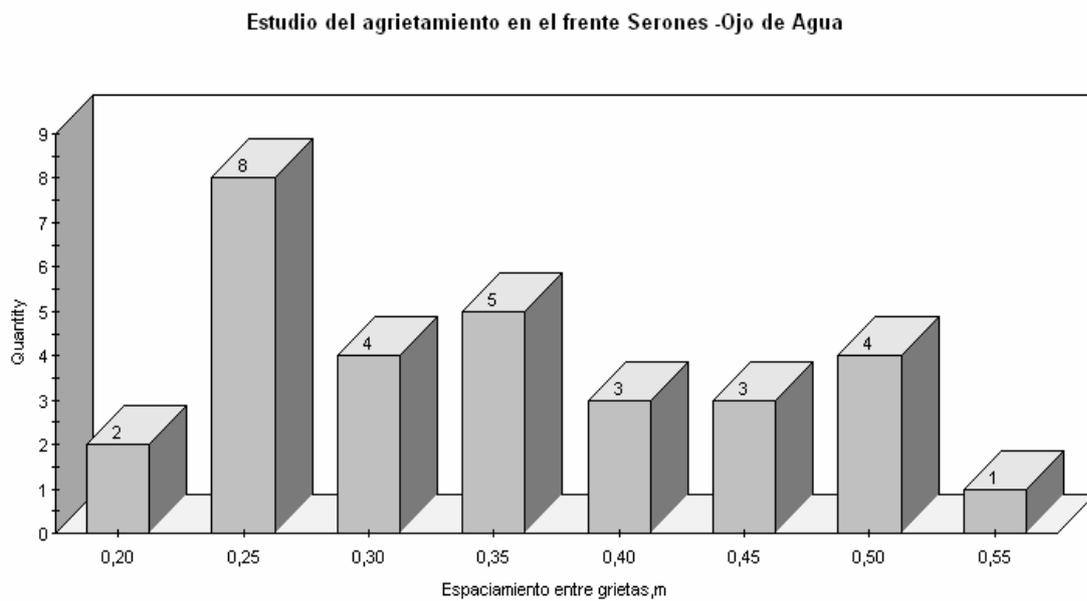


Figura 6 Comportamiento del espaciamento entre grietas Tramo Ojo de Agua- Serones.

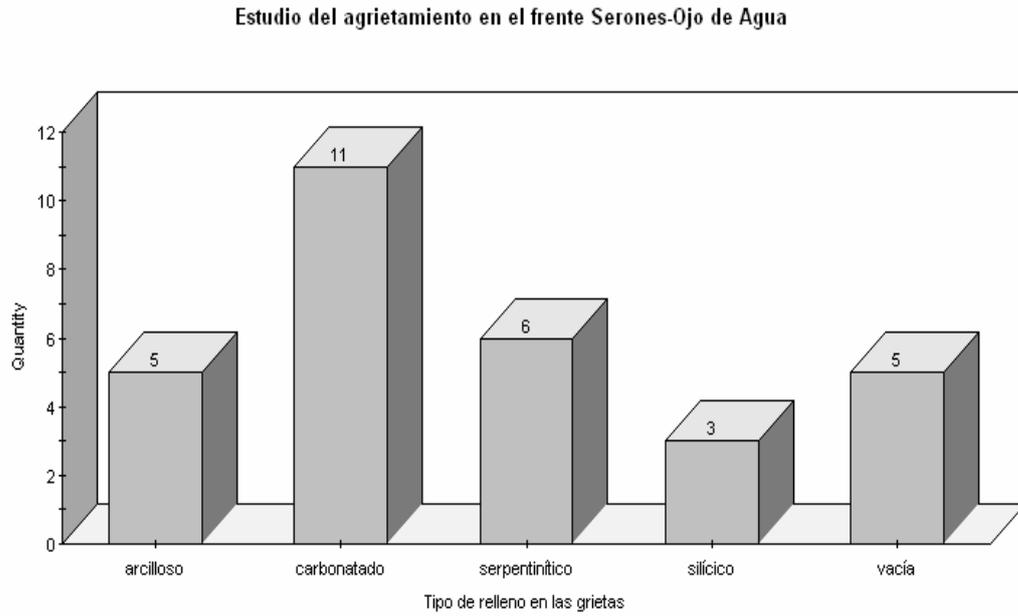


Figura 7 .Distribución estadística del tipo de relleno de las grietas en el tramo Ojo de Agua-Serones.

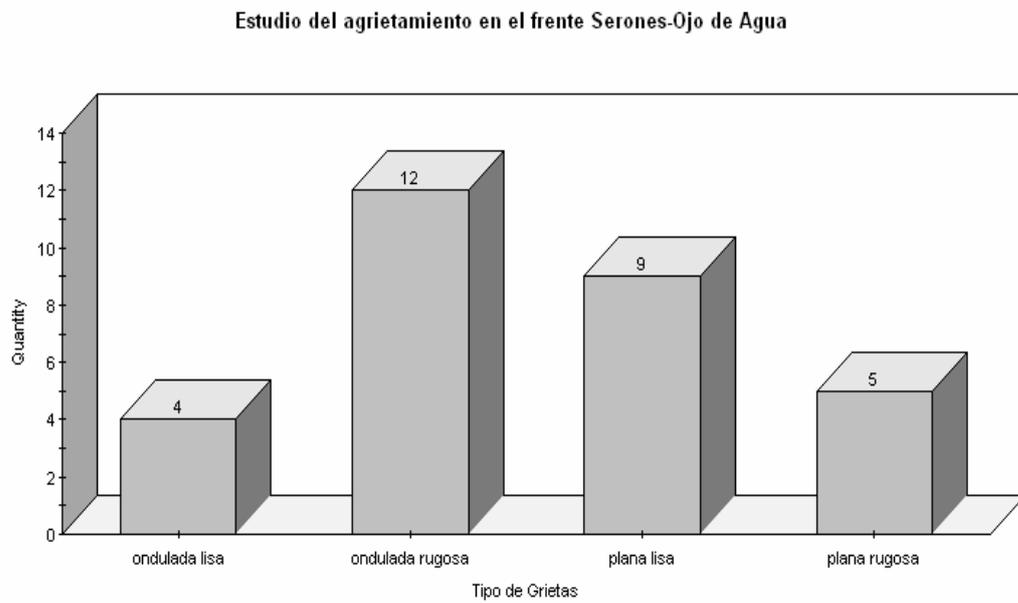


Figura 8 Distribución estadística del tipo de grietas en el tramo Ojo de Agua-Serones.

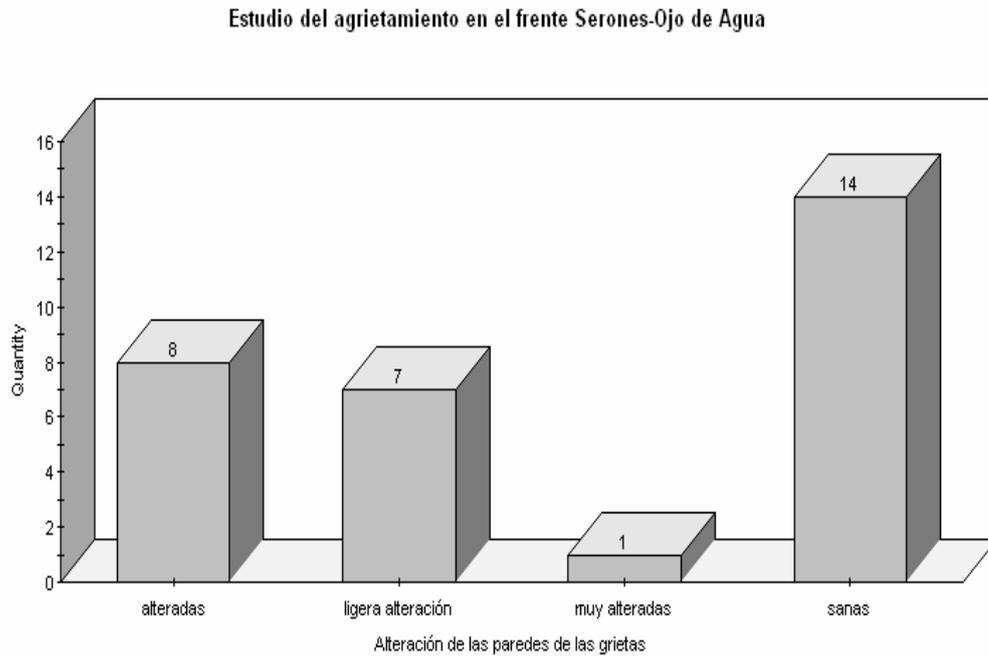


Figura 9 Comportamiento estadístico de la alteración de las paredes de las grietas en el tramo Ojo de Agua- Serones.

Capa 2. Representada por esquistos cloríticos algo meteorizados y agrietados, de color pardo-amarillento, con tonalidades grisáceas y verdosas.

Capa 3.- Constituida por la variedad fresca del esquisto clorítico, de color verde a verde grisáceo, posee planos de esquistosidad o exfoliación muy visibles.

Capa 4.- Esta capa está constituida por brechas de esquisto.

Capa 5 Esta está compuesta por caliza arcillosa estratificada compacta, de colores blanco a blanco grisáceo.

Capa 6 Está representada por argilita carbonatada estratificada, de color gris oscuro.

-Arietamiento. (Sargentón ,2005).

El agrietamiento afecta moderadamente a toda la litología presente en el tramo investigado, siendo más intenso en las capas 3, 4 y 8.

La capa 4 de esquisto fresco presenta tres planos de agrietamiento con los siguientes elementos de yacencia: $9^{\circ}/113^{\circ}$; $79^{\circ}/103^{\circ}$ y $9^{\circ}/196^{\circ}$.

Son mayoritariamente grietas planas lisas y onduladas lisas con paredes sanas y a veces alteradas con relleno cuarcífero o cerradas, con rango predominante de abertura 3-5mm y de espaciamiento 0,25-0,35m y 0,15-0,25m.

Las calizas de la capa 8 presentan grietas abiertas y selladas, generalmente abruptas. El sello de las mismas es de composición carbonatado-terígeno (argilítico). Los sistemas de grietas presentes en esta litología tienen los siguientes elementos de yacencia: $90^{\circ}/130-145^{\circ}$; $90^{\circ}/90-110^{\circ}$ y $90^{\circ}/70-75^{\circ}$.

II.2 .Condiciones ingeniero-tecnológicas de laboreo de las excavaciones subterráneas.

Además de las condiciones ingeniero-geológicas fueron valorados los factores tecnológicos siguientes : el destino o utilización de las excavaciones , sus características técnicas (dimensiones , área de la sección transversal : útil , de proyecto y de excavación, longitud (extensión) , formas de la sección transversal , profundidad de ubicación , carácter del frente (homogéneo, heterogéneo, por estéril , por mineral (por la mena) , velocidad de excavación , orientación de los ejes longitudinales respecto a las fallas y sistemas de grietas , plazo de servicio.

-Características de las excavaciones investigadas.

Los tipos de excavaciones, su denominación así como las dimensiones principales de proyecto, útiles y de laboreo, sus formas y parámetros geométricos así como sus principales parámetros minero-tecnológicos se resumen en las tablas 1, 2,3 y 4 del ANEXO 3.

II.2.1 Comportamiento de los principales indicadores de efectividad de los trabajos de perforación y voladura.

El objetivo de este acápite de la tesis es realizar una valoración de los indicadores principales de los trabajos de perforación y voladura de las voladuras base (de producción) para comparar los mismos con los resultados de las voladuras experimentales.

En estas investigaciones, se tomaron como indicadores fundamentales para valorar la tecnología de arranque por voladura los siguientes: avance del frente en un ciclo de excavación, aprovechamiento de los barrenos, sub o sobre excavación, rugosidad del contorneado, velocidad mensual de avance, productividad del trabajo, consumo de sustancia explosiva y de medios de explosión y el metraje de perforación.

Se comparó el comportamiento de los indicadores de efectividad de los trabajos de perforación y voladura tanto en las voladuras de producción (base) en cada una de las minas y trasvases como los de las voladuras experimentales con el objetivo de validar los criterios que se defienden.

En las minas y trasvases se valoró el comportamiento de estos indicadores en las investigaciones siguientes: **Sargentón, Martínez y Soffi (1985); Sargentón y Batista (1988); Sargentón y López (1988); Sargentón y Jiménez (1989); Sargentón, Tesfaye y Alemahu (1990); Cruz (1990) y Hernández (1990);**

Sargentón y Cabrera (1991); Sargentón et al (1987,1994); Sargentón (1994); Sargentón y Quiroga (1994).

El comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción en el tramo Ojo de Agua-Serones se aprecia en la tabla 5, en ese propio anexo se muestra también el comportamiento de estos mismos indicadores en las restantes minas y trasvases (tablas 1,2,3 y 4). A partir de los datos contenidos en dichas tablas se elaboraron los diagramas de distribución estadística que se muestran en las figuras 1,2,3,4,5,6 y 7 del anexo 6.3.

Además en la tabla 6 del anexo 5 se resume el comportamiento los principales indicadores técnico-económicos del laboreo de las excavaciones en las que se realizaron las investigaciones...

El comportamiento de las velocidades mensuales de avance se muestra en las figuras 1, 2, 3, 4,5 y 6 del ANEXO 7.

II.3 Resumen del contenido del Capítulo II.

- El análisis de las condiciones ingeniero-geológicas y minero-tecnológicas de laboreo de las excavaciones comprende dos regiones mineras: la región cromífera

Moa-Baracoa situada al noreste de la región oriental en rocas del complejo ofiolítico y la región cuprífera El Cobre donde prevalecen rocas vulcanógeno-sedimentarias, ello significa cierta diversidad litológica y de las propiedades físico-mecánicas de las rocas.

- En ambas regiones las condiciones minero-tecnológicas de laboreo presentan similitud.

De igual modo ocurre en el caso de los Trasmases. Los túneles del trasvase Caney –Gilbert se laborearon por rocas vulcanógeno-sedimentarias de la formación El Cobre al suroeste de la provincia y el trasvase Este-Oeste por rocas del complejo ofiolítico y rocas sedimentarias con un gran contraste de propiedades. Sin embargo los túneles del trasvase Sabanalamar –Pozo Azul se laborean por rocas sedimentarias y metamórficas, con la particularidad que presentan los esquistos cloríticos respecto a la tecnología de fragmentación y voladura, al mismo tiempo se aprecia similitud en las condiciones minero-tecnológicas de laboreo de estos túneles.

Es obligado el análisis de la influencia del agrietamiento sobre la tecnología de laboreo de las excavaciones y en particular sobre la de fragmentación de las rocas, factor que debe de considerarse en la modelación del campo tenso- deformacional.

CAPÍTULO III

CAPÍTULO III ESTADO TENSO-DEFORMACIONAL DE LAS ROCAS ALREDEDOR DE LA CÁMARA DE CARGA INMEDIATAMENTE DESPUÉS DE LA EXPLOSIÓN

Introducción.

El análisis del campo tenso – deformacional de las rocas alrededor de la cámara de carga inmediatamente después de la voladura considera tanto la valoración en estrecha interrelación de los campos tensional y deformacional como el análisis de los mecanismos de rotura por voladura de las rocas de los diferentes grupos que integran el conjunto de barrenos para el laboreo de excavaciones subterráneas.

El objetivo de este capítulo es la modelación teórica del proceso de fragmentación de las rocas por voladura en la excavación de obras subterráneas y mediante voladuras experimentales realizar las correcciones pertinentes, descubrir las regularidades que rigen el mecanismo de rotura de las rocas en los diferentes grupos que integran el conjunto de barrenos y establecer las ecuaciones teóricas, empíricas o semiempíricas para el diseño y la ejecución de las mismas.

Para la investigación del campo tenso-deformacional se utilizaron métodos teóricos y experimentales.

III.1 Investigación teórica.

El primer paso en la investigación teórica de los campos tensional y deformacional es la elección del modelo de comportamiento del macizo rocoso.

En la investigación se estudian macizos de rocas resistentes y semiresistentes con modelos de comportamiento frágil o pseudo-frágil.

Los macizos con comportamiento plástico no son objeto de estudio en estas investigaciones.

El estudio del mecanismo de rotura de las rocas no es posible sin la modelación de este campo tenso – deformacional, con comportamiento ondulatorio que tiene un carácter dinámico principalmente en la cercanía a la cámara de carga.

Este campo que no es uniforme, ni espacialmente, ni en el tiempo, cerca de la cámara de carga es una onda de choque, que se transforma en una onda elástico-plástica con un frente relativamente más suave que la primera y luego pasa a una onda elástica.

De todo lo antes expuesto se desprende la necesidad de determinar la presión dentro de la cámara de carga y la presión refractada a la roca.

La determinación de la onda refractada se realiza a partir del principio de refracción de ondas y depende del acople de la impedancia de la sustancia explosiva con la rigidez acústica de la roca.

En la investigación realizada se efectúa la valoración del estado tenso-deformacional alrededor de la cámara de carga de los diferentes tipos de barrenos presentes en el frente de avance de las excavaciones subterráneas, es decir los barrenos de cuele o corte en los que se utilizan cargas compactas al igual que en los barrenos ayudantes de cuele, de arranque y de piso.

En los barrenos de contorno se realiza la determinación del estado tenso-deformacional considerando la utilización de cargas desacopladas con espacio radial de aire.

En los barrenos de cuele en cuña para el análisis del estado tenso –deformacional se parte de la condición de que se explosionan al unísono, lo que presupone la cooperación de las cargas de los barrenos de cuele situados en una misma fila, esta misma condición se establece en los barrenos de contorno, que se explosionan al mismo tiempo.

III.2 Descripción del modelo matemático.

La descripción cualitativo- cuantitativa del modelo matemático se ha realizado a partir de la descripción de los campos tensional y deformacional

III.2.1 Descripción del campo tensional.

III.2.1.1 Parámetros de la onda de choque en cargas aisladas compactas.

El análisis del campo tensional a partir de los modelos de comportamiento de los macizos señalados comprende inicialmente la determinación de los parámetros de la onda de choque en el límite carga – roca que se determinan de la condición de refracción de las ondas de detonación a la roca a través de una pared plana, es decir de la condición de correspondencia dinámica en los frentes de las ondas reflejadas y refractadas y considerando la adiabática de las rocas propuesta por **Gogoliev (1965)**

mediante las expresiones (59),(60),(61),(62) y (63) ya analizadas y valoradas en el capítulo I.

Los restantes parámetros de la onda refractada densidad, velocidad de las partículas y velocidad del frente se calculan por las expresiones:

$$\rho_f = \rho_o \left[1 + \frac{AP_r}{\rho_o V_{LD}^2} \right]^{1/m}, \quad (78)$$

$$v_f^2 = P_r \left(\frac{1}{\rho_o} - \frac{1}{\rho_f} \right) \quad (79)$$

$$N_f = \frac{P_f}{\rho_o v_f} = \frac{P_r}{\rho_o} \left(\frac{1}{1 - \frac{\rho_o}{\rho_f}} \right), \quad (80)$$

III.2.1.2 Parámetros de la onda de tensiones

Para la modelación físico – matemática de los campos de tensión y de deformación se valoró el modelo de **Shemiakin (1963,2006)** propuesto para la rotura de rocas con fricción interna y que permite el cálculo de las componentes radiales y tangenciales del tensor de tensiones:

$$\sigma_r = \frac{\sigma_o}{\bar{r}^{n_1}}, \quad \sigma_\theta = \alpha \sigma_r, \quad \alpha = \frac{\mu}{(1 - \mu)} \quad (81)$$

Donde σ_r, σ_θ - son las componentes radiales y tangenciales del tensor de tensiones.

σ_o - presión inicial en la cámara de carga.

n_1 - coeficiente de extinción

\bar{r} - distancia relativa.

$$\bar{r} = \frac{r}{R_{ce}} \quad (82)$$

$$R_{ce} = R_c \left(\frac{\rho_{SE} Q_{SE}}{\rho_{TEN} Q_{TEN}} \right)^{1/2} \quad (83)$$

donde : Q_{SE} - Calor de explosión del explosivo utilizado; KJ/kg

Q_{TEN} - Calor de explosión del TEN, KJ/kg

ρ_{TEN} - densidad del TEN, kg/m³

R_c - radio de carga utilizado, m

r - distancia desde el punto analizado al centro de la carga, m

Shemiakin asigna los siguientes valores a n_1 :

$n_1 = 1,5$ para la zona de trituración

$n_1 = 1 - \frac{\alpha}{2}$ para la zona de agrietamiento.

Este modelo tiene como limitación que solo considera el coeficiente de Poisson como factor determinante en el cálculo de la componente tangencial del tensor de tensiones y del índice de extinción de las tensiones, **Borovikov y Vaniagin (1970,1976, 1995)** plantean una propuesta que excluye esta limitación.

En su modelo perfeccionado plantea tres expresiones diferentes para el cálculo de la componente radial del tensor de tensiones (69), (70) y (71).

Las componentes tangenciales de la onda de tensiones fueron determinadas por la expresión (76) y las constantes C_1 y C_2 por la expresión (77).

Los esfuerzos al cortante se determinan por la expresión

$$\sigma_{cort\max} = \frac{\sigma_{r\max} - \sigma_{y\max}}{2} \quad (84)$$

La determinación de cada uno de los componentes del tensor de tensiones, es decir $\sigma_{r\max}$, $\sigma_{\tau\max}$ y $\sigma_{cort\max}$ permite el análisis y la evaluación del campo tensional y a su vez condiciona conjuntamente con la acción de burbuja de los gases de la explosión el campo deformacional de las rocas alrededor de la cámara de carga.

El modelo de **Borovikov** se adecua más a las condiciones de los macizos rocosos de la región donde se realizaron las investigaciones.

III.2.1.3 Parámetros de la onda de choque por la acción de cargas aisladas desacopladas con espacio radial de aire.

La presión en el frente de la onda aérea de una carga desacoplada alargada se determina por la dependencia experimental (**Borovikov y Vaniaguin,1974, 1975**)

$$\Delta P_{\max} = \left(1 - \frac{0,812}{\bar{R}}\right) \left(\frac{6588}{\bar{R}^2} + \frac{326}{\bar{R}^{3/4}}\right) \quad (85)$$

La cual se cumple para $\bar{R} \geq 1,8$

Donde: \bar{R} - es la distancia relativa del centro de la carga a la pared del barreno

$$\bar{R} = \frac{R_b}{R_c} \quad ; \quad (86)$$

Expresando la distancia en número de radios de carga

R_b - radio del barreno

R_c - radio de la carga

La expresión empírica (85) se obtiene por la vía experimental con carga de trotil .Por ello cuando se utilizan otros explosivos hay que afectar la expresión por un coeficiente de recálculo:

$$\Delta P_{\max} = k_{\text{recal}} \left(1 - \frac{0,812}{\bar{R}_e} \right) \left(\frac{6588}{\bar{R}_e^2} + \frac{326}{\bar{R}_e^{3/4}} \right) \cdot 1,01 \cdot 10^5 \quad ; \quad (87)$$

$$k_{\text{recal}} = \frac{\rho_e V_d^2}{\rho_T V_{dT}^2} ; \quad (88)$$

Donde : ρ_e - densidad del explosivo utilizado , kg/m³

V_d - Velocidad de detonación del explosivo utilizado, m/s

ρ_T - densidad del trotil fundido, kg/m³

V_{dT} - Velocidad de detonación del trotil fundido, m/s

$$\bar{R}_e = \frac{R_b}{R_{ce}} \quad ; \quad (89)$$

$$R_{ce} = R_c \left(\frac{\rho_e Q_e}{\rho_T Q_T} \right)^{1/2} \quad ; \quad (90)$$

donde : Q_e - Calor de explosión del explosivo utilizado; KJ/kg

Q_T - Calor de explosión del trotil, KJ/kg

R_c - radio de carga utilizado, m

La presión máxima en la onda reflejada se determina de la condición de reflexión de la onda aérea sobre un obstáculo rígido, es decir por la conocida ecuación de **Ismailov (Gurin et al,1983)**:

$$P_f = \Delta P_{\text{ref}} = 2\Delta + \frac{\frac{\chi+1}{\chi-1} \Delta P_{\max}^2}{\Delta P_{\max} + \frac{2\chi}{\chi-1} P_o} ; \quad (91)$$

Donde : $\chi = 1,41$ – es el índice de la adiabática del aire , en el gas diatómico más representativo;

P_o - es la presión atmosférica (1,01.10⁵ Pa.)

La expresión anterior fue obtenida al investigar la presión que ejerce la onda área cuando se desplaza por excavaciones mineras subterráneas e impacta obstáculos planos.

Las expresiones planteadas por **Ismailov** para la onda refractada se fundamentan en la suposición de que la pared del barreno (cámara de carga) es rígida, es decir no se deforma, cuestión que no concuerda con la experiencia práctica.

Además no considera las características del medio rocoso en la refracción de la onda y los valores que se obtienen de la presión refractada al modelar distintas litologías difieren muy poco unos de otros.

Por ello se modeló utilizando las expresiones de cálculo propuestas inicialmente por **Azarcovich et al (1984)** y **Azarkovich (1996,1997)** y perfeccionadas posteriormente por **Matveichuk y Chursalov (2002)**.

La presión en el frente de la onda de detonación según la teoría hidrodinámica:

$$P_{onda\ det} = \left(\frac{V_d^2 \rho_{SE}}{n+1} \right), Pa \quad (92)$$

La presión promedio de los productos de la detonación:

$$P_{prod\ det} = \frac{P_{onda\ det}}{2}, Pa \quad (93)$$

Conocidas las magnitudes de estas presiones, la presión en la cámara de carga:

$$P_{camacarga} = \left(\frac{d_c^2}{d_b^2} \right)^\gamma P_{prod\ det}, Pa \quad (94)$$

donde: γ – es el índice de la adiabática (isentrópica) de los gases de la explosión.

Shuifer y Azarcovich (1982,1997) asignan valores al índice de la isentrópica en función de la presión de los productos de la explosión, cuando dicha presión es mayor de 200 MPa recomiendan un valor de este índice igual a 3, cuando es menor entonces el valor de dicho índice será igual a 1,25. Estos autores utilizan en su investigación de la voladura de contorno con taladros un valor del índice de la isentrópica igual a 1,5.

Y la presión refractada a la roca a partir de la presión en la cámara de carga:

$$P_{refract} = P_{camacarga} k_{ref}, Pa \quad (95)$$

donde : k_{ref} - coeficiente de refracción de la onda de presión de los productos de la explosión desde la cámara de carga a la roca.

$$k_{ref} = \frac{2 C_{LD} \rho_{roca}}{(C_{LD} \rho_{roca} + V_{pd} \rho_{pd})} \quad (96)$$

Los restantes parámetros de la onda refractada, se determinan por las expresiones (78),(79) y (80) anteriormente señaladas, a partir de las cuales se obtienen los valores de las magnitudes P_f , V_r y ρ_r .

III.2.1.4 Parámetros de la onda de tensiones con cargas desacopladas.

Para el cálculo de la onda de tensiones con cargas con espacio anular de aire se utilizan las siguientes expresiones:

Las componentes radiales de la onda de tensiones se determinan por la expresión:

$$\sigma_{r\max} = P_f \left(\frac{\bar{R} \cdot}{\bar{r}} \right)^{1,1} \quad (97)$$

$$\bar{R} \cdot = \frac{R_b}{R_{ce}} \quad (98)$$

$$R_{ce} = R_c \left(\frac{\rho_e Q_e}{\rho_T Q_T} \right)^{1/2} \quad (99)$$

$$\bar{r} = \frac{r}{R_{ce}} \quad (100)$$

Las componentes tangenciales se calculan por las expresiones (76) y (77).

Los esfuerzos al cortante se determinan por la expresión (84).

III.3 Descripción del campo deformacional.

A consecuencia de la acción del campo tensional y del efecto de burbuja de los gases se producen deformaciones en el macizo de rocas que rodea a la carga tanto en la zona cercana, como en la media y la lejana.

En esta investigación solo son objeto de estudio las deformaciones destructivas, es decir aquellas que están relacionadas directamente con la fragmentación de las rocas, las deformaciones que solo producen deformaciones elásticas o plásticas no destructivas no se analizan en esta investigación.

La modelación de las deformaciones destructivas se realiza a partir de los valores obtenidos del campo tensional.

II.3.1 Condiciones de fragmentación para cargas aisladas.

En la zona cercana a la cámara de carga, en el caso de cargas compactas aisladas, debido a las elevadas presiones refractadas a la roca se produce la trituración o el aplastamiento y la trituración en dependencia del modelo de comportamiento del macizo rocoso.

En macizos con modelos de comportamiento elástico-rígido o frágil prevalece la trituración de las rocas, en modelos elástico-plásticos tanto la trituración como el aplastamiento. Esta zona surge a consecuencia de los esfuerzos al cortante (figura 10) Y se determina a partir del siguiente criterio:

III.3.1.1 Criterio de trituración:

$$\sigma_{cirt\max} = \frac{\sigma_{r\max} - \sigma_{t\max}}{2} \geq [\sigma_{cort}^d] \quad (101)$$

donde : $[\sigma_{cort}^d]$ - es el límite de resistencia dinámico al cortante ,MPa

El $[\sigma_{cort}^d]$ se obtiene de forma indirecta por cálculo o a partir de ensayos en laboratorios especializados, además existen diferentes fórmulas de correlación a partir de los límites de resistencia a la compresión y tracción estáticos, como las siguientes (Nurmujamedov, 1973):

$$[\sigma_{cort}^e] = \sqrt{\frac{[\sigma_{comp}^e][\sigma_{trac}^e]}{3}} \quad (102)$$

$$[\sigma_{cort}^d] \approx 7\sigma_{cort}^e \quad (103)$$

En la zona media se extiende la zona de agrietamiento cuyo límite se puede determinar a partir del criterio o condición de resistencia siguiente:

III.3.1.2 Criterio Agrietamiento para una carga aislada.

$$\sigma_{r\max} \geq [\sigma_{tracción}^d] \quad (104)$$

A partir de esta condición se determina el radio de agrietamiento.

El campo deformacional destructivo para la onda directa se extiende hasta el límite de esta zona pero cuando la onda directa encuentra una superficie libre tiene lugar la refracción – reflexión de la misma, la onda directa de compresión se transforma en onda reflejada de tracción y se pueden producir fenómenos de descostramiento.

Este criterio es posible enunciarlo de la forma siguiente:

III.3.1.3 Criterio de descostramiento.

$$\sigma_{r\max} \geq [\sigma_{tracción}^d] \quad (105)$$

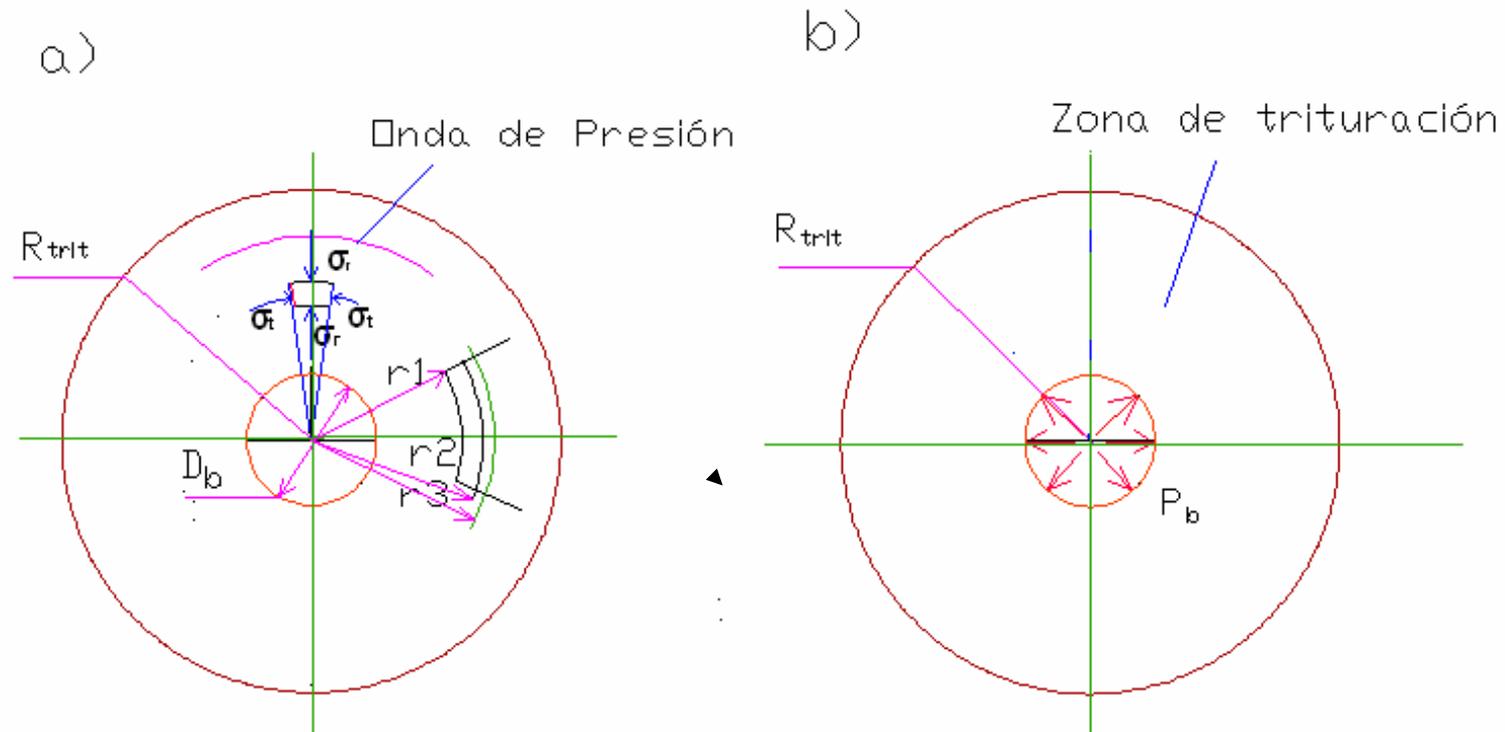


Figura 10. Esfuerzos al cortante en la zona cercana a la cámara de carga que determinan la zona de trituración.

En la investigación realizada se efectúa la valoración del estado tenso-deformacional en los diferentes grupos del conjunto de barrenos presentes en el frente de avance de las excavaciones subterráneas, es decir los barrenos de cuele o corte en los que se utilizan cargas compactas al igual que en los barrenos ayudantes de cuele , de arranque y de piso.

En los barrenos de contorno se realiza la determinación del estado tenso-deformacional considerando la utilización de cargas con espacio radial de aire.

En los barrenos de cuele en cuña para el análisis del estado tenso –deformacional se parte de la condición de que se explotan al unísono, lo que presupone la cooperación de las cargas de los barrenos de cuele situados en una misma fila , esta misma condición se establece en los barrenos de contorno , que se explotan al mismo tiempo.

El estado deformacional se calcula a partir de los siguientes criterios de fragmentación.

III.4 Criterios de fragmentación para las cargas que se explotan al unísono

De los barrenos de cuele con barrenos de compensación

III.4.1. Criterio de trituración:

$$\frac{\sigma_{r\max} - \sigma_{\tau\max}}{2} \geq [\sigma_{cort}^d] \quad (106)$$

Este criterio permite determinar el radio de trituración R_{trit} de la carga compacta en el barreno de cuele cargado y con él la distancia entre el centro de este propio barreno y el centro del taladro de compensación , como se explica más adelante en este propio capítulo.

III.4.2 Criterio Agrietamiento

$$\sigma_{\tau\max} \geq \frac{[\sigma_{tracción}^d]}{2} \quad (107)$$

A partir de este criterio se determina el radio de agrietamiento para el diseño de los cueles en cuña y la distancia entre los barrenos de contorno.

Se considera la acción cooperadas de las cargas que se explotan al unísono, razón por la cual la tensión tangencial en la distancia media entre las cargas es igual a la suma de las magnitudes de estas tensiones.

III.4.3 Criterio de Descostramiento.

$$\sigma_{r \max} \geq [\sigma_{\text{tracción}}^d] \quad (108)$$

Este criterio se plantea a partir de la acción de la onda reflejada en la superficie libre, en la que la onda directa de compresión se transforma en onda reflejada de tracción. En este caso el radio de descostramiento representa el radio de la carga virtual (figura 11).

$$\text{El cual sería igual a : } R_{\text{des cost}} + R_{\text{agrietam}} = 2W \quad (109)$$

$$\text{Por lo que } W = \frac{R_{\text{des cost}} + R_{\text{agriet}}}{2} \quad (110)$$

$$\text{Además: } R_{\text{agrietam}} + b = W \quad (111)$$

$$\text{Por lo que: } b = W - R_{\text{agrietam}} \quad (112)$$

A partir de estos criterios de resistencia se elaboran los criterios para la proyección de los trabajos de perforación y voladura en la excavación de obras subterráneas. En los cálculos se emplean las características de resistencia dinámica de las rocas, es decir, $[\sigma_{\text{tracción}}^d]$ y $[\sigma_{\text{cort}}^d]$.

Estas características pueden ser determinadas mediante ensayos de laboratorio o determinadas por cálculo a partir de las de las ecuaciones propuestas por **Ionov (1975)**, citado por (**Vorobikov y Vaniaguin, 1985, 1995**):

$$[\sigma_{\text{tracción}}^d] = K_{\text{tracción}}^d [\sigma_{\text{tracción}}^e] \quad (113)$$

$$K_{\text{tracción}}^d = 4,81 - 0,97 \cdot 10^{-11} \rho_o V_{LD}^2 \quad (114)$$

Fueron modeladas las litologías presentes en los tramos investigados de los Trasvases: Este-Oeste, Caney –Gilbert y en el Proyecto del Trasvase Sabanalamar – Pozo Azul y en las minas Mercedita y Amores y El Cobre.

Para la determinación de la presión de las ondas de choque tanto con cargas compactas como desacopladas con espacio anular de aire, así como de los restantes parámetros de esta onda en las litologías señaladas, fueron elaborados los programas informáticos OnchoCompacta y OnchoDesacoplada en Excel sobre Windows XP Professional (**Sargentón, 2007b**).

Los parámetros principales de la onda de choque refractada en las litologías presentes en los macizos rocosos de las minas y trasvases en investigación utilizando cargas compactas se muestran en la tabla 5.

Tabla 5 Parámetros de la onda de choque ,en una carga compacta ,refractada en las diferentes litologías en investigación.								
Litologías	Obra,Mina	Tramo,excavación	Parámetros de la onda refractada a la roca					
			Pb, MPa.	Pr, MPa.	Kref	$\rho_r, \text{kg/m}^3$	Vroca,m/s	Vfrente,m/s
Cromita	Mercedita	Galería de corte	5577	8819	1,58	4084	1523	5781
Serpentinita.	Mercedita	Socavón M-1	6491	8819	1,58	2984	1806	1815
Peridotita.	Mercedita	Socavón M-1	6101	8176	1,34	2871	1801	5149
Dunita	Mercedita	Galería nivel principal	6101	8226	1,39	2966	1762	5395
Gabro	Mercedita	Galería nivel principal	5757	8306	1,44	3178	1701	5468
Dunitas	Amores	Socavón A-1	6757	8328	1,23	2900	1853	4581
Harzburgita	Amores	Socavón A-1	6596	8357	1,27	3161	1773	4451
Serpentinita	Amores	Socavón A-1	5945	8292	1,39	3224	1703	5063
Cromita	Amores	Socavón A-1	5558	8916	1,60	4222	1502	5918
Porfiritas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5840	8206	1,41	4337	1790	2797
Tobas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5826	8225	1,41	4381	1779	2790
Areniscas tobáceas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5754	8464	1,44	4362	1755	2834
Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	3852	5820	1,51	3177	1414	4874
Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	4080	5635	1,38	3284	1409	3830
Gabro	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5903	8274	1,40	3129	1722	5229
Basalto	Trasvase Este-Oeste	Manacal-Castellanos	5894	8288	1,41	3173	1711	5206
Caliza masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5636	8432	1,50	2928	1764	6470
Caliza blanco crema masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5695	8327	1,46	2951	1756	6020
Serpentinita pardo-verdosa	Trasvase Este-Oeste	Guaro-Manacal	6300	8334	1,32	3334	1707	4528
Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	Castellanos –Monacal	6613	7883	1,19	2332	2011	4970
Aleurolitas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 2	6606	8188	1,24	3363	1729	3181
Esquistos verdes	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	5649	8366	1,48	2944	1757	4017
Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	6166	8254	1,34	3115	1745	4838

De manera análoga se muestran en la tabla 6 los principales parámetros de la onda de presión refractada en las litologías en investigación utilizando cargas desacopladas con espacio radial de aire.

Obtenidos los parámetros principales de la onda refractada a la roca se realizó la modelación del campo tenso-deformacional producido por la voladura de la carga (compacta y desacoplada) en el macizo rocoso alrededor del barreno para todas las litologías en estudio. Para ello también se elaboraron los programas informáticos CamTensCompacta y CamTensDesacoplada en Excel sobre Windows XP (Sargentón, 2007c).

En la tabla 7 se presentan los valores de los esfuerzos de compresión, tracción y al cortante obtenidos mediante la modelación del campo tenso-deformacional en gabro con cargas compactas de tectron 100 de 42 mm de diámetro a partir de las características de esta sustancia explosiva (ULAEX S.A., 1999 y ULAEX S.A., 2003) y en el ANEXO 9A, tablas 1, 2, 3 y 4, se exponen los resultados de los cálculos de la modelación de dicho campo con cargas compactas en las otras litologías que se investigan. En las figuras 12 y 13 se muestran los gráficos de las curvas de extinción de las tensiones radiales, al cortante y tangenciales para el caso de cargas compactas en los gabros y las calizas masivas del tramo de túnel Ojo de Agua-Serones.

En la tabla 1 del ANEXO 10 aparecen los parámetros del campo tenso-deformacional (radio de trituración R_t , radio de agrietamiento R_g y radio de descostramiento R_d , línea de menor resistencia W) generado por cargas compactas en barrenos de 42 mm de diámetro en todas las litologías en estudio.

Además se modeló el campo tenso-deformacional producido por cargas desacopladas de tectron 100 de 32 mm en gabro, los valores de los esfuerzos a compresión, tracción y al cortante se muestran en la tabla 8, y en el ANEXO 9B, tablas 1, 2, 3, 4 y 5 los resultados de los cálculos de la modelación de dicho campo con cargas desacopladas en las otras litologías que se investigan, la representación de las curvas de extinción de las tensiones radiales, al cortante y tangenciales con cargas desacopladas en los gabros y las calizas masivas se muestran en las figuras 14 y 15.

En las figuras 1 y 2 del ANEXO 9 se muestran los gráficos de las curvas de extinción de las tensiones radiales, al cortante y tangenciales para el caso de cargas

Tabla 6 Parámetros de la onda de presión, producida por una carga desacoplada en las diferentes litologías presentes en las minas y trasvases en investigación									
N°	Litologías	Mina, Trasvase	Tramo,excavación	Parámetros de la onda refractada a la roca					
				Pb, MPa.	Pr, MPa.	Kref	$\rho_r, \text{kg/m}^3$	Vroca, m/s	Vfrente, m/s
I.1	Cromita	Mercedita	Galería de corte	415	672	1,62	3832	44	5242
I.2	Serpentinita.	Mercedita	Socavón M-1	415	543	1,31	2583	76	3721
I.3	Peridotito	Mercedita	Socavón M-1	415	592	1,43	2903	63	4293
I.4	Dunita	Mercedita	Galería nivel principal	415	672	1,62	2687	63	4622
I.5	Gabro	Mercedita	Galería nivel principal	415	611	1,47	2905	58	4788
II.1	Dunitas	Amores	Socavón A-1	415	588	1,45	2827	61	4619
II.2	Harzburgita	Amores	Socavón A-1	415	553	1,33	2848	73	3559
II.3	Serpentinita	Amores	Socavón A-1	415	592	1,43	2903	63	4293
II.4	Cromita	Amores	Socavón A-1	415	675	1,63	3981	42	5406
III.1	Porfírita andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	809	1,50	2779	56	5346
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	598	1,46	2723	60	4896
III.3	Areniscas tobaceas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	622	1,47	2722	59	5065
IV.1	Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	415	614	1,48	2947	59	4665
IV.2	Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	415	639	1,30	2908	76	3261
V.1	Gabro	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	415	830	2,00	2870	62	4467
V.2	Basalto	Trasvase Este-Oeste	Manacal-Castellanos	415	596	1,44	2870	62	4451
V.3	Caliza masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	415	830	2,00	2735	53	5784
V.4	Caliza blanco crema masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	415	619	1,49	2726	54	5612
V.5	Serpentinita pardo-verdosa	Trasvase Este-Oeste	Guaro-Manacal	415	830	2,00	2916	71	3662
V.6	Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	Castellanos -Manacal	415	510	1,23	1991	84	4068
VI.1	Aleurolitas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 2	415	530	1,28	2819	79	3217
VI.2	Esquistos cloríticos	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	415	626	1,51	2737	55	5564
VI.3	Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	415	569	1,37	2758	69	3992

Tabla 7 Modelación de los campos tenso-deformacional					
Cargas compactas de tectron 100.Compactada a un diámetro de 42 mm					
Trasvase Este –Oeste. Primera Etapa :Melones-Sabanilla					
Túnel :Yagrupal _Guaro			Frente: Ojo de Agua –Serones		
Datos iniciales					
Litología			Gabro		
ρ_o	2830	Kg/m ³	K_{dt}	3,32	
V_{LD}	4587	m/s	$[\sigma_{tracc}^d]$	12,75	MPa
$[\sigma_{comp}^e]$	97,4	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	11,17	MPa
$[\sigma_{trac}^e]$	3,84	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	78,16	MPa
ρ_{SE}	1150	Kg/m ³	Campo deformacional		
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,1603	m.
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_g	0,8270	m.
d_c	0,042	m.	R_{desc}	2,0133	m.
d_b	0,042	m.	W	1,4202	m.
ρ_{TEN}	1650	Kg/m ³			
Q_{TEN}	1360	Kcal/kg			
P_r	8270,03	MPa			
	R_{CE}	0,01293			
	C_1	0,38597			
	C_2	-0,00221			
Cálculo del campo-tenso deformacional					
r,m	\bar{r}	σ_{cmax}, MPa	σ_{imax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,1035	8,00	450	166	142	
0,1164	9,00	382	140	121	
0,1244	9,62	348	127	110	
0,1293	10,00	329	120	105	
0,1603	12,40	244	87	78,16	
0,2586	20,00	125	43	41	
0,3880	30,00	71	23	24	
0,5173	40,00	47	14	17	
0,5481	42,38	44	12,75	15	
0,8270	63,95	40	10	15	
0,9053	70,00	37	8	14	
1,0346	80,00	32	7	13	
1,1639	90,00	28	5	11	
1,2932	100,00	25	4	10	
1,5519	120,00	19	2	8	
1,8105	140,00	15	1	7	
2,0133	155,68	12,75	1	6	

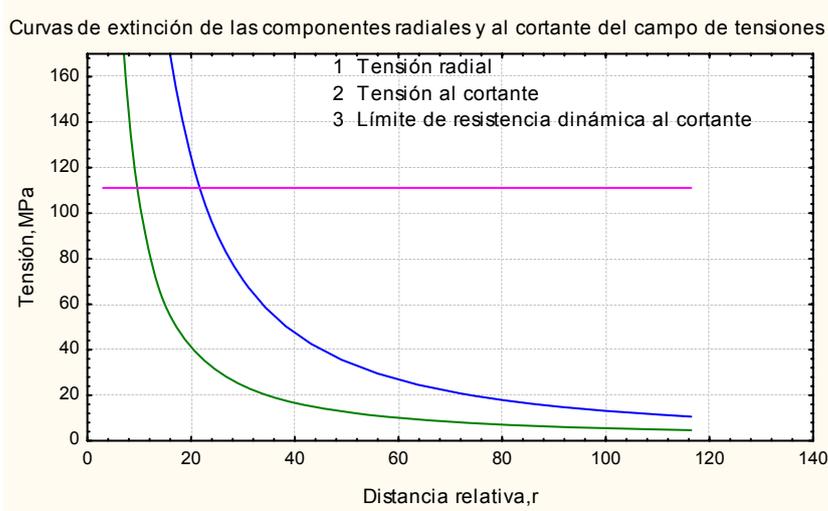
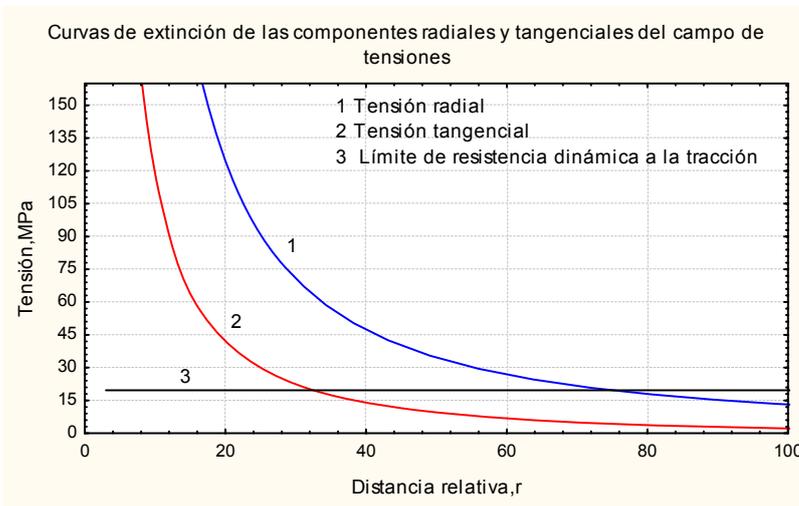
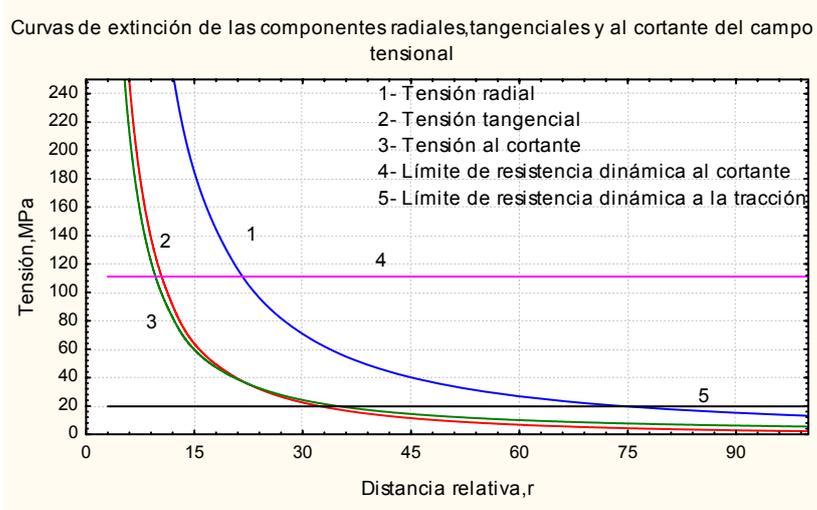


Figura 12 Curvas de extinción del campo tensional producido por una carga compacta de tectrón 100.Litología: Gabro. Frente: Ojo de Agua-Serones.

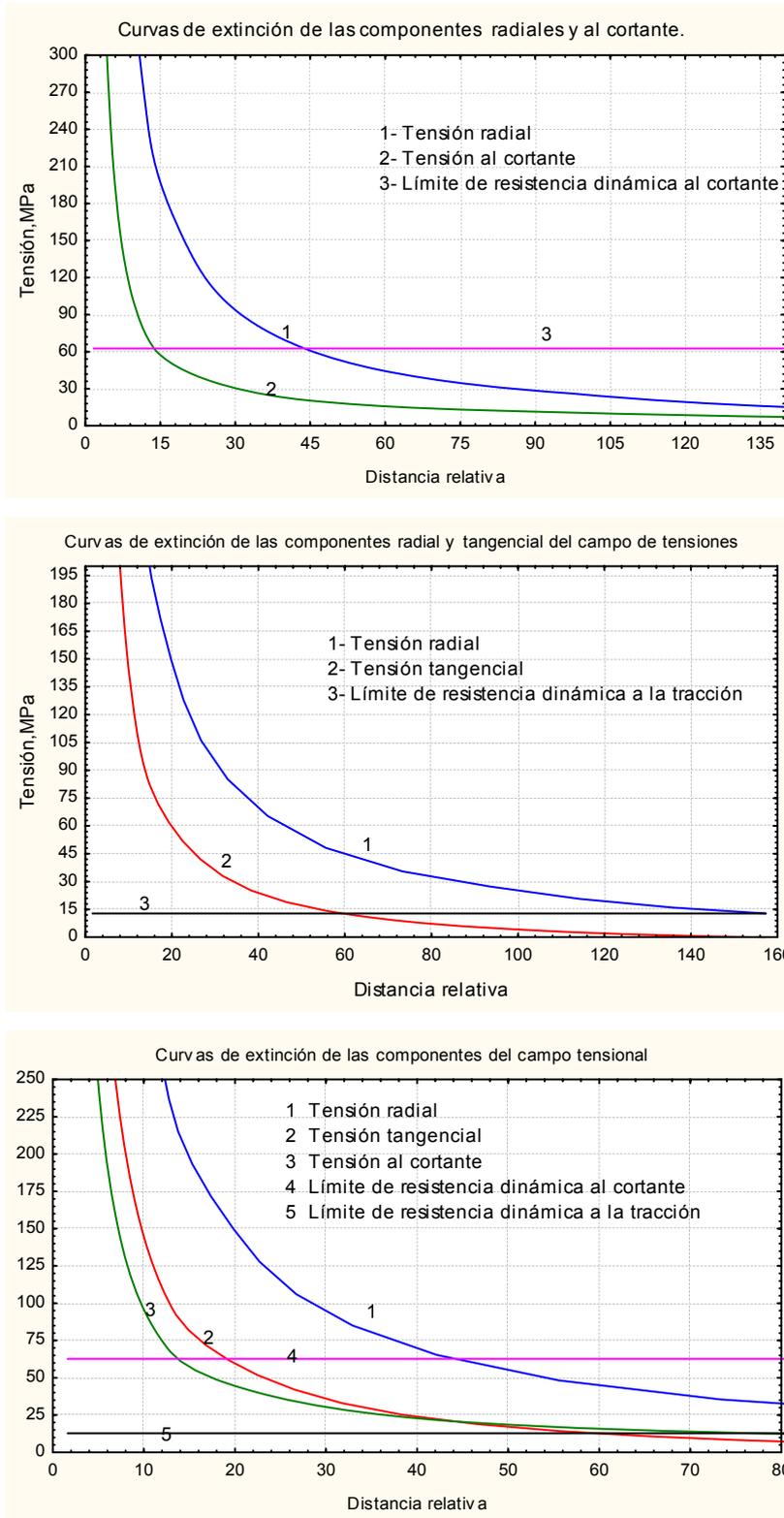


Figura 13 Curvas de extinción del campo tensional producido por una carga compacta de tectrón 100. Litología: caliza masiva. Frente: Ojo de Agua-Yagrumal.

Tabla 8 Modelación del campo tenso-deformacional					
Trasvase Este –Oeste			Sustancia explosiva :Tectron 100 Ø 32 mm		
Tramo :		Yagrumal – Guaro			
Datos		Cargas desacopladas con espacio radial de aire			
Litología		Gabro			
ρ_o	2830	Kg/m ³	K_{dt}	3,32	
V_{LD}	4587	m/s	$[\sigma_{trac}^d]$	12,75	MPa
$[\sigma_{comp}^e]$	97,40	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	11,17	MPa
$[\sigma_{trac}^e]$	3,84	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	78,16	MPa
ρ_{SE}	1150	Kg/m ³			
V_d	4400	m/s			
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{trit}	0,063	m.
d_c	0,032	m.	R_{gu}	0,558	m.
d_b	0,042	m.	R_{ga}	0,336	m.
ρ_{Trotil}	1500	Kg/m ³	R_d	0,935	m.
Q_{Trotil}	1010	Kcal/kg	W_{calc}	0,746	m.
V_{Trotil}	6700	m/s			
$(V_c/V_b)^y$	0,149				
N	3		Γ	3,5	
K_{ref}	2,00				
C_1	0,386				
C_2	-0,0022				
R_c	0,016	m.			
R_{ce}	0,012				
R_b	0,021	m.			
$\bar{R} \cdot$	1,75				
$P_{frente\ onda}$	5566	MPa	Pr	2872	Kg/m ³
$P_{prod\ explos}$	2783	MPa	Vr	66	m/s
$P_{camcarg}$	415	MPa	Vf	4472	m/s
P_r	830	MPa			
r, m	\bar{r}	σ_{tmax}, MPa	σ_{tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,024	2,0	717	273	222	
0,043	3,6	377	143	117	
0,048	4,0	334	126	104	
0,063	5,2	250	94	78,16	
0,072	6,0	214	80	67	
0,084	7,0	181	67	57	
0,096	8,0	156	57	49	
0,108	9,0	137	50	43	
0,120	10,0	122	44	39	
0,180	15,0	78	28	25	
0,240	20,0	57	19	19	
0,336	28,0	39	13	13	
0,388	32,3	34	10,57	12	
0,480	40,0	27	6	8	
0,558	46,5	23	6,38	8	
0,600	50,0	21	5,73	8	
0,935	78,0	12,75	3	5	

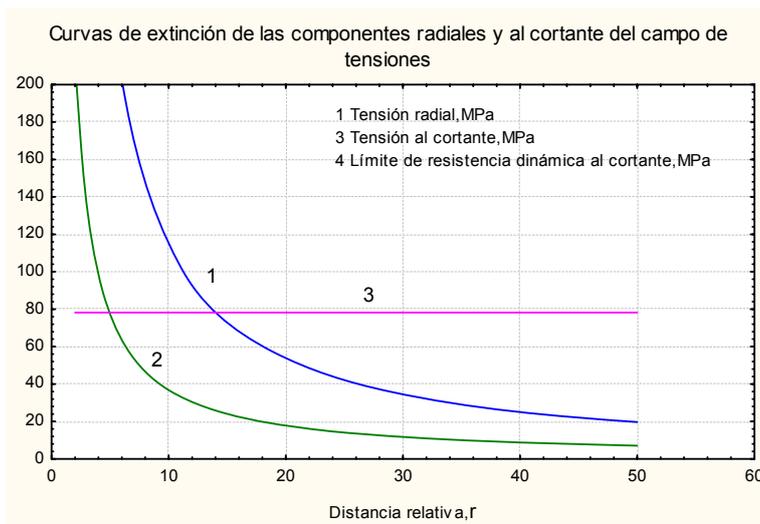
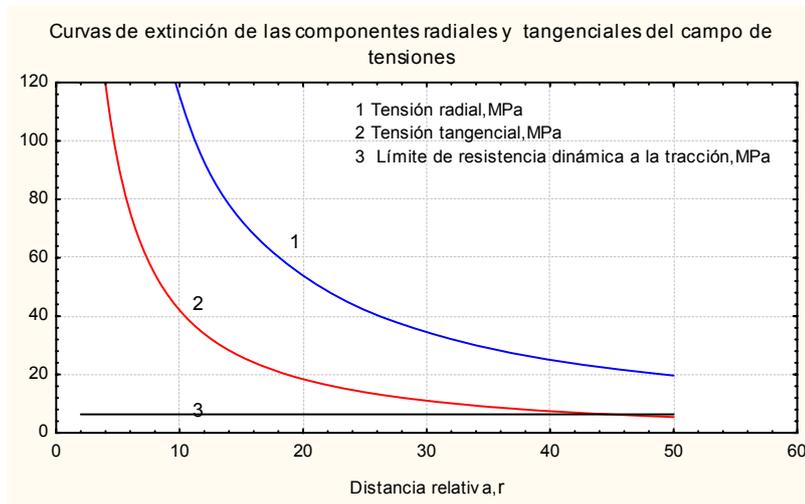
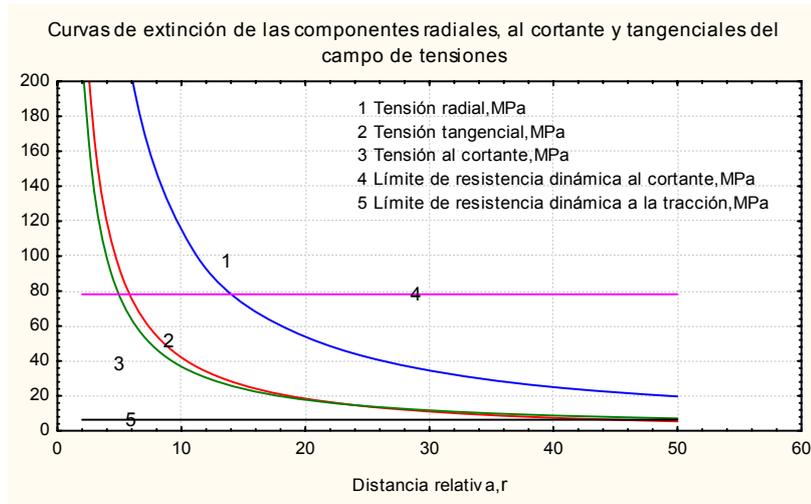


Figura 14 Curvas de extinción del campo tensional producido por una carga desacoplada de tectrón 100. Litología: gabro. Frente: Ojo de Agua-Serones.

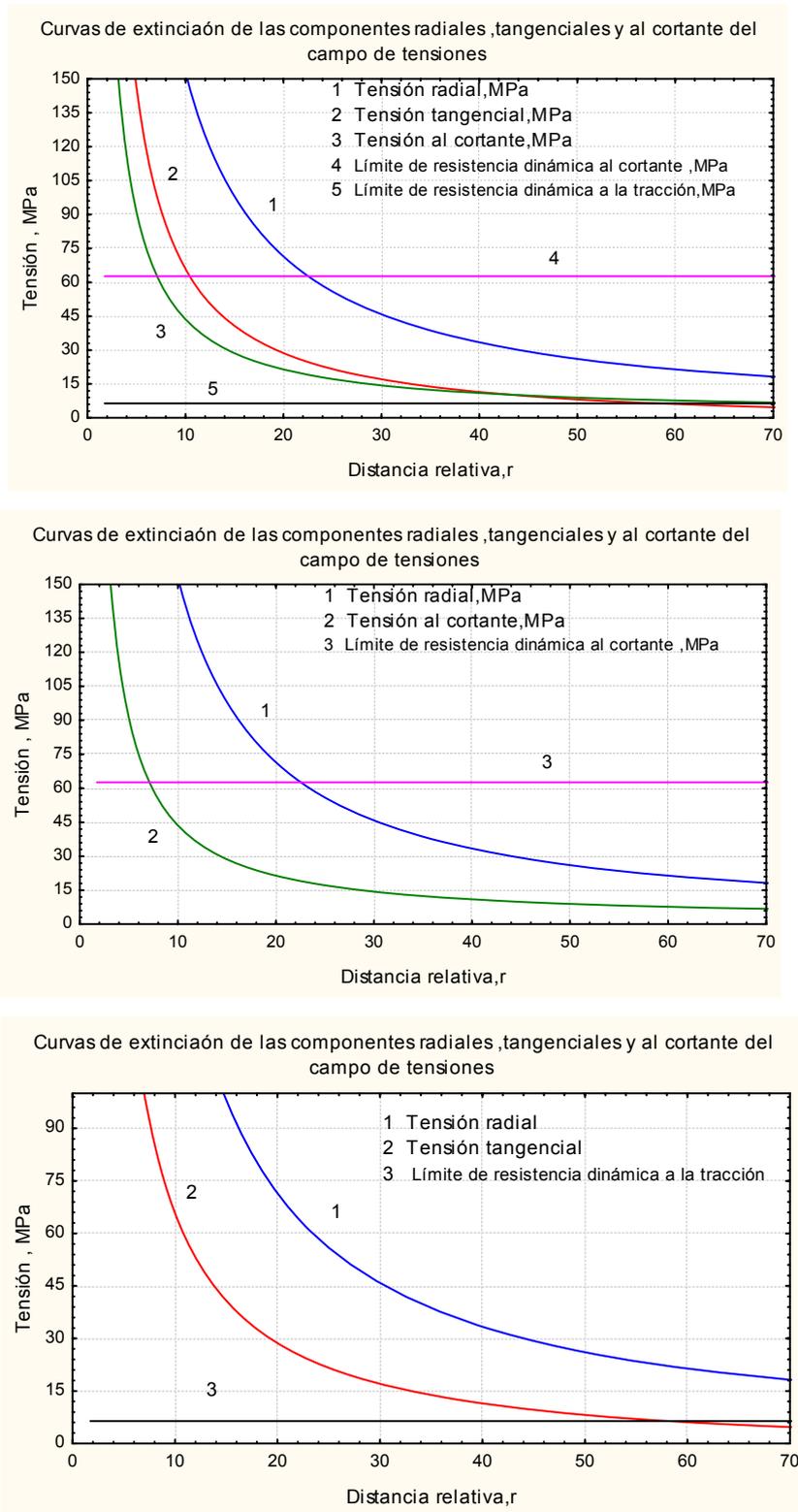


Figura 15 Curvas de extinción del campo tensional producido por una carga desacoplada de tectron 100. Litología: Caliza masiva. Frente: Ojo de Agua-Yagrumal.

compactas en basaltos, serpentinitas pardo-verdosa y calizas masivas del tramo de túnel Manacal-Castellanos.

En la tabla 2 del ANEXO 10 se presentan los parámetros del campo tenso-deformacional al modelar este tipo de cargas en las litologías en estudio.

III.5 Mecanismo de rotura de las rocas en los cueles.

Análisis teórico.

Los criterios utilizados para el diseño y la ejecución de estos cueles se han basado fundamentalmente en la generalización de la experiencia práctica, en los métodos de analogía y en diferentes clasificaciones, entre las que cabe destacar la clasificación del profesor **M.M.Protodiaconov**.

Sin embargo, dada la complejidad de las excavaciones subterráneas y las condiciones ingeniero-geológicas en que se laborean las mismas en la actualidad no es posible la elaboración de proyectos utilizando solamente los métodos y criterios señalados.

La efectividad alcanzada actualmente en el diseño y ejecución de los trabajos de perforación y voladura puede ser mejorada por la vía de la aplicación de otros métodos que se fundamenten más en la teoría de la física de la fragmentación de rocas por voladura y en la modelación de los fenómenos y procesos que en la misma se producen.

A partir de estas premisas en este acápite se exponen criterios más avanzados para el diseño, el cálculo y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas de sección transversal pequeña y mediana.

La investigación realizada parte de la concepción de modelar teóricamente el proceso de arranque de las rocas para el laboreo de excavaciones subterráneas con las secciones señaladas y mediante voladuras experimentales realizar las correcciones pertinentes, descubrir las regularidades que rigen el mecanismo de rotura de las rocas en los cueles rectos triturantes con barrenos de compensación y establecer las ecuaciones teóricas, empíricas o semiempíricas para el diseño y la ejecución de estas voladuras.

III.5.1 Cueles rectos cilíndricos.

Diferentes autores han investigado el proceso de rotura de las rocas mediante voladura en los cueles rectos o triturantes (**Janukaev,1962; Shemiakin, 1963,2006;Drukovany et al,1964; Lijin et al, 1973; Mindely, 1974; Langefors et**

al,1976; Shapiro ,1985,1987,1988,1989; Lukianov y Gromov 1999; Egorov et al, 2000 ;Hoek y Brown, 1980;Hoek, 2007a entre otros).

Sin embargo aun no existe una metodología que describa este proceso, lo cual se confirma con el hecho de que no se considera posible la modelación de los macizos agrietados por el incipiente desarrollo de la teoría de la física de los medios discontinuos o discretos y por ello se estima que ninguna de las teorías existentes es capaz de dar el tratamiento adecuado a la rotura de las rocas en el cuele recto o triturante con barreno de compensación.

Es evidente que el incremento de la efectividad de los trabajos de voladura se relaciona en gran medida con el fundamento teórico - experimental del mecanismo de rotura de las rocas en este tipo de cuele.

Sin embargo, las expresiones de cálculo existentes son empíricas o semiempíricas por lo que dependen mucho de las condiciones en que fueron deducidas.

Los criterios existentes elaborados en base a la generalización de los resultados de la práctica productiva y de experimentos de polígono y a escala productiva se sintetizan a continuación.

Lijin et al (1973) señala que la distancia entre los centros de los ejes del barreno y el taladro no debe ser mayor de

$$a = (0,7 \div 0,8)D_{\text{taladro}} \quad (115)$$

Pero nunca debe de ser mayor que el diámetro del taladro D_{taladro}

Langefors et al (1973) al explicar el mecanismo de rotura de las rocas en los cueles paralelos (rectos o triturantes) expone las condiciones generales de ejecución de estos cueles, pero además señala que la apertura del cuele es realizada de tal forma, que cuando las cargas del primero, segundo y siguientes barrenos detonan, la roca arrancada sea lanzada fuera del cuele.

Como se aprecia este investigador plantea al menos dos condiciones necesarias y suficientes: la rotura de los tabiques que separan a los barrenos cargados del taladro vacío de forma progresiva y la limpieza de la cavidad de cuele y como condición fundamental la expresión (11) señalada en el capítulo I.

Cuando se cumple esta condición se produce una voladura limpia, cuando no se cumple la misma o se produce sólo rotura o deformación plástica.

La otra condición que establece es la magnitud de la carga para una rotura completa expresión (9).

Noskov et al (1982) al explicar el papel que cumple el espacio de compensación para el desplazamiento de la roca triturada por la voladura de la carga de sustancia explosiva en el barreno contiguo señala que el espesor del tabique de roca depende de la fortaleza de esta y su magnitud debe ser igual al diámetro del taladro o barreno vacío, si este es un taladro la distancia entre los ejes se determina por la expresión (34)

Y la concentración de sustancia explosiva por metro de barreno se determina por la expresión (35). En rocas blandas recomienda además aumentar el espesor del tabique hasta 2-3 diámetros de la perforación vacía.

Kutuzov et al (1988,2000) considera que la principal desventaja del cuele recto cilíndrico es que se alcanza una expulsión de la roca de la cavidad de cuele en el rango del (40-60)% y recomienda una distancia entre los barrenos de cuele igual a 10-20 cm.

Bubok et al (1981) distingue como una de las desventajas del cuele recto cilíndrico la limpieza incompleta de la cavidad de cuele recomienda asumir la distancia entre los barrenos igual a dos o tres diámetros de los mismos. Además plantea como criterio para determinar la cantidad de barrenos el coeficiente de fortaleza de Protodiáconov .

Doronin (1983) realiza las siguientes recomendaciones: seleccionar la cantidad de barrenos de cuele en función de la fortaleza de las rocas y a partir de este coeficiente plantea asumir la distancia entre el barreno cargado y el taladro vacío en dependencia las condiciones (37) y (38).

Gredeniuk et al (1983) al explicar la voladura de taladros en el laboreo de contrapozos señala que el trabajo de la primera carga ocurre en condiciones muy difíciles, y que la distancia entre los centros del barreno de cuele y el taladro vacío depende de sus diámetros respectivos.

Considera que con la voladura del primer barreno de cuele una gran parte de la roca fragmentada de la cavidad de cuele se desplaza en dirección al taladro de compensación y es recomprimida y que después de la voladura de la carga del segundo barreno de cuele el aplastamiento (recompresión) no es eliminado, e incluso aumenta algo, llenando toda la cavidad que se formó con la voladura del primer

barreno de cuele. La cavidad de cuele creada después de la voladura del segundo barreno adquiere la forma claramente definida de un triángulo.

La voladura del tercer barreno de cuele, aumenta el área y el volumen de rocas fragmentada pero tampoco elimina el aplastamiento.

En opinión de este autor la redescompresión de la masa rocosa comienza con la voladura de la carga del cuarto barreno de cuele. El paso del arranque con aplastamiento a la voladura limpia con un aumento de la distancia entre los barrenos ocurre en forma de salto. Los recortes ocurren solamente cuando el volumen de la cavidad que se forma después de la voladura sobrepasa el volumen volado en 1,25 y más veces y se determinan a partir de la condición (39).

Señala que la distancias entre los primeros barrenos de cuele sea determinada por la expresión (40).

El análisis de las consideraciones de los diferentes autores permite plantear que no se efectúa hasta el nivel de ingeniería la determinación de los parámetros de las voladuras en los frentes de avance, a partir de la valoración físico-matemática del estado tenso-deformacional de las rocas alrededor de la cámara de la carga.

Las investigaciones realizadas por el autor de esta tesis (**Sargentón, 1994,1997,2004**), permitieron la determinación, a partir de la esencia física de la acción de la explosión sobre el medio y la modelación físico – matemática de los parámetros de la onda de choque y de los campos de tensiones y de deformaciones que ella genera en el macizo rocoso y utilizando diferentes explosivos, de los parámetros principales para el diseño del cuele en cuña: distancia entre los pares de barrenos de cuele a_c , la línea de menor resistencia (LMR) W y la distancia mínima entre los extremos de los barrenos por el fondo b_c .

Las mismas sirvieron de premisas para las investigaciones relacionadas con los cueles paralelos o rectos, a los que se denomina en este trabajo cueles triturantes, en virtud de que se toma como criterio fundamental de diseño, la acción de trituración que realizan sobre el tabique de rocas situado entre los barrenos cargados y el taladro vacío, que prácticamente coincide con la zona o cilindro de trituración.

Lo señalado se relaciona estrechamente con las principales peculiaridades de la voladura de estos cueles al laborear excavaciones subterráneas: la perpendicularidad de los barrenos respecto al frente de excavación, el paralelismo tanto de los

barrenos cargados del cuele entre sí como respecto al taladro de compensación vacío y la proximidad entre ellos.

El mecanismo de rotura de este tipo de cuele se explica al menos a partir de los principios de utilizar el taladro vacío cercano como cara o cavidad libre y triturar el tabique de separación entre este y el barreno cargado.

Pero los principios señalados en el párrafo anterior representan la condición necesaria pero no suficiente, se precisa de una segunda condición, que la roca triturada sea expulsada, es decir los gases de la explosión limpien el cuele.

Por lo tanto son necesarios los dos agentes fundamentales: la onda de tensiones de compresión –tracción y al cortante y la acción de burbuja de los gases.

Las dimensiones geométricas del área de trituración de los cueles rectos cilíndricos con un taladro de compensación se muestran en la figura 16. y el tabique de rocas a triturar se representa en la figura 17.

Para el caso del cuele cilíndrico con dos taladros de compensación la representación geométrica del mecanismo de rotura se muestra en la figura 18.

La descripción de su mecanismo se asemeja al del cuele cilíndrico con un taladro de compensación, pero también presenta sus particularidades.

En este caso no solo se precisa de la rotura del tabique de rocas que se encuentra entre el barreno cargado y los taladros vacíos, si no también de la rotura del tabique entre los taladros vacíos. Y se dispone de mayor área para el desplazamiento de la roca triturada hacia la cavidad de compensación.

III.6 Mecanismo de rotura de las rocas por la acción de cargas que actúan al unísono.

El valor óptimo de la distancia entre los ejes de las cargas contiguas en una fila de cargas a_{op} se determina de la condición de obtención de un corte continuo entre las cargas vecinas en las filas como resultado de la superposición de las componentes tangenciales de las ondas de tensión, provocadas por la explosión de estas cargas. Aquí el límite de resistencia dinámica a la tracción debe ser superado por el valor suma de las amplitudes de las componentes tangenciales de las ondas en toda la longitud entre los ejes de las cargas vecinas:

$$\sum_{i=1}^2 \sigma_{ti} = \sigma_{t1}(r, t) + \sigma_{t2}(a - r, t) \geq [\sigma_t^d] \quad (116)$$

Donde t – tiempo transcurrido desde el momento de la explosión.

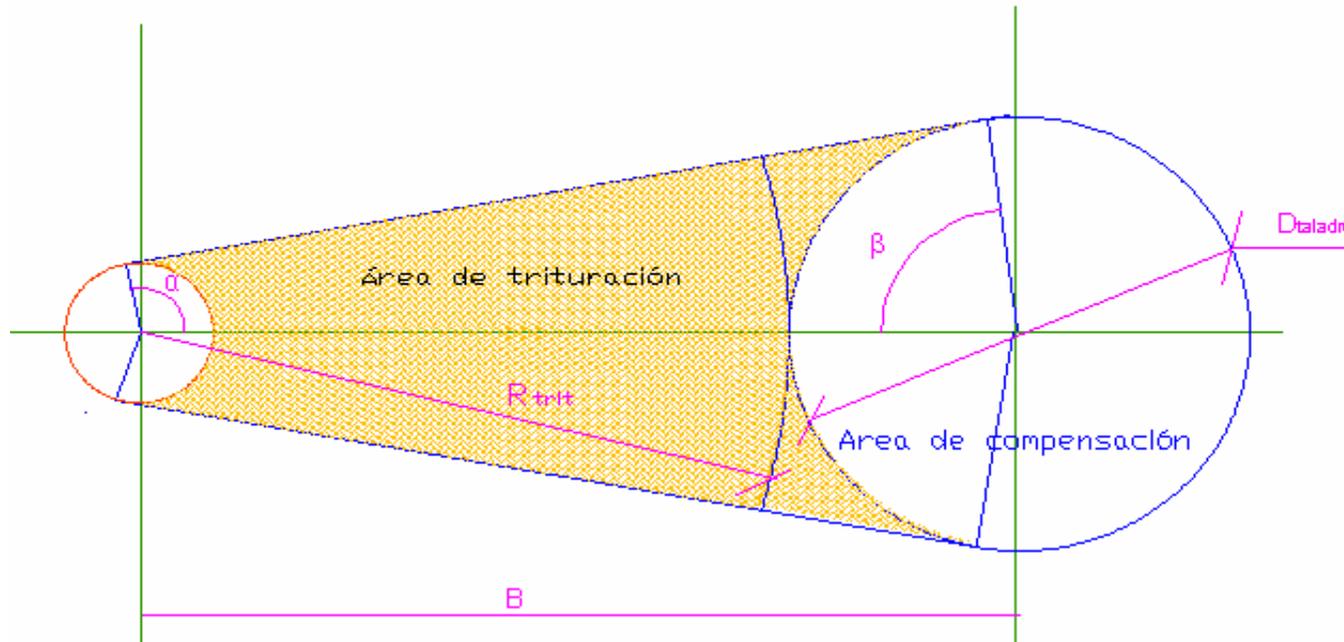


Figura 16 Representación geométrica del área de trituración de las rocas en el cuele recto o de trituración.

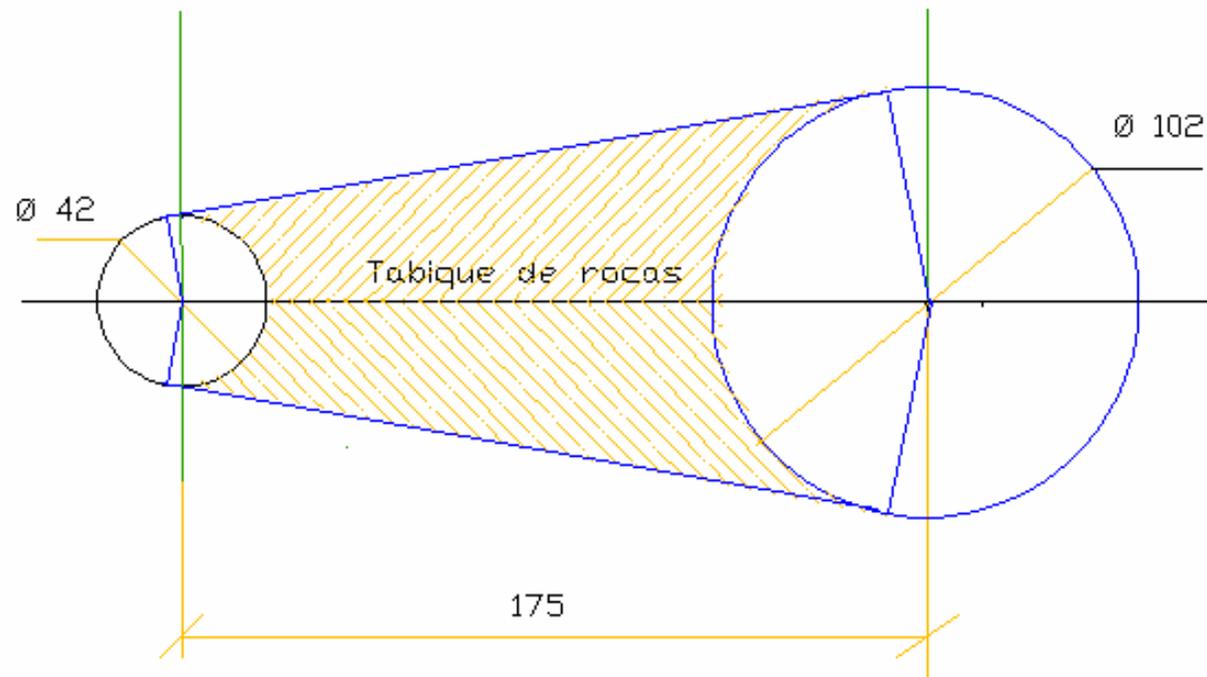


Figura17. Tabique de rocas a triturar entre el barreno cargado y el taladro de compensación.
Caso : Litología – gabra. Sustancia explosiva Tectron 100. Túnel Ojo de Agua –Serones

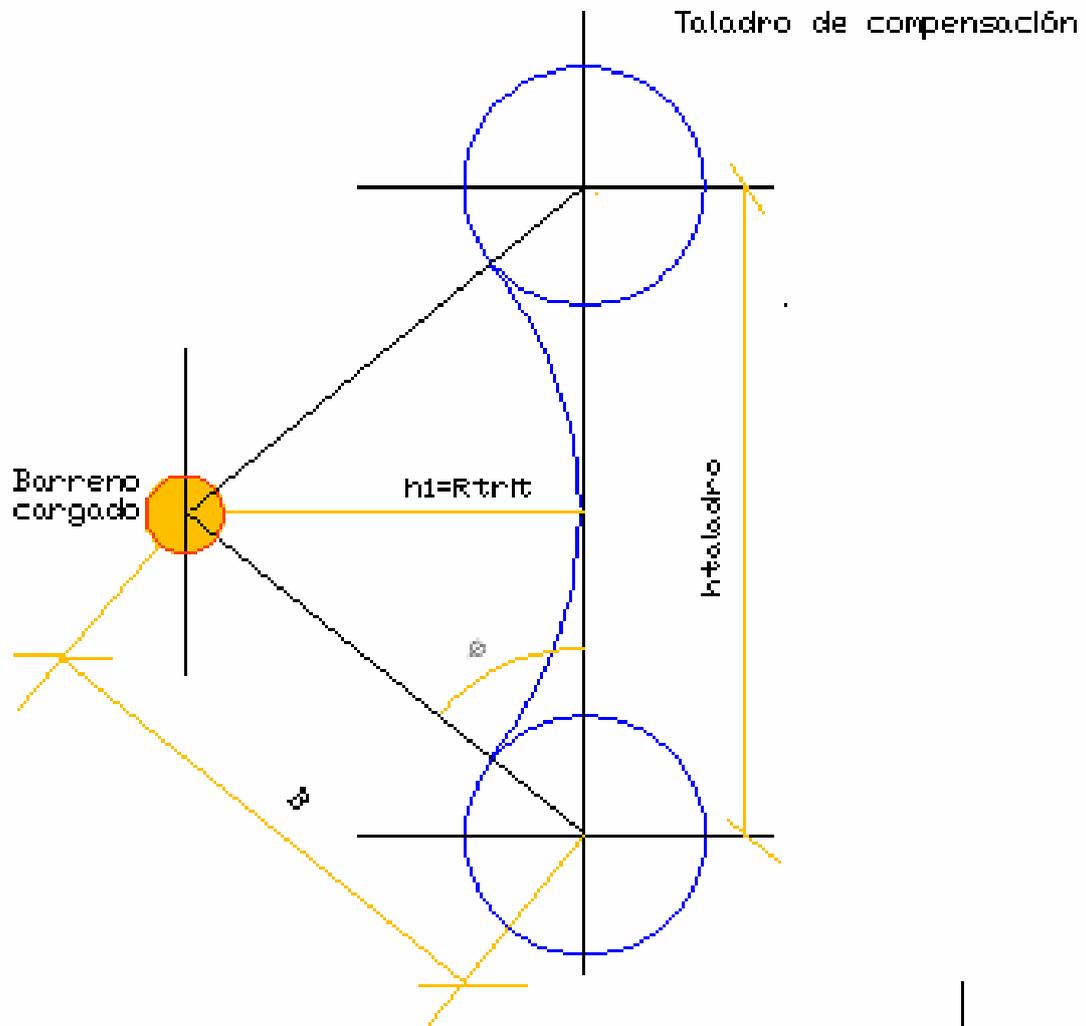


Figura 18 Representación del mecanismo de fragmentación de las rocas en el cuele cilíndrico con dos taladros de compensación.

El máximo valor de la distancia entre los ejes de las cargas vecinas se obtiene de la condición de igualdad entre el límite de resistencia dinámica a tracción $[\sigma_t^d]$ y la magnitud suma de la máxima amplitud de las componentes tangenciales de las ondas de tensión que se encuentran en el centro entre las cargas vecinas

$$\sum_{i=1}^2 \sigma_{t_{\max}} = 2\sigma_{t_{\max}} \left(\frac{a_{\max}}{2} \right) = [\sigma_t^d] \quad (117)$$

Con ello se supone que la explosión de las cargas en la fila ocurre al unísono y no se tiene en cuenta la influencia de otras ondas que puedan actuar.

El cálculo de la distancia racional a_p se realiza por uno de los métodos de aproximaciones sucesivas o grafoanalíticamente tomando como primera aproximación $a_{ap}^{[1]} = a_{\max}$, por la fórmula (120). Para este valor $a_{ap}^{[1]} = a_{\max}$ se comprueba la condición de corte entre las cargas vecinas (121) para una distancia r_* ($\frac{a}{2} \leq r_* < a$) por la línea de cargas, a la cual el valor suma $\sum_{i=1}^2 \sigma_t$ es mínimo, pero

sobrepasa el límite de resistencia a tracción dinámica (Otaño,1983) (figuras 19 y 20), es decir:

$$\left(\sum_{i=1}^2 \sigma_t \right)_{\min} \geq [\sigma_t^d] \quad (118)$$

Con esta condición se logra el corte por la línea de unión de las cargas de tal forma que el contorno obtenido sea lo más cercano posible al proyectado y se obtenga un mínimo de sobre excavación.

III.6.1 Mecanismo de rotura de los cueles rectos en ranura (cremallera)

Un caso particular de mecanismo de rotura de cargas que actúan simultáneamente son los cueles rectos en ranura, los cuales pueden presentarse en dos variantes: con taladros vacíos de compensación y con barrenos vacíos de compensación.

En la primera variante la ranura se forma mediante la rotura (trituration) del tabique entre el barreno cargado y los taladros vacíos contiguos, el desplazamiento de las rocas hacia las cavidades de compensación (taladros vacíos) y su expulsión de la cavidad de cuele por el empuje de los gases de la explosión.(figura 21).

En el segundo caso, es decir con barrenos de compensación, la cavidad de compensación de estos es muy limitada y por lo tanto la roca triturada en su totalidad no se puede desplazar hacia la cavidad de compensación, es por ello que el criterio

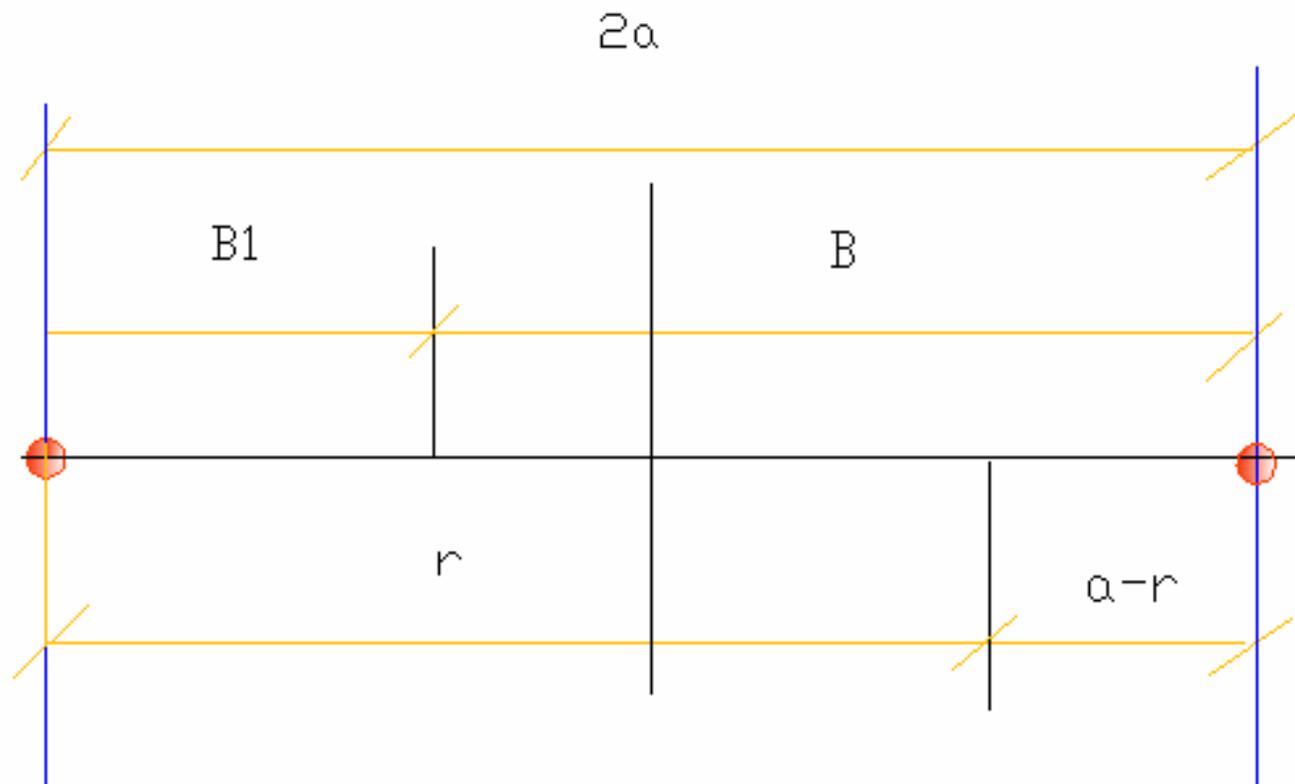


Figura 19. Determinación de la distancia racional entre cargas en la voladura de contorno

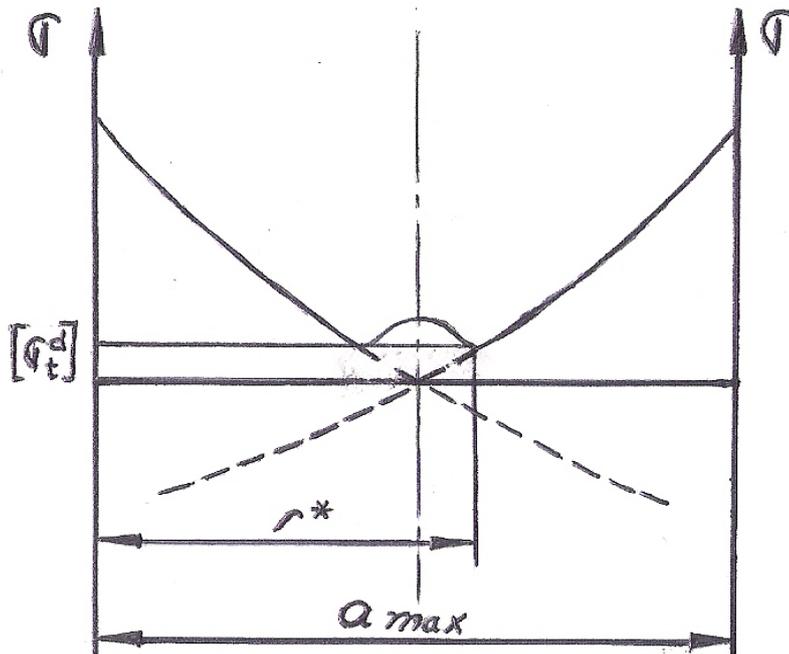


Figura 20a Gráfico esquemático para determinar la distancia r^*

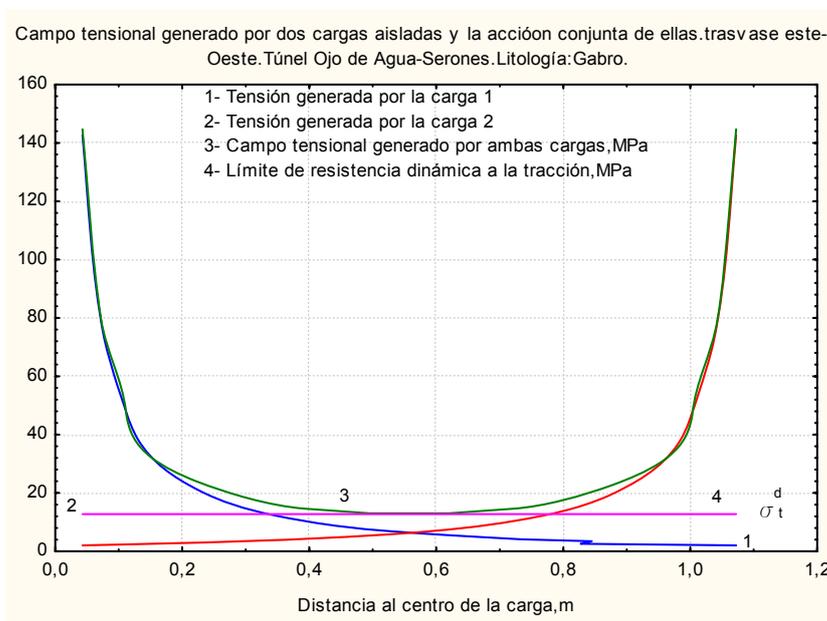


Figura 20b Gráfico para determinar la distancia r^* en el caso de la litología gabro

que considera el desplazamiento de las rocas hacia esta cavidad no se cumple, es por ello que los barrenos de compensación solo cumplen la función de barrenos guías en la formación de la ranura de corte que se crea por la línea de unión de los centros de los mismos.

La distancia entre los centros de los barrenos cargados y vacíos está determinada por el radio de trituración.(figura 22).

III.7 Modelación de las discontinuidades del macizo rocoso (agrietamiento)

Las expresiones para modelar el campo tensional alrededor de la carga explosiva se conciben a partir de considerar al medio rocoso como homogéneo, isótropo y continuo.

Sin embargo hay que tener en cuenta las características geo-estructurales del macizo rocoso, en particular el agrietamiento.

Las investigaciones realizadas al respecto por **Seinov (1964,1974)** establecen la influencia de la dimensión de las grietas y las propiedades de su relleno sobre el grado de fragmentación del medio rocoso detrás del plano de grietas.

En el caso de grietas abiertas cuya abertura sobrepase el valor de la amplitud de desplazamiento del medio la onda prácticamente se refleja en su totalidad desde la superficie libre, en este caso desde la grieta.

En aquellos casos en que la abertura de las grietas es menor que la amplitud de desplazamiento del medio ocurre una caída de la energía de la onda a consecuencia de la pérdida en la reflexión y la dispersión, la que está determinada por los parámetros de las grietas, y la orientación de éstas respecto a la dirección de la explosión.

Seinov establece un modelo lineal de dependencia entre la abertura de las grietas y la pérdida de energía.

Turuta et al (1974) investigó las particularidades de la transmisión de la energía de la explosión en rocas agrietadas y estableció que al pasar a través de una grieta la velocidad de desplazamiento en la onda de tensiones pasante varía según la dependencia:

$$V_{pasante}^i = V_2 K^{\frac{r}{i}} \quad (119)$$

Donde: V_2 - velocidad de desplazamiento en un medio monolítico;

r- distancia recorrida por la onda;

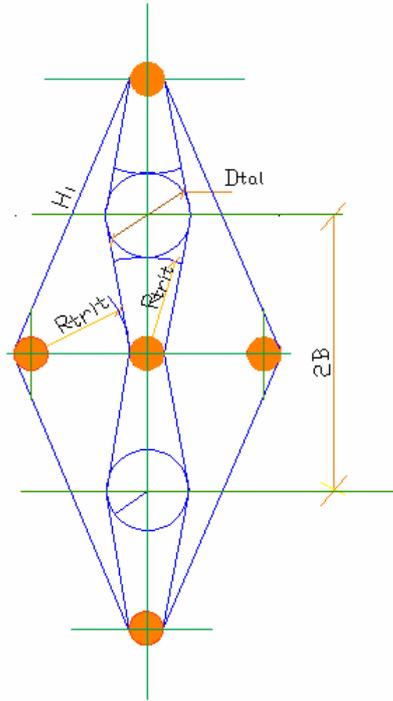


Figura 21. Mecanismo de rotura del cuello de ranura con taladros de compensación.

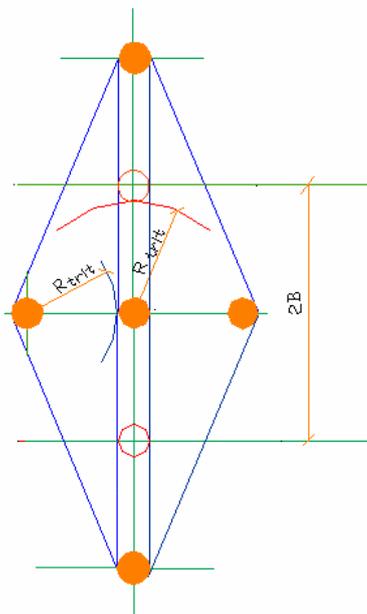


Figura 22. Mecanismo de rotura del cuello de ranura con barrenos de compensación.

- l- tamaño del bloque (disyunción);
 K- coeficiente, que considera la caída de tensión a consecuencia de la diferencia de rigidez acústica del material del bloque y del relleno de la grieta, se determina por la fórmula:

$$K = \frac{4 \frac{V_{relleno} \rho_{relleno}}{V_{LD} \rho_o}}{1 + \left(\frac{V_{relleno} \rho_{relleno}}{V_{LD} \rho_o} \right)} \quad (120)$$

donde : $V_{relleno}, \rho_{relleno}$ y V_{LD}, ρ_o - representan la rigidez acústica respectivamente del relleno de las grietas y del material del bloque

Por otro lado, **Azarkovich et al (1984)**, plantean ciertas insuficiencias de las clasificaciones de los macizos rocosos según su agrietamiento, la principal de ellas es que no considera la abertura de las grietas, de cuyo parámetro depende la extensión de los esfuerzos generados por la voladura y la resistencia del macizo a los esfuerzos externos, además de que no considera la orientación del sistema de grietas predominante respecto a la orientación de los esfuerzos generados por la voladura.

Respecto a esta problemática **Riats y Chernishev (1970)** proponen una clasificación de los macizos por el grado de agrietamiento, que considera simultáneamente la densidad de la red de grietas (blicosidad) y la oquedad de las grietas en el macizo, que evidentemente da un enfoque equivalente a considerar simultáneamente la distancia entre grietas y su abertura.

Shuifer y Azarkovich (1982) proponen una dependencia entre la velocidad de propagación de las ondas elásticas en el macizo (C_m) y en testigos (C_{Lt}) y la oquedad de las grietas en el macizo

$$\frac{C_m}{C_{Lt}} = \frac{1}{(1-n_l) \sqrt{1+400 \frac{n_l}{1-n_l}}}; \quad (121)$$

donde : n_l – oquedad lineal de grietas en el macizo

La magnitud del coeficiente n_l puede ser determinada por la expresión

$$n_l = \frac{\Delta_e}{d_e} \quad (122)$$

donde : Δ_e – abertura de la grieta

d_e – distancia media entre grietas

Baron y Kliuchnikov (1967) para modelar el agrietamiento proponen el coeficiente monolítico relativo K_{mon} , que para las rocas monolíticas toma el valor de 1, para las fuertemente agrietadas el valor de 0 y para el valor intermedio 0,5, a partir de este coeficiente y el espaciamiento entre grietas clasifican a las rocas en tres grupos.

Esta clasificación establece rangos de variación del espaciamiento muy amplios por lo que también el valor del coeficiente está restringido a estos valores.

Además proponen tres casos de disposición relativa de la superficie libre, la superficie de las grietas y la dirección de la onda de tensiones, es decir cuando $\gamma = 0-20^\circ$; $\gamma = 20^\circ-70^\circ$ y cuando $\gamma = 70^\circ-90^\circ$. Las mejores condiciones para el contorneado se producen en el último caso y las peores en el segundo. Esta clasificación también es muy restringida.

En ambos casos y a partir de los estudios de agrietamiento y de la valoración de las características mecánico-estructurales de los macizos rocosos cubanos más jóvenes que los europeos, con tectónica más compleja y agrietamiento más intenso, se propone ampliar la cantidad de rangos y establecer coeficientes que tengan en cuenta tanto el espaciamiento de las grietas como la dirección de la onda de choque respecto a la superficie libre. Ambas clasificaciones se establecen en las tablas 15 y 16 del subacápite III.8.5 y se representan en la figura 23.

III.8 Criterios para el diseño, el cálculo y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Introducción.

En este acápite se exponen los criterios para el diseño, el cálculo y la ejecución de los trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas mineras e hidrotécnicas de pequeña y mediana sección transversal.

Los mismos fueron elaborados a partir de los resultados alcanzados tanto por la modelación matemática del proceso físico de la fragmentación de las rocas por voladura y de su validación mediante trabajos experimentales en diferentes excavaciones subterráneas, y también mediante la generalización de la experiencia acumulada en el laboreo de este tipo de excavaciones.

Los criterios se establecen para el conjunto de barrenos en el frente, que incluye los tipos de barrenos por sus funciones: de cuele, ayudantes de cuele, de arranque, ayudantes de contorno y contorno.

Tabla 9 Coeficiente de agrietamiento relativo del macizo K_g

Nº	Clasificación	Espaciamiento,m	K_g
1	Muy poco agrietado	1-1,5	1,0
2	Poco agrietado	0,8 -1,0	0,95
3	Agrietamiento medio	0,6-0,8	0,90
4	Muy agrietado	0,4-0,6	0,85
5	Fuertemente agrietado	0,2-0,4	0,80
6	Extraordinariamente agrietado	0,1-0,2	0,70

Tabla 10 Coeficiente de influencia de la orientación del sistema de agrietamiento principal respecto a la superficie libre y a la dirección de la onda de choque.(Koch).

Nº	Ángulo γ	K_{och}
1	0-10	0,45
2	10-25	0,55
3	25-50	0,70
4	50-75	0,85
5	75-90	1,00

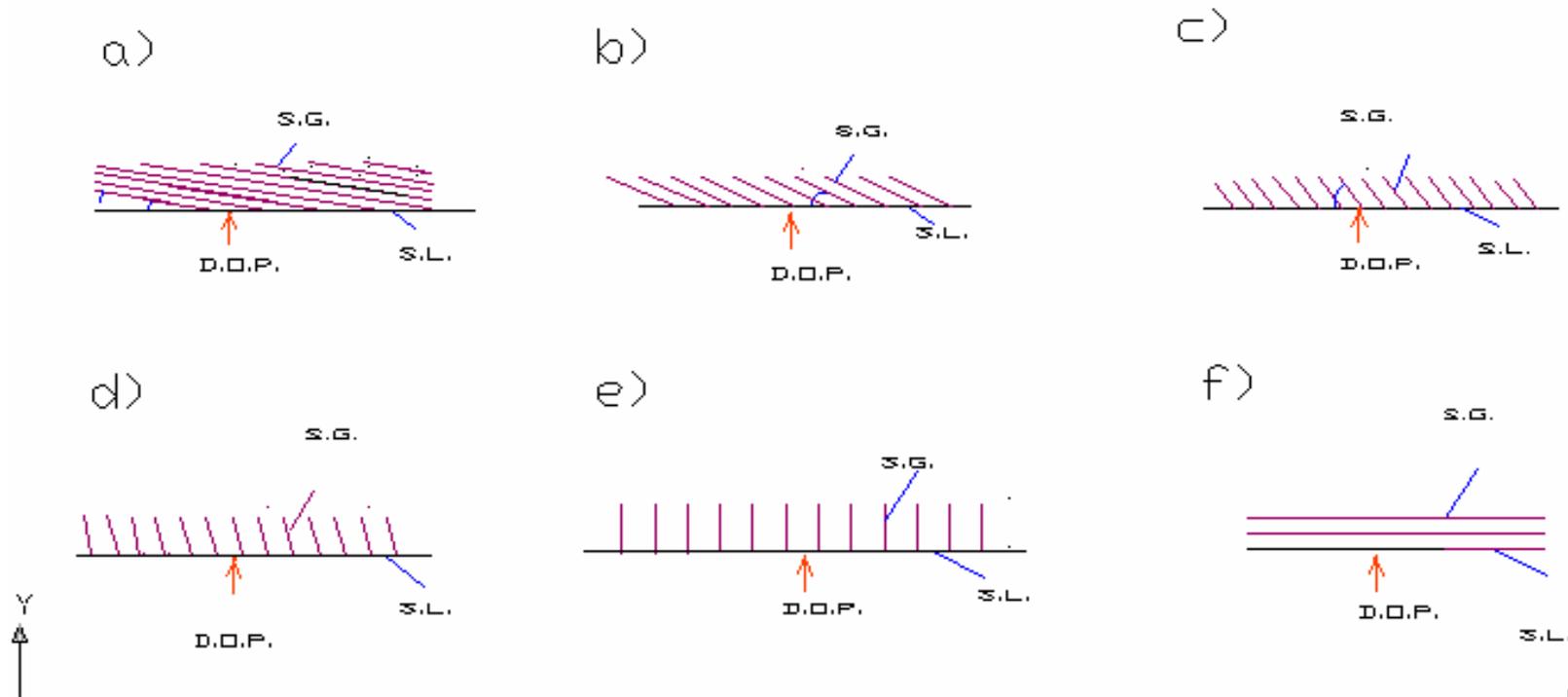


Figura 23 Casos de disposición relativa de la superficie libre (S.L.), la superficie de las grietas (S.G.) y la dirección de la onda de presión (D.O.P.)
 a) $0 \leq \gamma < 10$ b) $10 \leq \gamma < 25$ c) $25 \leq \gamma < 50$ d) $50 \leq \gamma < 75$ y e) $75 \leq \gamma < 90$

Debido a la amplia utilización de los cueles rectos cilíndricos con barrenos de compensación se plantean los principios de cálculo de este cuele en sus dos variantes: con uno y dos taladros de compensación, además se describe el mecanismo de rotura de las rocas en ese tipo de cuele tomando como base teórica la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

III.8.1 Principios generales.

El primer principio es concebir el diseño de cada grupo del conjunto de barrenos en dependencia de su función y de las condiciones en la que se producirá la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

En base a ello se puede señalar que la función de cada grupo de barrenos es decisiva. Si con la voladura de los barrenos de cuele se alcanzan las dimensiones adecuadas de la cavidad de cuele se crearán las condiciones suficientes y necesarias para lograr el máximo avance dada la incidencia directa de este grupo de barrenos sobre este indicador.

Por sus particularidades la caracterización del mecanismo de fragmentación de las rocas en el cuele tiene connotación fundamental.

A diferencia de los criterios existentes para el diseño de los trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas de sección transversal pequeña y media, que se han fundamentado en la generalización de los resultados obtenidos de la práctica y de voladuras experimentales, la nueva concepción que se expone en esta tesis consiste en el diseño de los parámetros de los grupos del conjunto de barrenos sobre la base de la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

III.8.2 Criterios para el diseño y el cálculo de los parámetros de los barrenos de cuele.

Debido a la particularidad de este grupo de barrenos, como se señaló anteriormente, es necesario antes de presentar los criterios para el diseño de los mismos precisar los aspectos fundamentales de su mecanismo de rotura.

A partir de la clasificación general principal de los cueles reconocida por los diferentes investigadores de la temática: cueles inclinados, cueles rectos y cueles combinados, el autor de esta tesis doctoral plantea una nueva clasificación de los cueles en base a la acción de la explosión sobre el medio rocoso.

Es por ello que se plantea que los cueles inclinados, en el que se toma como caso clásico el cuele en cuña vertical, se diseña a partir de considerarlo como un cuele

separante o fragmentante, por lo que su mecanismo de rotura se fundamenta principalmente en la fragmentación de las rocas que se encuentran en la cavidad de cuele.

En los cueles rectos, en los cuales se presentan como casos clásicos los cueles cilíndricos, el mecanismo de rotura tiene como fundamento la trituración del tabique que está situado entre el barreno cargado y el taladro vacío o de compensación, por lo que se consideran cueles triturantes.

En los cueles combinados, como su nombre lo indica se combina tanto la acción fragmentante como triturante, por lo que se puede señalar que son cueles triturante-fragmentantes.

Para el cálculo de la estructura de los cueles se utilizó un enfoque metodológico único, en correspondencia con el cual el cuele es un esquema tecnológico tal de disposición de los barrenos y taladros, que con un desarrollo sucesivo de la voladura se garantiza la formación de una segunda superficie libre con una dimensión no menor de 1m, necesaria y suficiente para el posterior trabajo de los barrenos de arranque con línea de menor resistencia (LMR) constante (W_0). El esquema de desarrollo de la cavidad de cuele al aumentar el denudamiento desde una dimensión inicial H_1 hasta la dimensión final $H_k \geq 1m$, se ofrece en la figura 24a.

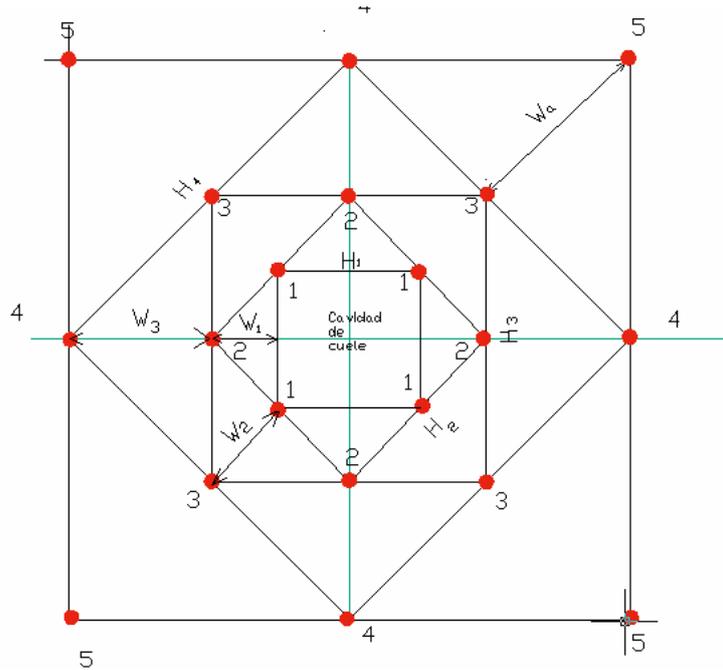
Se observa que el coeficiente de proporcionalidad n entre la superficie libre H_i y el valor de la línea de menor resistencia (LMR) W_i caracteriza la volabilidad de las rocas, debido a que para la condición $H_k = 1m$ es igual numéricamente a la línea de menor resistencia de los barrenos de arranque, por cuya magnitud, respecto al diámetro del barreno d , se valora la resistencia real del macizo a la acción de fragmentación de la explosión.

En las figuras 24 b y 24c se muestran respectivamente el desarrollo del cuele recto triturante (cilíndrico) y el desarrollo del cuele en cuña, los cuales fueron diseñados y experimentados en gabros y tobas.

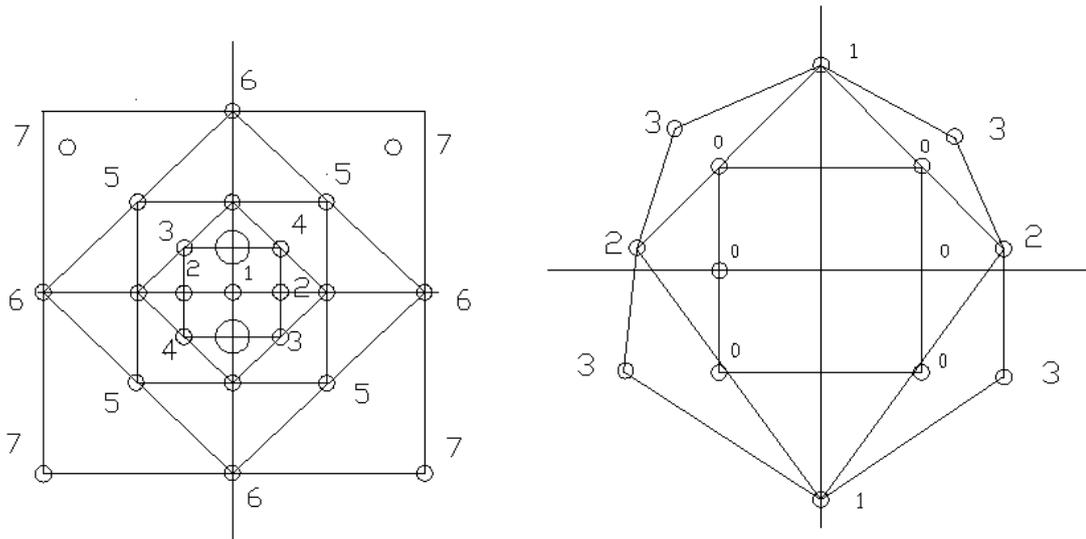
III.8.2.1 Criterios para el cálculo de los principales parámetros de la estructura de los cueles rectos o triturantes.

Los resultados de las investigaciones plantean al menos tres principios para el diseño de estos cueles, los cuales son los siguientes:

- La trituración del tabique rocoso entre el barreno cargado y el taladro vacío o de compensación;



24a- Desarrollo teórico



24b- Desarrollo del cuele cilíndrico

Litología :gabro

Sustancia explosiva tectron 100 .

Figura 24 Desarrollo de la cavidad de cuele.

24 c.-Desarrollo del cuele en cuña

Litología :tobas

Sustancia explosiva amonal.

- El desplazamiento de la roca triturada hacía el taladro de compensación;
- La limpieza o expulsión de las rocas trituradas fuera de la cavidad de cuele.

En la primera fase juega un papel fundamental la onda de tensiones, que es la encargada de la trituración del tabique rocoso.

En las fases restantes el rol fundamental lo realiza el efecto de burbuja de la explosión, es decir la presión de los gases que permiten la evacuación de la roca triturada.

Esta descripción cualitativa del mecanismo de rotura, permite establecer el primer criterio de proyección de las dimensiones de estos cueles que es el siguiente:

Primer Criterio.

$$B = R_{triturac} + \frac{D_{taladro}}{2} \quad (123)$$

Esta expresión se expresa geoméricamente en las figuras 16 y 17.

Segundo Criterio.

El volumen de la cavidad de cuele a formar debe de ser tal, que quepa en ella la roca triturada mullida. Es decir, la relación entre el volumen de la cavidad de cuele y el volumen de roca triturado sea igual al coeficiente de compensación, que a su vez puede ser considerado al coeficiente de esponjamiento de las rocas pero con cierto nivel de compactación, la mayoría de los investigadores sitúa el valor de este coeficiente en 1,25 a partir de la condición (39).

En el caso del cuele recto con un barreno de compensación el volumen de trituración se determina según la figura 25.

A partir de los parámetros: d_b , $D_{taladro}$ y B por las expresiones siguientes

$$\cos \beta = \frac{R_{taladro} - R_b}{B} \quad (124)$$

$$h = B \operatorname{sen} \beta ; \alpha = 180 - \beta \quad (125)$$

$$A_{trituración} = 2 \left[\left(\frac{R_{taladro} + R_b}{2} \right) h - \frac{\pi R_{taladro}^2 \beta}{360} - \frac{\pi R_b^2 \alpha}{360} \right] \quad (126)$$

$$V_{trituración} = A_{trituración} l_b \eta \quad (127)$$

$$V_{taladro} = \pi R_{taladro}^2 l_{taladro} \quad (128)$$

Entonces el volumen necesario de la cavidad de compensación será:

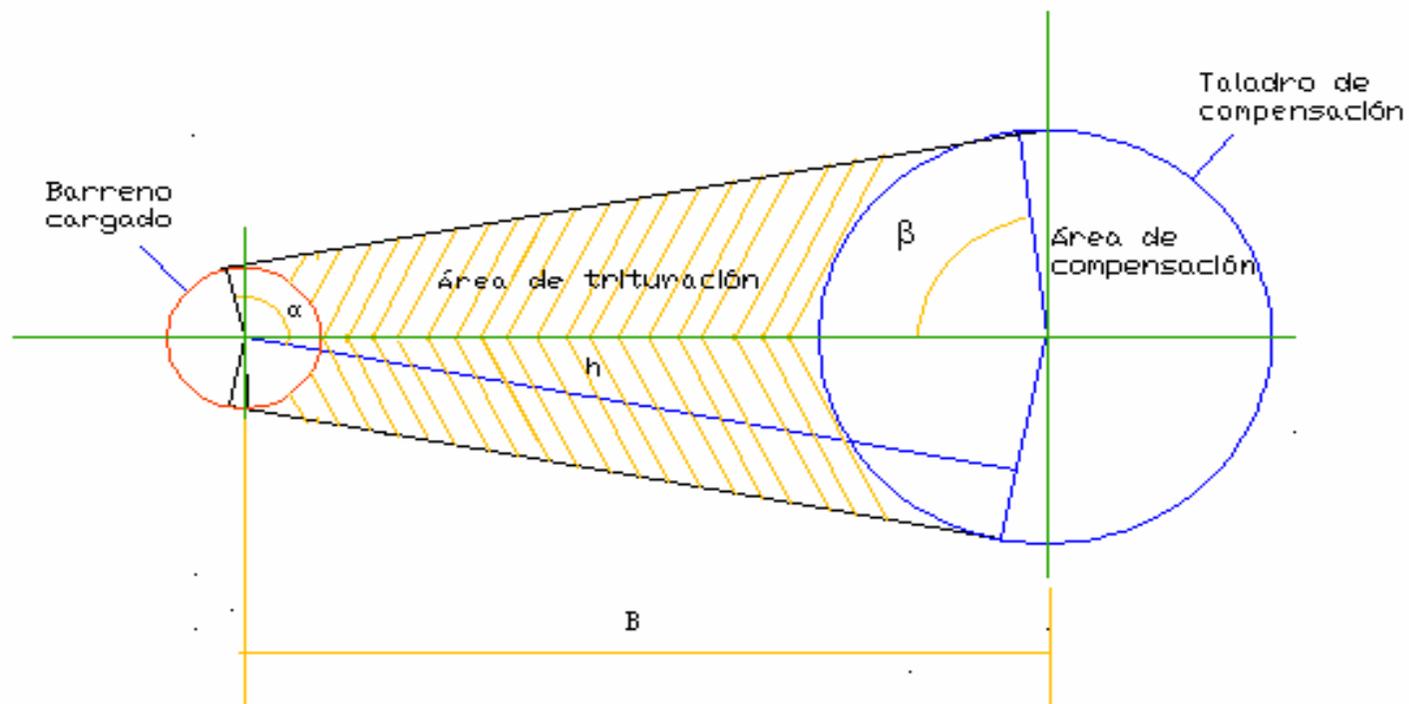


Figura 25 Determinación del volumen del área de trituración

$$V_{cavcomp} = (K_{mullido} - 1)V_{trituración} \quad (129)$$

Con este principio se garantiza el desplazamiento de las rocas trituradas hacia la cavidad de cuele formada por la voladura de este primer barreno cargado.

Tercer Criterio.

Consiste en garantizar la expulsión de la roca triturada y aplastada dentro de la cavidad de cuele.

En este tipo de cuele la cavidad de cuele final se alcanza con el ensanchamiento paulatino de esta cavidad mediante la voladura consecutiva de los restantes barrenos de cuele con el retardo adecuado.

Los parámetros principales que caracterizan el cuele recto con un taladro de compensación vacío son: la dimensión necesaria de la cavidad de cuele H , la cantidad de barrenos cargados $N_{cargados}$, la cantidad de barrenos de compensación N_{comp} y el volumen de la cavidad de cuele V_{cuele} .

La cantidad de taladros de compensación en el cuele recto se determina por la

expresión:
$$N_{comp}^{recto} = ENT \left(\frac{V_{cavcomp}}{0,785 D_{taladro}^2 l} \right) + 1 \quad (130)$$

(Donde ENT- es la parte entera de la relación calculada

La relación de iteración para los cueles rectos y las dependencias para la determinación de sus parámetros son las siguientes:

$$H_{i+1} = 2^{(N_{comp}^{recto} - 1)/2} B(1 + 2n)^i \quad (131)$$

$$N_{carg}^{recto} = \begin{cases} 4(k+1), N_{comp}^{recto} = 1, 2 \\ 2(2k+3), N_{comp}^{recto} = 3 \end{cases} \quad (132)$$

$$V_{cavcuele}^{recto} = H_k^2 \cdot l \cdot \eta \quad (133)$$

donde: $i = 1, 2, \dots, k$

k – es el paso final de la iteración

n - es el índice de acción de la explosión

El ciclo se repite hasta que $H_{i+1} \geq 1m$

III.8.2.2 Cuele recto cilíndrico con dos taladros vacíos de compensación

Se mantienen los mismos principios que se enunciaron para el cuele cilíndrico con un taladro vacío de compensación, pero la existencia de dos taladros vacíos de compensación facilita el desplazamiento de las rocas trituradas hacia la cavidad de compensación.

La distancia desde el centro del barreno cargado hasta el centro de uno de los taladros vacíos se determina por la expresión (123).

Sin embargo es necesario determinar también el otro parámetro decisivo que es la distancia entre los centros de los taladros vacíos h_{tal} , lo que significa el reconocimiento de la necesidad de triturar el segundo tabique de rocas el cual se encuentra entre los taladros vacíos. Es por ello que aquí además del criterio enunciado para el cuele cilíndrico con un taladro de compensación son necesarios otros criterios adicionales. Es decir la distancia entre el eje del barreno cargado y el eje de unión de los centros de los taladros vacíos será:

$$R_{trit} = h_t \quad (134)$$

Y la distancia entre los centros de los taladros vacíos:

$$h_{tal} = 2\sqrt{\frac{D_{tal}^2 - 4R_{trit}D_{tal}}{4}} = \sqrt{D_{tal}^2 - 4R_{trit}D_{tal}} \quad (135)$$

Con ello se garantiza la trituración del tabique existente entre los taladros vacíos (figura 18), además se debe de cumplir el principio del desplazamiento de la roca triturada hacia las cavidades de compensación es decir según la expresión (39) y la expulsión por los gases de la roca triturada y comprimida dentro de la cavidad de cuele formada.

III.8.2.3 Cueles en ranura o de cremallera

Se puede presentar en dos variantes con taladros o barrenos de compensación

En la primera variante la distancia entre los centros del barreno cargado y el taladro vacío se determinará por la expresión (123) (figura 21). Expresión similar a la que se propone para proyectar distancia entre el centro del barreno cargado y el taladro vacío en el cuele cilíndrico. En la segunda variante la cavidad de compensación no es suficiente para permitir el desplazamiento de la roca triturada hacia ella y se requiere de un esfuerzo adicional para lograr el desplazamiento de las paredes de la ranura creada con el cuele, cavidad adicional que favorece este desplazamiento (figura 22).

$$H_i = \sqrt{R_{rit}^2 + 4B^2} \quad (136)$$

III.8.3 Criterios para el cálculo de los principales parámetros de la estructura del cuele en cuña vertical.

A partir de la generalización de investigaciones experimentales sobre el mecanismo de rotura de las rocas en los cueles en cuña (figura 26) en diferentes condiciones ingeniero-geológicas y de investigaciones realizadas por el autor (Sargentón,1997, 2005) se pueden plantear los principios de diseño de este cuele siguientes :

- Se debe lograr la rotura de las rocas por el fondo de los barrenos (del cuele)
- Debe lograrse el corte por la línea de unión de los pares de barrenos , de forma tal que se conformen las superficies laterales del cuele
- Se debe fragmentar la masa rocosa dentro del cuele , con la granulometría adecuada que permita su expulsión de la cavidad del mismo
- La limpieza de la cavidad de cuele, es decir que quede la cavidad de cuele lo más limpia posible, con lo cual quedaría formada la segunda superficie libre.

Las dimensiones de este cuele son las siguientes:

- Distancia entre fila de los pares de barrenos, $a_{cuña}$
- Distancia por el fondo entre los barrenos en la fila , $b_{cuña}$
- Distancia entre las bocas de los barrenos en la fila, $W_{cuña}$

Las mismas se representan en la figura 27

Y se determinan por las expresiones:

$$b_{cuña} = 2r_{trit} K_{agriet} K_{solape} \quad (137)$$

$$a_{cuña} = 2r_{agriet} K_{agriet} K_{solape} \quad (138)$$

$$W_{cuña} = \frac{2(a_{cuña} - b_{cuña})}{k_{fl}} + b_{cuña} \quad (139)$$

$$\alpha_{cuña} = \arccos \frac{(W_{cuña} - b_{cuña})}{2l_b} \quad (140)$$

Donde: K_{agriet} – Coeficiente que tiene en cuenta el agrietamiento del macizo rocoso

K_{solape} – el mismo 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 (ver

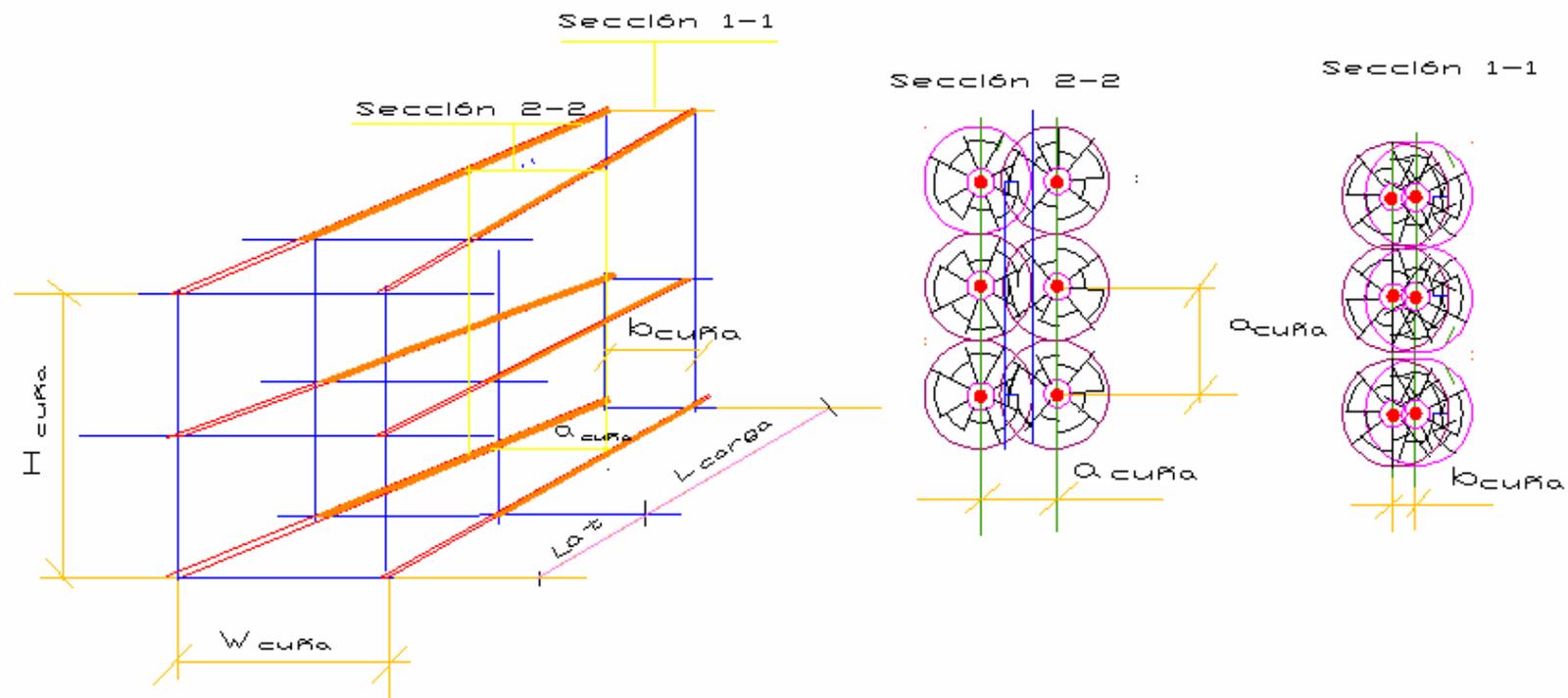


Figura 26 Mecanismo de rotura del cuele en cuña por la acción de la explosión.

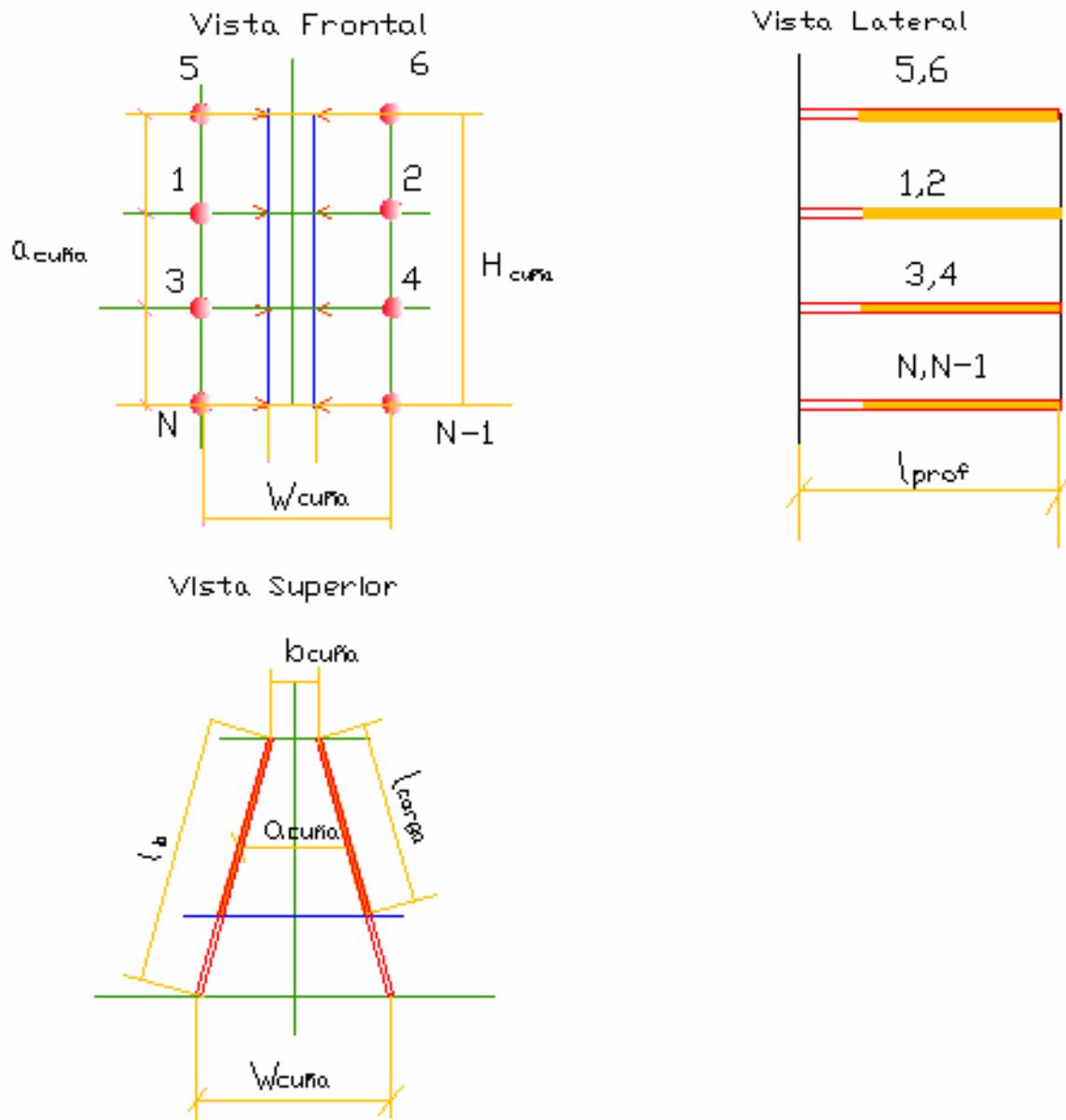


Figura27 Esquema de disposición de los barrenos en el cuele en cuña.

figura 26). Se asume para la zona de trituración igual a 0,9 y para la zona de agrietamiento igual a 0,5

k_{ll} - coeficiente de llenado del barreno de cuele

$l_{barreno}$ - longitud del barreno de cuele, m

Los parámetros principales que caracterizan la estructura del cuele son:

- La dimensión necesaria de la cavidad de cuele según el principio del desarrollo de la cavidad de cuele y la figura anteriormente planteada se determina mediante la relación de iteración:

$$H_i = a_{cuña} \cdot i \quad (141)$$

Donde : i – es el paso de iteración.

El paso final de iteración se determina de la condición

$$i = k ; H_k = a_{cuña} \cdot k \geq 1 \quad (142)$$

Y el sistema de ecuaciones para la determinación de los restantes parámetros de la estructura del cuele en cuña sería:

$$\begin{aligned} N_{cargados} &= 2k \\ N_{comp.} &= 0 \\ V_{cuele} &= \left(\frac{W_{cuña} + b_{cuña}}{2} \right) a_{cuña} (k-1) \cdot l \cdot \eta \cdot \text{sen} \alpha_{cuña} \end{aligned} \quad (143)$$

En la tabla 1 del ANEXO 13 aparecen los parámetros teóricos y prácticos del cuele en cuña vertical para todas las litologías en estudio.

III.8.4 Criterios para el diseño de los parámetros de los barrenos de arranque.

Como se señaló en los epígrafes anteriores, a consecuencia de la voladura de los barrenos de cuele, se debe crear una cavidad suficiente y necesaria, que permita la formación de la segunda superficie libre, además una dimensión lineal de esta cavidad no menor de 1m, creadas estas condiciones, el diseño y el cálculo de los parámetros de los barrenos de arranque se realiza considerando la existencia de esa superficie libre y a semejanza con la voladura en un banco. En el caso de las excavaciones de sección transversal media y pequeña la voladura de los barrenos de arranque puede producirse con fondo libre y con fondo cerrado. La experiencia acumulada en la excavación de excavaciones subterráneas con frente adelantado confirma la obtención de ángulos de rotura del cráter de voladura de 90 grados y de 135 grados en la parte inferior (ver figura 28).

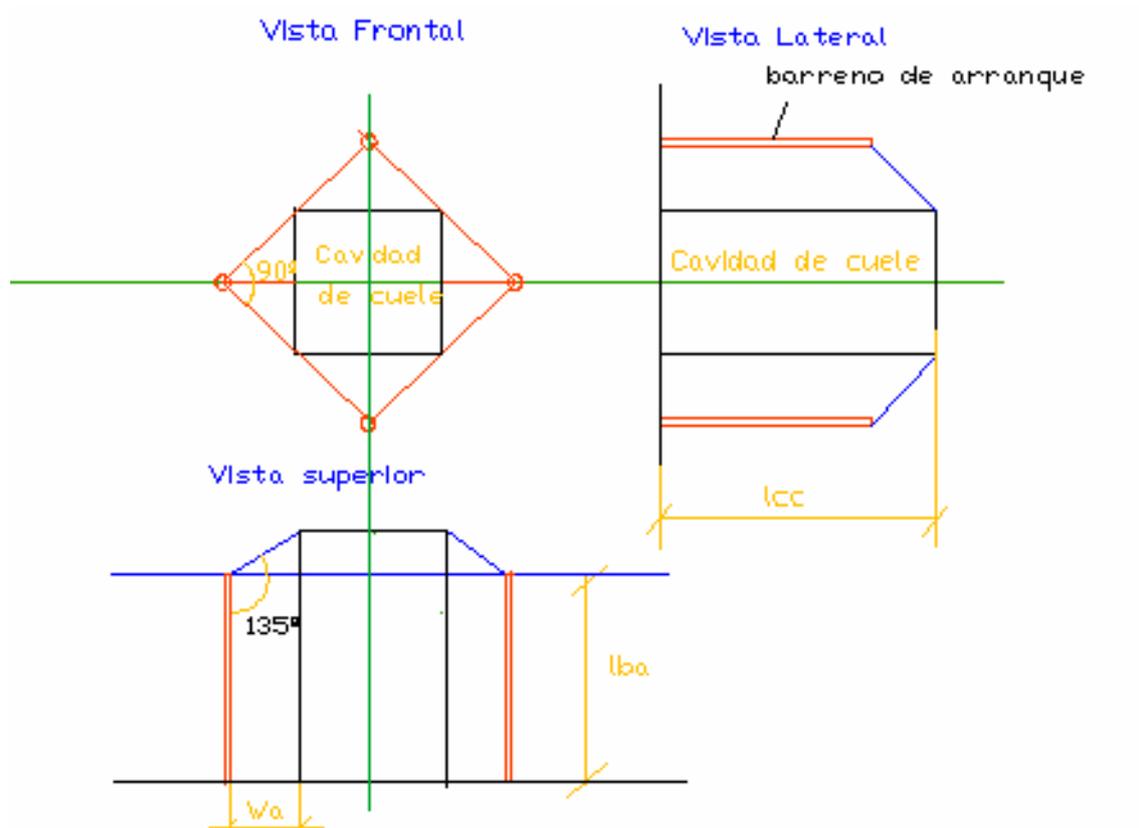


Figura28 Mecanismo de rotura de los barrenos de arranque con fondo libre.

Diversos autores señalan la necesidad de que los barrenos de arranque sean al menos un 10% menor que los de cuele, pero no argumentan el fundamento teórico de este criterio.

En este trabajo se fundamenta teóricamente el principio, en virtud del cual se logra aumentar la efectividad del arranque de estos barrenos si se explosionan con fondo libre y consecuentemente se alcanza un mayor aprovechamiento de los mismos.

La línea de menor resistencia se determina a partir de la expresión (110) mediante el término:

$$W_{arr} = W_{max} K_g K_{oc} \quad (144)$$

III.8.5 Criterios para el diseño de los parámetros de los barrenos de contorno.

El desarrollo alcanzado por la tecnología de los trabajos de perforación y voladura en la actualidad obliga a la utilización de la voladura de contorno o lisa.

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

En este caso los parámetros principales son: la distancia entre los barrenos de contorno a , la línea de menor resistencia (LMR), la distancia del eje del barreno de contorno al contorno proyectado de la excavación y el coeficiente de aproximación de las cargas m .

La determinación de la distancia entre los barrenos de contorno se realiza bajo el principio de que los esfuerzos de tracción producidos por el campo tensional favorezcan el corte por la línea de unión de los barrenos, por lo que el parámetro a se calcula por la expresión:

$$a_{contorno} = 2 r_g k_g k_{och} \quad (145)$$

Donde: r_g - radio de agrietamiento que se produce entre dos cargas que explosionan al unísono.

k_g - coeficiente de agrietamiento que tiene en cuenta el grado de agrietamiento de las rocas;

k_{och} - coeficiente que tiene en cuenta la orientación de las grietas respecto a la dirección de la onda de tensiones.

El coeficiente de agrietamiento se establece como se explicó en el acápite III.7 a partir del perfeccionamiento de la clasificación de las rocas propuesta por **Barón et al (1967)**, los valores del mismo se muestran en la tabla 9. De igual forma el coeficiente que tiene en cuenta la dirección de la onda de choque respecto a la superficie libre se pueden apreciar en la tabla 10. La línea de menor resistencia (LMR) W , se determina para la voladura de recorte a partir del coeficiente de aproximación de las cargas (m) mediante la relación $m = \frac{a}{W} = (0,8 \div 1,2)$ (**Baron y Kliuchnikov, 1967**). Aunque **Wolf (1999)** y **Walter (2001)** proponen un rango de variación de este coeficiente algo más estrecho $m = 1 \div 1,5$ pero cercano al valor anterior, en las condiciones de la investigación el valor más adecuado es:

$$W = \frac{a}{m} = \frac{a}{(0,8 \div 1,2)} \quad (146)$$

La distancia del eje del barreno de contorno al contorno proyectado de la excavación (figura 29) se determina por la expresión:

$$c \geq R_{rit} \quad (147)$$

Con los criterios que se señalan se logra alcanzar un contorno lo más cercano posible al contorno proyectado con una sobre excavación mínima, pero además de este objetivo la voladura de contorno permite la obtención de superficies estables en los lados y el techo de la excavación.

La estabilidad del contorno obtenido después de la voladura se alcanza con la condición (**Shuifer et al, 1982 y Azarcovich et al, 1984, 1996, 1997**):

$$h = \left(\frac{d_b}{6} \right) \quad (148)$$

Donde : h – dimensión promedio (altura) de la irregularidad del contorno.

d_b - tamaño del bloque natural de rocas en el macizo.

Esta condición se fundamenta en considerar la existencia de bloques de diferentes tamaños en dependencia del agrietamiento en los macizos rocosos y en que la estabilidad de los contornos obtenidos, extiéndase lados y techos, está relacionada con el grado de confinamiento de los bloques en los mismos – cuanto menos sobresalgan los bloques del contorno de la pared esta será más estable. Por ello para

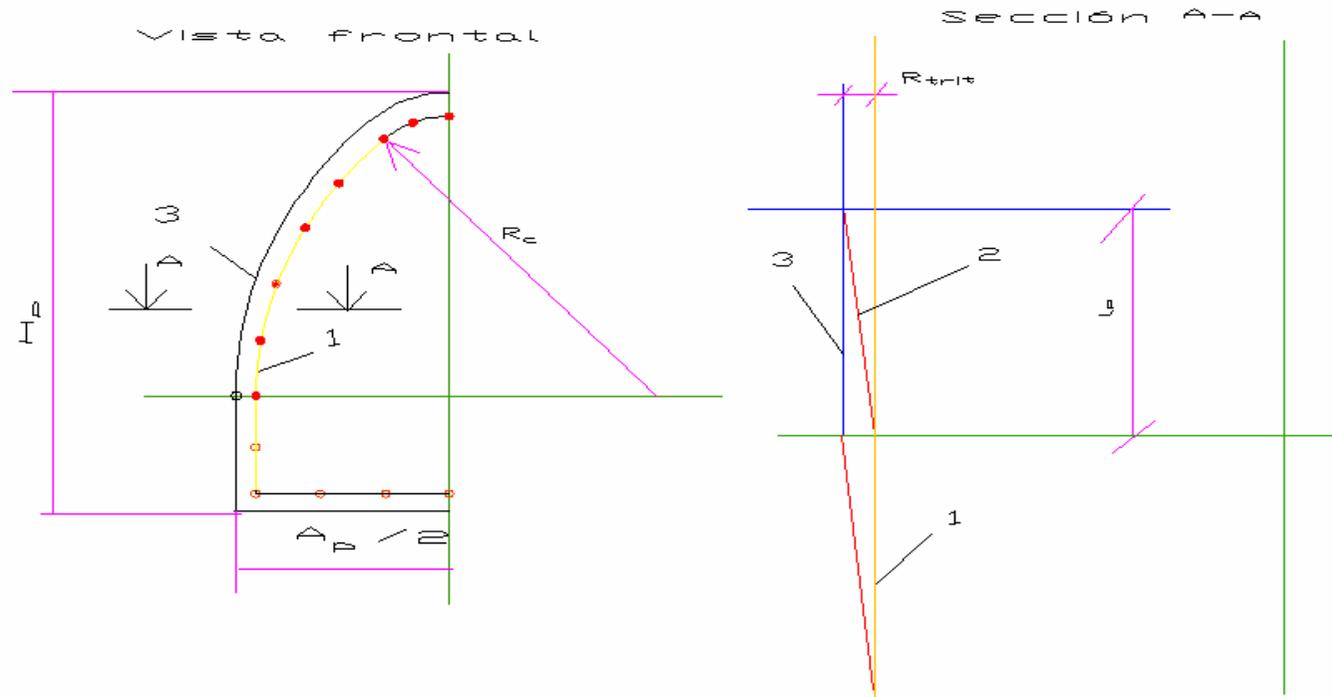


Figura 29. Representación de la distancia del centro del barreno de contorno al contorno de proyecto de la excavación
 1. Línea de ubicación de los barrenos de contorno. 2. Barreno de contorno. 3 Contorno de proyecto.

H_p - altura de proyecto de la excavación A_p - Ancho de proyecto de la excavación. l_p - profundidad de los barrenos

R_c - Radio de curvatura de la bóveda. R_{trit} radio de trituración producido por la carga desacoplada de SE.

prevenir la caída de los bloques de la pared, estos no deben sobresalir más de la mitad o con cierta reserva un tercio de su tamaño.

III.9 Resumen del capítulo.

Se realiza la modelación de la onda de detonación, de la onda de choque y de la onda de presión a partir del modelo matemático propuesto por **Ismailov (Gogoliev,1965 y Staniukovich ,1971)** y del campo tenso-deformacional mediante el modelo de **Borovikov y Vaniagin (1995)** para cargas compactas sobre la base de la acción de la explosión sobre el medio rocoso. De igual forma se modeló la onda de presión mediante el modelo de **Azarcovich et al (1997)** y **Matveichuk y Chursalov (2002)** y el campo tenso deformacional por el modelo de **Bovovikov y Vaniagin (1995)**.

Después de esta modelación y a partir de los criterios de fragmentación se explican los mecanismos de rotura de las rocas en los diferentes grupos del conjunto de barrenos y se presentan los criterios para el diseño y la ejecución de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Además se analizan los principios para la modelación matemática del agrietamiento y se adecuan los valores del coeficiente monolítico relativo propuesto por **Barón et al (1987)** para modelar el agrietamiento a los macizos rocosos cubanos.

CAPÍTULO IV

CAPÍTULO IV VALIDACIÓN DE LOS CRITERIOS PROPUESTOS DE DISEÑO Y EJECUCIÓN DE LAS VOLADURAS

Introducción.

La validación de los criterios que se proponen se realizó mediante trabajos experimentales orientados en tres vertientes:

- Trabajos de laboratorio.
- Trabajos de campo
- Voladuras experimentales

IV.1 Trabajos de laboratorio.

Estos trabajos fueron realizados en los laboratorios de Mecánica de rocas y de Física de las rocas del ISMM “Dr. Antonio Núñez Jiménez” y de las empresas de Investigación y Proyectos de Recursos Hidráulicos de Holguín.

Los tipos de ensayos y de determinaciones ya fueron explicados en el capítulo II.

IV.2 Trabajos de campo.

Los trabajos de campo fueron realizados en los trasvases y las minas donde se realizaron las investigaciones:

- Los Trasvases: Este-Oeste, Caney –Gilbert y Sabanalamar –Pozo Azul
- Las minas Mercedita, Amores y El Cobre.

Los trabajos de campo consistieron en:

- a. El estudio de las características estructurales y tectónicas de los macizos investigados e incluye la descripción petrográfica (tratadas en el capítulo II).
- b. El estudio del agrietamiento. (desarrollado en el Capítulo II).
- c. La toma de muestras para la determinación de las propiedades másicas, de resistencia y acústica fundamentalmente.
- d. La medición de las dimensiones de la excavación, su sección transversal y la calidad del contorneado de las excavaciones.
- e. La medición y determinación de los indicadores de efectividad de las voladuras en la excavación de las obras subterráneas siguientes: avance del

frente de excavación en la voladura, coeficiente de aprovechamiento de los barrenos, dimensiones de la excavación, determinación de la sobre o subexcavación, consumo de sustancia explosivas y de medios de explosión, metraje de barrenación y calidad del contorneado.

- f. Observación científica de los resultados de las voladuras.
 - a. Influencia del agrietamiento en el mecanismo de rotura de las rocas en el cuele.
 - b. Influencia del agrietamiento en la calidad del contorneado y en la sobre excavación.
 - c. Granulometría de la roca volada.

IV.3 Muestreo de rocas.

La toma de muestra comprendió tanto muestras regulares (cilíndricas con 42 y 56 mm de diámetro) como irregulares (monolitos) de rocas en las obras y minas investigadas para la determinación de las propiedades anteriormente señaladas.

IV.4 Trabajos de medición de la sección transversal.

Se realizó la medición de las dimensiones de las excavaciones subterráneas (ancho, alto, perímetro activo y área de la sección transversal) y el cálculo de las características del contorneado (rugosidad y sobreexcavación) tanto en las voladuras experimentales como de producción.

Fueron medidos los principales parámetros de los trabajos de perforación y voladura: distancia entre los barrenos de cuele, contorno y arranque, profundidad de los barrenos; línea de menor resistencia y avance del frente de excavación.

Para el levantamiento de la sección transversal se utilizó el método topográfico, mediante coordenadas polares, es decir, la medición del ángulo φ_i y los radios vectores ρ_i .

A partir de los mismos se determinó el área de la sección transversal como la sumatoria de los triángulos que se forman por la expresión:

$$S_i = \frac{1}{2} \left[(x_i - x_{i+1})(y_i + y_{i+1}) + (x_{i+1} - x_{i+2})(y_{i+1} + y_{i+2}) + (x_{i+2} - x_{i-1})(y_{i+2} + y_{i-1}) \right] \quad (149)$$

$$S_p = \sum_i^{n-1} S_i \quad (150)$$

donde:

$$x_i = \rho_i \cos \varphi_i \quad (151)$$

$$y_i = \rho_i \operatorname{sen} \varphi_i \quad (152)$$

El perímetro activo como la sumatoria de los segmentos de recta que se obtienen al trazar el contorno

$$P_a = \sum_1^{n-1} P_a^i \quad (153)$$

$$P_a^i = \sqrt{\left((x_{i+1} - x_i)^2 + (y_{i+1} - y_i)^2\right)} \quad (154)$$

$$a = \frac{P_a}{2(n-1)} \quad (155)$$

Las coordenadas de los puntos de la línea media serían:

$$x_m^i = \frac{(x_i + x_{i+1})}{2} \quad (156)$$

$$y_m^i = \frac{(y_i + y_{i+1})}{2} \quad (157)$$

La longitud de la línea media

$$L_{media} = \sum_1^{n-2} l_m^i \quad (158)$$

$$l_m^i = \sqrt{(x_m^i - x_m^{i+1})^2 + (y_m^i - y_m^{i+1})^2} \quad (159)$$

$$l = \frac{L_{media}}{n-2} \quad (160)$$

Estos elementos se pueden apreciar en la figura 30.

A partir de la medición de la sección de laboreo de la excavación en coordenadas polares, se determinó también el perímetro activo específico p' (**Barón y Kliuchnikov, 1967**) mediante la relación:

$$p' = \frac{P_a}{S_p}, \text{ml/m}^3 \quad (161)$$

Para valorar la calidad del contorneado se realizó un estudio de la rugosidad del contorno de la excavación, por lo cual se determinó también la longitud total de la línea media P_m .

La medición de las irregularidades a partir de la línea media del perfil rugoso es posible ya que un aumento de la longitud de la línea media trae consigo un aumento de la rugosidad.

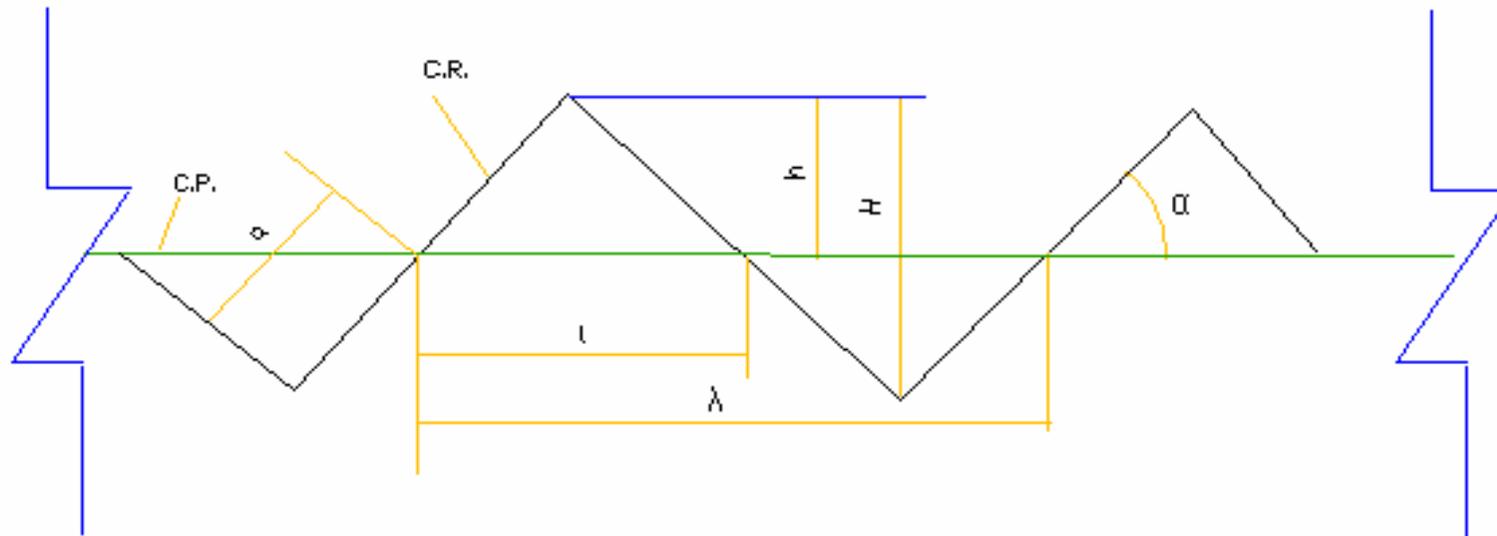


Figura 30. Elementos de la rugosidad

h-altura ; l – base; a-lado; α -ángulo de inclinación; H-amplitud de la rugosidad; λ - paso de la rugosidad;
L.M. -línea media; C.R.-contorno Real.

Para todas las superficies rugosas se cumple la desigualdad:

$$P_r > P_m \quad (162)$$

Cuando $P_r = P_m$ la superficie es lisa

La diferencia $P_r - P_m = \Delta P$, muestra el aumento de la longitud de la línea del contorno real en comparación con la longitud de la línea media.

El índice de rugosidad se determina mediante la expresión:

$$\rho = \frac{\Delta P}{P_m} = \frac{P_r}{P_m} - 1 \quad (163)$$

Los demás parámetros de la rugosidad se determinan por las expresiones siguientes.

La altura de la rugosidad:

$$h = \sqrt{a - \left(\frac{l}{2}\right)^2} \quad (164)$$

El paso de la rugosidad

$$\lambda = 2l \quad (165)$$

La amplitud de la rugosidad

$$H = 2h \quad (166)$$

Bondarenko (1981), propone otra expresión para determinar la sobreexcavación lineal promedio

$$h = \frac{(S_l - S_p)}{P_l} \quad (167)$$

Expresión que es válida en caso de que no haya subexcavación.

En la tesis se propone una expresión que perfecciona la propuesta de **Bondarenko**

$$h = \frac{(S_l - S_p)}{\frac{(P_l + P_p)}{2}} = \frac{2(S_l - S_p)}{(P_l + P_p)} \quad (168)$$

La que puede ser aplicada en los casos de sobre y sub excavación.

Para el cálculo de las dimensiones de la sección transversal de las excavaciones y las características de su contorneado se utilizó el programa informático en Excel sobre Windows XT CalSecTranv (**Sargentón,2007c**). Los resultados de las mediciones del área de las secciones transversales alcanzadas con las voladuras de producción en el frente Ojo de Agua –Serones y Ojo de Agua- Yagrumal se muestran respectivamente en las tablas 11 y 13 y los de las voladuras experimentales en los

tramos Ojo de Agua-Yagrimal y Ojo de Agua-Serones se muestran en las tablas 12 y 14. respectivamente.

Registro fotográfico de los experimentos.

Se tomaron fotografías de los experimentos realizados las mismas tenían los objetivos de:

- Registrar la cavidad de cuele obtenida por la voladura del cuele cilíndrico con un taladro de compensación.
- Registrar el contorneado de las paredes y el techo obtenido con la voladura de contorno a partir de la proyección mediante los criterios de cálculo propuestos.
- Registrar las grietas inducidas por la voladura de una carga compacta en las litologías objeto de estudio.

IV.5 Voladuras experimentales.

Las voladuras experimentales se realizaron en tres modalidades: voladuras de polígono, voladuras semindustriales y voladuras industriales.

Las voladuras de polígono fueron realizadas en monolitos de rocas, en paramentos o en las paredes y los frentes de avances para estudiar los campos deformacionales destructivos (formación de grietas en barrenos aislados, entre dos o más barrenos, formación de la zona de trituración, la rotura del tabique en los cueles rectos cilíndricos con uno o dos taladros vacíos, conformación de la superficie entre dos barrenos con carga con espacio anular de aire entre otros).

Las voladuras semindustriales comprendieron principalmente la voladura de forma independiente de los cueles rectos cilíndricos y de cuña tanto en los frentes de excavación como en los paramentos de los taludes.

Las voladuras industriales se realizaron directamente en los frentes en condiciones de producción y en dos variantes explosionando todas las cargas con el retardo establecido y explosionando las cargas de forma secuencial para poder estudiar el efecto de los diferentes grupos de barrenos. Se realizaron voladuras experimentales en las minas: Mercedita, Amores, El Cobre y en los Trasvases: Caney-Gilbert y Este-Oeste.

Seccion	Ancho,m	Altura,m	Sl ,m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc	Proy.	Llmedia	a	L	λ	h	H	ρ	tang	Grados
I	7,40	6,45	36,21	30,89	1,17	16,27	14,91	15,14	0,45	0,89	1,78	0,08	0,15	0,0745	0,3932	21
II	7,10	6,50	35,68	30,89	1,15	16,28	14,91	15,13	0,45	0,89	1,78	0,08	0,16	0,0766	0,3987	22
III	7,70	6,55	36,71	30,89	1,19	16,35	14,91	15,22	0,45	0,90	1,79	0,08	0,15	0,0741	0,3921	21
IV	7,85	6,65	37,31	30,89	1,21	17,20	14,91	15,94	0,48	0,94	1,87	0,09	0,19	0,0794	0,4063	22
V	7,20	6,50	35,42	30,89	1,15	16,52	14,91	15,14	0,46	0,89	1,78	0,11	0,22	0,0906	0,4352	24
VI	7,70	6,50	36,41	30,89	1,18	16,36	14,91	15,19	0,45	0,89	1,79	0,08	0,17	0,0769	0,3997	22
VII	7,50	6,64	35,42	30,89	1,15	17,10	14,91	15,61	0,48	0,92	1,84	0,12	0,24	0,0952	0,4466	24
VIII	7,50	6,50	36,49	30,89	1,18	16,38	14,91	15,22	0,45	0,90	1,79	0,08	0,16	0,0763	0,3979	22
IX	7,66	6,61	37,01	30,89	1,20	16,82	14,91	15,34	0,47	0,90	1,80	0,12	0,24	0,0963	0,4492	24
X	7,60	6,60	36,33	30,89	1,18	17,09	14,91	15,73	0,47	0,93	1,85	0,11	0,21	0,0864	0,4246	23
XI	6,95	6,54	37,24	30,89	1,21	18,74	14,91	16,19	0,52	0,95	1,90	0,21	0,42	0,1575	0,5830	30
XII	7,70	6,15	35,71	30,89	1,16	16,07	14,91	14,92	0,45	0,88	1,76	0,08	0,16	0,0770	0,3999	22
Promedio	7,49	6,52	36,33	30,89	1,18	16,77	14,91	15,40	0,47	0,91	1,81	0,10	0,21	0,09	0,43	23,09

Sección	Ancho ,m	Altura,m	Sl ,m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc,m	Proy.,m	Llmedia,m	a, m	L, m	λ,m	H ,m	H , m	ρ	Tang	Grados	hcalc,m
I	6,75	6,00	32,34	30,89	1,05	15,18	14,91	14,28	0,42	0,84	1,68	0,04	0,08	0,0634	0,3618	20	0,10
II	7,20	6,05	33,21	30,89	1,08	15,55	14,91	14,46	0,43	0,85	1,70	0,82	1,65	0,0756	0,3961	22	0,15
III	6,94	6,10	33,00	30,89	1,07	15,41	14,91	14,47	0,43	0,85	1,70	0,82	1,65	0,0650	0,3663	20	0,14
IV	6,75	6,15	33,36	30,89	1,08	15,90	14,91	14,57	0,44	0,86	1,71	0,83	1,66	0,0911	0,4365	24	0,16
V	6,94	6,00	33,41	30,89	1,08	15,56	14,91	14,50	0,43	0,85	1,71	0,83	1,65	0,0730	0,3889	21	0,16
VI	7,30	6,05	33,23	30,89	1,08	15,46	14,91	14,50	0,43	0,85	1,71	0,83	1,65	0,0662	0,3699	20	0,15
VII	7,18	6,08	33,21	30,89	1,08	15,87	14,91	14,67	0,44	0,86	1,73	0,83	1,67	0,0817	0,4124	22	0,15
VIII	6,91	5,99	32,08	30,89	1,04	15,19	14,91	14,27	0,42	0,84	1,68	0,81	1,62	0,0648	0,3657	20	0,08
IX	7,24	6,14	32,51	30,89	1,05	15,50	14,91	14,45	0,43	0,85	1,70	0,82	1,64	0,0728	0,3883	21	0,10
X	7,19	5,97	31,96	30,89	1,03	15,31	14,91	14,31	0,43	0,84	1,68	0,81	1,63	0,0696	0,3794	21	0,07
XI	7,26	6,03	33,19	30,89	1,07	15,34	14,91	14,53	0,43	0,85	1,71	0,83	1,65	0,0559	0,3392	19	0,15
XII		6,04	33,48	30,89	1,08	15,53	14,91	14,53	0,43	0,85	1,71	0,83	1,65	0,0683	0,3760	21	0,17
Prom	7,09	6,05	32,92	30,89	1,07	15,48	14,91	14,46	0,43	0,85	1,70	0,76	1,52	0,0706	0,3817	21	0,13

Tabla 13 Levantamiento de la sección transversal. Voladuras de producción .Tramo: Yagrumal-Guaro. Frente: Ojo de Agua-Yagrumal.

Sección	Ancho ,m	Altura,m	Sl ,m ²	Sp,m ²	Kse	Pécs,m	Pproy.,m	Llmedia,m	a, m	l, m	λ,m	H ,m	H , m	ρ	tang	Grados	Hcalc,m
I	6,85	6,35	36,05	30,89	1,17	16,60	14,91	15,31	0,46	0,90	1,80	0,10	0,20	0,084	0,419	23	0,31
II	7,45	6,30	35,96	30,89	1,16	23,54	14,91	18,12	0,65	1,07	2,13	0,38	0,76	0,299	0,830	40	0,22
III	7,05	6,20	36,08	30,89	1,17	16,95	14,91	15,29	0,47	0,90	1,80	0,14	0,28	0,109	0,479	26	0,31
IV	7,00	6,28	36,34	30,89	1,18	16,68	14,91	15,26	0,46	0,90	1,80	0,12	0,23	0,093	0,441	24	0,33
V	7,52	6,28	37,16	30,89	1,20	17,62	14,91	15,49	0,49	0,91	1,82	0,18	0,36	0,137	0,541	28	0,36
VI	6,85	6,20	35,45	30,89	1,15	17,92	14,91	15,65	0,50	0,92	1,84	0,19	0,38	0,145	0,558	29	0,25
VII	7,40	6,25	36,71	30,89	1,19	17,55	14,91	15,42	0,49	0,91	1,81	0,18	0,36	0,138	0,543	28	0,33
VIII	7,47	6,25	36,90	30,89	1,19	17,52	14,91	15,44	0,49	0,91	1,82	0,17	0,35	0,134	0,536	28	0,34
IX	7,37	6,25	36,91	30,89	1,19	17,62	14,91	15,49	0,49	0,91	1,82	0,18	0,36	0,138	0,543	29	0,34
X	7,41	6,25	36,79	30,89	1,19	17,51	14,91	15,42	0,49	0,91	1,81	0,18	0,35	0,135	0,537	28	0,34
XI	7,37	6,25	36,93	30,89	1,20	17,67	14,91	15,48	0,49	0,91	1,82	0,18	0,37	0,141	0,550	29	0,34
XII	7,40	6,25	36,71	30,89	1,19	17,55	14,91	15,42	0,49	0,91	1,81	0,18	0,36	0,138	0,543	28	0,33
Promedio	7,26	6,26	36,50	30,89	1,18	17,89	14,91	15,65	0,50	0,92	1,84	0,18	0,36	0,141	0,54	28	0,32

Tabla 14 Levantamiento de la sección transversal. Voladuras Experimentales. Tramo Yagrumal –GuaroFrenteOjo de Agua-Yagrumal

Sección	Ancho ,m	Altura,m	Sl ,m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc,m	Proy.,m	Llmedia,m	a, m	L, m	λ,m	H ,m	H , m	ρ	Tang	Grados	hcalc,m
I	6,80	6,10	32,57	30,89	1,05	15,37	14,91	14,37	0,43	0,85	1,69	0,06	0,12	0,069	0,378	21	0,11
II	5,05	6,10	31,56	30,89	1,02	17,58	14,91	15,83	0,88	1,76	3,52	1,70	3,41	0,111	0,483	26	0,04
III	4,80	6,00	31,74	30,89	1,03	17,76	14,91	15,71	0,89	1,75	3,49	1,69	3,38	0,131	0,527	28	0,05
IV	4,75	6,30	32,00	30,89	1,04	17,92	14,91	15,75	0,90	1,75	3,50	1,69	3,38	0,138	0,544	29	0,06
V	5,20	6,00	31,84	30,89	1,03	17,63	14,91	15,90	0,88	1,77	3,53	1,71	3,42	0,109	0,478	26	0,05
VI	5,35	6,05	32,27	30,89	1,04	17,74	14,91	15,82	0,89	1,76	3,51	1,70	3,40	0,122	0,508	27	0,08
VII	5,10	6,25	33,29	30,89	1,08	18,17	14,91	16,07	0,91	1,79	3,57	1,73	3,45	0,131	0,528	28	0,13
VIII	5,05	6,25	31,93	30,89	1,03	18,11	14,91	15,98	0,91	1,78	3,55	1,72	3,43	0,133	0,533	28	0,06
IX	5,35	6,20	32,36	30,89	1,05	17,93	14,91	15,94	0,90	1,77	3,54	1,71	3,43	0,125	0,515	27	0,08
X	4,85	6,10	31,72	30,89	1,03	17,87	14,91	15,82	0,89	1,76	3,54	1,70	3,40	0,130	0,526	28	0,05
XI	4,95	6,35	32,05	30,89	1,04	17,90	14,91	15,93	0,89	1,77	3,54	1,71	3,43	0,123	0,512	27	0,06
XII	4,90	6,15	32,46	30,89	1,05	18,01	14,91	15,87	0,90	1,76	3,53	1,70	3,41	0,135	0,537	28	0,09
Prom	5,18	6,15	32,15	30,89	1,04	17,67	14,91	15,75	0,85	1,69	3,38	1,57	3,14	0,121	0,506	27	0,07

IV.5.1 Planificación de las voladuras experimentales.

Introducción.

En el marco teórico de esta tesis se ha expuesto el basamento experimental que ha caracterizado a la ciencia de la fragmentación de rocas, su desarrollo actual se orienta a sostener esta tendencia, por lo cual fue preciso emprender acciones en esta dirección no solo con el objetivo único de validar el modelo teórico que se expone, sino como una herramienta fundamental para enriquecer el propio modelo teórico.

El fundamento científico del diseño y de la planificación experimental es la teoría matemática del experimento tratada por diversos autores de las ciencias mineras **Mindely (1974), Mitrofanov et al (1982), Gusiev y Sheremiet (2005), Porotov (2006)** y de las ciencias matemáticas, **Blaisdell,(1993); Guerra Bustillo et al (2003) y Skobelina ,Liubek y Katisheva (2005).**

El diseño y la planificación experimental que se exponen en la tesis se fundamentan en los principios que exponen estos autores y los principios surgidos en el proceso mismo de los experimentos realizados que se adecuan a las particularidades de las voladuras experimentales en el laboreo de excavaciones subterráneas.

Los experimentos se realizaron con los objetivos siguientes:

- Confirmar la validez de los cálculos de las cargas con espacio anular de aire en la voladura de contorno y conjuntamente con ello establecer la relación adecuada del índice de aproximación de las cargas como parámetro fundamental de este método de voladura en las condiciones de investigación.
- Corroborar el modelo teórico de cálculo de los parámetros de los cueles de cuña y recto, este último en sus dos versiones con uno o dos taladros de compensación.
- Precisar el cálculo de la línea de menor resistencia como parámetro clave de los barrenos de arranque.

IV.5.1.1 Diseño de los experimentos.

Para el cumplimiento de los tres principios fundamentales del diseño de la experimentación (repetición, aleatoriedad y control local) (**Guerra Bustillo et al ,2003**)

se replicó al menos una vez los experimentos con el objetivo de realizar una correcta evaluación de la varianza.

Para lograr voladuras aleatorias las mismas se realizaron en los siguientes frentes: Ojo de Agua – Yagrumal, Ojo de Agua – Serones, Serones – Ojo de Agua y Guaro-Serones. La valoración de la información planteada por los autores más arriba señalados permitió seleccionar el método más adecuado de diseño, dentro del propio método estadístico que consistió en la experimentación factorial.

Se planificaron, diseñaron y realizaron voladuras experimentales para el conjunto de barrenos (cuele y ayudantes de cuele, arranque y contorno), y especialmente los cueles en cuña y cueles rectos cilíndricos con uno y dos taladros de compensación.

IV.5.2 Metodología para el diseño y planificación de los experimentos.

La metodología para el diseño y la planificación de las voladuras experimentales de cada grupo del conjunto de barrenos es la siguiente:

IV.5.2.1 Diseño de los experimentos en los barrenos de cuele.

Cuele cilíndrico con un taladro de compensación.

El experimento se planifica para validar la distancia racional entre los centros del barreno cargado y el taladro vacío B con un coeficiente de llenado del mismo k_{ll} que permita el máximo aprovechamiento del barreno.

Es por ello que la función de respuesta es el aprovechamiento de los barrenos η y reformula una tarea de optimización.

Los dos factores de los que depende la función de respuesta son:

X_1 - distancia entre el barreno y el taladro de compensación, B en m

X_2 – coeficiente de llenado del barreno, k_{ll} .

La zona de definición de los factores

El factor X_1 tiene dos niveles de variación: X_1^i, X_1^s

Nivel principal: se establece a partir del valor teórico de este parámetro que se determina según el modelo matemático de cálculo en este caso se determina por la expresión (127).

Para el gablo presente en el tramo Yagrumal –Guaro: $R_{trit} = 124$ mm

Por lo que $B=175$ mm.

El intervalo de variación de este factor es $\Delta X_1 = \frac{d_{\text{barreno}}}{2} = 21 \text{ mm}$

Nivel Superior: $X_1^s = X_1^0 + \Delta X_1 = 175 + 21 \approx 195 \text{ mm}$

Nivel Inferior : $X_1^i = X_1^0 - \Delta X_1 = 175 - 21 \approx 155 \text{ mm}$.

El factor X_2 tiene también dos niveles de variación: X_2^s, X_2^i

Por la particularidad de este factor fue establecido a partir del criterio del resultado de una voladura normal con los siguientes valores:

Nivel principal: $X_2^0 = 0,85$; Nivel superior: $X_2^s = 0,90$; Nivel inferior: $X_2^i = 0,80$

La cantidad de ensayos o pruebas se determinó por la expresión (**Mitrofanov et al,1974; Mindely,1974; Blaisdell (1993); Gusiev y Sheremiet (2005) y Porotov (2006)**):

$$N = nP^k \quad (169)$$

Donde: N- es la cantidad de ensayos o pruebas

n – es la cantidad de réplicas

P – es la cantidad de niveles de variación

K – es la cantidad de factores

Para esta planificación se obtiene: $N=8$

En las tablas 15 y 16 se muestra la matriz de planificación y codificación de los experimentos del cuele cilíndrico con un taladro de compensación.

Cuele cilíndrico con dos taladros de compensación.

El experimento se planifica para validar la distancia racional entre los centros del barreno cargado y el taladro vacío B y la distancia entre los centros de los taladros de compensación h_{taladro} a partir de un coeficiente de llenado del barreno k_{ll} que permita el máximo aprovechamiento del mismo.

Es por ello que la función de respuesta es el aprovechamiento de los barrenos η y plantea la tarea de optimización de maximizar este indicador.

Los tres factores de los que depende la función de respuesta son:

X_1 - distancia entre el barreno y el taladro de compensación, B en mm

X_2 – coeficiente de llenado del barreno, k_{ll} .

X_3 - distancia entre los centros de los taladros de compensación, h_{taladro} , mm

Matriz de planificación y codificación de los experimentos

Diseño de la experimentación del cuele recto con un taladro de compensación

Tabla 15 Descripción de los factores y sus intervalos de variación.

Factor	Denominación	Unidad de medida	Nivel principal	Intervalo de variación	Nivel Superior (+1)	Nivel Inferior (-1)
Distancia entre el barrenos y el taladro , B	X_1	mm	175	21	195	154
Coefficiente de carga del barreno, k_{II}	X_2	-	0,90	0,05	0,95	0,85

Tabla 16 Niveles de los factores e intervalos de variación.

Niveles de factores y número de ensayos	X_1	X_2
Nivel principal $X_i = 0$	175	0,85
Intervalo de variación ΔX	21	0,05
Nivel superior ($X_i = +1$)	195	0,90
Nivel inferior ($X_i = -1$)	155	0,80
Nº del ensayo		
1	-1	-1
2	-1	+1
3	+1	-1
4	+1	+1
5	-1	-1
6	-1	+1
7	+1	-1
8	+1	+1

La zona de definición de los factores

El factor X_1 tiene dos niveles de variación: X_1^i, X_1^s

Nivel principal: se establece a partir del valor teórico de este parámetro que se determina según el modelo matemático de cálculo en este caso se determina por la expresión (127).

Para las calizas masivas del tramo Yagrumal –Guaro, frente Ojo de Agua-Yagrumal:

$R_{\text{trit}} = 177 \text{ mm}$ y entonces $B=228 \text{ mm}$

El intervalo de variación de este factor es $\Delta X_1 = \frac{d_{\text{barreno}}}{2} = 21 \text{ mm}$

Nivel Superior: $X_1^s = X_1^0 + \Delta X_1 = 228 + 21 \approx 250 \text{ mm}$

Nivel Inferior: $X_1^i = X_1^0 - \Delta X_1 = 228 - 21 \approx 205 \text{ mm}$.

El factor X_2 tiene también dos niveles de variación: X_2^s, X_2^i

Por la particularidad de este factor fue establecido a partir del criterio del resultado de una voladura normal con los siguientes valores:

Nivel principal: $X_2^0 = 0,85$; Nivel superior: $X_2^s = 0,90$; Nivel inferior: $X_2^i = 0,80$

El factor X_3 tiene también dos niveles de variación: X_3^s, X_3^i

Por la particularidad de este factor fue establecido a partir del criterio la rotura del tabique central entre los taladros de compensación con los siguientes valores:

Nivel principal: $X_3^0 = 145$; Nivel superior: $X_3^s = 165$; Nivel inferior: $X_3^i = 125$

La cantidad de ensayos o pruebas será: $N = 2.3^2 = 16$

En la tablas 17 y 18 se muestra la matriz de planificación del experimento del cuele recto con dos taladro de compensación.

IV.5.2.2 Diseño de las voladuras experimentales de los barrenos de contorno.

El experimento se planifica para validar la distancia racional entre los centros de los barrenos de contorno a_{contorno} , para lo cual se concibe la carga de los barrenos de contorno como una carga con espacio anular de aire, con un coeficiente de llenado del mismo k_{ll} que permita obtener la sobreexcavación y rugosidad permisibles y alcanzar la condición de estabilidad del contorno por desprendimiento de pedazos.

Diseño de los experimentos del cuele recto con dos taladros de compensación.

Tabla 17 Descripción de los factores y sus intervalos de variación.

Factor	Denominación	Unidad de medida	Nivel principal	Intervalo de variación	Nivel superior (+)	Nivel Inferior (-)
Distancia entre el barreno y el taladro de compensación, B	X_1	mm.	175	20	195	155
Coefficiente de llenado del barreno, k_{ll}	X_2	-	0,85	0,05	0,90	0,80
Distancia entre los taladros de compensación, $h_{taladro}$	X_3	mm.	145	20	165	125

Tabla 18 Niveles de los factores e intervalos de variación.

	X_1	X_2	X_3
Nivel principal $X_i = 0$	175	0,85	145
Intervalo de variación ΔX	20	0,05	20
Nivel superior ($X_i = +1$)	195	0,90	165
Nivel inferior ($X_i = -1$)	155	0,80	125
Nº del ensayo			
1	-	-	-
2	-	-	+
3	-	+	+
4	-	+	-
5	+	-	-
6	+	+	+
7	+	+	-
8	+	-	+
9	-	-	-
10	-	-	+
11	-	-	+
12	-	+	+
13	-	+	-
14	+	-	-
15	+	+	+
16	+	+	-

Es por ello que la función de respuesta es la sobreexcavación μ

Los dos factores de los que depende la función son:

X_1 - distancia entre barrenos, a_{contorno} .

X_2 – coeficiente de aproximación de las cargas

La zona de definición de los factores

El factor X_1 tiene dos niveles de variación: X_1^s, X_1^i

Diseño de los experimentos del cuele recto con dos taladros de compensación.

Nivel principal: se establece a partir del valor teórico de este parámetro que se determina según el modelo matemático de cálculo en este caso se determina por la expresión (145).

Para los gabros del tramo Yagrupal –Guaro, frente Ojo de Agua –Serones este valor es

$$X_1^0 = 620 \text{ mm}$$

El intervalo de variación de este factor es $\Delta X_1 = d_{\text{carga}} = 32 \text{ mm}$

$$\text{Nivel Superior: } X_1^s = X_1^0 + \Delta X_1 = 620 + 32 \approx 650 \text{ mm}$$

$$\text{Nivel inferior: } X_1^i = X_1^0 - \Delta X_1 = 620 - 32 \approx 590 \text{ mm.}$$

El factor X_2 tiene también dos niveles de variación: X_2^1, X_2^{-1}

Por la particularidad de este factor fue establecido a partir de valores de la práctica de las voladuras de contorno con los siguientes valores:

$$\text{Nivel principal: } X_2^0 = 1,0; \text{ Nivel superior: } X_2^s = 1,2; \text{ Nivel inferior: } X_2^i = 0,80$$

Y la cantidad de ensayos o pruebas es $N = 2 \cdot 2^2 = 8$.

En las tablas 19 y 20 se ofrece la matriz de planificación y codificación de los experimentos en los barrenos de contorno.

IV.5.2.3 Diseño de las voladuras experimentales de los barrenos de arranque

El experimento se planifica para validar la distancia racional entre el centro del barreno de arranque y la superficie libre creada por los barrenos de cuele W_0 , se utiliza carga compacta en estos barrenos, con un coeficiente de llenado del mismo k_{ll} que permita obtener el cráter de lanzamiento normal ($n = 1$).

Es por ello que la función de respuesta es el coeficiente de aprovechamiento de los barrenos.

Diseño de los experimentos de los barrenos de contorno.

Tabla 19 Descripción de los factores y sus intervalos de variación.

Factor	Código	Unidad de medida	Nivel principal	Intervalo de variación	Nivel superior (+)	Nivel inferior (-)
Distancia entre los centros de los barrenos de contorno, $a_{contorno}$	X_1	mm.	620	32	650	590
Coefficiente de aproximación de las cargas $m_{contorno}$	X_2	---	1	0,2	1,2	0,8

Tabla 20 Matriz de planificación y codificación de los ensayos.

	X_1	X_2
Nivel principal $X_i = 0$	620	1
Intervalo de variación ΔX	32	0,2
Nivel superior ($X_i = +1$)	650	0,80
Nivel inferior ($X_i = -1$)	590	1,20
Nº del ensayo		
1	-1	-1
2	-1	+1
3	+1	-1
4	+1	+1
5	-1	-1
6	-1	+1
7	+1	-1
8	+1	+1

Los dos factores de los que depende la función son:

El factor X_1 tiene dos niveles de variación: X_1^s, X_1^i

Nivel principal: se establece a partir del valor teórico de este parámetro que se determina según el modelo matemático de cálculo en este caso se determina por las expresiones (116) y (147).

X_1 - línea de menor resistencia de los barrenos de arranque, W_o

X_2 – coeficiente de llenado del barreno, $k_{llenado}$

La zona de definición de los factores:

Para los gabros este valor es $X_1^0 = 950$ mm

El intervalo de variación de este factor es $\Delta X_1 = 2d_{barreno} = 80$ mm

Nivel Superior: $X_1^s = X_1^0 + \Delta X_1 = 950 + 80 = 1030$ mm

Nivel superior: $X_1^i = X_1^0 - \Delta X_1 = 950 - 80 = 870$ mm.

El factor X_2 tiene también dos niveles de variación: X_2^s, X_2^i

Por la particularidad de este factor fue establecido a priori con los siguientes valores:

Nivel principal: $X_2^0 = 0,85$; Nivel superior: $X_2^s = 0,90$; Nivel inferior: $X_2^i = 0,80$.

Para lo que la cantidad de ensayos o pruebas es: $N = 2.2^2 = 8$

En las tablas 21 y 22 se muestra la matriz de planificación de las voladuras experimentales realizadas en los barrenos de arranque.

Las matrices de planificación y codificación de los restantes experimentos aparecen en el anexo

IV.5.3 Análisis estadístico de los resultados de las voladuras experimentales.

Los resultados de los principales indicadores de las voladuras experimentales realizadas en los tramos de túneles Ojo de Agua-Serones y Ojo de Agua –Yagrupal del trasvase Este-Oeste fueron tabulados y se presentan en las tablas 23 y 24.

Los resultados de estos cálculos para todas las voladuras experimentales realizadas en las restantes excavaciones en investigación en las minas y trasvases restantes se muestran en las tablas 1, 2, 3,4 y 5 del ANEXO 11.

Tabla 21 Matriz de planificación y codificación de los experimentos de los barrenos de arranque con cargas compactas.

Factor	Código	Unidad de medida	Nivel principal	Intervalo de variación	Nivel superior (+)	Nivel inferior (-)
Línea de menor resistencia de los barrenos de arranque, W_{arr}	X_1	mm	950	80	1030	870
Coefficiente de llenado del barreno k_{ll}	X_2	---	0,85	0,05	0,90	0,80

Tabla 22 Matriz de planificación y codificación de los ensayos.

	X_1	X_2
Nivel principal $X_i = 0$	950	0,85
Intervalo de variación ΔX	80	0,05
Nivel superior ($X_i = +1$)	1030	0,90
Nivel inferior ($X_i = -1$)	870	0,80
Nº del ensayo		
1	-1	-1
2	-1	+1
3	+1	-1
4	+1	+1
5	-1	-1
6	-1	+1
7	+1	-1
8	+1	+1

Tabla 23 Principales indicadores de las voladuras experimentales															
Trasvase		Este-Oeste.		Tramo :Yagrupal –Guaro					Frente:Ojo de Agua -Yagrupal						
Nº	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Voladuras Experimentales											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Avance del frente	La	m	2,80	2,70	2,75	2,85	2,84	2,73	2,83	2,87	2,90	2,89	2,91	2,9
	Longitud de los barrenos	Lb	m	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35
	Cantidad Total de Barrenos	Nb	Unid	67	67	67	68	68	68	66	66	66	68	68	68
	De cuele	Nc	Unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	Ayudantes de cuele	Nac	Unid	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
	De cuele vacío (taladro de 102mm de Ø)	Ncv	Unid	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	De arranque	Na	Unid	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20
	De contorno	Ncont	Unid	21	21	21	22	22	22	20	20	20	22	22	22
	De piso	Np	Unid	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
	Carga barrenos de cuele	Qbc	Kg	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4
	Carga barrenos ayudantes de cuele	Qbac	Kg	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de arranque	Qba	Kg	2,5	2,5	2,5	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de contorno	Qbco	Kg	1,5	1,5	1,5	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	Carga barrenos de piso	Qbp	Kg	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3,5	3,5	3,5
2	Extensión del montón de rocas	Lm	m	9	6,4	7,5	10	8,2	9	8,4	9,2	9,4	9,7	9,5	10
3	Gasto de SE	Qse	Kg	153,5	153,5	153,5	176	176	176	178	178	178	186,0	186,5	186,5
	Gasto específico volumétrico de SE	Qvse	Kg/m ³	1,68	1,80	1,76	1,93	1,95	2,00	1,89	1,94	1,90	2,03	2,00	2,01
4	Volumen de roca arrancada in situ	Vr	m ³	54,82	56,85	55,82	61,75	61,97	64,47	62,90	62,02	61,38	64,5	64,09	64,31
5	Coefic. Aprovechamiento de los barrenos	CAB	%	91,20	85,21	87,29	91,21	90,42	88,10	94,20	91,63	93,85	91,6	93,26	92,94
6	Area de laboreo de la excavación	Sl	m ²	0,84	0,81	0,82	0,85	0,85	0,81	0,84	0,86	0,87	0,86	0,87	0,87
	Area de proyecto de la excavación	Sp	m ²	32,57	31,56	31,74	32,00	31,84	32,27	33,29	31,93	32,36	31,7	32,05	32,05
7	Coeficiente de sobreexcavación	Ks		30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,8	30,89	30,89
8	Metraje de barrenación	Mba	m	1,05	1,02	1,03	1,04	1,03	1,04	1,08	1,03	1,05	1,03	1,04	1,04
	Metraje específico de barrenación	Mbev	m/m ³	224,5	224,5	224,5	228	227,8	227,8	221	221,1	221,1	227,8	227,8	227,8
9	Gasto de detonadores	Qdet	Unid	80,16	83,13	81,62	79,93	80,21	83,44	78,13	77,04	76,24	78,82	78,28	78,55
	Gasto específico de detonadores	Qdetl	Unid/m	2,46	2,63	2,57	2,50	2,52	2,59	2,35	2,41	2,36	2,49	2,44	2,45

Tabla 24 Principales indicadores de las voladuras experimentales															
Trasvase		Este-Oeste.		Tramo :Yagrumal –Guaro					Frente:Ojo de Agua –Serones						
Nº	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Voladuras Experimentales											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Avance del frente	I_a	m	2,85	2,75	2,87	2,89	2,90	2,91	2,94	2,89	2,95	2,96	2,94	2,95
	Longitud de los barrenos	I_b	m	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35
	Cantidad Total de Barrenos	N_b	Unid	71	71	71	71	71	71	71	71	71	71	71	71
	De cuele	N_c	Unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	Ayudantes de cuele	N_{ac}	Unid	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
	De cuele vacío (taladro de 102mm de Ø)	N_{cv}	Unid	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	De arranque	N_a	Unid	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24
	De contorno	N_{cont}	Unid	23	23	23	23	23	23	23	23	23	23	23	23
	De piso	N_p	Unid	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7
	Carga barrenos de cuele	Q_{bc}	Kg	3	3	3	3	3	3	4	4	4	4	4	4
	Carga barrenos ayudantes de cuele	Q_{bac}	Kg	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de arranque	Q_{ba}	Kg	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
	Carga barrenos de contorno	Q_{bco}	Kg	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
	Carga barrenos de piso	Q_{bp}	Kg	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
2	Gasto de Sustancia Explosiva	Q_{se}	Kg	9,0	6,4	7,5	10,0	8,2	9,0	8,4	9,2	9,4	9,7	9,5	10,0
	Gasto específico de sustancia explosiva	Q_{vse}	Kg/m^3	160,5	160,5	160,5	161	161	160,5	166,5	166,5	166,5	166,5	166,5	166,5
4	Volumen de roca arrancada in situ	V_r	m^3	1,74	1,76	1,69	1,66	1,66	1,66	1,71	1,80	1,74	1,76	1,71	1,69
5	Coefic. Aprovechamiento de los barrenos	CAB	%	56,32	58,36	55,92	55,54	55,34	55,15	56,63	57,61	56,44	56,25	56,63	56,44
6	Area de laboreo de la excavación	S_l	m^2	92,17	91,33	94,71	96,41	96,89	96,70	97,64	92,71	95,90	94,60	97,58	98,77
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m^2	0,85	0,82	0,86	0,86	0,87	0,87	0,88	0,86	0,88	0,88	0,88	0,88
7	Coefficiente de sobreexcavación	K_s		32,34	33,21	33,00	33,36	33,41	33,23	33,21	32,08	32,51	31,96	33,19	33,48
8	Metraje de barrenación	M_b	m	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89
	Metraje específico de barrenación	M_{be}	m/m^3	1,05	1,08	1,07	1,08	1,08	1,08	1,08	1,04	1,05	1,03	1,07	1,08
9	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	237,9	237,9	237,9	238	238	237,85	237,85	237,85	237,85	237,9	237,9	237,85
	Gasto específico de detonadores	Q_{dete}	Unid/m	83,46	86,49	82,87	82,30	82,02	81,74	80,90	82,30	80,63	80,35	80,90	80,63

La representación gráfica de los histogramas que muestran el comportamiento de los principales indicadores de las voladuras experimentales se muestra en las figuras 1, 2, 3, 4,5 y 6 del ANEXO 12.

En las figuras 31 y 32 se muestran los registros fotográficos del contorneado obtenido con voladuras experimentales en brechas de calizas y brechas de gabro respectivamente en los frentes Ojo de Agua-Yagrupal y Ojo de Agua –Serones. Y en las figuras 1,2 y 3 del ANEXO 13 el registro del contorneado obtenido en las voladuras experimentales en los emboquilles de los frentes Serones-Ojo de Agua y Serones-Guaro en brechas de gabro y Manacal-Castellanos en serpentinitas pardo verdosas.

En la figura 33 se expone el plano del pasaporte de las voladuras experimentales realizadas en el frente Ojo de Agua-Serones y en el ANEXO 14 en las figuras 1,2,3 y 4 los demás planos de los pasaportes de las voladuras experimentales en las minas y trasvases en investigación.

IV.5.3.1 Modelo matemático de la ecuación de enlace

Se plantea la condición de obtener un modelo lineal de la ecuación de enlace multidimensional o función de respuesta. . (Porotov, 2006).

La función desconocida de respuesta se representa como un polinomio de primer grado de la forma: $y = b_o + b_1x_1 + b_2x_2 + \dots + b_jx_j$ (170)

Esta ecuación para los problemas que se resuelven en cada conjunto de barrenos adquiere la forma específica siguiente:

$$\text{En el cuele recto con un barreno de compensación: } \eta = b_o + b_1B + b_2k_{ll} \quad (171)$$

$$\text{En el cuele recto con dos taladros de compensación: } \eta = b_o + b_1h_{taladro} + b_2k_{ll} \quad (172)$$

$$\text{En los barrenos de contorno: } \mu = b_o + b_1a_{cont} + b_2m_{cont} \quad (173)$$

$$\text{En los barrenos de arranque: } n = b_o + b_1W_{arr} + b_2k_{ll} \quad (174)$$

La determinación de los coeficientes se realiza por las ecuaciones:

$$b_i = \frac{\sum_{i=1}^N y_i a_{ij}}{\sum_{i=1}^N a_{ij}^2} \quad (175)$$

donde: N- es la cantidad de experimentos



Figura 31 Registro fotográfico del contorneado obtenido con voladuras experimentales en brechas de calizas.
Frente: Ojo de Agua-Yagrimal. Túnel Yagrimal-Guaro.



Figura 32 Registro fotográfico del contorneado obtenido con voladuras experimentales en brechas de gabro.
Frente:Ojo de Agua-Serones.Túnel Yagrimal-Guaro.

y_i – valor de la función objetivo

a_{ji} – valor del nivel del factor j en el experimento i ; $j = 0, 1, 2, \dots, k$.

Para el término libre $b_{0j} = 0$ y entonces:

$$b_o = \frac{\sum_{i=0}^N y_i}{N} \quad (176)$$

En las tablas 25, 26, 27 y 28 aparecen los resultados de los experimentos para cada grupo del conjunto de barrenos, el tratamiento estadístico para obtener la ecuación de regresión y la propia ecuación de regresión. En las figuras 30a, 30b, 30c y 30d se muestran respectivamente los campos y las curvas de correlación entre la variable objetivo y cada uno de los factores del cuele recto con dos taladros de compensación, el cuele recto con un taladro de compensación, los barrenos de arranque y de contorno.

Para verificar la adecuación del modelo asumido se utiliza el criterio de Fisher (F) (**Mindely, 1975 y Gusiev y Sheremiet, 2005**) que se determina por la expresión:

$$F = \frac{S_{ad}^2}{S_{(y)}^2} \quad (177)$$

donde: S_{ad}^2 - es la dispersión de la adecuación

$$S_{ad}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N \Delta q_i^2}{f} \quad (178)$$

$$\sum_{i=1}^N \Delta q_i^2 = \Delta q_1^2 + \Delta q_2^2 + \dots + \Delta q_N^2; \quad (179)$$

donde: $\sum_{i=1}^N \Delta q_i^2$ - es la suma residual de cuadrados

$$\Delta q_i^2 = (q_i - \hat{q}_i); \quad (180)$$

donde: q_i - son los valores experimentales de la función de respuesta;

\hat{q}_i - son los valores de cálculo de la función de respuesta según las ecuaciones (171-174).

f - es el número de grados de libertad para S_{ad}^2

$S_{(y)}^2$ - es la dispersión de la reproducibilidad;

Tabla 25 Resultados del experimento y correlación

Diseño de la experimentación del cuele recto con dos taladros de compensación					
Matriz de planificación y resultados de los experimentos					
	Factor			Parámetro de optimización	
	X1	X2	X3	Denominación	Valor
Nivel principal Xi=0	0,175	0,85	0,145	-	
Intervalo de variación ΔX	0,02	0,05	0,02	-	
Nivel superior Xi = +1	0,195	0,90	0,165	-	
Nivel inferior Xi = - 1	0,155	0,80	0,125	-	
Nº del ensayo					
1	-1	-1	-1	Y ₁₁₁	0,84
2	-1	1	1	Y ₁₂₁	0,81
3	1	-1	-1	Y ₂₁₁	0,82
4	1	1	1	Y ₂₂₂	0,85
5	-1	-1	-1	Y ₁₁₁	0,85
6	-1	1	1	Y ₁₂₂	0,81
7	1	-1	-1	Y ₂₁₁	0,84
8	1	1	1	Y ₂₂₂	0,86

Ecuación de respuesta

$$y = 0,8350 + 0,0075B - 0,0025K_{II} - 0,0025h_{tal}$$

Litología :Caliza masiva Frente:Ojo de Agua-Yagrumal

Tabla 26 Resultados de los experimentos y correlación.

Diseño de la experimentación del cuele recto con un taladro de compensación				
Matriz de planificación y resultados de los experimentos				
	Factor		Parámetro de optimización	
	X1	X2	Denominación	Valor
Nivel principal Xi=0	0,175	0,85	-	
Intervalo de variación ΔX	0,02	0,05	-	
Nivel superior Xi = +1	0,195	0,90	-	
Nivel inferior Xi = - 1	0,155	0,80	-	
Nº del ensayo				
1	-1	-1	Y ₁₁	0,85
2	-1	1	Y ₁₂	0,82
3	1	-1	Y ₂₁	0,86
4	1	1	Y ₂₂	0,86
5	-1	-1	Y ₁₁	0,87
6	-1	1	Y ₁₂	0,87
7	1	-1	Y ₂₁	0,88
8	1	1	Y ₂₂	0,86

Ecuación de respuesta

$$y = 0,8588 + 0,00635B - 0,00125K_{II} \quad \text{Litología :Gabro}$$

Frente:Ojo de Agua –Serones.

Tabla 27. Resultados de los experimentos y correlación en la experimentación de los barrenos de arranque.

Diseño de la experimentación de los barrenos de arranque				
Matriz de planificación y resultados de los experimentos				
	Factor		Parámetro de optimización	
	X1	X2	Denominación	Valor
Nivel principal $X_i=0$	0,950	1,00	-	
Intervalo de variación ΔX	0,08	0,2	-	
Nivel superior $X_i = +1$	1,030	1,20	-	
Nivel inferior $X_i = -1$	0,870	0,80	-	
Nº del ensayo				
1	-1	-1	Y_{11}	0,85
2	-1	1	Y_{12}	0,82
3	1	-1	Y_{21}	0,86
4	1	1	Y_{22}	0,86
5	-1	-1	Y_{11}	0,87
6	-1	1	Y_{12}	0,87
7	1	-1	Y_{21}	0,88
8	1	1	Y_{22}	0,86

Ecuación de respuesta

$$y = 0,8588 + 0,00625W_{arr} - 0,00625m_{arr}$$

Litología :Gabro

Frente:Ojo de Agua –Serones.

Tabla 28 Resultados de los experimentos y correlación de los barrenos de contorno.

Diseño de la experimentación de los barrenos de contorno				
Matriz de planificación y resultados de los experimentos				
	Factor		Parámetro de optimización	
	X1	X2	Denominación	Valor
Nivel principal $X_i=0$	0,620	1,00	-	
Intervalo de variación ΔX	0,030	0,20	-	
Nivel superior $X_i = +1$	0,650	1,20	-	
Nivel inferior $X_i = -1$	0,590	0,80	-	
Nº del ensayo				
1	-1	-1	Y_{11}	1,05
2	-1	1	Y_{12}	1,02
3	1	-1	Y_{21}	1,03
4	1	1	Y_{22}	1,04
5	-1	-1	Y_{11}	1,03
6	-1	1	Y_{12}	1,04
7	1	-1	Y_{21}	1,08
8	1	1	Y_{22}	1,03

Ecuación de respuesta

$$y = 1,04 + 0,0050a_{cont} - 0,0075m_{arr}$$

Litología :Gabro.
Frente:Ojo de Agua –Yagrimal.

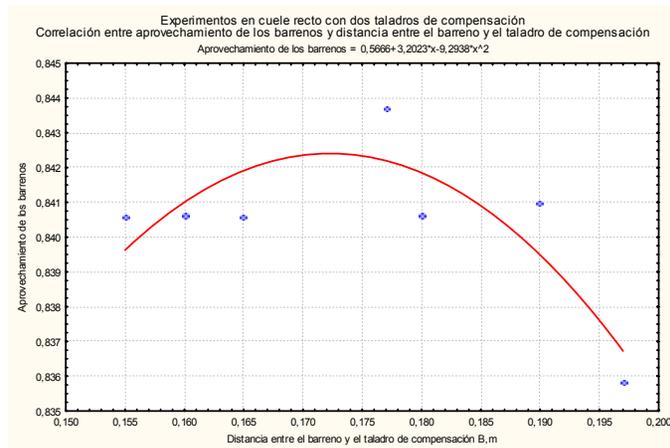


Gráfico 1

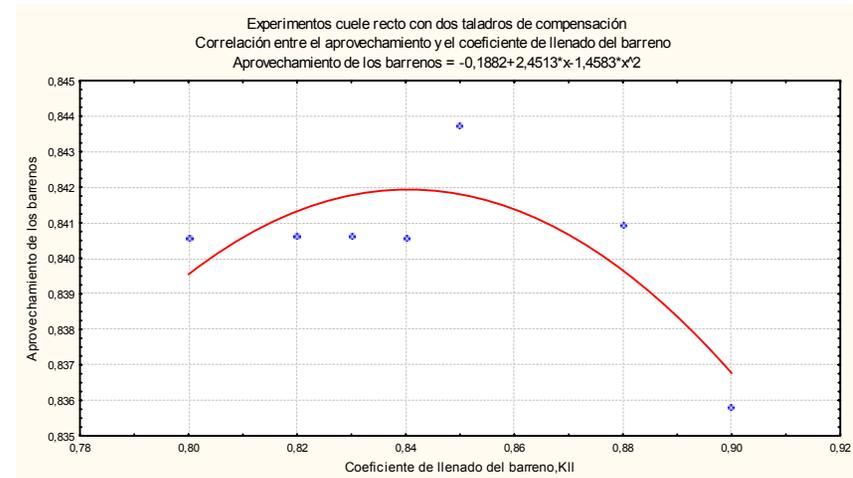


Gráfico 2

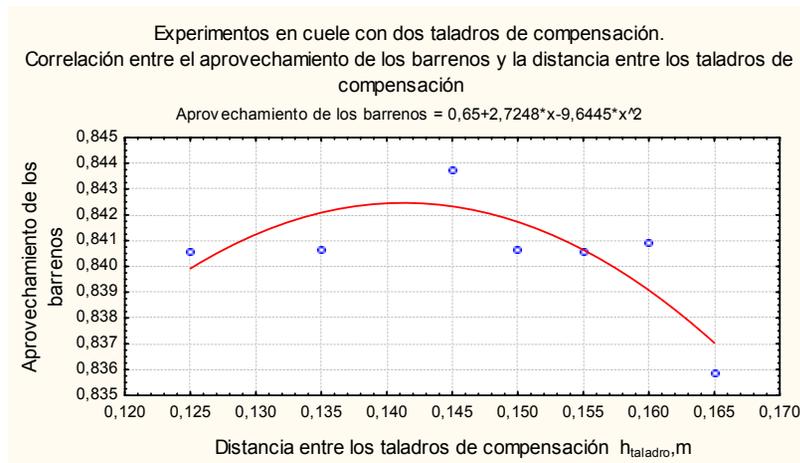


Gráfico 3

Figura 34a. Campos y curvas de correlación de los experimentos en el cuele recto con dos taladros de compensación.

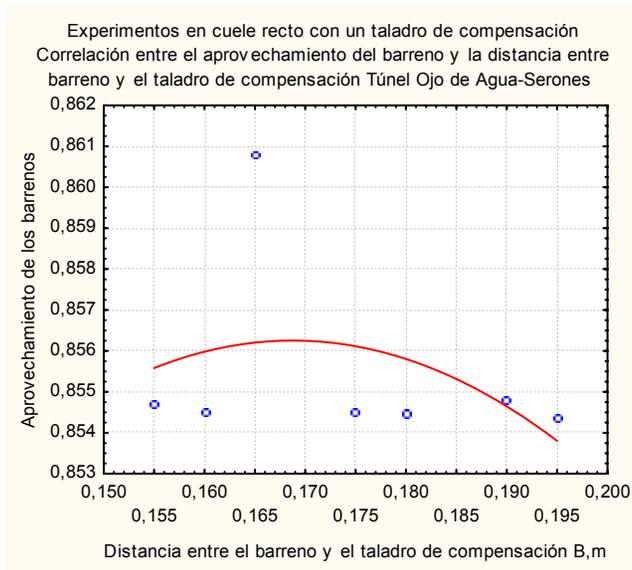


Gráfico 4

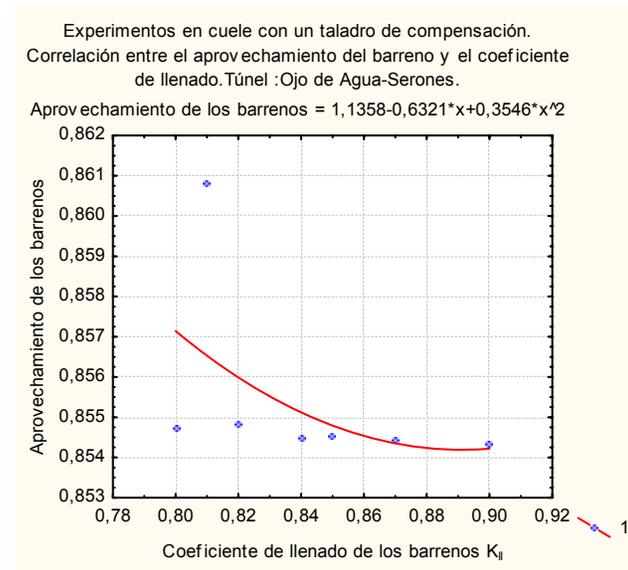


Gráfico 5

Figura 34.b. Campo y curvas de correlación de los experimentos en el cuele recto con un taladro de compensación.

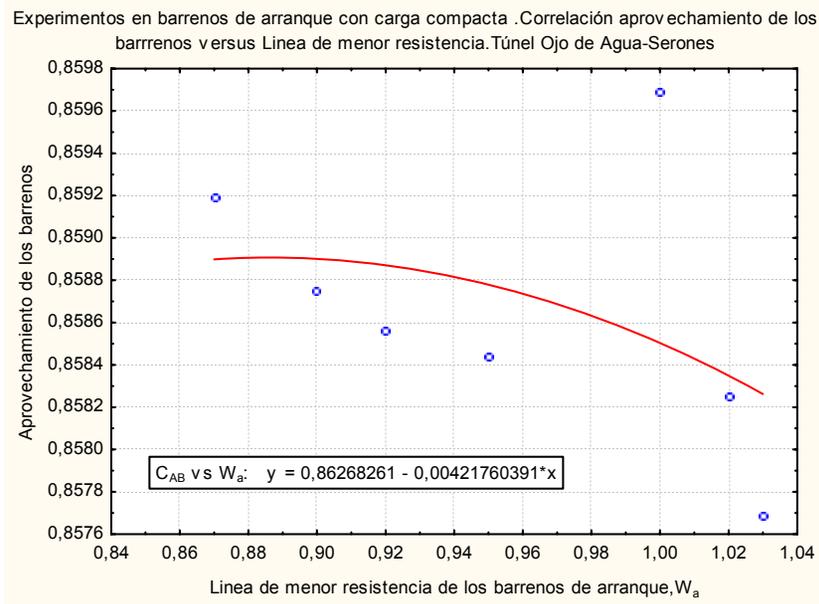


Gráfico 1 Correlación línea de menor resistencia versus aprovechamiento del barreno

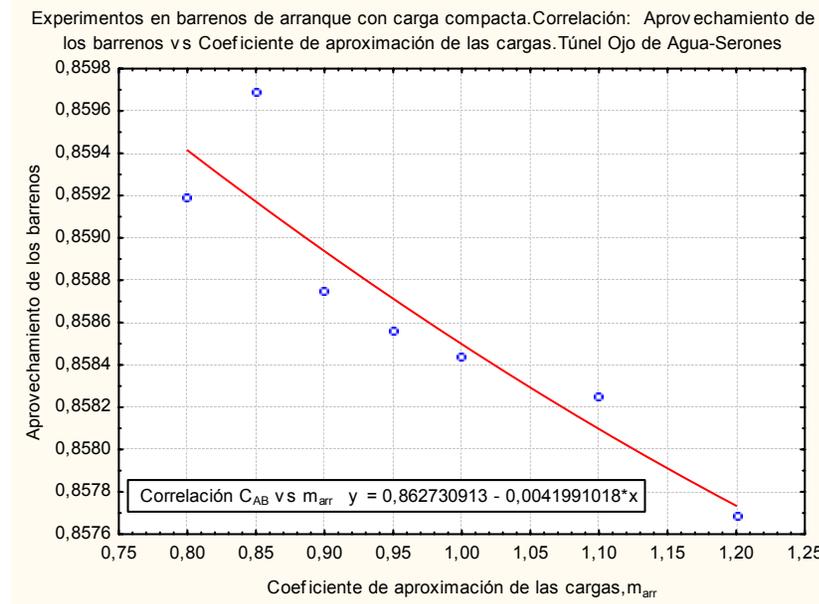


Gráfico 2 Correlación aprovechamiento de los barrenos versus coeficiente de aproximación de las cargas.

Figura 34.c. Campo y curvas de correlación de los experimentos en los barrenos de arranque.

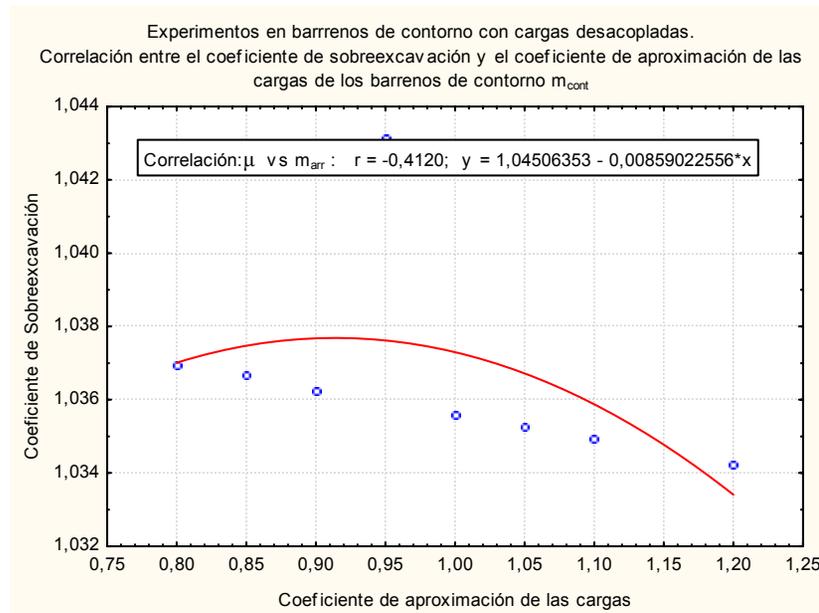


Gráfico 1 Correlación coeficiente de sobreexcavación versus distancia entre barrenos de contorno

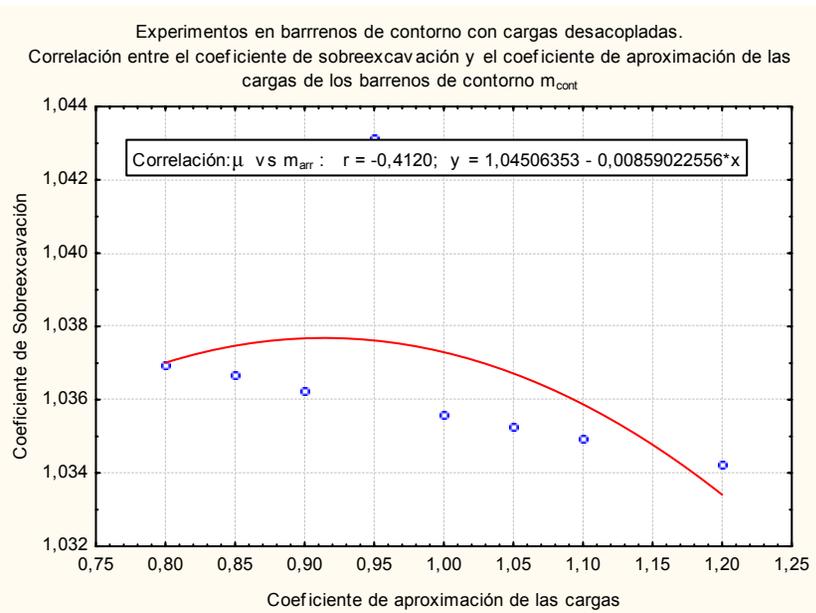


Gráfico 2. Correlación coeficiente de sobreexcavación versus coeficiente de aproximación de las cargas.

Figura 34 d. Campo y curvas de correlación del experimento de los barrenos de contorno.

$$S_{(y)}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N S_i^2}{\sum_{i=1}^N f_i} \quad (181)$$

S_i^2 - es la dispersión del valor de la función de respuesta en el experimento i

$$S_i^2 = (q_i - q_m)^2 \quad (182)$$

f_i - es el número de grados de libertad en la voladura experimental i

$$f_i = n_i - 1 \quad (183)$$

n_i - cantidad de ensayos paralelos en la voladura experimental i

Al aplicar el criterio de Fisher se comprobó la adecuación del modelo con probabilidad de confianza correspondiente por lo que no se rechaza la hipótesis estadística.

IV.5.4 Evaluación de los impactos producidos por la investigación

Tecnológicos: el diseño más racional de la voladura de contorno a partir de los criterios que se proponen permite alcanzar contornos más estables debido a la reducción de las deformaciones producidas por la voladura, además de reducir la sobreexcavación y los consumos de hormigón lanzado y lograr una mejor aplicación de esta tecnología. Se reduce la operación de saneo o perfilado del contorno al obtener contornos más regulares (con menos entrantes y salientes) y techos y lados menos fisurados y fracturados.

Económicos: la evaluación del impacto económico producido por la aplicación de los nuevos criterios de diseño de las voladuras que se proponen, se realizó considerando los criterios de **Lijin et al (1973)**, **Utkina (2003)**, **Fedchenko et al (2004)**, **Iseeva(2003)** y de **Mossakovsky (2004a,2004b)**, los cuales permitieron elaborar el procedimiento para evaluar el impacto económico (ver anexo) que se adecua más a las condiciones de Cuba. Los cálculos se realizaron con el programa informático EvalImpacEco en Excel sobre Windows XP (**Sargentón ,2007d**) y se muestran en el procedimiento de cálculo (tablas 1, 2, 3,4 y 5 del ANEXO 14), en total el impacto significa un ahorro económico anual de \$2 189 885 pesos, la distribución del mismo por las minas y trasvases se muestra en las tablas 29,30 y 31 y se representa gráficamente en las figuras 31 y 32.

Sociales: mayor seguridad de los trabajadores al disminuir la probabilidad de accidentes por desprendimientos de pedazos de rocas del techo y los lados de las excavaciones y mayores niveles de higiene y seguridad en los frentes de avance de las excavaciones.

Tabla 29 Ahorros por reducción de la sobreexcavación y de los costos de sostenimiento con hormigón lanzado y con bulones

N°	Mina,Trasvase	Ahorros por reducción de:						Total por obras		Avance anual	Efecto anual
		sobreexcavación		Costo en el sostenimiento con hormigón		sobregasto en el bulonado					
		%	Pesos/m	%	Pesos/m	%	Pesos/m	%	Pesos/m	m	Pesos
1	Mercedita	3,84	6,46	0,00	0,00	0,00	0,00	3,84	6,46	1368	8834
2	Amores	0,24	0,50	0,00	0,00	0,00	0,00	0,24	0,50	228	113
3	El Cobre	3,89	9,34	0,00	0,00	0,00	0,00	3,89	9,34	576	5379
4	Caney- Gilbert	4,54	31,32	4,61	31,79	2,86	19,71	12,00	82,82	1656	137149
5	Ojo de Agua-Yagrimal	4,45	41,18	4,31	39,91	2,56	23,70	11,32	104,79	540	56589
6	Ojo de Agua-Serones	3,97	36,75	3,69	34,14	1,94	17,93	9,59	88,82	720	63948
7	Esperanza-En medio	4,19	38,79	4,33	40,11	2,58	23,91	11,10	102,81	468	48116
8	Túnel de Toma	10,45	71,76	8,71	59,81	6,96	47,79	26,11	179,36	708	126984
	Total	35,57	236,09	25,64	205,76	16,89	133,04	78,10	574,89	6264	447112

Tabla 30 Ahorros por incremento de avance.

N°	Mina,Trasvase	Ahorro por		
		Incremento de avance,m		Efecto anual
		por ciclo	Anual	Pesos
1	Mercedita	0,27	154	25951
2	Amores	0,20	113	29286
3	El Cobre	0,18	101	24294
4	Caney- Gilbert	1,05	603	416409
5	Ojo de Agua-Yagrimal	0,50	286	264466
6	Ojo de Agua-Serones	0,54	309	286245
7	Esperanza-En medio	0,91	524	359768
8	Túnel de Toma	0,85	490	336355
	Total	4,48	2580	1742773

Tabla 31. Ahorros por reducción de la sobreexcavación , de los costos de sostenimiento y por el incremento del avance.

N°	Mina,Trasvase	Ahorro que se produce por la aplicación de los resultados de la investigación, pesos				
		Sobreexcavación	Por reducción de		Por incremento de avance	Total
			Sobregasto en			
			Hormigón lanzado	Bulonado		
1	Mercedita	8834	0,00	0,00	25951	34785
2	Amores	113	0,00	0,00	29286	29400
3	El Cobre	5379	0,00	0,00	24294	29672
4	Caney- Gilbert	51860	52643	32647	416409	553558
5	Ojo de Agua-Yagrumal	22239	21550	12800	264466	321054
6	Ojo de Agua-Serones	26457	24579	12912	286245	350193
7	Esperanza-En medio	18154	18773	11189	359768	407884
8	Túnel de Toma	50805	42345	33833	336355	463339
	Total	183 841	159 890	103 380	1 742 773	2 189 885

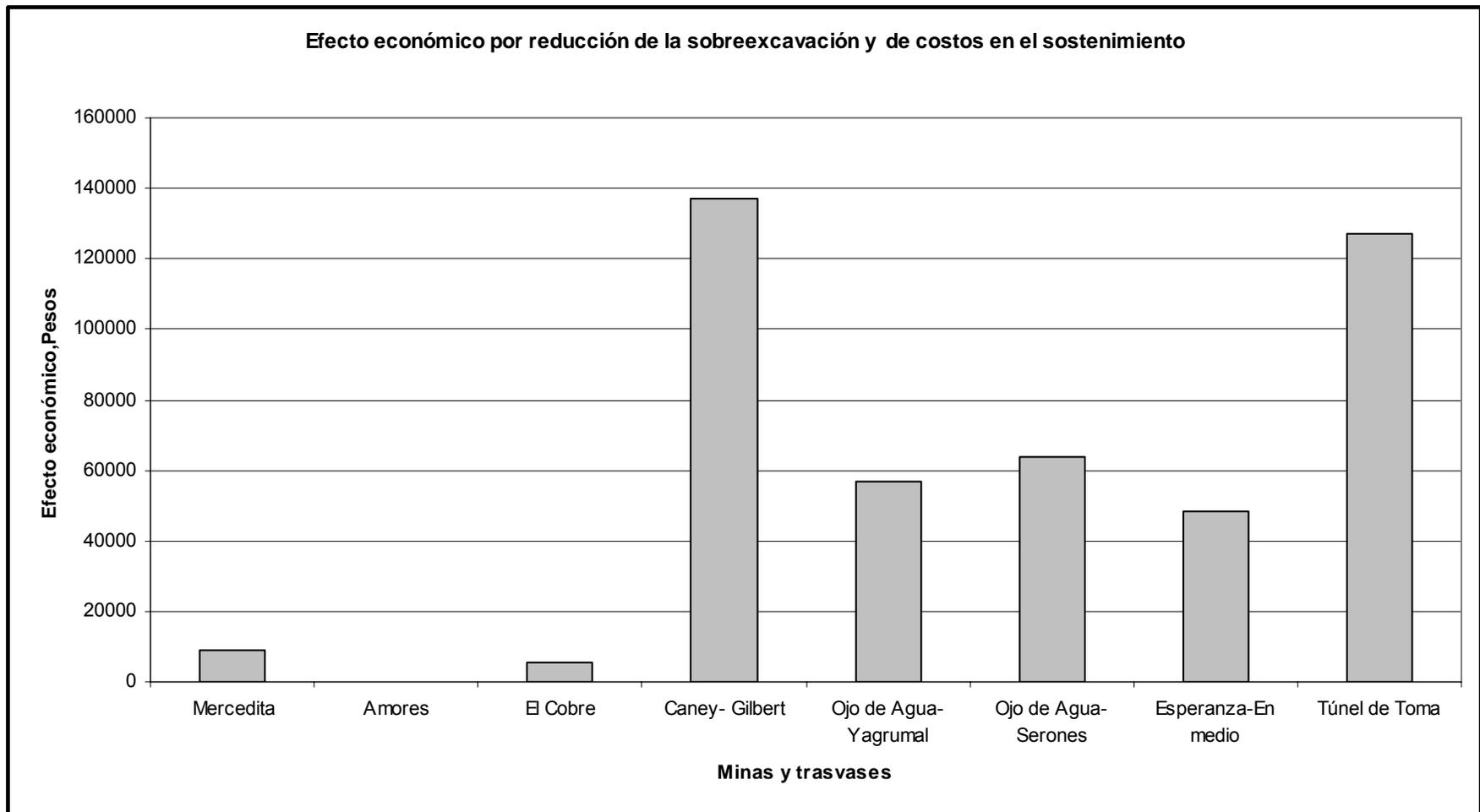


Figura 35 Ahorro anual por reducción de la sobre excavación y de los costos de sostenimiento.

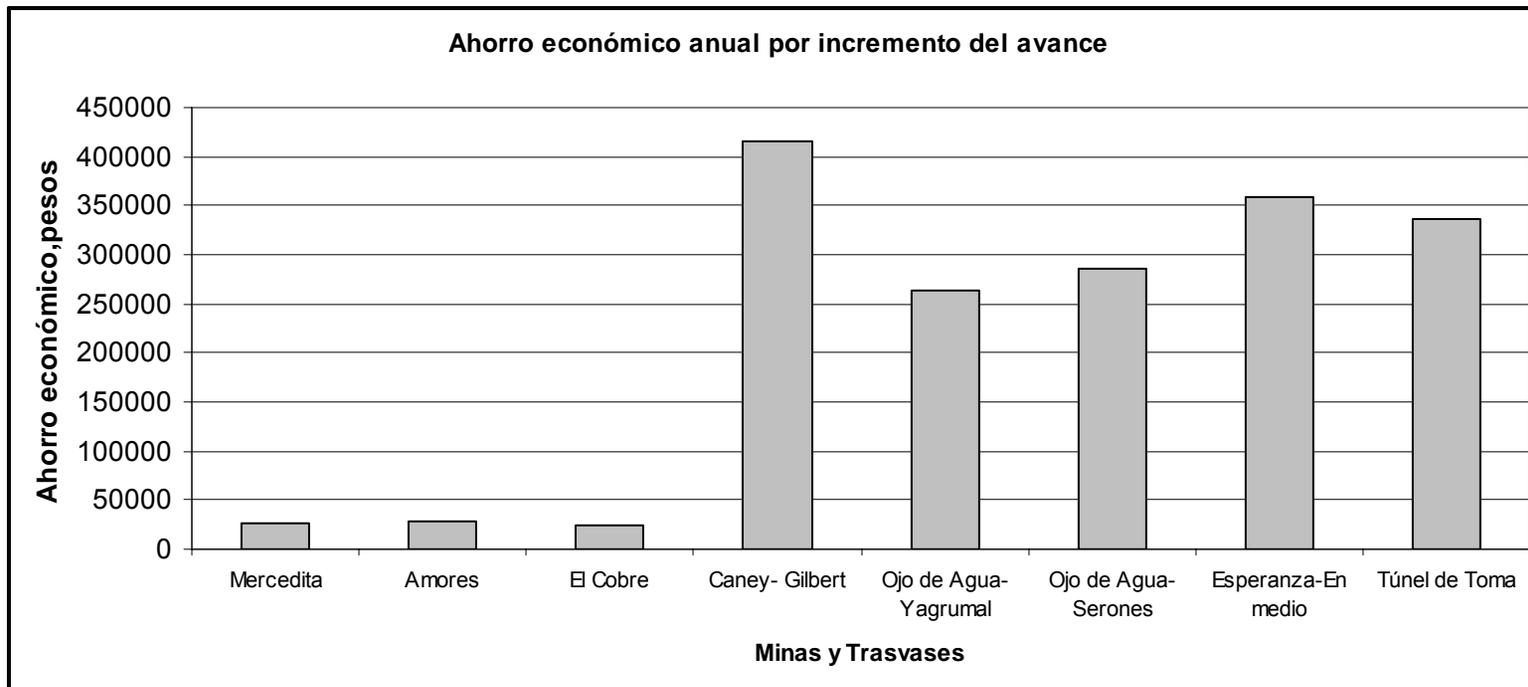


Figura 36 Ahorro anual por incremento del avance en los frentes de excavación

Medioambientales: La introducción de los nuevos criterios de diseño de las voladuras implica: la reducción de las fisuras en el macizo rocoso que rodea a la excavación y la disminución de las instalaciones, viviendas y en general sobre la superficie terrestre y niveles más bajos, disminución de los efectos sísmicos de las voladuras sobre edificaciones, contaminación de la atmósfera subterránea por gases tóxicos debido a menores gastos de sustancias explosivas y de medios de explosión. [**Sargentón y Terrero,2003; Sargentón , Hinojosa y Rigñack ,2004); Sargentón y Salazar (2005),Colectivo de autores ,2006a ; Colectivo de autores ,2006 b , Rodríguez Córdoba , 2002).**

IV.6 Conclusiones del capítulo.

Se realizaron trabajos de laboratorio para la determinación de las propiedades físicas y mecánicas de las rocas, trabajos de campo que permitieron el estudio del agrietamiento de estos macizos y su caracterización petrográfica y la medición de las dimensiones principales de las excavaciones subterráneas en las minas y trasvases donde se realizaron las investigaciones. El levantamiento de la sección transversal de las excavaciones subterráneas permitió también la evaluación de la sobreexcavación y la rugosidad del contorno. Se diseñaron voladuras experimentales tomando como basamento la teoría matemática del experimento, estas voladuras se realizaron para cada grupo del conjunto de barrenos que integran la voladura en el frente de avance de las excavaciones subterráneas. Los resultados de las voladuras experimentales fueron sometidos a análisis estadístico y verificadas las hipótesis estadísticas de Fisher, Kolmogorov y Pearson. Por último, se explican los impactos producidos por la investigación.

CONCLUSIONES

CONCLUSIONES.

1. A partir del estudio de las propiedades másicas y mecánicas de las rocas, las características mecánico-estructurales de los macizos rocosos, la modelación del campo tenso-deformacional y el diseño y la ejecución de voladuras experimentales a escala de polígono e industriales se elaboran los criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas que se fundamentan en la modelación de la acción de la explosión sobre el medio rocoso.
2. Tomando como base el diseño y la realización de las voladuras experimentales para investigar la acción de las cargas de sustancia explosiva de los tres grupos del conjunto de barrenos sobre el medio rocoso, se realizó la propuesta de una metodología para el ajuste de los pasaportes de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas de sección transversal media y pequeña.
3. Los resultados alcanzados con las voladuras experimentales, diseñadas y ejecutadas según los criterios propuestos, permitieron comprobar que se ahorra un total de 2 189 885 pesos por reducción de la sobreexcavación, por reducción de los costos de sostenimiento y por el incremento del avance.
4. La introducción de los nuevos criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas implica la reducción de las fisuras en el macizo rocoso que rodea a la excavación y la disminución de los efectos sísmicos de las voladuras sobre edificaciones ,instalaciones , viviendas y en general sobre la superficie terrestre y niveles más bajos de la contaminación de la atmósfera subterránea por gases tóxicos debido a menores gastos de sustancias explosivas y de medios de explosión.

RECOMENDACIONES

RECOMENDACIONES.

1. Generalizar el empleo de los nuevos criterios para el diseño y la ejecución de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas con área de la sección transversal pequeña y mediana y las metodologías que se proponen para el ajuste de los pasaportes de perforación y voladura y la realización de las voladuras experimentales.
2. Es preciso continuar las investigaciones para determinar los consumos específicos racionales de sustancia explosiva en la construcción de obras subterráneas y la influencia de las características del agrietamiento en la efectividad de las voladuras.

PRODUCCIÓN CIENTÍFICA DEL AUTOR ASOCIADO AL TEMA DE TESIS.**Publicaciones sobre la temática:**

1. Algunas cuestiones sobre la construcción de depósitos de combustibles bajo tierra. Coautor. Revista Minería y Geología. 1-86.
2. Valoración de las características de resistencia de las rocas con el tiempo y bajo la acción de diferentes líquidos. Coautor. Revista Minería y Geología 3-86.
2. Manual de Proyecto de Excavaciones Subterráneas Horizontales. MES. Ciudad Habana.1990.Coautor.
3. Manual de Proyecto de Excavaciones Subterráneas Verticales. MES. Ciudad Habana.1991.Coautor.
4. Sargentón,R.G. y López ,P.O.: Sistema computadorizado para el cálculo de las fortificaciones de las excavaciones mineras subterráneas.Revista Minería y Geología.3-92.
5. Sargentón, R.G. ,Martinez,G.F., Soffi,M.P.: Perfeccionamiento de la tecnología de los trabajos de perforación y voladura en la Mina Mercedita. Revista Minería y Geología .2- 1993.
6. Sargentón, R.G. , Quiroga S. V. Selección efectiva de cueles al excavar túneles. Memorias II Congreso Cubano de Geología y Minería .1994.
7. Sargentón ,R.G., López P.O.: Producción de explosivos granulados a pie de obra. Memorias X Forum de Ciencia y Técnica.1995.
8. Sargentón, RG., Batista,L.J.:Mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña. Revista Minería y Geología ,V.21 n.4, 2005.ISNN 0258 5979.

9. Sargentón,R.G.:Proyecto de Construcción de los túneles del Tránsito Sabanalamar-Pozo Azul. Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín “Raudales”.Holguín.2005.
10. 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.2007.
11. Sargentón,R.G. y Otaño,N.J.:Criterios para la proyección , el cálculo y la ejecución de los cueles rectos o triturantes con taladros de compensación. Minería y Geología V.23 n.4., 2007.ISSN 1993 8012.

Presentación de los principales resultados de las investigaciones en eventos y ponencias presentadas en los mismos:

Eventos Internacionales.

- Primera Conferencia Internacional de Ingeniería Geológica y Minería. Moa.1990.

Ponencia: Perfeccionamiento de la tecnología de construcción de excavaciones horizontales en las minas de cromo del nordeste de Holguín.

- XIII Congreso Mundial de Minería..Pekin.República Popular China.1990.

Ponencia: Study for the use of Exhausted Mines for Other Economic Objectives.

- II Simposio Internacional de Minería y Metalurgia. Ciudad Habana.1991.

Ponencia: Perfeccionamiento de la tecnología de construcción de las excavaciones subterráneas en la mina “Mercedita”

- Segundo Congreso Cubano de Geología y Minería. Santiago de Cuba.1994.

Ponencia: Utilización de cueles combinados en la excavación de túneles de sección media.

Ponencia: Perfeccionamiento de la tecnología de construcción de las excavaciones de las minas y obras subterráneas de Cuba.

- Conferencia Internacional de Ingeniería. CIIMEC-97.Universidad de Holguín.1997.

Ponencia : Sistema automatizado para la proyección de obras subterráneas.(SAPOS)

- VI Conferencia Internacional de Software para Ingeniería. Universidad de Holguín.1997.

Ponencia: Sistema automatizado para el cálculo de los procesos tecnológicos de construcción de obras subterráneas.

- Tercera Conferencia Internacional de Aprovechamiento de Recursos Minerales. CINAREM. Moa.2002.

Ponencia : Fundamentación teórico-experimental del mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña.

- III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín “Oscar Lucero Moya” Holguín.2007.

Ponencia: Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas.

Eventos Nacionales:

Primer Encuentro de técnicos mineros y salineros. Nuevitas, Camagüey.1974.

Ponencia : Optimización de los pasaportes de perforación y voladura en las minas Cromita y Cayoguan.

Primer Forum Científico-Técnico del Níquel. ISMM. Moa.1981.

Ponencia: Perfeccionamiento de los pasaportes de perforación y voladura de las minas Cromita y Cayoguan.

Segundo Fórum Científico-Técnico del Níquel.ISMM.Moa.1985.

III Conferencia Científico-Metodológica del ISMM.Moa.1983.

V Conferencia Científico-Metodológica del ISMM.Moa.1984.

Ponencia: Enfoque filosófico de la enseñanza de la construcción subterránea.

Primer Evento Provincial Científico-Técnico de la UNAICC.Holguín.1985.

- I Conferencia Científico-Técnica del CIPIMM. Ciudad Habana.1986.

Ponencia: Utilización de las minas abandonadas de región oriental en otros fines de la economía nacional.

- VII Conferencia Científico-Metodológica del ISMM. Moa.1986.

Ponencia: Proyecto de ubicación de un frigorífico en la mina Cromita.

- VIII Conferencia Científico-Metodológica del ISMM. Moa.1987.

Ponencia: Proyecto de ubicación de un socavón docente en el ISMM como vía para desarrollar la base material de estudio.

Primer Encuentro Científico-Técnico “ La Geología y la Minería en la Construcción”.Moa.1987.

Ponencia : Estudio de las minas abandonadas del nordeste de la provincia de Holguín para su utilización en otros fines de la Economía Nacional.

Forum Nacional Estudiantil de Ciencias Técnicas. Cienfuegos.1989.

Ponencia: Sistema computadorizado para el cálculo de las fortificaciones de las excavaciones mineras subterráneas.

IX Conferencia Científico-Metodológica del ISMM. Moa.1990.

Ponencia: Caracterización de la irregularidad de las excavaciones subterráneas en las microcomputadoras.

II Conferencia Científico-Metodológica de Computación del ISMM. Moa.1990.

Ponencia: Software para la caracterización de la irregularidad de las excavaciones subterráneas en las microcomputadoras.

Activo de Calidad de las Construcciones en la Región Oriental. UCM.1992.

Ponencia: Calidad de los trabajos de voladura en la excavación de túneles.

IX Forum de Ciencia y Técnica .ECM N°2. Holguín.1994.

Ponencia : Selección efectiva de cueles en la excavación de túneles

IX Forum de Ciencia y Técnica. UCM. Ciudad Habana.1994.

Ponencia : Selección efectiva de cueles en la excavación de túneles

X Forum de Ciencia y Técnica .Estado Mayor Provincial. Holguín.1995.

Ponencia: Producción de explosivos granulados a pie de obra.

X Forum de Ciencia y Técnica. Ejército Oriental.1995.

Ponencia: Producción de explosivos granulados a pie de obra.

III Taller de Túneles y Construcción Subterránea. ISMM. Moa.1996.

Ponencia : Utilización del atraque en la excavación de túneles.

Jornada Científico-Técnica de la Región Oriental.UCM. Mayarí.2007.

Ponencia: Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas.

XVI Forum de Ciencia y Técnica. Universidad de Holguín. Abril 2008.

Ponencia: Nuevos criterios para la proyección de voladuras en la excavación de túneles hidrotécnicos.

Tesis de Maestría en Voladura

Para la culminación de la Maestría en Voladura realizada en el Instituto Superior Minero-Metalúrgico “Dr. Antonio Núñez Jiménez” el autor presentó y defendió la siguiente tesis: Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la excavación de túneles en Cuba Oriental. Moa. 1997.

Trabajos premiados:

1. Investigación de la Explotación Subterránea de yacimientos minerales pequeños cubanos. Premio al Mérito Científico –Técnico que otorga el ministro del MES.1985.
2. Sistema computadorizado para el cálculo de las fortificaciones de las excavaciones mineras subterráneas. Premio especial del MINBAS.1989.
3. Selección efectiva de cueles al excavar túneles. XIV Forum de Ciencia y Técnica 1994.Unión de Construcciones Militares. Premio Destacado.
4. Propuesta de Tecnología de producción de explosivos granulados a pie de obra. Empresa de Construcciones Militares N°2. 1995.Premio Relevante.
5. Aplicación de una tecnología para la producción de explosivos granulados a pie de obra. Unión de Construcciones Militares.1995.Premio Destacado.
6. Producción de explosivos granulados a pie de obra. XV Forum de Ciencia y Técnica.1995. Premio Relevante. Ejercito Oriental.
7. Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de túneles hidortécnicos. Premio Relevante Jornada Científico-Técnica de la Región Oriental. UCM. Mayarí.2007.
8. Nuevos criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas. XVI Forum de Ciencia y Técnica. Universidad de Holguín 2008.Premio Relevante.

Trabajos realizados a la producción y los servicios

1. Diseño, proyección y ejecución de voladuras especiales en los tanques de derretido de la Planta de Azufre y Secadero. Fábrica de Níquel Pedro Sotto Alba. Moa. 1992.

2. Perforación por voladura de las losas de hormigón de la sección T -26. Empresa de Construcciones Militares. 1993.
3. Propuesta de tecnología de excavación de túneles populares mediante voladura en el municipio Moa. 1992.
4. Consultoría sobre ejecución de voladura en roca caliza para la toma de muestra tecnológica a la Empresa Cubana de Minería del Este. 1997.

Tutor de Tesis de Maestría

Tema de tesis: Perfeccionamiento de la tecnología de perforación y voladura en la excavación de túneles de sección media. 2002.

Cursos de Postgrados impartidos.

Problemas actuales de la Mecánica de rocas y la Construcción Subterránea. 1987.

Modelación con materiales equivalentes. 1988.

Trabajos de laboratorio para la investigación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas. 1989.

Tecnología de Construcción de Empresas Mineras. 1989.

Fragmentación de rocas por voladura. 2006.

Elaboración de Programas Informáticos.

Sistema Computadorizado para el cálculo de las fortificaciones de las obras subterráneas. Moa. 1987.

Programa informático para el cálculo de la rugosidad del contorno de las excavaciones subterráneas labreadas por voladura. ISMM. 1988

Sistema Automatizado para la Proyección de Obras Subterráneas (SAPOS). Holguín. 1998.

Paquete de programas informáticos para el cálculo de voladuras en obras subterráneas. (PPIVOS). Universidad de Holguín. 2007

Tutoría de Trabajos de Diplomas.

1. Experimentación de la voladura de contorno en el laboreo de excavaciones en la mina Mercedita. ISMM. Moa. 1986.
2. Estudio de la organización del trabajo del laboreo de excavaciones subterráneas horizontales en las minas de cromo refractario del nordeste de la provincia de Holguín. ISMMM. Moa. 1987.

3. Estudio de la acción de diferentes líquidos y el tiempo sobre las características de resistencia de las rocas en las minas de cromo de la región Moa-Baracoa.ISMM. Moa.1988.
4. Elección del esquema tecnológico más racional para el laboreo de excavaciones horizontales de las minas de cromo refractario del norte de la provincia de Holguín. ISMMM. Moa.1988.
5. Vías para aumentar la efectividad de la tecnología de laboreo de las excavaciones en la mina Mercedita. ISMMM. Moa.1988.
6. Elaboración de los esquemas tecnológicos racionales de laboreo de las excavaciones mineras horizontales de la mina El Cobre.ISMMM. Moa.1989.
7. Sistema computadorizado para el cálculo de las fortificaciones de las excavaciones subterráneas horizontales. ISMM. Moa.1989.
8. Estudio de la tecnología de laboreo de contrapozos en la mina Mercedita. ISMM. Moa.1991.
9. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la construcción de excavaciones horizontales en la mina “El Cobre”.ISMM. Moa.1990.
10. Propuesta de los esquemas tecnológicos de construcción de excavaciones horizontales en la mina Mercedita. ISMMM. Moa.1991
11. Aplicación de la explosión lisa en los túneles del Tránsito Este - Oeste. ISMM. Moa.1992.
12. Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en los túneles del Tránsito Melones - Sabanilla. ISMMM. Moa.1992.
13. Aplicación del hormigón lanzado mediante voladura en túneles de sección media. ISPJAM. Santiago de Cuba.1994.
14. Perfeccionamiento de la tecnología de perforación y voladura en el emboquille de túneles. ISMM. Moa.1998.
15. Repercusión de los impactos en el medio socioeconómico en la mina Mercedita. Universidad de Holguín.2003.
16. Repercusión e impactos ambientales en mina Amores. Universidad de Holguín.2004.

Proyectos de Investigación.

Estudio de la estabilidad de las excavaciones subterráneas de las minas en Explotación del nordeste de la provincia de Holguín.1986.

Perfeccionamiento de la Tecnología de Laboreo de excavaciones subterráneas de la mina Mercedita.1990.

Evaluación de la efectividad del arranque de las rocas y del sostenimiento de los túneles en el Tránsito este-Oeste. Empresa de Construcción de Obras Hidráulicas. UCM.2005.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.

1. 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.
12. Azarkovich, A.E.; Shuifer, M.I. y Tijomirov, A.P.: Trabajos de voladura cerca de objetos a proteger. Nedra. Moscú. 1984.
13. 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.
14. Azarkovich, A.E. and Shuifer, M.I.: Evaluating the relative blasting efficiency of different rock explosive. Journal of Mining Science. Volume 3, number 2. 1997
15. Barrabí, D. H.: Informe para la exploración detallada de las reservas subterráneas del yacimiento El Cobre. Empresa Minera de Cobre, Santiago de Cuba. Julio. 1994.
16. Baron, L.I. y Kliuchnikov, A.V.: Explosión de contorno para el laboreo de excavaciones. Nauka. Leningrado 1967.
17. Batista, P.J.: Elección del esquema tecnológico más racional para el laboreo de excavaciones horizontales de las minas de cromo refractario del norte de la provincia de Holguín. Trabajo de diploma. ISMMM. 1988.
18. Blaisdell, E.A.: Statistics in Practice. Saunders Collage Publishing. Orlando-Florida, 1993.
19. Blasov, O.E y Smirnov, C.A.: Fundamentos del cálculo de la fragmentación de las rocas por la explosión. Editorial Academia de Ciencias de la URSS, 1962.
20. Bobk ,A.A.: La Conquista de la explosión. Naukova Dimka. Kiev, 1979.

21. Boev,A.B. y Shapiro,B.Y.:Perfeccionamiento de los cueles rectos al laborear excavaciones utilizando equipamiento autopropulsado.Gorniy Journal.1980, N°9.
22. Bondarenko,M.D.:Calidad del contorneado de las excavaciones en el laboreo de las obras subterráneas de la Central hidroeléctrica de Nuresk. Construcción Hidrotécnica,1981.N°6 .M.Nedra.
23. Borovikov ,V.A. y Biezmaternij, V.A.:Influencia del área de contacto de la carga de SE sobre la efectividad de la fragmentación de los pedazos fuera de tamaño. Trabajos de la VIII Sesión de la utilización de la energía de la explosión en la economía nacional. Parte 2.Kiev.Naukova Dumka.1970.
24. Borovikov, V.A. y Vaniagin, I.F.: Física de la fragmentación explosiva. IML, 1974.
25. Borovikov, V.A. y otros.: Elección de la distancia entre los barrenos vecinos en la explosión de contorno. TSNIEI UGUL No.3, 1975.
26. Borovikov, V.A.y Vaniagin, I.F.: Técnica y tecnología de los trabajos con explosivos. Leningrado, 1985.
27. Borovikov, V.A. and Vanyagin, I.F.:Modelling the effects ob blasting on rock breakage. Rotterdam.A.A.Balkema.1995.ISBN 90-541-0222-5.
28. 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.
29. Bukrinsky,V.A.:Geometría del subsuelo.M.Nedra.1985.
30. Cabrera,C.O.:Propuesta de los esquemas tecnológicos de construcción de excavaciones horizontales en la mina Mercedita. Trabajo Diploma.ISMMM.1991.
31. Cartaya ,P.M.:Caracterización geomecánica de macizos rocosos de la Región Oriental de Cuba. Tesis Doctoral .ISM MANJ.2001.
32. Colectivo de autores.:Informe ingeniero - geológico, Tránsito Este – oeste (Melones - Sabanilla): Túnel Seboruquito – Esperanza. ENIA – Holguín, Junio, 1991.
33. Colectivo de autores.:Informe ingeniero - geológico, Tránsito Este – oeste (Melones - Sabanilla): Túnel Guaro – Manacal. Empresa de Proyectos e Investigaciones del MINFAR (E. C. M. No. 2). Holguín, 1992.

34. Colectivo de autores.:Informe Ingeniero - Geológico. mina Las Merceditas. Moa. Cuba, 1996.
35. Colectivo de autores.:Ingeotúneles. Entorno Gráfico, Madrid, 1999.
36. Colectivo de autores.: Fundamentos de la ciencia moderna. Universidad para todos. Academia.2004.
37. Colectivo de autores.: Nuevas tecnologías. Universidad para todos. Academia 2005.
38. Colectivo de autores.:Curso de Naturaleza Geológica de Cuba. Universidad para todos ISBN 978 -959-270-096.Academia.2006a.
39. Colectivo de autores.:Protección Ambiental y producción + limpia. Academia .2006b.ISBN 978-959-270-098-7.
40. Cruz ,R.I.: Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en los túneles del Tránsito Melones - Sabanilla. ISMMM. Trabajo de Diploma .1992.
41. Dolgy, I.E. y Silantiev,A.A.:Fundamentos de la producción minera. Instituto Estatal de Minas “G.I.Plejanov”.Centro de Redacción y Edición. San Petersburgo, 2003.ISBN 5-94211-186-3.
42. Dolivo-Dobrovolsky,V.V.:Métodos de investigaciones petrográficas. Instituto Estatal de Minas “G.I.Plejanov”.Centro de Redacción y Edición. San Petersburgo ,2003. ISBN 5-94211-176-6.
43. Doronin,V.I. y Miloradov,A.M.:Proyección del pasaporte de los trabajos de perforación y voladura.LVVISKU,Leningrado,1983.
44. 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).ISBN 5-7418-0158-7.
45. Falero, S. F.:Geometría del agrietamiento del macizo rocoso de mina Las Merceditas y su estabilidad. Tesis de Maestría. ISMMANJ.1996.
46. Fedchenko,A.A.,Iseeva,L.I. y Lobov,N.M.:Economía de Empresa. Colección de problemas. Instituto Estatal de Minas de San Petersburgo.2004.ISBN 5-94211-242-8.

47. Gelvez Albarracin, W. y Acevedo, O.A.: Valoración del macizo rocoso y diseño de pasaporte de voladura en la mina Merceditas. Trabajo de Diploma, ISMMANJ, 2003.
48. Gogoliev, V.M. y otros.: Acerca de la zona cercana a la explosión de una carga concentrada, Editorial Elim, Frunze, 1965.
49. Gogoliev, V.M. y otros.: Ecuaciones de estado aproximadas de los cuerpos sólidos. PMTF, N° 5, 1968.
50. González, N.: Caracterización del agrietamiento en la Mina Las Merceditas. Trabajo de Diploma. Cuba. 1995.
51. González, L.G.: Estudio de la organización del trabajo del laboreo de excavaciones subterráneas horizontales en las minas de cromo refractario del nordeste de la provincia de Holguín. Trabajo de diploma. ISMMM. 1987.
52. González Pérez, A.: Perfeccionamiento de la tecnología de voladura en el laboreo de excavaciones en mina Merceditas. Tesis de Maestría, ISMMANJ, 1996.
53. Gurin, A.A.; Maliy, P.S. y Savienko, S.K.: Ondas de choque aéreas en las excavaciones mineras. M. Nedra. 1982.
54. Gusiev, V.N. y 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. 2005. En soporte digital. Descargado de: www.spmi.ru.
55. Gustafsson, R.: Técnica Sueca de voladura. Editorial Nora, Suecia, 1977.
56. Gredeniuk, V.A.; Pizhianov, V.S. y Erofiyev, I.E.: Manual de Minería. Nedra. Moscú. 1983.
57. Gurin, A.A.; Maliy, P.S. y Savienko, S.K.: Las ondas de choque aéreas en las excavaciones mineras. M, Nedra, 1983. Tomado de: Movimientos no estacionarios del medio continuo. M, Nauka, 1971.
58. 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. Paris, 2003.
59. Hernández, M. P.: Aplicación de la explosión lisa en los túneles del Trasvase Este - Oeste. ISMM. Trabajo de Diploma. 1992.

60. Hoek, E. and Brown, E.: Underground excavations in rock. Institution of mining and metallurgy. London, 1980.
61. Hoek, E.: Blasting damage in rock. En : Practical Rock Engineering. New 2007a. edition, complete, 24MB. (En soporte digital) Descargado de: www.rocscience.com. Mayo 2007.
62. 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.
63. 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.
64. 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.
65. Ibolguin , A.I.: Voladuras Constructivas. M. Nedra, 1975.
66. Ibraev , S.I.: Cálculo de los principales parámetros de los trabajos de perforación y voladura para el laboreo de excavaciones mineras, Alma – Atá , 1960 (Trabajos del Instituto de Minería de la AC de Kazastán.).
67. Ionov, V.N. y Ogivalov, P.M.: Tensiones en los cuerpos con cargas impulsivas. M., Bishaya Skola, 1975.
68. Iseeva, L.I.: Economía de empresa y de la rama. Instituto Estatal de Minas de san Petersburgo. 2003. ISBN 5-94211-221-5.
69. Iturralde - Vinent, M.: Las ofiolitas en la constitución geológica de Cuba. Revista Ciencia de la Tierra y El Espacio. (17) 8 – 26. 1990.
70. Jaramillo, R. J.: Perfeccionamiento de los trabajos de voladura en el yacimiento XX Aniversario. Tesis de Maestría. ISMMANJ, 1999.

71. Joao, P. A.: Caracterización mecánico – estructural del macizo rocoso de la mina subterránea “El Cobre”, Santiago de Cuba. Trabajo de Diploma. ISMMANJ, 1998.
72. Jimenez,C.V.:Elaboración de los esquemas tecnológicos racionales de laboreo de las excavaciones mineras horizontales de la mina El Cobre. Trabajo de Diploma.ISMMM.1989.
73. Kalinchenko,V.M.;Stiepin,N.I.;Tupiklin,I.I. y Ushakov,I.N.:Geometría del subsuelo.(Geometría minera).Novocherkask.YRGU.2000.
74. 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.
75. Kazikaev,D.M.:Procesos geomecánicos en la explotación conjunta y ulterior de las menas M.Nedra.1981
76. Krising ,R.S. y Novinsky,V.V.:Modelos de fragmentación por voladura de las rocas.ART-PRESS. Dniepopetrovsk, 2006.ISBN 966-348-056-4.
77. Kucheriaviy, F.I.;Drukovanny,M.F. y Gaek, Y.B.: Explosiones brevemente retardadas en las canteras. Gosgortexizdat, 1962.
78. Kutusov ,B.N.:Fragmentación mecánica por voladura de las rocas .M.Nedra,1973.
79. Kutusov,B.N.:Trabajos de voladuras.M.,Nedra.1974.
80. Kutusov ,B.N.:Trabajos de voladura .M.,Nedra.1980.
81. Kutusov,B.N.;Komashenko,V.I.,Noskov,V.F.;Bobrishev,A.A.;Kriukov,V.P.;Tarasenko, V.P.;Gavdrajmanov, S.B.;Gorbonos, M.G.: Trabajos práctico y de laboratorio de fragmentación de rocas por voladura. Nedra,1981.
82. Kutusov,B.N.;Valujin, Y.K.;Davidov,S.A.y otros.:Proyección de los trabajos de voladura.Nedra,1983.
83. Kutusov,B.N.;Skorovatov,V.M.;Erofiev, V.N.;Misiniest,V.N. y otros.:Manual del Artillero.M.,Nedra,1988.

84. Kutusov ,B.N. y Graievtsky, M.M.:Comparación tecnico-económica de los sistemas no electricos y eléctricos de iniciación de cargas. Gorniy Journal 2000. N°5.
85. Landau, L.D.y Livshits, E.M.:Mecánica de los medios continuos.Gostexizdat,1962.
86. Langefors, U. y Kihlstrom, B.: Voladuras de rocas. Editorial Urmo, 1976.
87. Leyva, R.V.:Informe ingeniero-geológico del Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul. Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín “Raudales”.2005.
88. Lijin ,P.A.;Zilbersmith,V.G. y Pravin ,A.B.:El conjunto de barrenos en el laboreo de excavaciones mineras.Nedra, Moscú.1973.
89. López, H.Z.:Vías para aumentar la efectividad de la tecnología de laboreo de las excavaciones en la mina Mercedita. Trabajo de diploma. ISMMM.1988.
90. 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.
91. López Jimeno,E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 1994.
92. López Jimeno,E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 2000.
93. López Jimeno,E et al.: Manual de perforación y voladuras de rocas. Instituto tecnológico geominero de España. Serie: tecnología y seguridad minera, Madrid, 2003.
94. Lukianov,V.G. y Gromov,A.D.:Laboreo de excavaciones mineras de exploración.,M.Nedra.1999.(En soporte digital).ISBN 5-247-03837-1.
95. Marinos,P.;Hoek,E. y Marinos,V.:Variability of the engineering properties of rock masses quantified by the geological strength:the case of ophiolites with special emphasis on tunnelling.Bull.Geol.Env.,65/2,129-142.2006.
96. Martínez ,T.F.y Soffi, M. P.: Experimentación de la explosión de contorno en la Mina Mercedita. ISMM. Trabajo de Diploma .1987.
97. Matveichuk,V.V. y Chursalov,V.P.:Trabajos de voladura. Akademichesky Project. Serie “Gaudeamus.”2002. En soporte digital. ISBN 5-8291-0261-7.
98. Mielnikov,N.V.:Manual de los trabajos de perforación y voladura en la construcción.M.GSI,1962.

99. Mielnikov, N.V y Marchenko, L.N.:Estructura racional de la carga como método de aumentar el trabajo útil de la explosión. Gorny Journal,1963,Nº1.
100. Mielnikov, N.V. y Marchenko L.N.:Estructura de la carga y energía de la explosión.Nedra,1964.
101. Mielnikov, L.L.:Construcción de obras subterráneas de gran sección en rocas resistentes.M.,Nedra ,1974.
102. Mielnikov,N.I.:Laboreo y fortificación de excavaciones mineras. M.Nedra.1988.
103. Mindely ,E.O.:Trabajos de perforación y voladura en el laboreo de excavaciones mineras.M.,Gosgortiejisdat,1954.
104. Mindely,E.O.:Fragmentación de rocas.Nedra,1974.
105. Mondejar, O. O.: Propuesta de sostenimiento para excavaciones subterráneas bajo la influencia sísmica en la región Oriental de Cuba. Tesis Doctoral. ISMMANJ. 2001.
106. Mossakovsky,Y.V.:Valoración económica de las inversiones en la industria minera. Editorial de la Universidad Estatal de Minería de Moscú. Moscú .2004a.ISBN 5-7418-0321-0.
107. Mossakovsky,Y.V.:Economía de la industria minera. Editorial de la Universidad Estatal de Minería de Moscú. Moscú .2004b. ISBN 5-7418-0292-3.
108. Mosiniets,V.N.:Acción fragmentante y sísmica de las voladuras en las rocas.M.,Nedra,1976.
109. Noa ,M.R.:Indicaciones metodológicas para la elección del método de arranque de las rocas durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales de pequeña y mediana sección en Cuba Oriental.Tesis Doctoral.ISMMANJ.2003.
110. 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. 1982. 320 Pag.
111. Nurmujamedov ,V.K.: Ejemplos y problemas de tecnología de la producción minera. Nedra. Moscú. 1973. 292 Pag.
112. Oksanich, I.F.y Mironov, P.S.:Regularidades de la fragmentación de rocas con la explosión y pronostico de la composición granulometrica. Nedra. Moscú. 1982.

113. Otaño Noguel, J.: Elementos de física de las rocas. Editorial Pueblo y Educación, La Habana, 1981.
114. Otaño Noguel, J.: Estado tensional del macizo de rocas por la líneas de cargas al cortar bloques de marmol con mecha detonante en barrenos rellenos de agua. Revista Minería y Geología. 1-1983.
115. Otaño Noguel, J.: El corte de monolitos y bloques de mármol por el método hidroexplosivo. Tesis de Grado Científico, ISMMANJ, 1984.
116. Otaño Noguel, J.: Fragmentación de rocas con explosivos. Editorial Félix Varela, La Habana, 1998.
117. Otaño Noguel, J.: Acción de la explosión en las rocas ligadas. Diplomado de voladuras, módulo 3, UNL, Loja, Ecuador, 1998.
118. Olofsson, S.O.: Applied explosives technology for construction and mining. Applex, 1990.
119. Palacios, G.: Perfeccionamiento de los trabajos de voladura en el yacimiento XX Aniversario. Tesis de Maestría. ISMMANJ, 1997.
120. Palacios Greco, L.: Proyecto de actualización minera del yacimiento de calizas para áridos "La Inagua", Santiago de Cuba, 2001.
121. Paramonov, G.P.; Artiomov, V.A.; Kovalievsky, V.N. y Vinogradov, Y.I.: Tecnologías especiales de voladura en la geología, la minería y la extracción de gas y petróleo. Instituto Estatal de Minas "G.V. Plejanov". San Petersburgo. 2004. ISBN 5-94211 -232-0.
122. Paramonov, G.P.; Vinogradov, Y.I.; Artiomov, V.A. y Kovalievsky, V.N.: Teoría de detonación de las sustancias explosivas industriales. Instituto Estatal de Minas "G.V. Plejanov". San Petersburgo. 2004. ISBN 5-94211-173-1.
123. Pedro Alexandre, A. M.: Metodología para el diseño de las voladuras en las canteras de áridos. Tesis Doctoral. ISMMANJ, 2006
124. Pokrosky, G.I. y Fedorov, F.S.: Acción del golpe y la explosión en los medios deformables. Prometroizdat, 1957.
125. Pokrovsky, G.I.: La Explosión. M. Nedra, 1980

126. Pokrovsky, G.I.: Tecnología de Construcción de obras subterráneas y minas.M.,Nedra,1977.
127. Porotov,G.S.:Métodos matemáticos de modelación en Geología. Instituto Estatal de Minas “G.I.Plejanov”.San Petersburgo, 2006.ISBN 5-94211-140-5.
128. Riats , M.V. y Chernishev, S.N.:Agrietamiento y propiedades de las rocas agrietadas.M.,Nedra,1970.
129. Rigñack ,S.W.y Hinojosa ,M.R.:Repercusión e impactos ambientales en mina Amores. Trabajo de Diploma. Universidad de Holguín.2004.
130. Rocscience Inc.:DIPS versión 5.103.Ontario.Canadá.2004.
131. Rodríguez Córdova, R.: Economía y recursos naturales. Editorial de la Universidad Autónoma de Barcelona.2002.
132. 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/> Enero,2008.
133. Sadovsky ,M.A.: Investigaciones experimentales de la acción mecánica de la onda de choque de la explosión..M.Editorial A.C. URSS.1945
134. Sadovsky, M.A.:Acción mecánica de las ondas de choque aéreas según los datos de las investigaciones experimentales.”Física de la explosión”,Nº1.1952.
135. Salazar,P.Y.:Estrategia de Gestión ambiental en la Planta de Beneficio de concentrados de cromo “Rafael Orejón Forment”.Trabajo de Diploma.Universidad de Holguín .2005.
136. Sargentón, R.G. ;Martinez,G.F.y Soffi,M.P.: Perfeccionamiento de la tecnología de los trabajos de perforación y voladura en la Mina Mercedita. Revista Minería y Geología .ISMM. 1993.
137. Sargentón, R.G. y Quiroga, S. V.: Selección efectiva de cueles al excavar túneles. Memorias II Congreso Cubano de Geología y Minería .1994.
138. Sargentón ,R.G. y López ,P.O.: Producción de explosivos granulados a pie de obra. Memorias XV Forum de Ciencia y Técnica.1995.
139. Sargentón, R. G.: Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la excavación de túneles en Cuba Oriental. Tesis de Maestría, ISMMM, 1997.

140. Sargentón, R.G.y Batista,L.J.:Mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña. Revista Minería y Geología ,V.21 n.4, 2005.ISNN 0258 5979.
141. Sargentón,R.G.:Proyecto de Construcción de los túneles del Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul. Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín “Raudales”.Holguín.2005.
142. 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.
143. Sargentón ,R.G.:Programa informático en EXCEL sobre WINDOWS XP para el cálculo de la onda de choque con cargas compactas (onhococompacta) y de la onda de presión con cargas desacopladas (onhocodesacopladas).En soporte digital. Universidad de Holguín.2007b.
144. Sargentón ,R.G.:Programa informático en EXCEL sobre WINDOWS para el cálculo del campo tensional con cargas compactas (camtenscompacta) y con cargas desacopladas (camtensdesacopladas).En soporte digital.Universidad de Holguín.2007c.
145. Sargentón ,R.G.:Programa informático en EXCEL sobre WINDOWS para el cálculo del impacto económico.En soporte digital.Universidad de Holguín.2007d.
146. 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, 2007d.ISNN 1993 8012.
147. Sedov, L.I.: Mecánica del medio continuo. Tomo 1.M.Nauka.1976.
148. Seidu Amadu, J.: Influencia de la construcción de cargas de sustancias explosivas sobre el estado tensional del macizo y los parámetros de la explosión en las canteras de áridos. Tesis Doctoral.ISMMMANJ.2007.
149. Seinov,N.P.;Zharikov,B.S.;Beliaev,N.V. y otros.:Sobre la efectividad de la utilización del ataque activo. Tomado de: Voladura .Nº71/28.M.Nedra.1972.
150. Seinov,N.P.:Sobre las vías para elevar el trabajo mecánico de la explosión. Voladura Selección 73/30.Trabajos de perforación y voladura en la economía. Nedra. M..1974.Pag. 80-84.

151. 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 Petersburgo,2006.
152. Shapiro,V.F.;Boev,A.V. y Litvinobich,N.V.: Perfeccionamiento de los parámetros de los trabajos de perforación y voladura al laborear excavaciones mineras. Gorniy Journal. 1985. No.2.
153. Shapiro,V.F. y Pozdniakov, B.V. Método estadístico de calculo de los parámetros de los trabajos de perforación y voladura al laborear excavaciones mineras. FTPRPI. Abril. 1987. Nauka. Novosibirsk. 1987.
154. Shapiro, V.F.: Clasificación de las rocas según su explosionabilidad al laborear excavaciones. FTPRPI. Marzo 1988. Nauka. Novosibirsk . 1988.
155. Shapiro,V.F.:Valoración de la efectividad de la estructura de los cueles al laborear excavaciones con la utilización de un conjunto de barrenos profundos. Problemas físico - técnicos de la explotación de componentes útiles. (FTPRPI). Abril 1989. Pag 95 - 103. Nauka .Novosibirsk . 1989.
156. Shejurdin ,B.K.: Cuaderno de trabajos mineros ,de laboreo y fortificación de excavaciones.M,Nedra,1985.
157. Shemiakin, E.I.:Sobre las ondas de tensiones en rocas resistentes. Problemas físico-técnicos de la explotación de yacimientos útiles.1963.Nº5.
158. Shemiakin, E.I.:Tecnología y seguridad de los trabajos de voladura. MVK de Voladura ,2006.(Voladura , ISSN 0372-7009;ejemplar 96/53).
159. Shuifer, M.I. y Azarkovich, A.E.:Sobre criterios cuantitativos para determinar el límite del laboreo por voladura de los fosos de las obras de envergadura. Hidroproyecto. Numero 83.M,1982.
160. 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 Petersburgo , 2005.ISBN 5-94211-154-5.En soporte digital. Descargado de:www.spmi.ru.

161. Slaughter, S.: Efecto de la perforación en los resultados de una voladura. Concretonline, Madrid, 2005.
162. Staniukovich, K.P.: Movimientos no estacionarios del medio continuo. M.Nauka,1971.
163. Sujanov,A.F.:Premisas de la teoría de la fragmentación de las rocas por voladura.”Cuestiones de la teoría de fragmentación de las rocas por la acción de la explosión”.Editorial Academia de Ciencias de la URSS.1958.
164. Sujanov ,A.F. y Kutuzov,B.N.: Fragmentación de rocas. Editorial Nedra, Moscú, 1967.
165. Taranov, P.Y.:Trabajos de perforación y voladura.M.,Nedra,1964.
166. Terrero ,S.K.:Repercusión de los impactos en el medio socioeconómico en la mina Mercedita.Trabajo de diploma.Universidad de Holguín.2003.
167. Tesfaye,W. y Alemahu,W.:Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y voladura en la construcción de excavaciones horizontales en la mina “El Cobre”.Trabajo de Diploma. ISMMM.1990.
168. Trincado,C.C.;Pérez ,D.A.;Almenares ,P.R.y Cobo,C.J.:Proyecto del Trasvase Este-Oeste. Túneles del tramo Melones-Sabanilla. Túnel Yagrupal-Guaro. Empresa de Investigación y proyectos hidráulicos de Holguín.2005.
169. Turuta,N.U.;Blagadoreno,Y.L.y Karspinsky,A.V.:Sobre algunas particularidades de la transmisión de la energía de la explosión en rocas agrietadas. Tomado de :Voladura. Selección 73/30.Trabajos de voladura en la Economía Nacional.M.Nedra.1974.
170. Ugalde, Y. A.: Estudio geomecánico de la mina Merceditas. (Trabajo de Diploma). ISMMANJ. 2000.
171. ULAEX S.A. Unión Latinoamericana de Explosivos, S.A. Editorial SI-MAR S.A, Sevilla, 1999.
172. ULAEX S.A. Exposición para Expocaribe, 2003.
173. Unión Química. Ministerio de la Industria Básica, 2004.
174. Utkina,S.I.:Economía de la empresa minera. Editorial de la Universidad Estatal Minera de Moscú.2003.ISBN 5-7418-0226-5.
175. 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.
176. Voss, B.: Blasting technology. The big picture. World Mining Equipment. Vol. 25, No.3, 39-40 p, 2001.
177. Walker, S.: Blasting technology. Cutting down to size. World Mining Equipment. Vol. 25, No.3, 42 p, 2001.
178. Wolf, M.: Blasting technology. Going with a bang. World Mining Equipment. Vol. 2, No.2, 12-14 p, 1999.
179. Xanukaev,A.N.: Energía de las ondas de tensión en la fragmentación de rocas por la explosión. Gosgortexizdat, 1962.
180. Xanukaev, A.: Procesos físicos en el arranque de rocas con explosivos. Editorial Nedra, 1974.

Directorio de Internet

181. <http://www.unam.mx/terracerias/tema5b.html>.17/06/2005.pág.6
182. <http://www.iimp.org.pe/tratec/mineria/4/2-3html>.20/01/2006.pág.1
183. <http://www.mineranet.com.ar/loscarbonatos.asp> 21/01/2006.pág.1
184. <http://www.editec.cl/mchilena/abri2003/articulo/tecnicas.htm>.5/07/05.pág.2
185. <http://www.editec.cl/mchilena/abri2003/articulo/tronaduras.htm>.3/08/05.pág.1
186. <http://www.osso.org.co/doc/tesis/2003/vibracion/b.pdf>.13/06/05.pág.2
187. <http://www.concretonline.com/jsp/explosivos.jsp>.16/06/05.pág.3
188. <http://www.european-patent-office.org>
189. <http://rocks.ensmp.fr>
190. www.sbras.ru
191. www.misd.nsc.ru
192. www.probertencyclopaedia.com/rocks.htm
193. www.rocscience.com
194. www.ismm.edu.cu
195. www.rusimet.ru/minjournal
196. www.spmi.ru

197. www.ensmp.fr
198. www.minas.upm.es
199. <http://rocks.ensmp.fr/>
200. <http://pastel.paristech.org/>
201. www.imprimerie.polytechnique.fr
202. www.sciencedirect.com

ANEXOS

Tabla de Anexos

Anexo 1

Valores de las características de resistencia y de las propiedades másicas, acústicas y elásticas y de los parámetros minero-tecnológicos de las litologías objeto de estudio en los macizos rocosos de las minas y trasvases objeto de investigación.

Anexo 2

Características del agrietamiento en los macizos objeto de estudio en las minas y trasvases objeto de investigación.

Anexo 3

Características de las excavaciones objeto de estudio.

Anexo 4

Levantamiento de la sección transversal de las excavaciones subterráneas objeto de estudio

Anexo 5

Comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción (base) en las minas y trasvases objeto de investigación.

Anexo 6

Gráficos del comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción (base) en las minas y trasvases objeto de investigación.

Anexo 7

Gráfico del comportamiento de la velocidad mensual de avance.

Anexo 8

Parámetros principales de las ondas de choque y de presión en las litologías objeto de estudio en los macizos en investigación.

Anexo 9.

Gráficos de los campos tensionales producidos por una carga compacta de tectrón en las litologías donde están enclavadas las obras en investigación.

Anexo 9A

Determinación del campo tenso-deformacional con cargas compactas de sustancia explosiva en las litologías objeto de estudio en las minas y trasvases.

Anexo 9B

Determinación del campo tenso-deformacional con cargas desacopladas de sustancia explosiva en las litologías objeto de estudio en las minas y trasvases.

Anexo 10

Parámetros del campo tenso-deformacional con cargas de sustancias explosivas compactas y desacopladas en las litologías objeto de estudio y los macizos objeto de investigación

Anexo 11

Comportamiento de los principales indicadores de las voladuras experimentales

Anexo 12

Distribución estadística de los indicadores de las voladuras experimentales.

Anexo 13

Registro fotográfico de los contorneados de las excavaciones en los emboquilles.

Anexo 14

Pasaportes de las voladuras experimentales.

Anexo 15

Parámetros de los cueles

Anexo 16

Procedimiento de cálculo de los impactos económicos de la investigación

ANEXO 1

Valores de las características de resistencia y de las propiedades másicas, acústicas y elásticas y de los parámetros minero-tecnológicos de las litologías presentes en los macizos rocosos de las minas y trasvases en investigación.

Tabla 1 Valores de las propiedades másicas.							
N°	Litología	Densidad ,kg/m ³		Masa volumétrica,kg/m ³		Porosidad Total,%	
		Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%
Mina:Mercedita							
1	Dunitas	2770	10,39	2660	4,70	3,97	6,50
2	Cromitas	3980	11,83	3920	4,02	1,51	7,90
3	Serpentinita.	2530	9,90	2460	1,98	2,77	6,90
4	Peridotita	2860	10,71	2830	10,95	1,05	10,50
5	Gabro	2870	9,65	2540	8,51	11,50	9,30
Mina :Amores							
1	Dunitas	2790	11,45	2700	11,11	3,23	4,17
2	Harzburgitas	2790	10,71	2700	11,50	3,23	8,03
3	Serpentinitas	2860	10,82	2830	10,70	1,05	4,50
4	Cromitas	3950	10,57	3850	10,62	2,53	4,17
Mina:El Cobre							
1	Porfirita andesíticas	2750	10,72	2560	10,87	6,91	7,50
2	Tobas andesíticas	2690	5,54	2570	10,54	4,46	7,20
3	Areniscas tobaceas	2910	9,68	2490	8,80	14,43	9,50
Trasvase :Caney-Gilbert							
1	Tobas	2910	10,8	2300	4,20	20,96	8,60
2	Aglomerados	2840	9,6	2210	3,90	22,18	7,80
Trasvase:Sabanalamar-Pozo Azul							
1	Aleurolitas	2750	11,8	2080	4,05	24,36	8,3
2	Esquistos verdes	2710	10,4	2600	3,90	4,06	7,8
3	Calizas arcillosas	2710	9,9	2330	4,20	14,02	8,5

Fuente: Noa (2003)

M.Sc.Gilberto Sargentón Romero.

Tabla 2 Valores de las características de resistencia de las litologías presentes en las minas y trasvases en investigación.															
N°	Litología	Características de resistencia estática						Características de resistencia dinámica						Dinamicidad	
		$[\sigma_c^e]$, MPa		$[\sigma_t^e]$, MPa		$[\sigma_{cor}^e]$, MPa		$[\sigma_c^d]$, MPa		$[\sigma_t^d]$, MPa		$[\sigma_{cor}^d]$, MPa		Comp	Tracción
		Valor	A, %	Valor	A, %	Valor	A, %	Valor	A, %	Valor	A, %	Valor	A, %	k_c^d	k_t^d
Mina: Cromita															
1	Dunitas	43,34	27,25	4,65	24,20	8,20	25,50	687,26	27,25	15,46	24,20	57,37	25,50	15,86	3,32
2	Cromitas	67,70	23,63	7,00	26,82	12,57	24,52	1037,45	23,63	22,44	26,82	87,98	24,52	15,32	3,21
3	Serpentinita.	29,43	23,96	4,14	21,58	6,37	22,23	472,48	23,96	13,94	21,58	44,61	22,23	16,05	3,37
4	Peridotita	31,25	26,76	4,51	23,41	6,85	25,43	496,28	26,76	15,01	23,41	47,98	25,43	15,88	3,33
5	Gabro	43,22	29,73	4,57	25,58	8,11	27,31	680,81	29,73	15,08	25,58	56,80	27,31	15,75	3,30
Mina: Amores															
1	Dunitas	72,9	23,90	4,86	22,58	10,87	23,24	1156,29	23,90	16,19	22,58	76,07	23,24	15,86	3,33
2	Harzburgitas	73,9	21,61	4,14	25,20	10,10	23,41	1172,76	21,61	13,94	25,20	70,69	23,41	15,87	3,37
3	Serpentinitas	31,25	20,45	4,51	21,18	6,85	20,82	496,28	20,45	15,01	21,18	47,98	20,82	15,88	3,33
4	Cromitas	67,7	19,60	6,87	20,41	12,45	20,01	1066,43	19,60	21,93	20,41	87,16	20,01	15,75	3,19
Mina: El Cobre															
1	Porfirita andesíticas	25,40	15,24	5,32	19,29	6,71	17,27	396,90	15,24	18,30	19,29	46,98	17,265	15,63	3,44
2	Tobas andesíticas	72,26	24,53	18,15	21,43	20,91	22,98	1139,18	24,53	62,43	21,43	146,36	22,98	15,77	3,44
3	Areniscas tobaceas	85,00	15,86	3,71	14,52	10,25	15,19	1331,64	15,86	12,76	14,52	71,77	15,19	15,67	3,44
Trasvase: Caney-Gilbert															
1	Tobas	25,60	24,45	6,10	19,65	7,21	22,05	419,33	24,45	20,98	19,65	50,50	24,45	16,38	3,44
2	Aglomerados	40,00	20,05	3,18	18,93	6,51	19,49	655,20	20,05	10,94	18,93	45,58	20,05	16,38	3,44
Trasvase: Sabanalamar-Pozo Azul															
1	Aleurolitas	11,80	22,6	2,60	25,5	3,20	24,05	190,20	22,6	7,43	25,5	22,39	24,05	16,12	2,86
2	Esquistos verdes	176,00	21,9	4,00	24,3	15,32	23,1	2740,95	21,9	6,59	24,3	107,23	23,1	15,57	1,65
3	Calizas arcillosas	21,70	20,6	3,30	22,6	4,89	21,6	346,64	20,6	8,38	22,6	34,20	21,6	15,97	2,54

Observación: Datos de las Características de resistencia estática de las rocas. Fuente: Noa (2003)

Tabla 3 Valores de las propiedades acústicas de las rocas													
N°	Litología	Velocidad de las ondas,m/s				Rigidez Acústica		E,MPa		μ		G,MPa	
		Vl	A,%	Vt	A,%	J, m/s kg/m ³	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%	Valor	A,%
Mina:Mercedita													
1	Dunitas	4578	9,8	2616	9,7	1,27.10 ⁷	9,8	23841	9,7	0,258	9,7	18958	9,7
2	Cromitas	5429	10,1	3016	9,9	2,16.10 ⁷	10,1	46228	9,9	0,277	9,9	36207	9,9
3	Serpentinita.	3783	12,3	2225	11,9	9,57.10 ⁶	12,3	15475	11,9	0,235	11,9	12526	11,9
4	Peridotita	4403	9,6	2380	9,4	1,26.10 ⁷	9,6	20954	9,4	0,294	9,4	16199	9,4
5	Gabro	4930	9,8	2595	9,2	1,41.10 ⁷	9,8	25281	9,2	0,308	9,2	19322	9,2
Mina:Amores													
1	Dunitas	4411	12	2595	11,8	1,23.10 ⁷	12	23206	12,0	0,24	11,9	18784	23,90
2	Harzburgitas	3618	11,9	2067	11	1,01.10 ⁷	11,9	14995	11,9	0,26	11,5	11923	21,61
3	Serpentinitas	4403	10,6	2446	10,6	1,26.10 ⁷	10,6	21847	10,6	0,28	10,6	17111	20,45
4	Cromitas	5604	9,9	3029	9,5	2,21.10 ⁷	9,9	46881	9,9	0,29	9,7	36240	19,60
Mina:El Cobre													
1	Porfiritas andesíticas	5520	15,5	2950	16,1	1,52.10 ⁷	15,5	33600	12	0,30	11	23932	16,1
2	Tobas andesíticas	5040	14,7	2800	15,9	1,36.10 ⁷	14,7	68330	12,5	0,28	11,9	21090	15,9
3	Areniscas tobáceas	5220	13,9	2900	14,7	1,52.10 ⁷	13,9	32700	12,3	0,28	12	24473	14,7
Trasvase:Caney-Gilbert													
1	Tobas	4954	9,9	2477	12,5	1,44.10 ⁷	9,9	23806	9,9	0,33	9,9	13103	21,61
2	Aglomerados	3300	10,1	1810	13,1	9,37.10 ⁶	10,1	11955	10,1	0,28	10,1	8840	20,45
Trasvase:Sabanalamar-Pozo Azul													
1	Aleurolitas	3250	12,3	1083	13,2	8,94.10 ⁶	12,3	60000	15,3	0,24	12,1	3,23.10 ³	12,3
2	Esquistos verdes	5750	11,8	3194	12,6	1,56.10 ⁷	11,8	76000	12,8	0,28	11,0	2,77.10 ⁴	11,8
3	Calizas arcillosas	4078	10,8	1359	13,2	1,11.10 ⁷	10,8	73000	11,9	0,30	10,6	5,0.10 ³	10,8

Tabla 4 Valores de los parámetros minero-tecnológicos de las rocas									
Nº	Litología	Índice de Fortaleza, f		Triturabilidad, V_{max}^{***}		Volabilidad, q^{****} , kg/m ³		Índice de Fragilidad	
		f_P^*	f_B^{**}	Valor	A, %	Valor	A, %	Valor	A, %
Mina:Mercedita									
1	Dunitas	4	5	7,0	10,33	0,43	27,25	9,32	25,725
2	Cromitas	7	7	6,4	6,51	0,68	23,63	9,67	25,225
3	Serpentinita.	3	4	6,2	11,01	0,29	23,96	7,11	22,77
4	Peridotita	3	4	8,0	10,5	0,31	26,76	6,93	25,085
5	Gabro	4	5	7,77	9,42	0,43	29,73	9,46	27,655
Mina:Amores									
1	Dunitas	7	7	6,30	21,31	0,73	11,45	15,00	23,24
2	Harzburgitas	7	7	4,27	19,10	0,74	10,71	17,85	23,41
3	Serpentinitas	3	4	5,26	19,90	0,31	10,82	6,93	20,82
4	Cromitas	7	7	6,00	20,80	0,68	10,57	9,85	20,01
Mina : El Cobre									
1	Porfiritas andesíticas	3	4	2,5	20,25	0,25	15,24	4,77	17,27
2	Tobas andesíticas	7	7	7,01	24,70	0,72	24,53	3,98	22,98
3	Areniscas tobáceas	9	8	7,10	14,58	0,85	15,86	22,91	15,19
Trasvase:Caney-Gilbert									
1	Tobas	3	4	3,59	24,45	0,26	24,45	4,20	22,05
2	Aglomerados	4	5	5,17	20,05	0,40	20,05	12,58	19,49
Trasvase:Sabanalamar-Pozo Azul									
1	Aleurolitas	1	2	-	-	0,12	22,6	4,54	24,05
2	Esquistos verdes	18	14	-	-	1,76	21,9	44,00	23,1
3	Calizas arcillosas	2	3	-	-	0,22	20,6	6,58	21,6
Observación: f_P^* - índice de fortaleza según Protodiaconov: f_B^{**} -índice de fortaleza según Barón . Datos de Triturabilidad V_{max}^{***} :Fuente Noa (2003). q^{****} -volabilidad según Pokrovsky.									

ANEXO 2

Características del agrietamiento en los macizos de las minas y trasvases donde se realizaron las investigaciones.

ANEXO 2.1
Características del agrietamiento en mina Mercedita

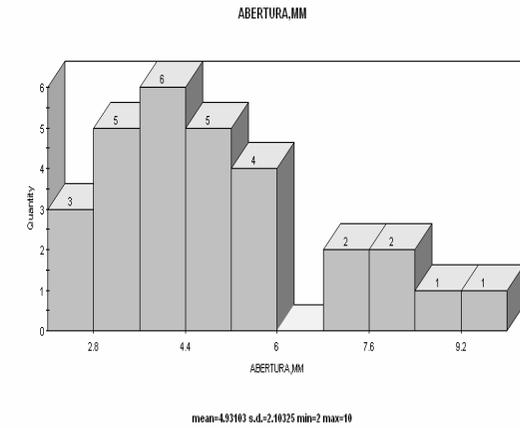
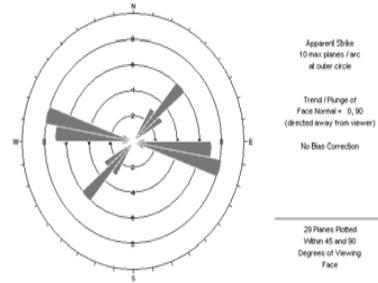
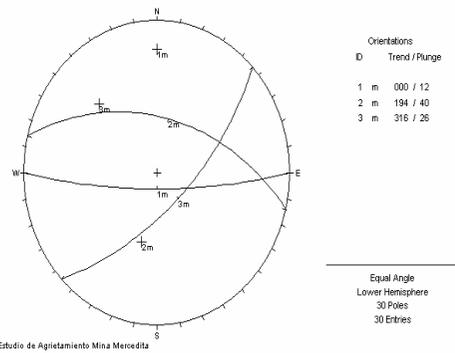


Gráfico 1 Principales planos de agrietamiento

Gráfico 2 Rosa de agrietamiento

Gráfico 3 Histograma de frecuencia de la abertura de las grietas.

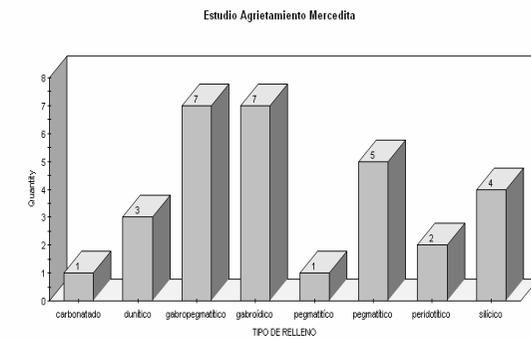
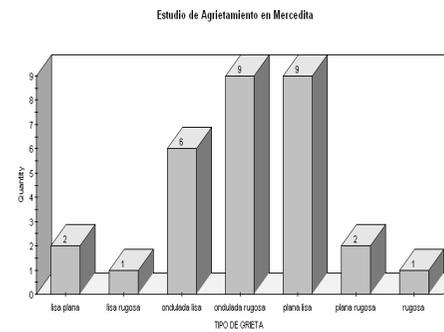
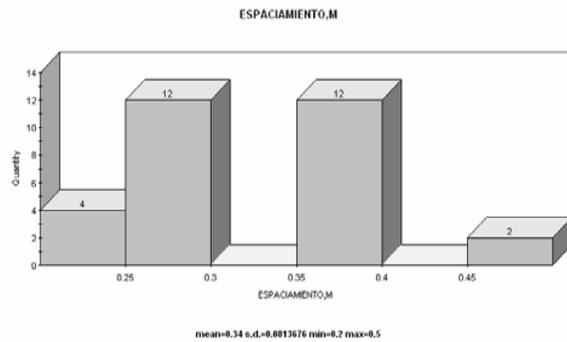


Gráfico 4 Histograma de frecuencia del espaciamiento entre grietas.

Gráfico 5 Histograma de frecuencia del tipo de grieta.

Gráfico 6 Histograma de frecuencia del tipo de relleno.

ANEXO 2.2
Estudio del agrietamiento en la mina Amores

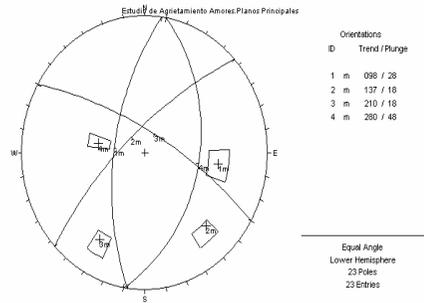


Gráfico 1 Principales planos de agrietamiento

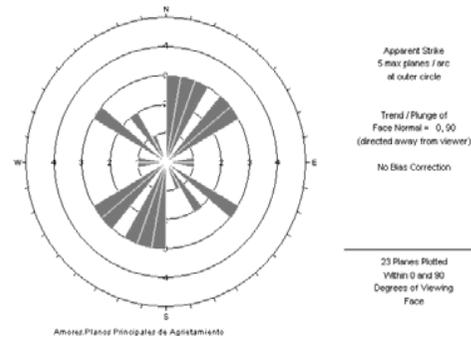


Gráfico 2 Rosa de agrietamiento

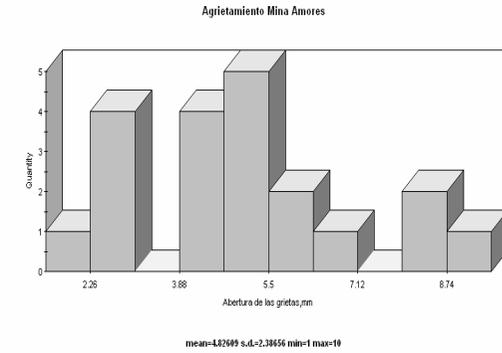


Gráfico 3 Histograma de frecuencia de la abertura de las grietas.

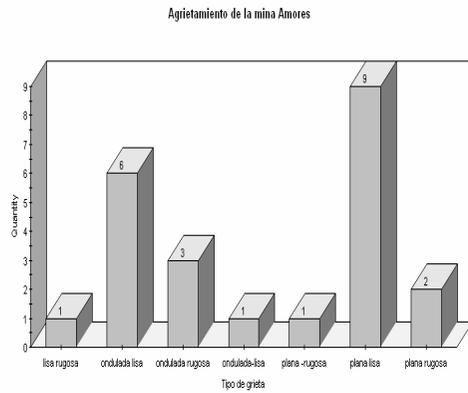


Gráfico 5 Histograma de frecuencia del tipo de grieta.

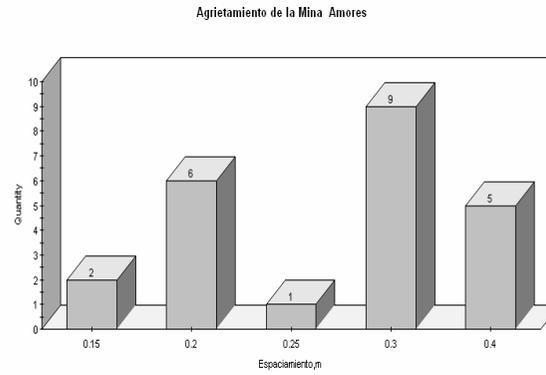


Gráfico 4 Histograma de frecuencia del espaciamiento.

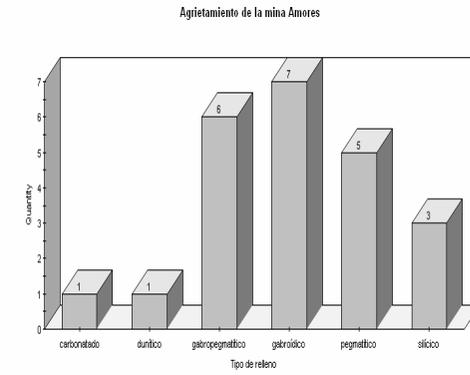


Gráfico 6 Histograma e frecuencia del tipo de relleno.

ANEXO 2.3
Estudio del agrietamiento en la mina El Cobre

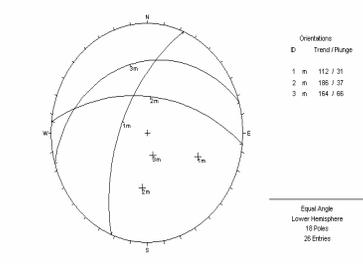


Gráfico 1 Principales planos de agrietamiento

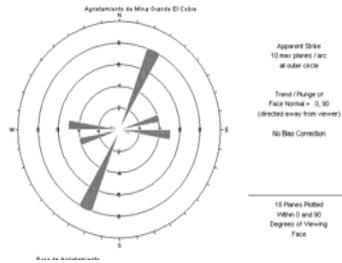


Gráfico 2 Rosa de agrietamiento

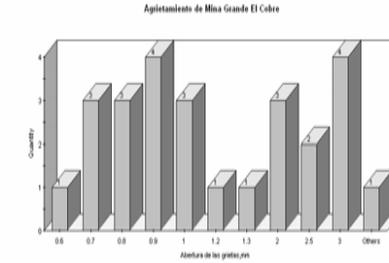


Gráfico 3 Histograma de frecuencia de la abertura de las grietas.

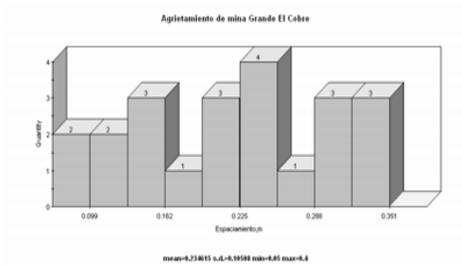


Gráfico 4 Histograma de frecuencia del espaciamiento

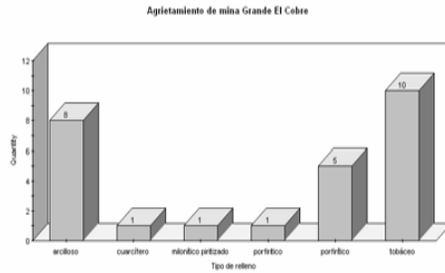


Gráfico 6 Histograma de frecuencia del tipo de relleno.

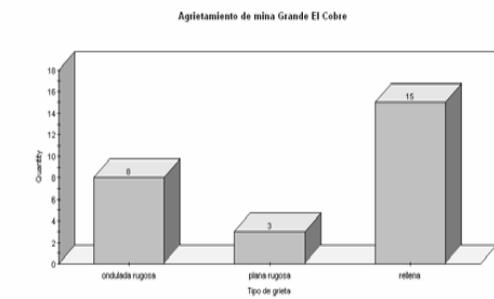


Gráfico 5 Histograma de frecuencia del tipo de grieta

ANEXO .2.4.
Estudio del Agrietamiento en el Traspase Caney - Gilbert

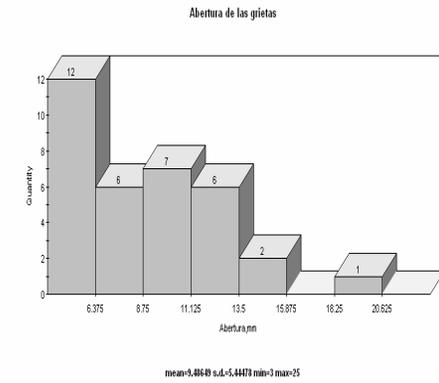
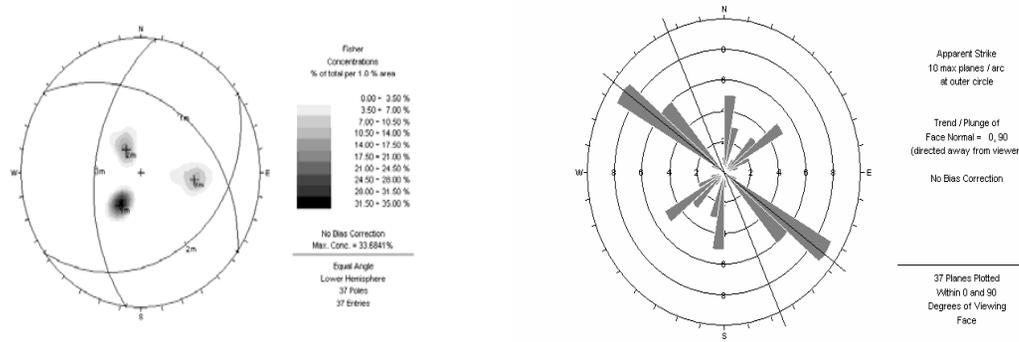


Gráfico 1 Planos principales de agrietamiento Trasvase Caney-Gilbert

Gráfico 2 Rosa de agrietamiento Caney-Gilbert.

Gráfico 3 Histograma de frecuencia de la Abertura de las grietas

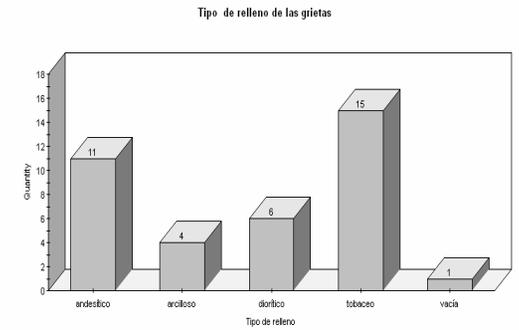
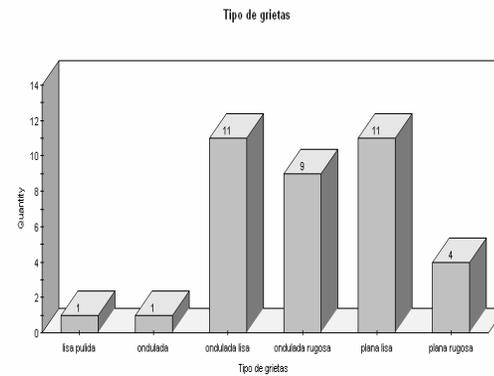
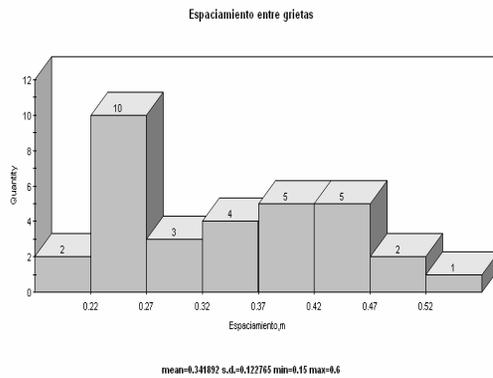


Gráfico 4 Histograma de frecuencia del espaciamiento de las grietas

Gráfico 5 Histograma de frecuencia del tipo de relleno de las grietas.

Gráfico 6 Histograma e frecuencia del tipo de grietas.

ANEXO 2.5

Estudio del agrietamiento en el Tránsito Este-Oeste. Etapa Melones-Sabanilla.
Túnel : Esperanza-En medio

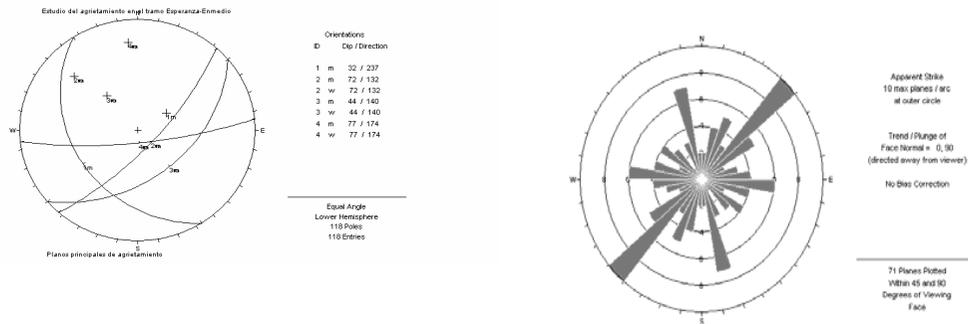


Gráfico 1 Principales planos de agrietamiento
Gráfico 3 Histograma de frecuencia de la abertura de las grietas.

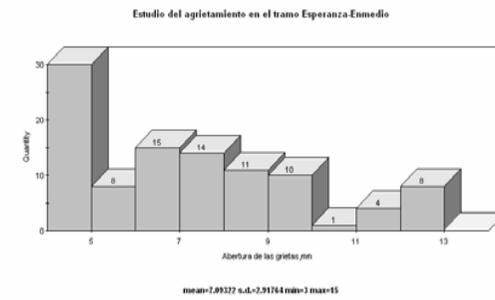


Gráfico 2 Rosa de agrietamiento

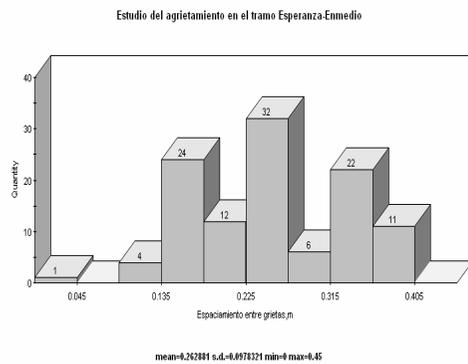


Gráfico 4 Histograma de frecuencia del espaciamiento.

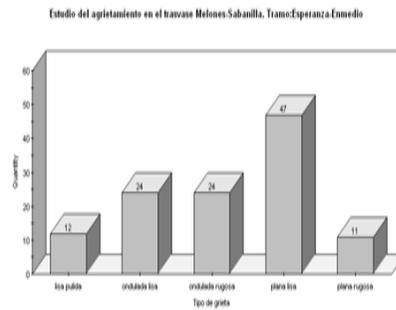


Gráfico 5 Histograma de frecuencia del tipo de grieta.

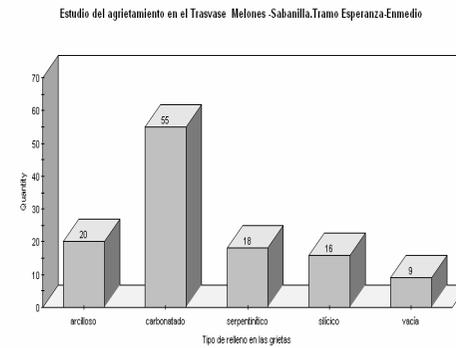


Gráfico 6 Histograma de frecuencia del tipo de relleno.

ANEXO 3

Características de las excavaciones en las minas y trasvases donde se realizaron las investigaciones.

Tabla 1 Dimensiones útiles, de proyecto y de laboreo de las excavaciones en investigación													
Nº	Obra subterránea	Dimensiones de proyecto				Dimensiones Útiles				Dimensiones de laboreo			
		S _p , m ²	B _p , m	H _p , m	P _p , m	S _u , m ²	B _u , m	H _u , m	P _u , m	S _l , m ²	B _l , m	H _l , m	P _l , m
Mina:Mercedita													
1	Socavón principal M-1	4,72	2,2	2,30	5,85	4,72	2,2	2,3	5,85	5,70	2,12	2,46	6,78
2	Galería principal de nivel	4,72	2,2	2,30	5,85	4,72	2,2	2,3	5,85	5,27	2,09	2,28	6,30
Mina: Amores													
1	Socavón principal A-1	4,72	2,2	2,30	5,85	4,72	2,2	2,3	5,85	5,30	2,11	2,30	6,32
2	Galería de nivel E-1	4,72	2,2	2,30	5,85	4,72	2,2	2,3	5,85	5,25	2,09	2,24	6,26
Mina:Grande El Cobre													
1	Galería longitudinal nivel +0,0	5,42	2,5	2,70	6,56	5,42	2,5	2,7	6,56	6,53	2,41	2,69	7,45
2	Galería transversal nivel +30,0	5,42	2,5	2,70	6,56	5,42	2,5	2,7	6,56	6,41	2,59	2,55	7,28
Trasvase:Caney-Gilbert													
1	Túnel principal	16,33	4,2	4,70	11,25	13,93	3,8	4,3	13,33	19,15	4,91	5,29	12,60
2	Túnel inclinado I	16,33	4,2	4,70	11,25	13,93	3,8	4,3	13,33	19,25	4,95	5,35	12,70
3	Túnel inclinado II	16,33	4,2	4,70	11,25	13,93	3,8	4,3	13,33	19,30	4,95	5,40	12,75
Trasvase:Melones –Sabanilla													
1	Túnel toma	20,57	4,8	4,80	12,34	18,10	4,60	4,40	11,84	27,74	5,55	5,4	14,25
2	Túnel Esperanza-En medio	34,80	6,9	6,06	16,77	31,45	6,6	5,86	15,57	40,36	5,66	6,14	18,05
3	Túnel Ojo de Agua-Yagrumal	30,89	6,30	5,95	14,91	27,91	5,90	5,75	13,61	36,50	7,26	6,26	17,89
4	Túnel Ojo de Agua-Serones	30,89	6,30	5,95	14,91	27,91	5,90	5,75	13,61	36,29	7,58	6,51	16,07
Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul													
	Túnel 1	10,83	3,6	3,6	8,91	8,66	3,40	3,50	8,31	-	-	-	-
	Túnel 2	10,83	3,6	3,6	8,91	8,66	3,40	3,50	8,31	-	-	-	-

Tabla 2 Principales parámetros minero-tecnológicos de las excavaciones en investigación.							
Nº	Obra subterránea	Extensión, m	Pendiente	Dirección, Grados	H, m	γ^*	Carácter del frente
	Mina Mercedita						
1	Socavón principal M-1	600	0,008	285	120-350	75	Homogéneo
2	Galería principal de nivel	200-300	0,008	250	120-350	69	Homogéneo
	Mina Amores						
1	Socavón principal A-1	300	0,008	290	120-250	15	Homogéneo
2	Galería de nivel E-1	150	0,008	265	120-200	29	
	Mina Grande El Cobre						
1	Galería longitudinal nivel +0	860	0,008		200-400	82	Homogéneo
2	Galería transversal nivel +30	250	0,008		200-400	4	Homogéneo
	Trasvase: Caney-Gilbert						
1	Túnel principal	1915	0,0003	140/160	100-200	50	Heterogéneo
2	Túnel inclinado I	240	0,176- 0,212	160	100-200	-	Heterogéneo
3	Túnel inclinado II	280	0,176- 0,212		100-200	-	Idem
	Trasvase: Melones –Sabanilla						
1	Túnel toma	358	0,003	180	30-50	-	Homogéneo
2	Túnel Esperanza-En medio	707	0,003	180	30-90	31	Idem
3	Túnel Ojo de Agua-Yagrumal	1383	0,003	180	30-84	35	Idem
4	Túnel Ojo de Agua-Serones	330	0,003	180	30-84	27	
	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul						
1	Túnel 1	1200	0,0006	90	155	17	Homogéneo
2	Túnel 2	200	0,0006	90	30	-	Idem

Observación: γ^* - ángulo de intersección entre el sistema de grietas principal y el eje de la excavación subterránea

H- profundidad de ubicación de la excavación subterránea

Tabla.3. Forma y parámetros geométricos de la sección transversal de las excavaciones									
N°	Obra subterránea	Forma sección transversal	Parámetros geométricos de la sección transversal						
			R,m	r,m	h _p ,m	h _b ,m	α	B	B/H
	Mina Mercedita								
1	Socavón principal M-1	Bóveda reducida, paredes verticales	1,52	0,58	1,47	0,73	35	55	0,86
2	Galería principal de nivel	Bóveda reducida, paredes verticales	1,52	0,58	1,47	0,73	35	55	0,92
	Mina Amores								
1	Socavón principal A-1	Bóveda reducida, paredes verticales	1,52	0,58	1,47	0,73	35	55	0,92
2	Galería de nivel E-1	Bóveda reducida, paredes verticales	1,52	0,58	1,47	0,73	35	55	0,93
	Mina Grande El Cobre								
1	Galería longitudinal nivel +0	Bóveda reducida, paredes verticales	1,59	0,60	1,73	0,77	35	55	0,90
2	Galería transversal nivel +30	Bóveda reducida, paredes verticales	1,59	0,60	1,73	0,77	35	55	1,02
	Trasvase Caney-Gilbert								
1	Túnel principal	Bóveda ovoidal, paredes verticales	4,20	1,17	1,35	-	46	44	1,12
2	Túnel inclinado I	Bóveda ovoidal, paredes verticales	4,20	1,17	1,35	-	46	44	1,12
3	Túnel inclinado II	Bóveda ovoidal, paredes verticales	4,20	1,17	1,35	-	46	44	1,12
	Trasvase: Melones –Sabanilla								
1	Túnel toma	Bóveda semicircular, paredes verticales	2,4	-	2,4	2,4	-	180	1,03
2	Túnel Esperanza-En medio	Herradura ,paredes circulares	3,45	-	-	-	-	-	0,92
3	Túnel Ojo de Agua-Yagrumal	Bóveda ovoidal, paredes verticales	6,3	2,3	1,2	-	38	52	1,16
4	Túnel Ojo de Agua-Serones	Bóveda ovoidal, paredes verticales	6,3	2,3	1,2	-	38	52	1,16
	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul								
1	Túnel 1	Bóveda ovoidal, paredes verticales	3,60	1,117	0,92	-	35	54	1,0
2	Túnel 2	Bóveda ovoidal, paredes verticales	3,60	1,117	0,92		35	54	1,0

Tabla 4 Tipos de excavaciones y su sostenimiento.						
N°	Excavación	Destino	Laboreada por	Sostenimiento	Dirección	Plazo de servicio,años
	Mina Mercedita					
1	Socavón M-1	Apertura	Peridotita	Arcos metálicos	285°	20
2	Galería principal de nivel	Apertura y exploración	Peridotita	Sin fortificación	112°	10
	Amores					
3	Socavón A-1	Apertura	harzburgitas	Cuadros metálicos	295	15
4	Galería E-1	Preparación y exploración	Dunitas	Sin sostenimiento	112°	10
5	Galería E-2	Preparación y exploración	Dunitas	Sin sostenimiento	112°	10
	El Cobre					
6	Galerías transversales	Preparación	Porfiritas andesíticas	Sin sostenimiento	315°	10
7	Galerías longitudinales	Preparación	Tobas andesíticas	Madera	45°	10
	Trasvase Caney-Gilbert					
8	Túnel principal	Hidrotécnico sin presión	Tobas	Hormigón gunitado	140° y 160°	Más de 20 años
9	Túnel I	Servicio	Tobas	Idem	220°	Idem
10	Túnel II	Servicio	Tobas	Idem	340°	Idem
	Trasvase Este –Oeste					
11	Yagrumal –Ojo de Agua	Hidrotécnico sin presión	Calizas y aleurolitas	Idem	275°	Idem
12	Ojo de Agua-Serones	Idem	gabrodiabasas	Idem	275°	Idem
13	Túnel de toma	Hidrotécnico a presión	Serpentinitas	Hormigón gunitado	275°	
14	Túnel Esperanza-Enmedio	hidrotécncio sin presión	Serpentinitas	Idem	275°	
	Sabanalamar –Pozo Azul					
17	Túnel 1	hidrotécnico sin presión	Esquistos cloríticos	Idem	275°	
18	Túnel 2	Idem	aleurolitas	Idem	275°	

ANEXO 4

Levantamiento de la sección transversal de las excavaciones subterráneas en investigación en las minas y trasvases.

Tabla 1 Levantamiento de la sección transversal de la excavación en mina Mercedita. Voladuras de Producción.Socavón Principal																
Seccion	Ancho,m	Altura,m	Sl,m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc,m	Pproy, m	Llmedia,m	a,m	l, m	λ, m	h ,m	H,m	ρ	Tang p	Grados
I	2,34	2,50	5,79	4,50	1,29	6,81	5,85	6,21	0,200	0,39	0,78	0,05	0,10	0,096	0,4485	24
II	2,61	2,63	5,70	4,50	1,27	6,74	5,85	6,18	0,198	0,39	0,77	0,04	0,09	0,091	0,4358	24
III	2,06	2,53	5,57	4,50	1,24	6,85	5,85	6,40	0,214	0,43	0,85	0,02	0,03	0,069	0,3790	21
IV	2,07	2,36	6,14	4,50	1,36	7,90	5,85	7,16	0,198	0,38	0,75	0,06	0,12	0,104	0,4669	25
V	2,11	2,24	5,31	4,50	1,18	6,23	5,85	5,92	0,156	0,31	0,62	0,00	0,01	0,052	0,3282	18
VI	2,04	2,42	5,16	4,50	1,15	6,30	5,85	5,95	0,158	0,31	0,63	0,02	0,04	0,059	0,3497	19
VII	1,94	2,48	6,74	4,50	1,50	6,74	5,85	6,36	0,211	0,42	0,85	0,02	0,05	0,060	0,3514	19
VIII	1,94	2,48	5,37	4,50	1,19	6,71	5,85	6,33	0,210	0,42	0,84	0,02	0,05	0,060	0,3509	19
IX	1,96	2,51	5,54	4,50	1,23	6,75	5,85	6,40	0,211	0,43	0,85	0,03	0,06	0,055	0,3374	19
X	1,94	2,49	5,53	4,50	1,23	6,76	5,85	6,40	0,211	0,43	0,85	0,03	0,06	0,057	0,3411	19
XI	2,00	2,53	5,76	4,50	1,28	6,87	5,85	6,51	0,215	0,43	0,87	0,03	0,06	0,056	0,3400	19
XII	2,00	2,63	5,83	4,50	1,29	6,87	5,85	6,54	0,215	0,44	0,87	0,04	0,08	0,050	0,3187	18
XIII	2,03	2,60	5,95	4,50	1,32	6,99	5,85	6,63	0,219	0,44	0,88	0,03	0,07	0,054	0,3345	18
XIV	1,91	2,42	5,24	4,50	1,16	6,56	5,85	6,22	0,205	0,41	0,83	0,03	0,06	0,055	0,3361	19
XV	1,99	2,57	5,91	4,50	1,31	6,98	5,85	6,62	0,218	0,44	0,88	0,03	0,07	0,054	0,3345	18
Promedio	2,12	2,46	5,70	4,50	1,27	6,78	5,85	6,324	0,195	0,39	0,77	0,03	0,06	0,07	0,38	20,92

Tabla 2 Levantamiento de la sección transversal de la excavación en mina Amores. Voladuras de Producción.Socavón A-1																
Sección	Ancho,m	Altura,m	Sl, m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc,m	Pproy,m	Llmedia,m	a,m	l, m	λ, m	h, m	H,m	ρ	tang	Grados
I	2,49	2,45	5,52	4,50	1,23	6,53	5,85	5,97	0,192	0,373	0,37	0,05	0,09	0,0937	0,4430	24
II	2,55	2,41	5,32	4,50	1,18	6,40	5,85	5,88	0,188	0,367	0,73	0,04	0,08	0,0899	0,4334	23
III	1,93	2,46	5,40	4,50	1,20	6,57	5,85	6,22	0,205	0,414	0,83	0,03	0,05	0,0573	0,3435	19
IV	1,99	2,31	5,84	4,50	1,30	7,63	5,85	6,99	0,191	0,368	0,74	0,05	0,10	0,0913	0,4369	24
V	2,04	2,24	4,99	4,50	1,11	6,01	5,85	5,74	0,150	0,302	0,58	0,01	0,03	0,0485	0,3152	17
VI	2,07	2,24	5,06	4,50	1,12	6,05	5,85	5,77	0,15	0,30	0,61	0,01	0,03	0,0479	0,3132	17
VII	2,02	2,24	5,18	4,50	1,15	6,04	5,85	5,78	0,15	0,30	0,61	0,02	0,04	0,0450	0,3034	17
VIII	2,01	2,23	5,18	4,50	1,15	6,03	5,85	5,77	0,15	0,30	0,61	0,02	0,04	0,0448	0,3027	17
IX	2,05	2,24	5,29	4,50	1,18	6,11	5,85	5,81	0,15	0,31	0,61	0,01	0,02	0,0506	0,3221	18
X	2,03	2,27	5,21	4,50	1,16	6,05	5,85	5,80	0,15	0,31	0,61	0,02	0,04	0,0440	0,3000	17
XI	2,05	2,24	5,29	4,50	1,18	6,11	5,85	5,81	0,15	0,31	0,61	0,01	0,02	0,0506	0,3221	18
Promedio	2,11	2,30	5,30	4,50	1,18	6,32	5,85	5,96	0,17	0,33	0,63	0,02	0,05	0,0603	0,3487	19,17

Tabla 3 Levantamiento de la sección transversal de las excavaciones. Mina El Cobre Voladuras de Producción .Mediciones realizadas en el nivel +0																
Seccion	Ancho,m	Altura,m	Sl,m ²	Sp,m ²	Kse	Plab,m	Proy.,m	Llmedia,m	a,m	l,m	λ,m	h ,m	H,m	ρ,m	tang p	Grados
I	2,73	2,81	7,09	5,42	1,31	7,38	5,22	7,06	0,18	0,35	0,71	0,01	0,03	0,0464	0,3081	17
II	2,45	2,69	6,73	5,42	1,24	8,15	5,22	7,00	0,27	0,50	1,00	0,11	0,21	0,1644	0,5964	31
III	2,57	3,03	6,55	5,42	1,21	7,77	5,22	7,07	0,19	0,35	0,71	0,05	0,11	0,0994	0,4568	25
IV	1,68	1,12	5,06	5,42	0,93	6,82	5,22	5,82	0,15	0,28	0,56	0,05	0,09	0,1734	0,6139	32
V	2,44	2,49	6,01	5,42	1,11	6,94	5,22	6,15	0,15	0,29	0,58	0,04	0,08	0,1284	0,5227	28
VI	2,21	2,63	5,29	5,42	0,97	6,81	5,22	6,32	0,14	0,26	0,53	0,03	0,07	0,0768	0,3995	22
VII	2,60	3,00	6,52	5,42	1,20	7,22	5,22	6,79	0,16	0,32	0,65	0,03	0,06	0,0639	0,3633	20
VIII	2,92	2,74	7,45	5,42	1,37	8,03	5,22	7,38	0,18	0,35	0,70	0,05	0,10	0,0882	0,4291	23
IX	3,04	2,48	6,17	5,42	1,14	6,89	5,22	6,09	0,16	0,30	0,61	0,06	0,12	0,1314	0,5292	28
X	2,58	2,69	6,36	5,42	1,17	7,41	5,22	6,09	0,18	0,30	0,61	0,09	0,18	0,2160	0,6919	35
XI	2,43	2,49	5,64	5,42	1,04	7,06	5,22	6,62	0,16	0,33	0,66	0,17	0,34	0,0663	0,3701	20
XII	2,48	2,73	6,72	5,42	1,24	7,34	5,22	6,58	0,18	0,29	0,59	0,11	0,22	0,1156	0,4946	26
XIII	2,13	2,49	5,50	5,42	1,01	6,45	5,22	6,22	0,15	0,30	0,59	0,02	0,04	0,0379	0,2780	16
XIV	2,24	2,69	5,42	5,42	1,00	6,84	5,22	6,25	0,15	0,28	0,57	0,04	0,09	0,0943	0,4443	24
XV	2,35	2,47	6,18	5,42	1,14	7,80	5,22	6,93	0,19	0,35	0,69	0,07	0,13	0,1254	0,5162	27
XVI	2,04	2,32	4,70	5,42	0,87	6,56	5,22	5,58	0,16	0,29	0,59	0,07	0,15	0,1747	0,6164	32
XVII	2,99	3,10	6,95	5,42	1,28	7,57	5,22	7,18	0,18	0,36	0,72	0,02	0,04	0,0556	0,3380	19
XVIII	2,77	3,17	7,29	5,42	1,35	8,33	5,22	8,30	0,20	0,41	0,83	0,22	0,43	0,0042	0,0917	5
XIX	2,31	2,65	6,85	5,42	1,26	7,63	5,22	7,07	0,20	0,34	0,67	0,11	0,21	0,0795	0,4065	22
XX	2,00	2,77	7,11	5,42	1,31	8,08	5,22	7,56	0,19	0,36	0,72	0,07	0,14	0,0696	0,3795	21
XXI	2,42	2,98	8,38	5,42	1,54	7,99	5,22	7,84	0,19	0,37	0,75	0,04	0,07	0,0195	0,1983	11
XXII	2,14	2,68	5,54	5,42	1,02	7,07	5,22	6,47	0,17	0,31	0,62	0,07	0,60	0,0935	0,5955	31
XXIII	2,25	2,46	5,16	5,42	0,95	5,85	5,22	4,71	0,15	0,25	0,50	0,08	0,48	0,2433	0,4780	26
XXIV	2,23	2,53	6,30	5,42	1,16	8,07	5,22	7,24	0,18	0,34	0,69	0,06	0,67	0,1148	0,6665	34
XXV	2,34	3,04	9,94	5,42	1,83	9,59	5,22	9,13	0,23	0,46	0,91	0,23	0,88	0,0500	0,8766	41
XXVI	2,00	3,22	8,29	5,42	1,53	8,07	5,22	7,15	0,19	0,36	0,72	0,07	0,69	0,1283	0,6918	35
XXVII	2,52	2,72	6,38	5,42	1,18	7,32	5,22	6,72	0,17	0,34	0,67	0,05	0,65	0,0882	0,6507	33
XXVIII	2,37	2,97	6,52	5,42	1,20	7,40	5,22	6,35	0,17	0,30	0,60	0,07	0,59	0,1655	0,5844	30
XXIX	2,62	2,75	7,38	5,42	1,36	7,57	5,22	7,18	0,18	0,36	0,72	0,02	0,69	0,0556	0,6947	35
Prom	2,41	2,69	6,53		1,20	7,45		6,79	0,18	0,34	0,67	0,07	0,28		0,2791	16

Tabla 4 Levantamiento de la Sección transversal de la Excavación. Tránsito Caney-Gilbert. Lugar de medición Frente N°1. Voladuras de Producción																
Seccion	Ancho,m	Altura,m	Sl,m ²	Sp,m ²	Kse	Pexc,m	Proy.,m	Llmedia,m	a,m	l, m	λ, m	h, m	H, m	ρ	Tang ρ	Grados
I	4,25	5,20	19,06	16,33	1,17	11,99	11,25	10,95	0,33	0,64	1,29	0,09	0,17	0,0952	0,4465	24
II	4,30	5,20	19,05	16,33	1,17	11,98	11,25	11,22	0,33	0,64	1,28	0,09	0,19	0,0679	0,3747	21
III	4,80	5,29	19,08	16,33	1,17	12,64	11,25	11,42	0,35	0,67	1,34	0,10	0,20	0,1067	0,4740	25
IV	4,91	5,35	19,49	16,33	1,19	12,79	11,25	11,57	0,36	0,68	1,36	0,10	0,21	0,1059	0,4722	25
V	4,88	5,05	18,87	16,33	1,16	12,62	11,25	11,29	0,35	0,66	1,33	0,11	0,22	0,1179	0,4996	27
VI	4,89	5,30	19,24	16,33	1,18	12,66	11,25	11,41	0,35	0,67	1,34	0,10	0,21	0,1089	0,4793	26
VII	4,86	5,38	19,07	16,33	1,17	12,74	11,25	11,43	0,35	0,67	1,34	0,11	0,22	0,1150	0,4931	26
VIII	4,90	5,35	19,54	16,33	1,20	12,79	11,25	11,56	0,36	0,68	1,36	0,10	0,21	0,1059	0,4723	25
IX	4,97	5,09	19,04	16,33	1,17	12,70	11,25	11,35	0,35	0,67	1,34	0,11	0,23	0,1187	0,5016	27
X	4,91	5,30	19,25	16,33	1,18	12,67	11,25	11,42	0,35	0,67	1,34	0,11	0,21	0,1093	0,4802	26
XI	5,01	5,38	19,27	16,33	1,18	12,74	11,25	11,43	0,35	0,67	1,34	0,11	0,22	0,1153	0,4938	26
XII	4,88	5,05	18,98	16,33	1,16	12,67	11,25	11,32	0,35	0,67	1,33	0,11	0,23	0,1188	0,5018	27
XIII	4,99	5,33	18,95	16,33	1,16	12,53	11,25	11,36	0,35	0,67	1,34	0,10	0,19	0,1025	0,4642	25
XIV	5,05	5,35	19,03	16,33	1,17	12,62	11,25	11,38	0,35	0,67	1,34	0,10	0,21	0,1092	0,4799	26
XV	5,16	5,33	19,06	16,33	1,17	12,53	11,25	11,35	0,35	0,67	1,34	0,10	0,20	0,1041	0,4679	25
XVI	5,05	5,38	19,36	16,33	1,19	12,78	11,25	11,43	0,35	0,67	1,35	0,11	0,23	0,1176	0,4989	27
XVII	5,06	5,35	19,10	16,33	1,17	12,56	11,25	11,39	0,35	0,67	1,34	0,10	0,20	0,1029	0,4651	25
XVIII	5,07	5,33	19,27	16,33	1,18	12,52	11,25	11,38	0,35	0,67	1,34	0,09	0,19	0,1000	0,4582	25
XIX	5,01	5,38	19,27	16,33	1,18	12,74	11,25	11,43	0,35	0,67	1,34	0,11	0,22	0,1153	0,4938	26
XX	4,99	5,33	18,95	16,33	1,16	12,53	11,25	11,36	0,35	0,67	1,34	0,10	0,19	0,1025	0,4642	25
XXI	5,01	5,38	19,27	16,33	1,18	12,74	11,25	11,43	0,35	0,67	1,34	0,11	0,22	0,1153	0,4938	26
XXII	5,10	5,38	19,15	16,33	1,17	12,61	11,25	11,39	0,35	0,67	1,34	0,10	0,20	0,1068	0,4743	25
Promedio	4,91	5,29	19,15	16,33	1,17	12,60	11,25	11,38	0,35	0,67	1,34	0,10	0,21	0,11	0,47	25,39

ANEXO 5

Comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción (base) para el avance de excavaciones subterránea en las minas y trasvases en investigación.

Tabla 1 Comportamiento de los Indicadores de las voladuras de producción en la mina Mercedita												
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras								
				1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Avance del frente	I_a	m	1,01	0,98	0,95	1	1,05	1,03	0,99	0,98	0,96
	Longitud de los barrenos	I_b	m	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65
	Cantidad de Barrenos	N_b	Unid	12	12	12	12	12	12	12	12	12
	De cuele	N_c	Unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	De arranque	N_a	Unid	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	De contorno	N_{co}	Unid	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	De piso	N_{piso}	Unid	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de cuele	q_c	Kg	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
	Carga barrenos arranque	q_a	Kg	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Carga barrenos de piso	q_{piso}	Kg	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4	1,4
Carga barrenos de contorno	q_{co}	Kg	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	
2	Extensión del montón de rocas	L_m	m	6	6	5	6,75	5,9	6	4	4,5	7
3	Gasto de SE	Q_{SE}	Kg	15,80	15,80	15,80	15,80	15,80	15,80	15,80	15,80	15,80
	Gasto específico de SE	q_{SE}	Kg/m ³	2,70	2,83	2,98	2,57	2,83	2,97	2,37	3,00	2,97
4	Volumen de roca arrancada	V_r	m ³	5,85	5,59	5,30	6,14	5,57	5,32	6,68	5,26	5,32
5	Aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,61	0,59	0,58	0,61	0,64	0,62	0,60	0,59	0,58
6	Area de laboreo de la excavación	S_l	m ²	5,79	5,70	5,57	6,14	5,31	5,16	6,74	5,37	5,54
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
7	Coefficiente de sobreexcavación	K_S		1,29	1,27	1,24	1,36	1,18	1,15	1,50	1,19	1,23
8	Metraje de barrenación	M_b	m	19,8	19,8	19,8	19,8	19,8	19,8	19,8	19,8	19,8
	Metraje específico de barrenación	M_{el}	m/m	19,60	20,20	20,84	19,80	18,86	19,22	20,00	20,20	20,63
	Metraje específico de barrenación	M_{ev}	m/m ³	3,39	3,54	3,74	3,22	3,55	3,72	2,97	3,76	3,72
9	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	12	12	12	12	12	12	12	12	12
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	11,88	12,24	12,63	12,00	11,43	11,65	12,12	12,24	12,5

Tabla 2 Comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción en mina Amores.												
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras.								
				1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Avance del frente	I_a	m	1,04	0,95	0,99	1,02	1,08	1,1	1,03	0,92	1,01
	Longitud de los barrenos	I_b	m	1,5	1,50	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
	Cantidad de Barrenos	N_b	Unid	14	14	14	14	14	14	14	14	14
	De cuele	N_c	Unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	De arranque	N_a	Unid	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	De contorno	N_{co}	Unid	7	7	7	7	7	7	7	7	7
	De piso	N_{piso}	Unid	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de cuele	q_c	Kg	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25
	Carga barrenos arranque	q_a	Kg	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Carga barrenos de piso	q_{piso}	Kg	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Carga barrenos de contorno	q_{co}	Kg	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	
2	Extensión del montón de rocas	L_m	m	9	7	5	6,75	5,9	6	4	4,5	7
	Gasto de SE	Q_{SE}	Kg	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25
3	Gasto específico de SE	q_{SE}	Kg/m ³	2,38	2,78	2,71	2,22	2,46	2,38	2,48	2,78	2,48
	Volumen de roca arrancada	V_r	m ³	5,56	4,76	4,88	5,96	5,39	5,57	5,34	4,77	5,34
5	Aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,69	0,63	0,66	0,68	0,72	0,73	0,69	0,61	0,67
6	Area de laboreo de la excavación	S_l	m ²	5,35	5,01	4,93	5,84	4,99	5,06	5,18	5,18	5,29
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
7	Coefficiente de sobreexcavación	K_s		1,19	1,11	1,10	1,30	1,11	1,12	1,15	1,15	1,18
8	Metraje de barrenación	M_b	m	21,00	21	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00
	Metraje específico de barrenación	M_{el}	m/m	20,19	22,11	21,21	20,59	19,44	19,09	20,39	22,83	20,79
	Metraje específico de barrenación	M_{ev}	m/m ³	3,77	4,41	4,30	3,53	3,90	3,77	3,94	4,41	3,93
9	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	14	14	14	14	14	14	14	14	14
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	13,46	14,74	14,14	13,73	12,96	12,73	13,59	15,22	13,86

N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Voladuras de Producción (Base)												
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	Avance del frente	I_a	m	1,30	1,10	1,20	1,20	1,35	1,12	1,00	1,30	1,30	1,10	1,30	1,00	1,00
	Longitud de los barrenos	I_b	m	1,5	1,50	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
	Cantidad Total de Barrenos	N_b	unid	20	20	21	24	21	22	21	20	18	20	19	19	20
	De cuele	N_c	unid	6	5	6	7	6	6	5	5	5	4	5	5	5
	De arranque	N_a	unid	0	2	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	De contorno	N_{co}	unid	11	10	12	14	12	13	13	12	10	13	11	11	12
	De piso	N_{piso}	unid	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de cuele	q_c	Kg	1	1	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	1	1	1,2	1	1,2	1,2
	Carga barrenos arranque	q_a	Kg	0	1,2	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Carga barrenos de piso	q_{piso}	Kg	0,6	1	0,6	0,6	0,6	0,6	0,8	0,8	1	1,2	1,2	1,2	1,2
	Carga barrenos de contorno	q_{co}	Kg	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,8	0,8	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
2	Extensión del montón de rocas	L_m	m	4,6	2,9	3	3,2	8,6	6,1	8	4,7	5,2	7,3	4,5	5,5	6,9
3	Gasto de SE.	Q_{SE}	Kg	14,40	16,40	13,80	15,80	13,80	14,40	16,80	17,00	14,00	16,20	15,20	16,20	16,80
	Gasto específico de SE.	q_{SE}	kg/m3	1,43	2,01	1,54	1,55	1,33	1,75	3,70	2,16	1,78	2,38	1,83	2,54	2,59
4	Volumen de roca arrancada	V_r	m3	10,06	8,16	8,99	10,22	10,41	8,24	4,54	7,88	7,88	6,81	8,29	6,37	6,49
5	Aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}		0,87	0,73	0,80	0,80	0,90	0,75	0,67	0,87	0,87	0,73	0,87	0,67	0,67
6	Area de laboreo de la excavación	S_i	m2	7,74	7,42	7,49	8,52	7,71	7,36	4,54	6,06	6,06	6,19	6,37	6,37	6,49
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m2	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34	6,34
7	Coefficiente de sobreexcavación	K_S		1,22	1,17	1,18	1,34	1,22	1,16	0,72	0,96	0,96	0,98	1,01	1,01	1,02
9	Metraje de barrenación	M_b	m	30,00	30,00	31,50	36,00	31,50	33,00	31,50	30,00	27,00	30,00	28,50	28,50	30,00
	Metraje específico de barrenación	M_{el}	m/m	23,08	27,27	26,25	30,00	23,33	29,46	31,50	23,08	20,77	27,27	21,92	28,50	30,00
	Metraje específico de barrenación	M_{ev}	m/m3	2,98	3,68	3,50	3,52	3,03	4,00	6,93	3,81	3,42	4,40	3,44	4,47	4,62
10	Gasto de detonadores	Q_{det}	unid	20	20	21	24	21	22	21	20	18	20	19	19	20
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	15,38	18,18	17,5	20,00	15,6	19,64	21,00	15,38	13,85	18,18	14,62	19,00	20,00

Tabla 4 Comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción en el trasvase Caney-Gilbert

N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
1	Avance del frente	l_a	m	2,3	2,00	1,80	2,00	1,5	1,0	1,6	1,5	2,4	1,95	2,00	
	Longitud de los barrenos	l_b	m	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5	3,75	3,75	3,7	3,7	
	Cantidad de Barrenos	N_b	Unid	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	
	De cuele	N_c	Unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	
	ayudantes de cuele	N_{ac}	Unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	11	11	
	De arranque	N_a	Unid	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	13	13
	De contorno	N_{co}	Unid	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	19	19
	De piso	N_{piso}	Unid	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7
	Carga en barrenos de cuele	q_c	Kg	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
	Carga en barrenos ayudantes de cuele	q_{ac}	Kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
Carga en barrenos de arranque	q_a	Kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	
Carga en barrenos de contorno	q_{co}	Kg	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	
Carga en barrenos de piso	q_{piso}	Kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	
2	Gasto de SE	Q_{SE}	Kg	91,2	91,2	91,2	10,4	8,8	10,4	12	9,6	12	93	93	
	Gasto específico de SE	q_{SE}	kg/m ³	2,17	2,58	2,75	0,28	0,32	0,56	0,43	0,34	0,27	2,55	2,45	
3	Volumen de roca arrancada in situ	V_r	m ³	41,95	35,30	33,14	37,11	27,78	18,56	27,76	27,95	44,45	36,46	37,89	
4	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,92	0,80	0,72	0,80	0,60	0,40	0,64	0,40	0,64	0,53	0,54	
5	Area de laboreo de la excavación	S_l	m ²	18,24	17,65	18,41	18,55	18,52	18,56	17,35	18,63	18,52	18,70	18,95	
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	
6	Coeficiente de sobreexcavación	K_s		1,12	1,08	1,13	1,136	1,13	1,14	1,06	1,14	1,13	1,15	1,16	
7	Metraje de barrenación	M_b	m	140	140	140	140	140	140	140	210	210	207,2	207,2	
	Metraje específico de barrenación	M_{el}	m/m	60,87	70	77,8	70	93,3	140,0	87,5	140,0	87,5	106,3	103,6	
	Metraje específico de barrenación	M_{ev}	m/m ³	3,34	3,97	4,22	3,77	5,04	7,54	5,04	7,51	4,72	5,68	5,47	
8	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	
	Gasto específico de detonadores	Q_{det}	unid/m	24,35	28,00	31,11	28,00	37,33	56,00	35,00	37,33	23,33	28,72	28,00	
9	Gasto de cordón detonante	Q_{cd}	m	66	66	66	66	66	66	66	93,5	93,5	79,8	79,8	
	Gasto específico de cordón detonante	q_{cd}	m/m	28,7	33,00	36,67	33,00	44,00	66,00	41,25	62,33	38,96	40,92	39,90	

Tabla 5 Comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción .Trasvase Este-Oeste. Túnel :Yagrumal –Guaro.Frente:Ojo de Agua-Serones																
Trasvase Melones – Sabanilla				Tramo Yagrumal -Guaro				Frente:Ojo de Agua -Serones								
Nº	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras .												
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	Prom
1	Avance del frente	l_a	m	2,35	2,55	2,30	2,38	2,35	2,45	2,32	2,28	2,34	2,35	2,29	2,4	2,36
	Longitud de los barrenos	l_b	m	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35	3,35
	Cantidad Total de Barrenos	N_b	Unid	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61
	De cuele	n_c	Unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	ayudantes de cuele	n_{ac}	Unid	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
	De cuele vacío (taladro de 102mm de Ø)	n_{cv}	Unid	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	De arranque	N_a	Unid	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19
	De contorno	n_{cont}	Unid	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16	16
	De piso	n_p	Unid	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9	9
	Carga barrenos de cuele	q_{bc}	Kg	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73
	Carga barrenos ayudantes de cuele	q_{bac}	Kg	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73
	Carga barrenos de arranque	q_{ba}	Kg	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28	2,28
	Carga barrenos de contorno	q_{bcont}	Kg	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82	1,82
	Carga barrenos de piso	q_{bp}	Kg	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73	2,73
2	Extensión del montón de rocas	L_m	m	9	6,4	7,5	10	8,2	9	8,4	9,2	9,4	9,7	9,5	10	8,9
3	Gasto de SE	Q_{se}	Kg	137,9	137,9	137,9	137,9	137,9	137,9	137,9	137,9	138	137,9	137,9	137,9	137,9
	Gasto específico volumétrico de SE	q_{sev}	Kg/m ³	1,62	1,52	1,63	1,55	1,66	1,55	1,68	1,66	1,59	1,61	1,62	1,61	1,61
	Gasto específico lineal de SE	q_{sel}	Kg/m	58,67	54,06	59,94	57,93	58,67	56,27	59,42	60,47	58,92	58,67	60,20	57,44	58,39
4	Volumen de roca arrancada in situ	V_r	m ³	85,09	90,98	84,43	88,80	83,24	89,20	82,17	83,20	86,60	85,38	85,28	85,70	85,84
5	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	CAB	%	0,70	0,76	0,69	0,71	0,70	0,73	0,69	0,68	0,70	0,70	0,68	0,72	0,71
6	Area de laboreo de la excavación	S_l	m ²	36,21	35,68	36,71	37,31	35,42	36,41	35,42	36,49	37,01	36,33	37,24	35,71	36,33
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89
7	Coeficiente de sobreexcavación	K_s		1,17	1,16	1,19	1,21	1,15	1,18	1,15	1,18	1,20	1,18	1,21	1,16	1,18
8	Metraje de barrenación	M_p	m	204,4	204,4	204,4	204,4	204,4	204,4	204,4	204,4	204	204,4	204,4	204,4	204,4
	Metraje específico de barrenación	M_{be}	m/m ³	86,96	80,14	88,85	85,86	86,96	83,41	88,08	89,63	87,33	86,96	89,24	85,15	86,55
9	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	2,40	2,25	2,42	2,30	2,46	2,29	2,49	2,46	2,36	2,39	2,40	2,38	2,38
	Gasto específico lineal de detonadores	q_{det}	Unid/m	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61	61,00

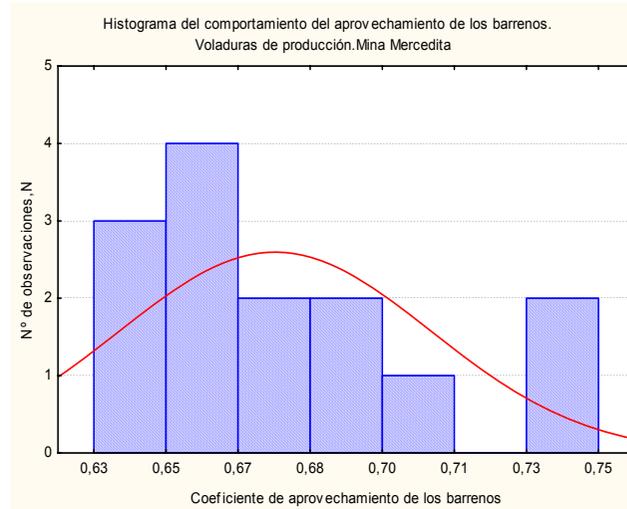
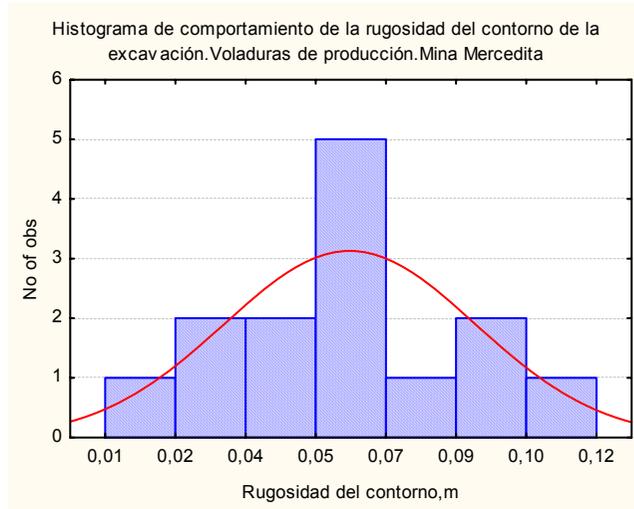
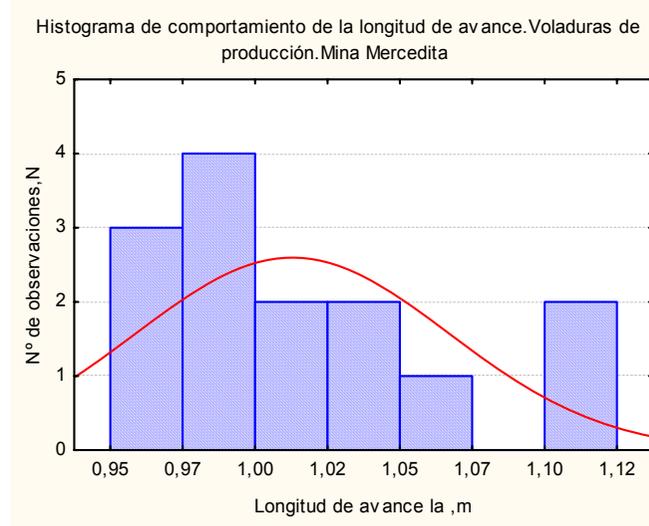
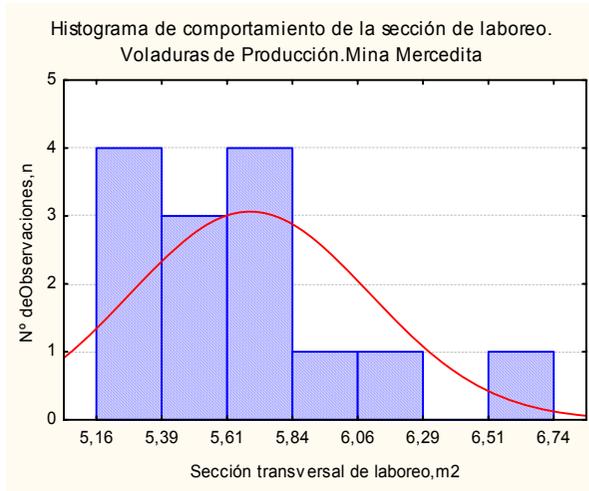
Tabla 6 Comportamiento de los principales indicadores técnico-económicos del laboreo de las excavaciones.

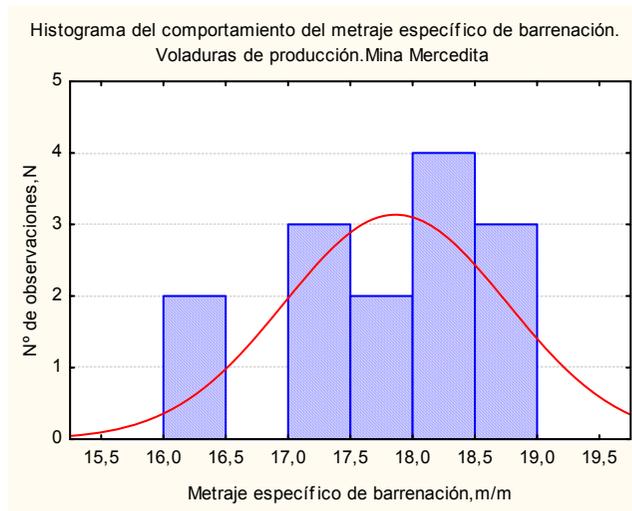
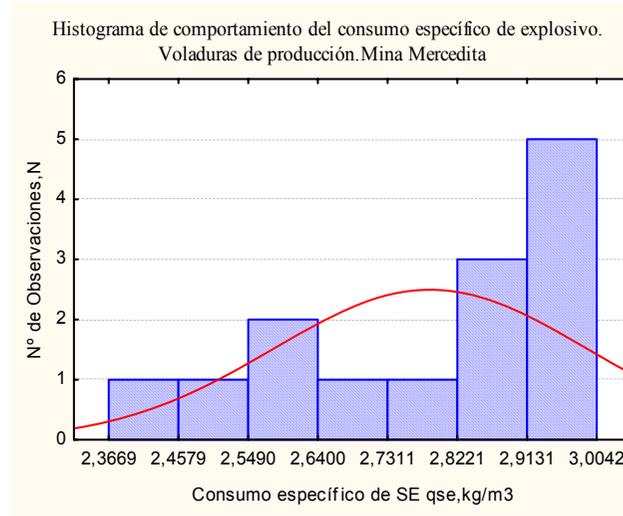
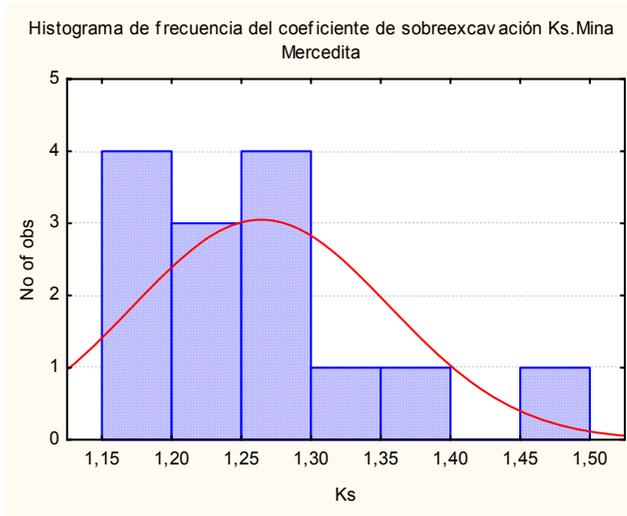
N°	Mina,Trasvase	Período	Velocidad de avance		Productividad m/h-turno
			Mensual,m/mes	Por ciclo	
1	Mercedita	1989-1990	124,6-114	1,01	0,24
2	Amores	2004-2005	18,9-19,9	1,02	0,15
3	El Cobre	1989-1990	40,5-55,5	1,13	0,30
4	Trasvase Caney-Gilbert	1993-1994	138	2,12	0,18
	Frente I	Idem	42		
	Frente II	Idem	43		
	Frente III	Idem	54		
	Frente IV	Idem	19		
5	Trasvase Este-Oeste				
	Túnel de toma	1990	39	1,89	0,15
	Túnel Esperanza-En medio	1990	59	1,88	0,23
	Túnel Ojo de Agua-Yagrimal	2006	45	2,34	0,19
	Túnel Ojo de Agua-Serones	2006	60	2,36	0,20

ANEXO 6.

Gráficos del comportamiento de los indicadores de las voladuras de producción (base) en las minas y trasvases en investigación.

Anexo 6.1 Mina Mercedita





Anexo 6.2 Traspase Caney-Gilbert

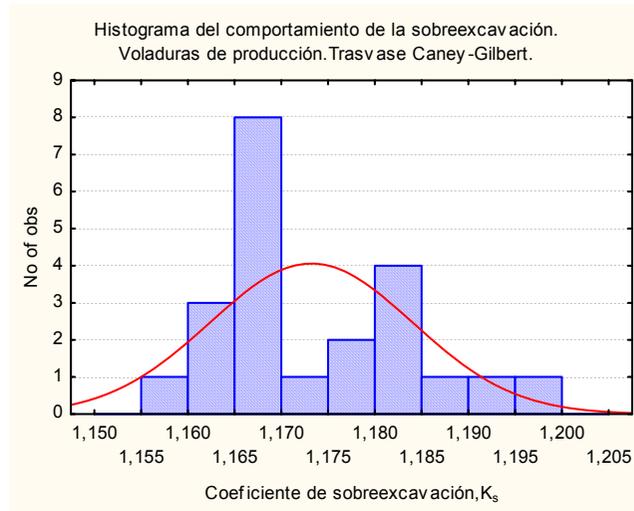


Figura 1

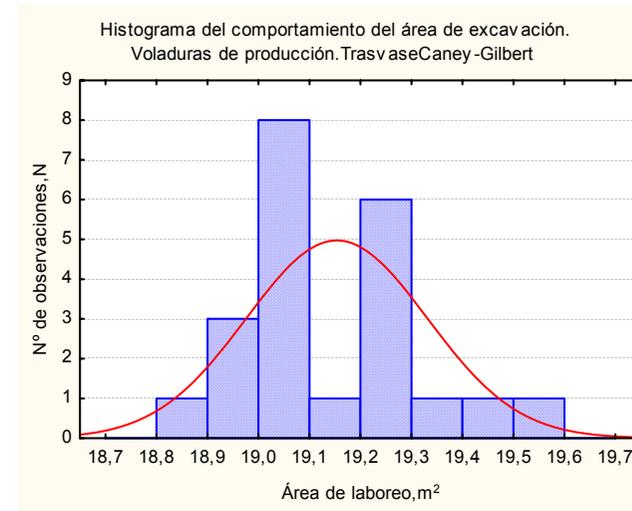


Figura 2

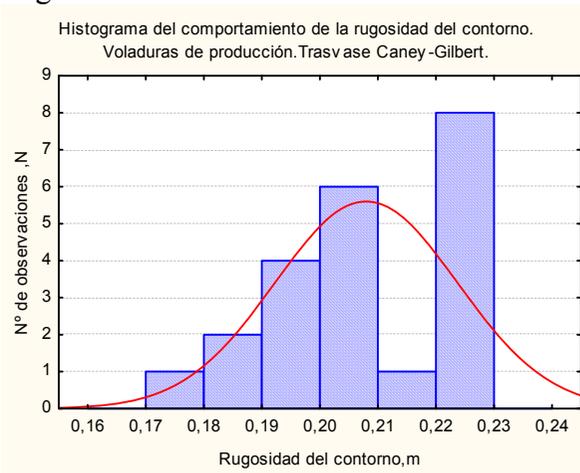


Figura 3

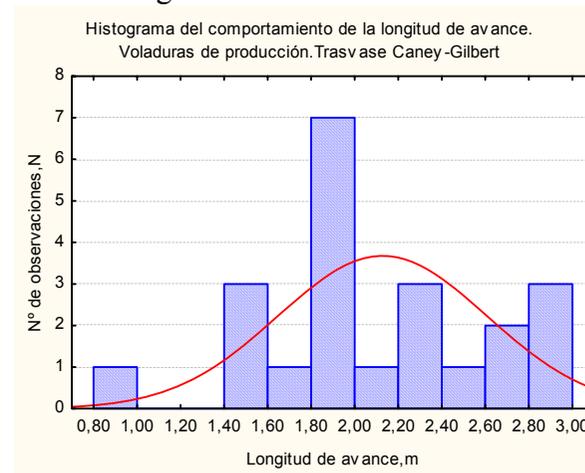


Figura 4

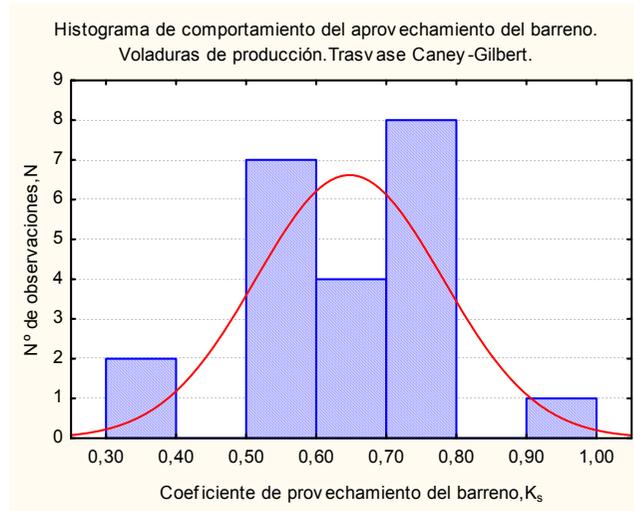


Figura 5

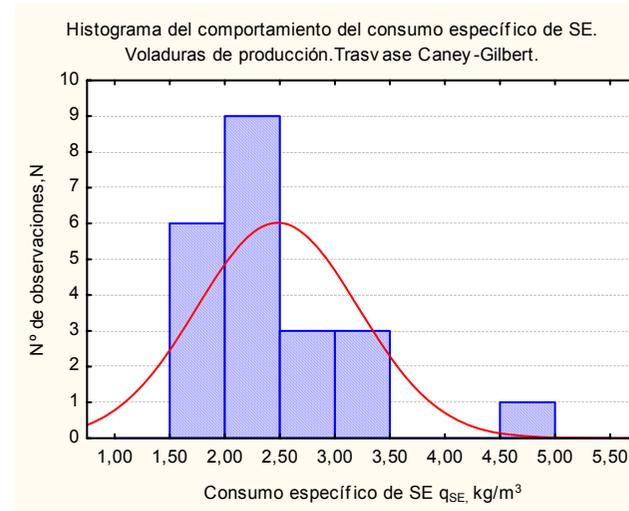


Figura 6

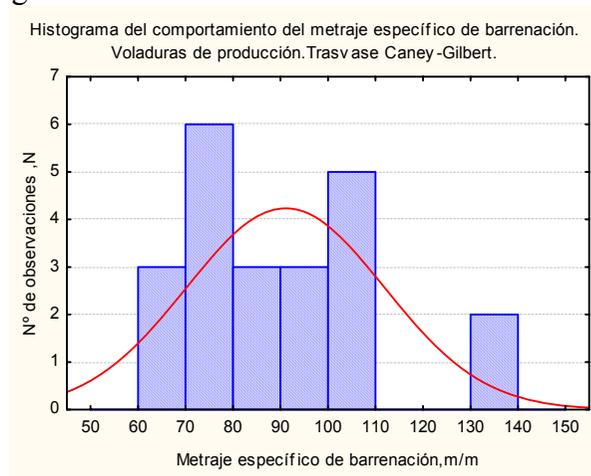


Figura 7

Anexo 6.3 Traslase Este Oeste. Tramo Ojo de Agua-Yagrimal

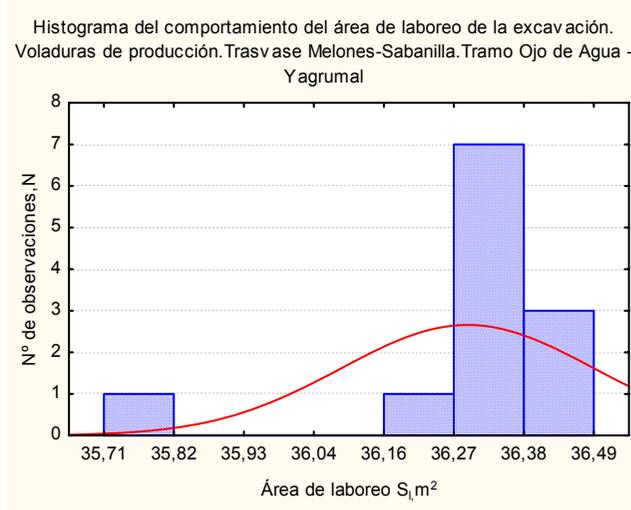


Figura 1

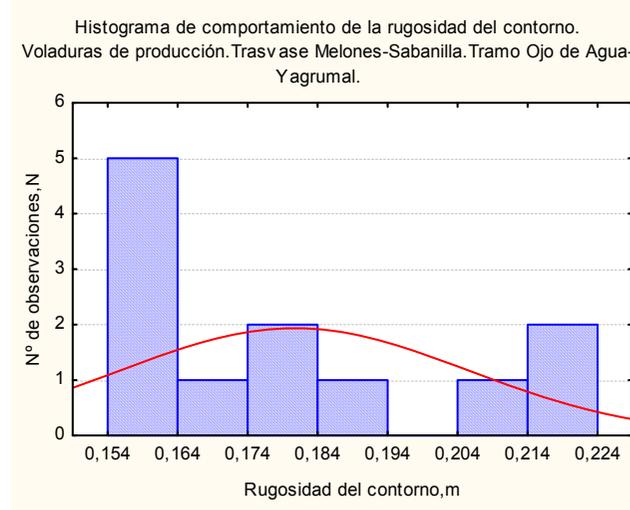


Figura 2

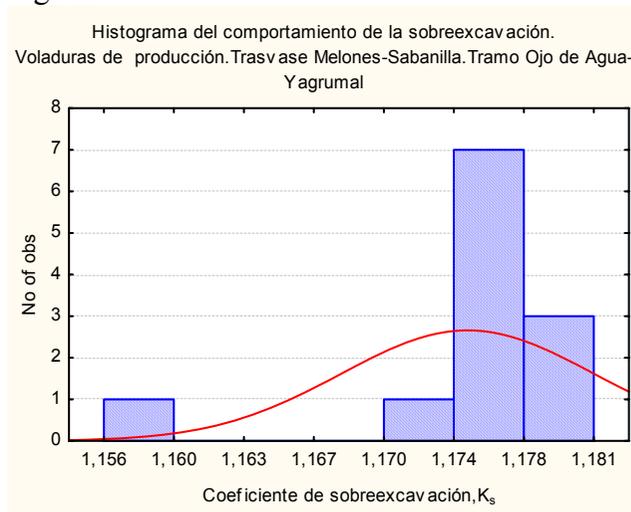


Figura 3

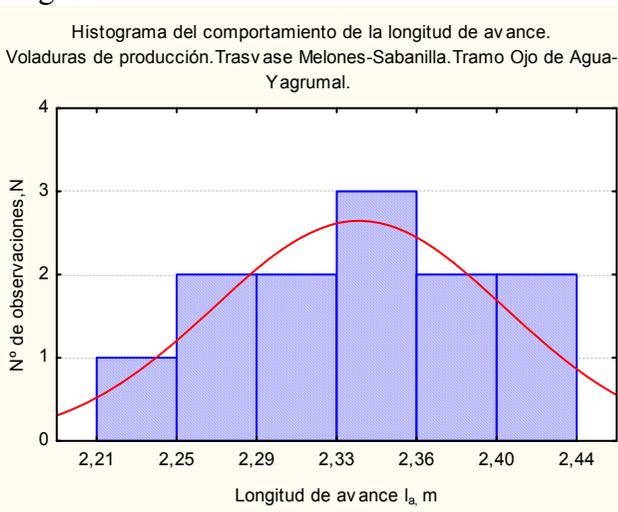


Figura 4

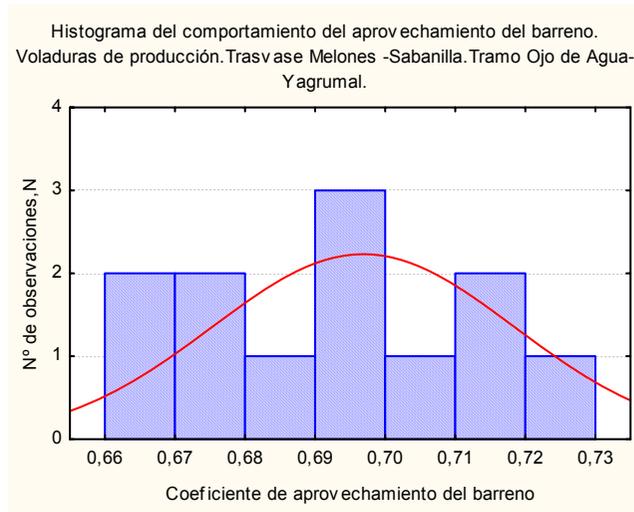


Figura 5

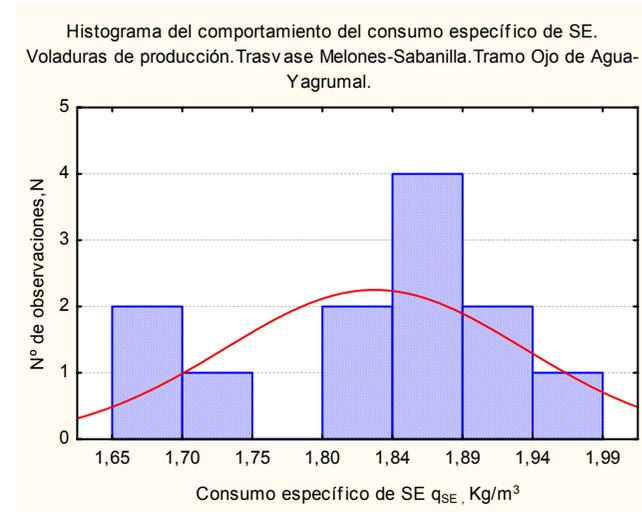


Figura 6

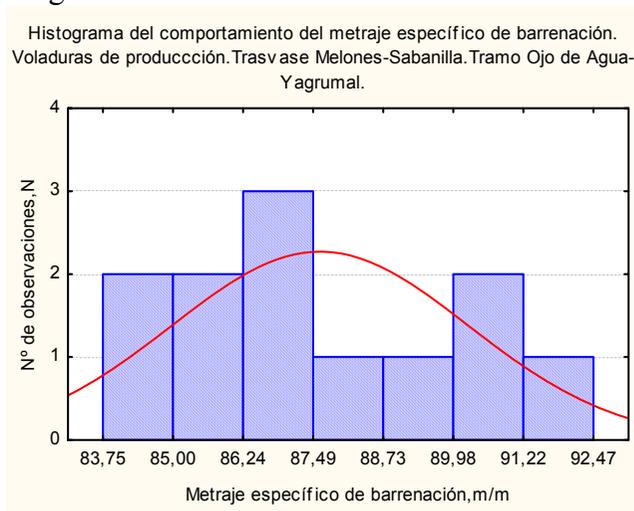


Figura 7

ANEXO 7. Gráficos del comportamiento de la velocidad mensual de avance

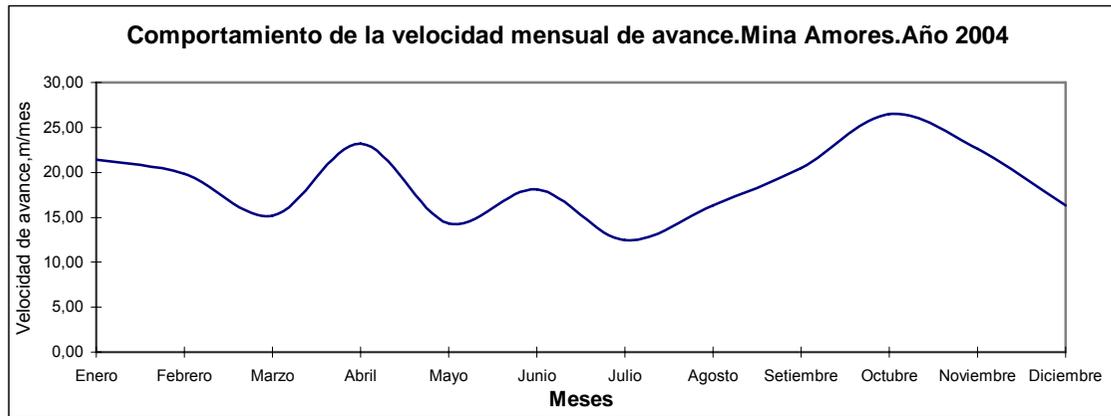


Figura 1

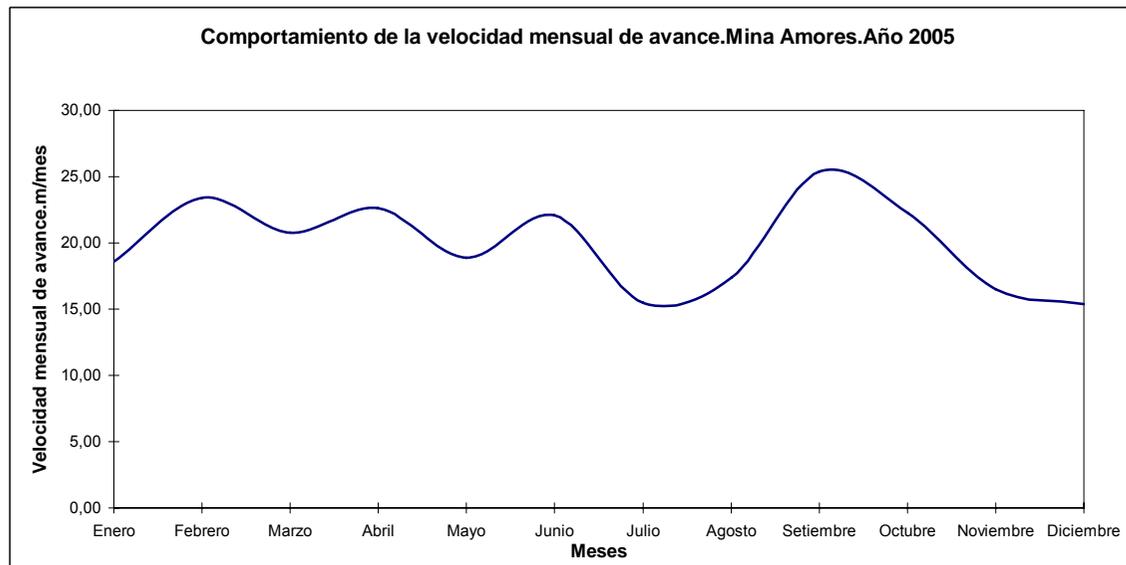


Figura 2

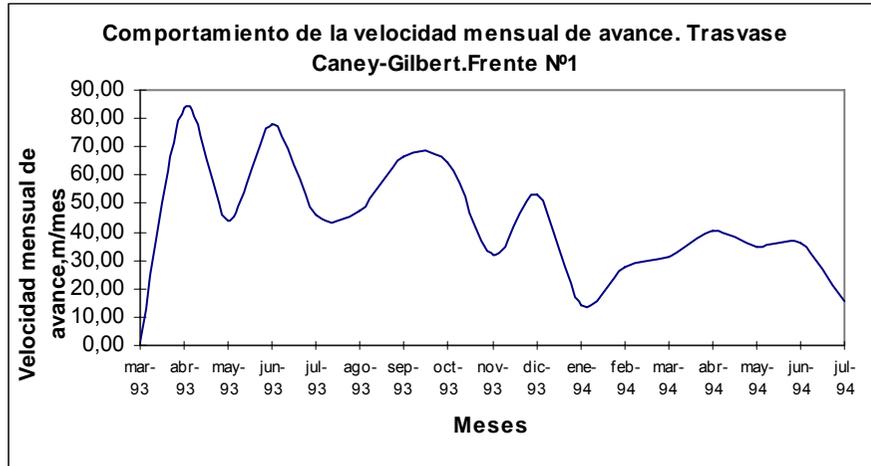


Figura 3

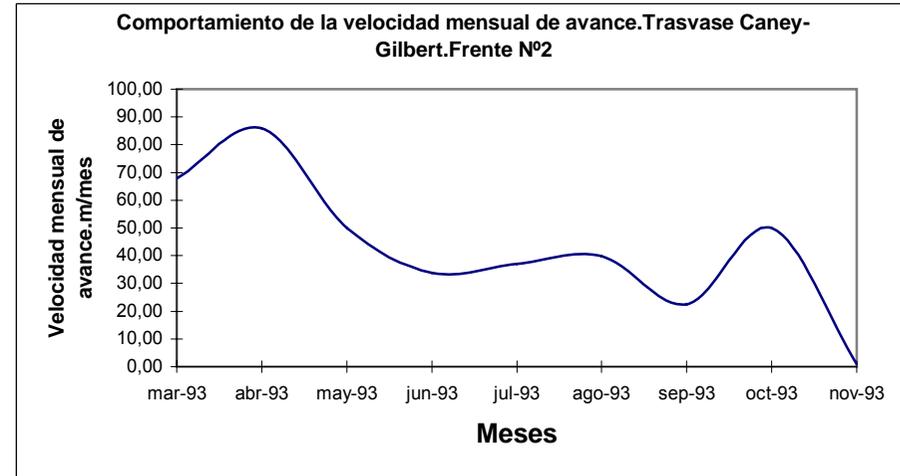


Figura 4

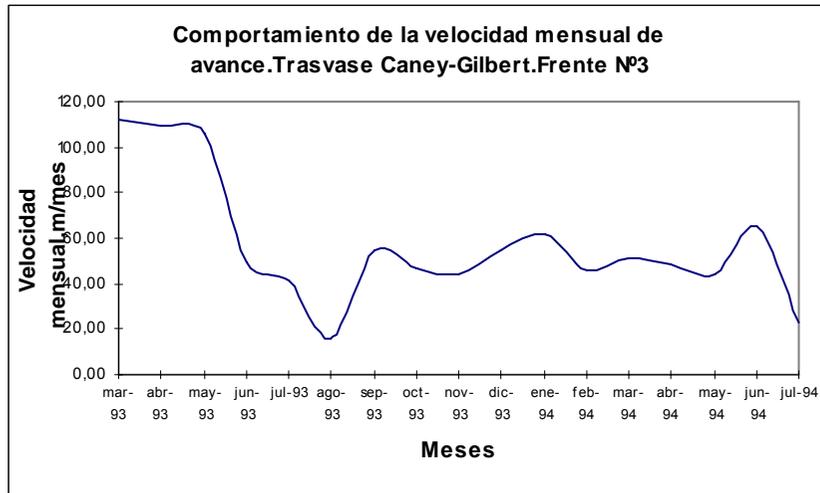


Figura 5

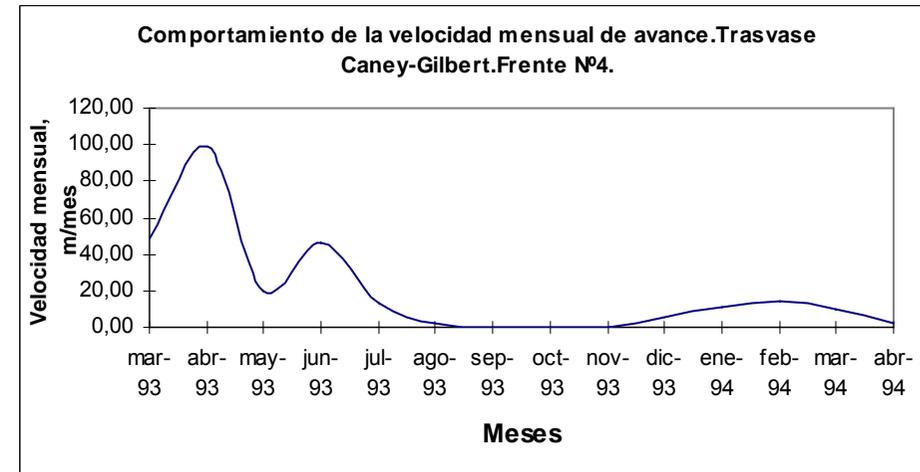


Figura 6

ANEXO 8

Parámetros principales de las ondas de choque y de presión en las litologías objeto de estudio en los macizos en investigación.

Tabla 1 Parámetros de la onda de choque producida por una carga compacta en las litologías presentes en las minas y trasvases en investigación.									
Nº	Litologías	Obra,Mina	Tramo,excavación	Parámetros de la onda refractada a la roca					
				Pb, MPa.	Pr, MPa.	Kref	$\rho_r, \text{kg/m}^3$	Vroca,m/s	Vfrente,m/s
I.1	Cromita	Mercedita	Galería de corte	5577	8819	1,58	4084	1523	5781
I.2	Serpentinita.	Mercedita	Socavón M-1	6491	8819	1,58	2984	1806	1815
I.3	Peridotita	Mercedita	Socavón M-1	6101	8176	1,34	2871	1801	5149
I.4	Dunita	Mercedita	Galería nivel principal	6101	8226	1,39	2966	1762	5395
I.5	Gabro	Mercedita	Galería nivel principal	5757	8306	1,44	3178	1701	5468
II.1	Dunitas	Amores	Socavón A-1	6757	8328	1,23	2900	1853	4581
II.2	Harzburgita	Amores	Socavón A-1	6596	8357	1,27	3161	1773	4451
II.3	Serpentinita	Amores	Socavón A-1	5945	8292	1,39	3224	1703	5063
II.4	Cromita	Amores	Socavón A-1	5558	8916	1,60	4222	1502	5918
III.1	Porfiritas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5840	8206	1,41	4337	1790	2797
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5826	8225	1,41	4381	1779	2790
III.3	Areniscas tobáceas	El Cobre	Galería principal nivel +30	5754	8464	1,44	4362	1755	2834
IV.1	Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	3852	5820	1,51	3177	1414	4874
IV.2	Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	4080	5635	1,38	3284	1409	3830
V.1	Gabro	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5903	8274	1,40	3129	1722	5229
V.2	Basalto	Trasvase Este-Oeste	Manacal-Castellanos	5894	8288	1,41	3173	1711	5206
V.3	Caliza masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5636	8432	1,50	2928	1764	6470
V.4	Caliza blanco crema masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrumal –Guaro	5695	8327	1,46	2951	1756	6020
V.5	Serpentinita pardo-verdosa	Trasvase Este-Oeste	Guaro-Manacal	6300	8334	1,32	3334	1707	4528
V.6	Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	Castellanos –Manacal	6613	7883	1,19	2332	2011	4970
VI.1	Aleurolitas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 2	6606	8188	1,24	3363	1729	3181
VI.2	Esquistos verdes	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	5649	8366	1,48	2944	1757	4017
VI.3	Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	6166	8254	1,34	3115	1745	4838

Tabla 2 Parámetros de la onda de presión producida por una carga desacoplada en las litologías de las minas y trasvases en investigación..									
Nº	Litologías	Mina, Trasvase	Tramo,excavación	Parámetros de la onda refractada a la roca					
				Pb, MPa.	Pr, MPa.	Kref	$\rho_r, \text{kg/m}^3$	Vroca,m/s	Vfrente,m/s
I.1	Cromita	Mercedita	Galería de corte	415	672	1,62	3832	44	5242
I.2	Serpentinita.	Mercedita	Socavón M-1	415	543	1,31	2583	76	3721
I.3	Peridotita	Mercedita	Socavón M-1	415	592	1,43	2903	63	4293
I.4	Dunita	Mercedita	Galería nivel principal	415	672	1,62	2687	63	4622
I.5	Gabrodiabasa	Mercedita	Galería nivel principal	415	611	1,47	2905	58	4788
II.1	Dunitas	Amores	Socavón A-1	415	588	1,45	2827	61	4619
II.2	Harzburgita	Amores	Socavón A-1	415	553	1,33	2848	73	3559
II.3	Serpentinita	Amores	Socavón A-1	415	592	1,43	2903	63	4293
II.4	Cromita	Amores	Socavón A-1	415	675	1,63	3981	42	5406
III.1	Porfirita andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	809	1,50	2779	56	5346
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	598	1,46	2723	60	4896
III.3	Areniscas tobáceas	El Cobre	Galería principal nivel +30	415	622	1,47	2722	59	5065
IV.1	Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	415	614	1,48	2947	59	4665
IV.2	Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	415	639	1,30	2908	76	3261
V.1	Gabro-diabasa	Trasvase Este-Oeste	Yagrimal –Guaro	415	830	2,00	2870	62	4467
V.2	Diabasa	Trasvase Este-Oeste	Manacal-Castellanos	415	596	1,44	2870	62	4451
V.3	Caliza masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrimal –Guaro	415	830	2,00	2735	53	5784
V.4	Caliza blanco crema masiva	Trasvase Este-Oeste	Yagrimal –Guaro	415	619	1,49	2726	54	5612
V.5	Serpentinita pardo-verdosa	Trasvase Este-Oeste	Guaro-Manacal	415	830	2,00	2916	71	3662
V.6	Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	Castellanos -Manacal	415	510	1,23	1991	84	4068
VI.1	Aleurolitas	Trasvase Sabanalar-Pozo Azul	Túnel 2	415	530	1,28	2819	79	3217
VI.2	Esquistos cloríticos	Trasvase Sabanalar-Pozo Azul	Túnel 1	415	626	1,51	2737	55	5564
VI.3	Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalar-Pozo Azul	Túnel 1	415	569	1,37	2758	69	3992

ANEXO 9

Gráficos de los campos tensionales producidos por una carga compacta de tectrón en las litologías objeto de estudio de los macizos investigados.

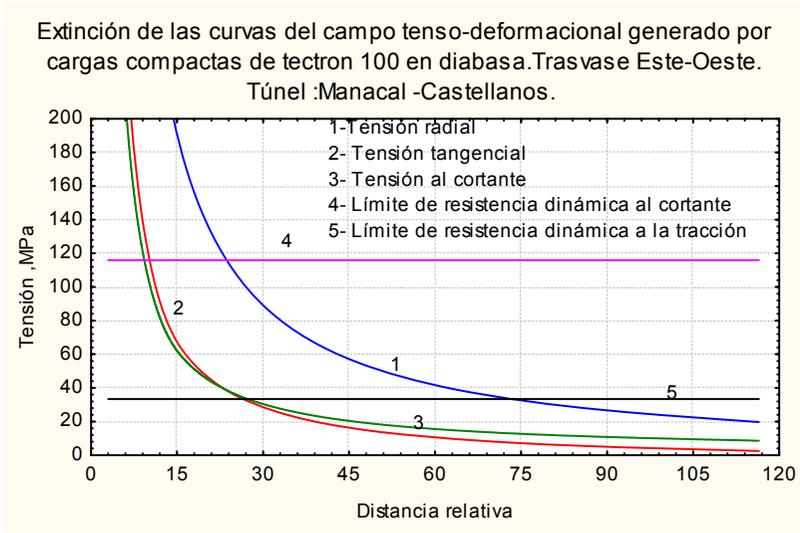


Figura 1 Cargas compactas.Litología: basalto

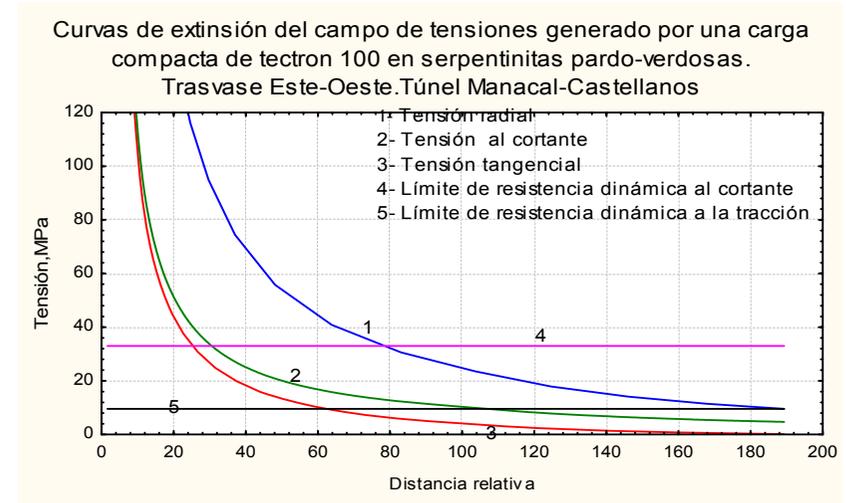


Figura 2 Cargas compactas.Litología: serpentinita

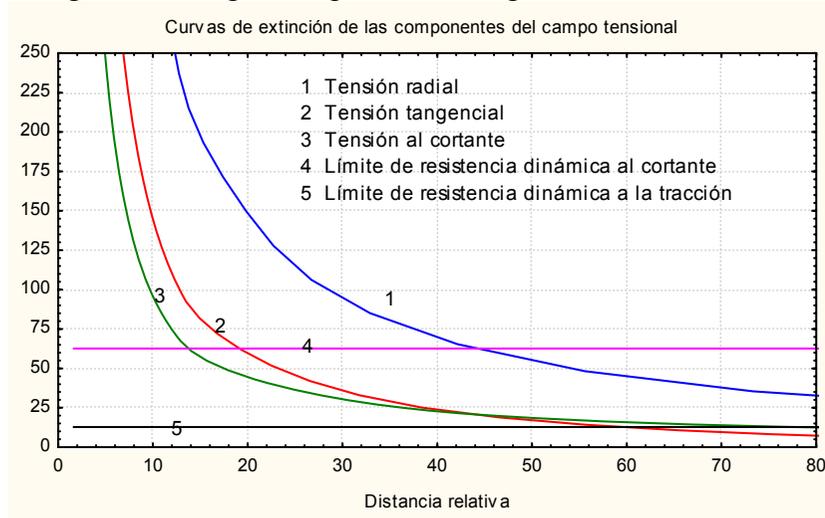


Figura 3 Cargas compactas.Litología: caliza masiva

ANEXO 9A

Determinación del campo tenso-deformacional con cargas compactas de sustancia explosiva en las litologías donde están enclavadas las minas y trasvases en investigación..

Tabla 1 Modelación del campo tenso-deformacional					
Mina Mercedita					
Datos					
Litología	Serpentinita				
Tipo de carga : compacta					
ρ_o	2530	kg/m ³	K_{dt}	3,37	
V_{LD}	3783	m/s	$[\sigma_{trac}^d]$	13,94	MPa
$[\sigma_{comp}^e]$	29,43	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	6,37	MPa
$[\sigma_{trac}^e]$	4,14	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	44,61	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,3013	m
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_g	0,9548	m
d_c	0,042	M	R_{desc}	1,8972	m
d_b	0,042	M	W	1,4260	m
ρ_{TEN}	1650	kg/m ³			
Q_{TEN}	1360	Kcal/kg			
P_r	8272	MPa			
	R_{CE}	0,0129			
	C_1	0,3082			
	C_2	-0,0014			
Cálculo del campo tensional					
r, m	\bar{r}	σ_{max}, MPa	$\sigma_{Tmax}, MPa.$	$\sigma_{cortmax}, MPa.$	
0,0210	1,62412	4195	1283	1456	
0,0259	2,00	3135	957	1089	
0,0388	3,00	1777	540	618	
0,0517	4,00	1188	359	414	
0,0647	5,00	869	262	304	
0,0776	6,00	673	202	236	
0,0905	7,00	543	162	190	
0,1035	8,00	450	134	158	
0,1164	9,00	382	113	134	
0,1241	9,60	349	103	123	
0,1293	10,00	329	97	116	
0,1423	11,00	288	84	102	
0,1552	12,00	255	74	90	
0,1940	15,00	200	57	71	
0,2586	20,00	145	41	52	
0,3013	23,30	123	34	44,61	
0,3880	30,00	93	25	34	
0,5173	40,00	68	17	25	
0,6466	50,00	53	13	20	
0,7759	60,00	43	10	17	
0,9053	70,00	37	8	15	
0,9548	73,83	35	6,97	14	
1,0346	80,00	32	6	13	
1,1639	90,00	28	5	11	
1,2932	100,00	25	4	10	
1,5519	120,00	19	3	8	
1,6812	130,00	17	2	7	
1,8972	146,70	13,94	1	6	

Tabla 2 Modelación del campo tenso-deformacional					
Cargas compactas					
Trasvase		Caney-Gilbert	Frente N° 1		
Datos Iniciales					
Litología	Tobas				
ρ_o	2910	kg/m ³	K_{dt}	3,39	
V_{LD}	2954	m/s	$[\sigma_{trac}^d]$	20,67	MPa.
$[\sigma_{comp}^e]$	25,60	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	7,21	MPa.
$[\sigma_{trac}^e]$	6,10	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	50,50	MPa.
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s			
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{trit}	0,1973	m
d_c	0,042	m	R_g	0,3205	m
d_b	0,042	m	R_{desc}	1,1070	m
ρ_{TEN}	1650	kg/m ³	W	0,7137	m
Q_{TEN}	1360	Kcal/kg			
P_r	5820	MPa			
	R_{CE}	0,012932			
	C_1	0,285992			
	C_2	-0,001226			
Cálculo del campo tensional					
R, m	\dot{R}	σ_{max}, MPa	σ_{Tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,0647	5,00	611	171	220	
0,0776	6,00	474	132	171	
0,0905	7,00	382	106	138	
0,1002	7,75	331	92	120	
0,1164	9,00	269	74	97	
0,1293	10,00	232	63	84	
0,1423	11,00	203	55	74	
0,1552	12,00	180	49	65	
0,1811	14,00	145	39	53	
0,1973	15,26	138	37	50,50	
0,2069	16,00	131	35	48	
0,2328	18,00	115	30	42	
0,2586	20,00	102	27	38	
0,3205	24,78	81	20,67	30	
0,3880	30,00	66	16	25	
0,5173	40,00	48	11	18	
0,5740	44,39	42,58	10	16	
0,6466	50,00	37	8	14	
0,7113	55,00	34	7	13	
0,7759	60,00	31	6	12	
0,9053	70,00	26	5	10	
0,9699	75,00	24	5	10	
1,1070	85,60	20,67	4	8	
1,1510	89,00	20	4	8	
1,2932	100,00	17	3	7	

Tabla 3 Modelación de los campos tenso-deformacional				
Cargas compactas de tectrón				
Trasvase Este –Oeste				
Túnel	Yagrumal – Guaro	Frente	Ojo de Agua-Yagrumal	
Datos				
Litología	Caliza masiva		Resistencia dinámica de las rocas	
ρ_o	2710 kg/m ³	K_{dt}	3,25	
V_{LD}	5983 m/s	$[\sigma_{trac}^d]$	12,79 MPa	
$[\sigma_{comp}^e]$	60,92 Mpa	$[\sigma_{cort}^e]$	8,94 MPa	
$[\sigma_{trac}^e]$	3,94 MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	62,61 MPa	
ρ_{SE}	1150 kg/m ³	Campo deformacional		
V_d	4400 m/s	R_{trit}	0,1774 m	
Q_{SE}	740 Kcal/kg	R_g	0,7678 m	
d_c	0,042 Mm	R_{desc}	2,0349 m	
d_b	0,042 Mm	W	1,4013 m	
ρ_{TEN}	1650 kg/m ³			
Q_{TEN}	1360 Kcal/kg			
P_r	8432,00 MPa			
	R_{CE}	0,01293		
	C_1	0,45968		
	C_2	-0,00293		
Cálculo del campo-tenso deformacional				
R,m	\dot{R}	$\Sigma c_{max},MPa$	$\Sigma t_{max},MPa$	$\sigma_{cortmax},MPa$
0,1035	8,00	459	200	129
0,1164	9,00	389	169	110
0,1202	9,29	372	161	106
0,1293	10,00	336	144	96
0,1774	13,72	216	90	62,61
0,2586	20,00	127	51	38
0,3028	23,42	102	40	31
0,5173	40,00	48	17	16
0,5481	42,38	44	15	15
0,7678	59,37	45	12,79	16
0,9053	70,00	37	10	14
0,9812	75,87	34	8	13
1,1639	90,00	28	6	11
1,2932	100,00	25	4	11
1,5519	120,00	19	2	9
1,8105	140,00	15	1	7
2,0349	157,35	12,79	0	6

Tabla 4 Modelación de los campos tenso-deformacional					
Trasvase Este –Oeste					
Tramo	Yagrumal-Guaro		Frente	Ojo de Agua-Yagrumal	
Datos					
Litología	Caliza blanco,crema masiva				
Cargas compactas de tectrón			Resistencia dinámica de las rocas		
ρ_o	2700	kg/m3	K_{dt}	3,28	
V_{LD}	5500	m/s	$[\sigma_{trac}^d]$	15,63	MPa
$[\sigma_{comp}^e]$	50,14	Mpa	$[\sigma_{cort}^e]$	8,93	MPa
$[\sigma_{trac}^e]$	4,77	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	62,50	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m3	Campo deformacional		
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,1820	m
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_g	0,5128	m
d_c	0,042	Mm	R_{desc}	1,7655	m
d_b	0,042	Mm	W	1,1391	m
ρ_{TEN}	1650	kg/m3			
Q_{TEN}	1360	Kcal/kg			
P_r	8327,00	MPa			
	R_{CE}	0,01293			
	C_1	0,42858			
	C_2	-0,00263			
Cálculo del campo-tenso deformacional					
r,m	\dot{R}	σ_{cmax},MPa	$\Sigma t_{max},MPa$	$\sigma_{cortmax},MPa$	
0,1035	8,00	453	185	134	
0,1164	9,00	384	156	114	
0,1202	9,29	367	148	109	
0,1293	10,00	332	133	99	
0,1820	14,07	205	80	62,50	
0,2586	20,00	126	47	39	
0,3028	23,42	101	37	32	
0,5128	39,65	48	15,63	16	
0,5481	42,38	44	14	15	
0,7591	58,70	45	12	16	
0,9053	70,00	37	9	14	
0,9812	75,87	34	8	13	
1,1639	90,00	28	5	11	
1,2932	100,00	25	4	10	
1,5519	120,00	19	2	8	
1,7655	136,52	15,63	1	7	
2,0084	155,30	13	0	6	

ANEXO 9B

Determinación del campo tenso-deformacional con cargas desacopladas de sustancia explosiva en las litologías en estudio en las minas y trasvases en investigación.

Tabla 1 Modelación del campo tenso-deformacional					
Cargas desacopladas con espacio anular de aire					
Mina Amores					
Datos					
Litología :Harzburgitas					
ρ_o	2790	kg/m ³	K_{dt}	3,37	
V_{LD}	3618	m/s	$[\sigma_t^d]$	13,94	MPa
$[\sigma_c^e]$	73,9	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	10,10	MPa
$[\sigma_i^e]$	4,14	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	70,69	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,0661	M
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{gunis}	0,4277	M
d_c	0,032	m	R_{gais}	0,246	M
d_b	0,042	m	R_{desc}	0,7627	M
ρ_{trotil}	1500	kg/m ³	W	0,50	M
Q_{trotil}	1010	Kcal/kg			
V_{trotil}	6700	m/s			
V_c/V_b	0,1956				
N	3				
K_{ref}	1,33				
X	1,41				
C_1	0,3201				
C_2	-0,0016				
R_c	0,016	m			
R_{ce}	0,0120	m			
R_b	0,021	m			
\ddot{R}	1,7512				
$P_{prodexplos}$	2783	MPa	ρ_r	2848	Kg/m ³
$P_{camcarga}$	544	MPa	V_r	73	m/s
$P_{refractada}$	725	MPa	V_f	3559	m/s
Cálculo del campo tensional					
r, m	\ddot{R}	σ_{rmax}, MPa	σ_{tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,021	1,8	725	230	248	
0,030	2,5	482	152	165	
0,048	4,0	292	92	100	
0,066	5,5	205	64	70,69	
0,072	6,0	187	58	64	
0,084	7,0	158	49	55	
0,096	8,0	136	42	47	
0,108	9,0	120	37	42	
0,120	10,0	107	32	37	
0,246	20,5	48	13,94	17	
0,360	30,0	32	9	12	
0,428	35,7	26	6,97	10	
0,600	50,0	18	4	7	
0,763	63,6	13,94	3	5	

Tabla 2 Modelación del campo tenso-deformacional					
Trasvase		Caney –Gilbert		Tramo:Frente 1	
Datos					
Litología: Tobas					
Cargas Desacopladas con espacio anular de aire					
ρ_o	2910	kg/m ³	K_{dt}	3,29716	
V_{LD}	4954	m/s	$[\sigma_t^d]$	20,11	MPa
$[\sigma_c^e]$	25,60	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	7,21	MPa
$[\sigma_t^e]$	6,10	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	50,50	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}		
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{gunis}	0,0872	m
d_c	0,032	M	R_{gais}	0,4137	m
d_b	0,042	M	R_{desc}	0,2422	m
ρ_{trotil}	1500	kg/m ³	W	0,6017	m
Q_{trotil}	1010	Kcal/kg			
V_{trotil}	6700	m/s			
V_c/V_b	0,1956	n	3		
K_{ref}	1,48				
C_1	0,4187				
C_2	-0,0025				
R_c	0,016	m			
R_{ce}	0,0120	M			
R_b	0,021	M			
\ddot{R}	1,7512				
$P_{frenteonda}$	5566	MPa	pr	2945	Kg/m ³
$P_{prodexplos}$	2783	MPa	Vr	58	m/s
$P_{camcarga}$	544	MPa	Vf	3953	m/s
$P_{refractada}$	806	MPa			
Cálculo del campo tensional					
r, m	\check{r}	σ_{rmax}, MPa	σ_{tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,021	1,8	798	331	234	
0,034	2,8	478	197	141	
0,044	3,7	357	146	105	
0,060	5,0	254	103	75	
0,072	6,0	208	84	62	
0,087	7,3	168	67	50,50	
0,096	8,0	152	60	46	
0,108	9,0	133	53	40	
0,120	10,0	119	47	36	
0,180	15,0	76	29	24	
0,242	20,2	55	20,11	17	
0,300	25,0	43	15	14	
0,360	30,0	35	12	12	
0,414	34,5	30	10,06	10	
0,481	40,1	26	8	9	
0,540	45,0	23	7	8	
0,602	50,2	20,11	6	7	

Tabla 3 Modelación del campo tenso-deformacional					
Trasvase Este –Oeste Tramo:Yagrupal _Guaro					
Datos					
Litología:Serpentinita pardo verdosa					
Cargas:Desacopladas con espacio anular de aire					
ρ_o	2860	kg/m ³	K_{dt}	3,3604	
V_{LD}	3730	m/s	$[\sigma_t^d]$	9,58	MPa
$[\sigma_c^e]$	23,40	MPa	$[\sigma_{cort}^e]$	4,71	MPa
$[\sigma_t^e]$	2,85	MPa	$[\sigma_{cort}^d]$	33,00	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,1339	m
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{gunis}	0,5828	m
d_c	0,032	M	R_{gais}	0,3475	m
d_b	0,042	M	R_{desc}	1,9100	m
ρ_{trotil}	1500	kg/m ³	W	1,2464	m
Q_{trotil}	1010	Kcal/kg			
V_{trotil}	6700	m/s			
V_c/V_b	0,1956				
K_{ref}	1,36	n		3	
C_1	0,3332				
C_2	-0,00169				
R_c	0,016	m			
R_{ce}	0,0120	m			
R_b	0,021	m			
\check{R}	1,7512				
$P_{frenteonda}$	324	MPa	ρ_r	2916	Kg/m ³
$P_{prodexplos}$	5566	MPa	V_r	71	m/s
$P_{camcarga}$	2783	MPa	V_f	3662	m/s
$P_{refractada}$	544	MPa			
$P_{prefractada}$	739	MPa			
R, m	\check{R}	σ_{rmax}, MPa	σ_{tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,0210	1,8	739	244	247	
0,0360	3,0	409	134	137	
0,0480	4,0	298	97	100	
0,0959	8,0	139	44	47	
0,1079	9,0	122	39	42	
0,1199	10,0	109	34	37	
0,1339	11,2	96	30	33,00	
0,2398	20,0	51	15	18	
0,3475	29,0	34	9,58	12	
0,4797	40,0	24	6	9	
0,5828	48,6	19	4,79	7	
1,0500	50,0	18	5	7	
1,2600	60,0	15	4	6	
1,6800	80,0	11	2	4	
1,9100	91,0	9,58	2	4	

Tabla 4 Modelación del campo tenso-deformacional					
Trasvase Este –Oeste			Tramo:Yagrupal _Guaro		
Datos					
Litología:Caliza masiva					
Cargas desacopladas con espacio anular de aire					
ρ_o	2710	Kg/m ³	K_{dt}	3,25	
V_{LD}	5983	m/s	$[\sigma^d_i]$	12,80	MPa
$[\sigma^e_c]$	60,92	MPa	$[\sigma^e_{cort}]$	8,95	MPa
$[\sigma^e_i]$	3,942	MPa	$[\sigma^d_{cort}]$	62,63	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,0688	m
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{gunis}	0,6061	m
d_c	0,032	M	R_{gais}	0,3753	m
d_b	0,042	M	R_{desc}	0,9315	m
ρ_{trotil}	1500	kg/m ³	W		
Q_{trotil}	1010	Kcal/kg			
V_{trotil}	6700	m/s			
V_c/V_b	0,1956	N	3		
K_{ref}	1,52				
X	1,41				
C_1	0,4597				
C_2	-0,0029				
R_c	0,016	M			
R_{ce}	0,0120	M			
R_b	0,021	M			
\ddot{R}	1,75				
$P_{frenteonda}$	5566	MPa	pr	2735	Kg/m ³
$P_{prodexplos}$	2783	MPa	Vr	53	m/s
$P_{camcarga}$	544	MPa	Vf	5784	m/s
$P_{refractada}$	830	MPa			
r, m	\ddot{R}	σ_{rmax}, MPa	σ_{tmax}, MPa	$\sigma_{cortmax}, MPa$	
0,021	1,8	830	377	226	
0,030	2,5	558	253	153	
0,036	3,0	459	207	126	
0,048	4,0	335	150	92	
0,060	5,0	262	116	73	
0,069	5,7	225	100	62,63	
0,084	7,0	181	79	51	
0,096	8,0	156	68	44	
0,108	9,0	137	59	39	
0,120	10,0	122	53	35	
0,180	15,0	78	32	23	
0,240	20,0	57	23	17	
0,375	31,3	35	12,80	11	
0,480	40,0	27	9	9	
0,606	50,5	21	6,40	7	
0,719	60,0	17	5	6	
0,932	77,7	12,80	16	-2	

Tabla 5 Modelación del campo tenso-deformacional					
Cargas desacopladas con espacio radial de aire					
Obra:Trasvase		Sabanalamar-Pozo Azul.Túnel1			
Datos Iniciales					
Litología	Esquistos cloríticos		Resistencia dinámica de las rocas		
ρ_o	2710	kg/m ³	K_{dt}	3,26	
V_{LD}	5750	m/s	$[\sigma^d_i]$	13,04	MPa
$[\sigma^e_c]$	176,00	MPa	$[\sigma^e_{cort}]$	15,32	MPa
$[\sigma^e]$	4,00	MPa	$[\sigma^d_{cort}]$	107,23	MPa
ρ_{SE}	1150	kg/m ³			
V_d	4400	m/s	R_{trit}	0,0424	m
Q_{SE}	740	Kcal/kg	R_{gunis}	0,5864	m
d_c	0,032	M	R_{gais}	0,3601	m
d_b	0,042	M	R_{desc}	0,9080	m
ρ_{trotil}	1500	kg/m ³	W	0,7472	m
Q_{trotil}	1010	Kcal/kg			
V_{trotil}	6700	m/s			
V_c/V_b	0,1956				
N	3				
K_{ref}	1,51				
X	1,41				
C_1	0,4453				
C_2	-0,0028				
R_c	0,016	M			
R_{ce}	0,0120	M			
R_b	0,021	M			
\check{R}	1,7512				
$P_{frenteonda}$	5566	MPa	pr	2737	Kg/m ³
$P_{prodexplos}$	2783	MPa	Vr	55	m/s
$P_{camcarga}$	544	MPa	Vf	4528	m/s
$P_{refractada}$	822	MPa			
Cálculo del campo tensional					
R,m	\check{R}	σ_{rmax},MPa	σ_{imax},MPa	$\sigma_{cortmax},MPa$	
0,021	1,8	814	358	228	
0,024	2,0	710	312	199	
0,033	2,8	497	218	140	
0,042	3,5	380	165	107,23	
0,058	4,8	271	117	77	
0,072	6,0	212	91	61	
0,096	8,0	155	65	45	
0,108	9,0	136	57	39	
0,240	20,0	56	22	17	
0,360	30,0	36	13,04	12	
0,586	48,9	21	6,52	7	
0,719	60,0	17	5	6	
0,908	75,7	13,04	3	5	

ANEXO 10

Parámetros del campo tenso-deformacional generado por cargas de sustancias explosivas compactas y desacopladas en las litologías donde estaban enclavadas las obras en investigación.

Tabla 1 Parámetros del campo deformacional producido por la voladura de una carga compacta en las diferentes litologías objeto de estudio									
N°	Litología	Trasvase , Mina	Tramo	Parámetros del campo deformacional					
				Rt,m	Rgu,m	Rga,m	Rd,m	W,m	b,m
I.1	Dunitas	Mercedita	Socavón apertura	0,2223	0,9548	0,6217	1,7871	1,2044	0,2496
I.2	Cromitas	Mercedita	Galería de corte	0,1219	0,9188	0,6298	1,4519	1,0408	0,1220
I.3	Serpentinita.	Mercedita	Socavón de apertura	0,3013	0,9548	0,5990	1,8972	1,2481	0,2933
I.4	Peridotito	Mercedita	Socavón de apertura	0,3091	1,0929	0,7219	2,1636	1,4427	0,3498
I.5	Gabrodiabasa	Mercedita	Galería nivel principal	0,2396	0,9854	0,6443	1,8627	1,2535	0,2681
II.1	Dunitas	Amores	Socavón A-1	0,1628	0,9373	0,6113	1,7243	1,1678	0,2305
II.2	Cromitas	Amores	Socavón A-1	0,1655	1,0149	0,6943	1,8150	1,2547	0,2398
II.3	Harzburgitas	Amores	Socavón A-1	0,1809	0,8531	0,5238	1,6891	1,1064	0,2533
II.4	Serpentinita	Amores	Socavón A-1	0,2611	0,9634	0,6292	1,8078	1,2185	0,2550
III.1	Porfírita andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	0,1561	0,7065	0,4350	1,2599	0,8474	0,1410
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	Galería principal nivel +30	0,1002	0,3850	0,2213	0,5740	0,3977	0,0127
III.3	Areniscas tobaceas	El Cobre	Galería principal nivel +31	0,1628	1,0346	0,7624	2,0653	1,4138	0,3792
IV.1	Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	0,1682	0,6778	0,4173	1,8752	1,1462	0,4685
IV.2	Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	Frente 1	0,2066	0,8800	0,5426	1,7471	1,3136	0,4336
V.1	Gabrodiabasa	Trasvase Este –Oeste	Yagrumal –Guaro	0,1244	0,8057	0,5076	1,5062	1,1559	0,3503
V.2	Dibasa	Trasvase Este-Oeste	Manacal -Castellanos	0,1202	0,5735	0,3431	0,9491	0,7613	0,1878
V.3	Caliza Masiva	Trasvase Este –Oeste	Ojo de Agua - Yagrumal	0,1774	1,0957	0,7678	2,0342	1,5650	0,4692
V.4	Caliza , blanco crema masiva	Trasvase Este –Oeste	Castellanos- Manacal	0,1792	0,9925	0,6714	1,7793	1,3859	0,3934
V.5	Serpentinita pardo -verdosa	Trasvase Este –Oeste	Guaro-Manacal	0,3952	1,1991	0,8052	2,4481	1,8236	0,6245
V.6	Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	Ojo de Agua - Yagrumal	0,6191	1,6190	0,8639	3,2447	2,4318	0,8129
VI:1	Aleurolitas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 2	0,4273	1,01259	0,63303	2,0540	1,5333	0,5207
VI.2	Esquistos cloríticos	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	0,1201	1,0767	0,7462	1,9980	1,5374	0,4606
VI.3	Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	0,2706	0,9195	0,5843	1,7640	1,3417	0,4222

Tabla 2 Parámetros del campo deformacional de una carga desacoplada en las diferentes litologías objeto de estudio									
Nº	Litología	Trasvase ,Mina	Tramo, excavación	Parámetros					b,m
				Rt,m	Rgu,m	Rga,m	Rd,m	W,m	
I.1	Dunitas	Mercedita	Galería Principal Nivel	0,0792	0,4608	0,2708	0,7402	0,6005	0,1397
I.2	tas	Mercedita	Galería Nivel Principal	0,0424	0,4955	0,3024	0,5912	0,5433	0,0478
I.3	Serpentinitas	Mercedita	Galería Nivel Principal	0,1009	0,4123	0,2358	0,7503	0,5813	0,1690
I.4	Peridotitos	Mercedita	Galería Nivel Principal	0,0936	0,4684	0,2758	0,7591	0,6137	0,1453
I.5	Gabrodiabasa	Mercedita	Galería Nivel Principal	0,0784	0,5024	0,3003	0,7783	0,6404	0,1379
II.1	Dunitas	Amores	Socavón A-2	0,0612	0,4365	0,2422	0,6017	0,5191	0,0826
II.2	Cromitas	Amores	Socavón A-2	0,0419	0,5102	0,3131	0,6063	0,5583	0,0480
II.3	Harzburgitas	Amores	Socavón A-2	0,0661	0,4277	0,2461	0,7627	0,5952	0,1675
II.4	Serpentinita	Amores	Socavón A-2	0,0936	0,4686	0,2758	0,7591	0,6139	0,1452
III.1	Porfiritas andesíticas	El Cobre	Galería Principal Nivel +30	0,0920	0,4749	0,2829	0,6941	0,5845	0,1096
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	Galería Principal Nivel +30	0,0333	0,1608	0,0886	0,2175	0,1891	0,0283
III.3	Areniscas tobaceas	El Cobre	Galería principal nivel+30	0,0619	0,6044	0,3726	0,9611	0,7828	0,1784
IV.1	Tobas	Caney –Gilbert	Frente N°1	0,0872	0,4137	0,2422	0,6017	0,5077	0,0940
VI.2	Aglomerados	Caney –Gilbert	Frente N°1	0,0988	0,4953	0,2876	0,9445	0,7199	0,2246
V.1	Gabrodiabasa	Este –Oeste	Yagrumal -Guaro	0,0593	0,5360	0,3210	0,8875	0,7118	0,1757
V.2	Diabasa	Este –Oeste	Manacal-Castellanos	0,0413	0,2587	0,1455	0,6944	0,4765	0,2179
V.3	Caliza Masiva	Este –Oeste	Ojo de Agua - Yagrumal	0,0688	0,6061	0,3753	0,9315	0,7688	0,1627
V.4	Caliza , blanco crema masiva	Este –Oeste	Castellanos- Manacal	0,0709	0,5052	0,3027	0,7617	0,6335	0,1283
V.5	Aleurolitas	Este –Oeste	Castellanos -Manacal	0,1819	0,6871	0,4064	1,5097	1,0984	0,4113
V.6	Serpentinita pardo -verdosa	Este –Oeste	Tramo Guaro-Manacal	0,1339	0,5828	0,3475	1,9100	1,2464	0,6636
VI.1	Esquistos cloríticos	Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	0,0424	0,5864	0,3601	0,9080	0,7472	0,1608
VI.2	Aleurolitas	Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 2	0,1901	0,5576	0,3263	1,1164	0,8370	0,2794
VI.3	Calizas arcillosas	Sabanalamar-Pozo Azul	Túnel 1	0,12945	0,5381	0,3187	0,9677	0,7529	0,2148

ANEXO 11
Comportamiento de los principales indicadores de las voladuras experimentales

Tabla 1 Voladuras Experimentales en la mina Mercedita												
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras								
				1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Avance del frente	la	m	1,16	1,18	1,23	1,26	1,32	1,41	1,4	1,43	1,12
	Longitud de los barrenos	lb	m	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65	1,65
	Cantidad de Barrenos	Nb	Unid	16	16	16	16	16	16	16	16	16
	de cuele	nc	Unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	de arranque	na	Unid	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	de contorno	ncont	Unid	8	8	8	8	8	8	8	8	8
	de piso	npiso	Unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	Carga barrenos de cuele	qbc	Kg	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	Carga barrenos arranque	qbac	Kg	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Carga barrenos de piso	qba	Kg	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Carga barrenos de contorno	qbco	Kg	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	
2	Extensión del montón de rocas	Lm	M	6	6	5	6,75	5,9	6	4	4,5	7
3	Gasto de SE	Qse	Kg	12,00	12,00	12,00	12,00	12,00	12,00	12,00	12,00	12,00
	Gasto específico de SE	qse	kg/m3	2,22	2,16	2,09	2,04	1,93	1,80	1,82	1,80	2,28
4	Volumen de roca arrancada	Vr	m3	5,42	5,55	5,73	5,88	6,23	6,67	6,61	6,65	5,26
5	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	CAB	%	0,7	0,72	0,75	0,76	0,80	0,85	0,85	0,87	0,68
6	Area de laboreo de la excavación	Sl	m2	4,67	4,70	4,66	4,67	4,72	4,73	4,72	4,65	4,70
	Area de proyecto de la excavación	Sp	m2	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
7	Coeficiente de sobreexcavación	Ks		1,04	1,04	1,04	1,04	1,05	1,05	1,05	1,03	1,04
8	Metraje de barrenación	Mbarrenac	m	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4	26,4
	Metraje específico de barrenación	Mbespl	m/m	22,76	22,37	21,46	20,95	20,00	18,72	18,86	18,46	23,57
	Metraje específico de barrenación	Mbespvol	m/m3	4,87	4,76	4,61	4,49	4,24	3,96	4,00	3,97	5,02
9	Gasto de detonadores	Qdet	Unid	16	16	16	16	16	16	16	16	16
	Gasto específico de detonadores	qdet	unid/m	13,79	13,56	13,01	12,70	12,12	11,35	11,43	11,19	14,29

Tabla 2 Principales indicadores de los trabajos de perforación y voladura. Voladuras Experimentales .Mina Amores. Frente: Socavón A-2												
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras.								
				1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	Avance del frente	l_a	M	1,04	0,95	0,99	1,02	1,08	1,1	1,03	0,92	1,01
	Longitud de los barrenos	l_b	M	1,5	1,50	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
	Cantidad de Barrenos	N	Unid	14	14	14	14	14	14	14	14	14
	De cuele	n_c	Unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	De arranque	n_a	Unid	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	De contorno	n_{cont}	Unid	7	7	7	7	7	7	7	7	7
	De piso	n_{piso}	Unid	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	Carga barrenos de cuele	q_{bc}	Kg	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25
	Carga barrenos arranque	q_a	Kg	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	Carga barrenos de piso	q_{bp}	Kg	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Carga barrenos de contorno	q_{bco}	Kg	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	
2	Extensión del montón de rocas	L_m	M	9	7	5	6,75	5,9	6	4	4,5	7
	3	Gasto de SE	Q_{SE}	Kg	13,25	13,25	13,25	13,25	13,25	10,4	12	9,6
Gasto específico de SE		q_{SE}	Kg/m ³	2,38	2,78	2,71	2,22	2,46	1,87	2,25	2,01	2,25
4	Volumen de roca arrancada	V_r	M ³	5,56	4,76	4,88	5,96	5,39	5,57	5,34	4,77	5,34
	5	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,69	0,63	0,66	0,68	0,72	0,73	0,69	0,61
6	Area de laboreo de la excavación	S_i	M ²	5,35	5,01	4,93	5,84	4,99	5,06	5,18	5,18	5,29
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50	4,50
7	Coeficiente de sobreexcavación	K_s		1,19	1,11	1,10	1,30	1,11	1,12	1,15	1,15	1,18
8	Metraje de barrenación	M_{bar}	M	21,00	21	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00	21,00
	Metraje específico de barrenación por m	M_{pe}	m/m ³	20,19	22,11	21,21	20,59	19,44	19,09	20,39	22,83	20,79
	Metraje específico de barrenación por m3	Q_{det}	Unid	3,77	4,41	4,30	3,53	3,90	3,77	3,94	4,41	3,93
9	Gasto de detonadores	q_{det}	unid/m	14	14	14	14	14	14	14	14	14
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	13,46	14,74	14,14	13,73	12,96	12,73	13,59	15,22	13,86

N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Voladuras Experimentales										
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Avance del frente	l_a	m	1,25	1,40	1,30	1,30	1,35	1,40	1,25	1,40	1,30	1,30	1,35
	Longitud de los barrenos	l_b	m	1,5	1,50	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
	Cantidad Total de Barrenos	N	unid	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22
	De cuele	n_c	unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	De arranque	n_a	unid	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	De piso	n_{cont}	unid	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
	De contorno	n_{piso}	unid	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
	Carga barrenos de cuele	q_{bc}	kg	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
	Carga barrenos arranque	q_a	kg	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6
	Carga barrenos de piso	q_{bp}	kg	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Carga barrenos de contorno	q_{bco}	kg	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	
2	Extensión del montón de rocas	L_m	m	4,6	2,9	3	3,2	11	7	8	5	5	8	9
4	Gasto de SE	Q_{SE}	kg	15	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6	12,6
	Gasto específico de SE	q_{SE}	kg/m ³	2,01	1,50	1,64	1,65	1,66	1,53	1,70	1,51	1,65	1,65	1,59
5	Volumen de roca arrancada	V_r	m ³	7,46	8,38	7,69	7,62	7,60	8,23	7,40	8,36	7,62	7,62	7,91
6	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,83	0,93	0,87	0,87	0,90	0,93	0,83	0,93	0,87	0,87	0,90
7	Area de laboreo de la excavación	S_l	m ²	5,97	5,98	5,92	5,86	5,63	5,88	5,92	5,97	5,86	5,86	5,86
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42	5,42
8	Coefficiente de sobreexcavación	K_s		1,10	1,10	1,09	1,08	1,04	1,08	1,09	1,10	1,08	1,08	1,08
9	Metraje de barrenación	M_{bar}	m	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33	33
	Metraje específico de barrenación	M_{be}	m/m ³	26,4	23,6	25,38	25,385	24,4	23,57	26,40	23,57	25,38	25,38	24,44
	Metraje específico de barrenación	Q_{det}	Unid	4,42	3,94	4,29	4,33	4,34	4,01	4,46	3,95	4,33	4,33	4,17
10	Gasto de detonadores	q_{det}	unid/m	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22	22
	Gasto específico de detonadores	Q_{det}	unid/m	17,6	15,7	16,92	16,923	16,3	15,71	17,6	15,71	16,92	16,92	16,3

Tabla 4 Principales indicadores de los trabajos de perforación y voladura. Voladuras experimentales. Traslase:Caney-Gilbert. Frente N°1														
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Orden consecutivo de las voladuras										
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Avance del frente	l_a	m	3,40	3,50	3,30	3,20	2,70	2,80	3,50	3,20	2,95	3,30	3,00
	Longitud de los barrenos	l_b	m	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75	3,75
	Cantidad de Barrenos	N	unid	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56
	De cuele	n_c	unid	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6	6
	ayudantes de cuele	n_{ac}	unid	6	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11
	De arranque	n_a	unid	15	13	13	13	13	13	13	13	13	13	13
	De contorno	n_{cont}	unid	22	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19
	De piso	n_{piso}	Unid	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7	7
	Carga en barrenos de cuele	q_{bc}	kg	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
	Carga en barrenos ayudantes de cuele	q_{bac}	kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
	Carga en barrenos de arranque	q_{ba}	kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
	Carga en barrenos de contorno	q_{bco}	kg	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2
	Carga en barrenos de piso	q_{bp}	kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
2	Extensión del montón de rocas	L_m	M	6	6	5	7	6	6	4	5	7	8	9
4	Gasto de SE	Q_{SE}	Kg	91,2	93	93	93	93	93	93	93	93	93	93
	Gasto específico de SE	Q_{SE}	Kg/m^3	1,59	1,63	1,69	1,73	2,07	1,96	1,45	1,65	1,78	1,57	1,75
5	Volumen de roca arrancada in situ	V_r	m^3	57,52	57,23	54,87	53,80	44,90	47,41	64,16	56,41	52,39	59,07	53,27
6	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}		0,91	0,93	0,88	0,85	0,72	0,75	0,93	0,85	0,79	0,88	0,80
7	Area de laboreo de la excavación	S_l	m^2	16,92	16,35	16,63	16,81	16,63	16,93	18,33	17,63	17,76	17,90	17,76
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m^3	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33	16,33
8	Coeficiente de sobreexcavación	K_s		1,04	1,00	1,02	1,03	1,02	1,04	1,12	1,08	1,09	1,10	1,09
9	Metraje de barrenación	M_b	m	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210	210
	Metraje específico de barrenación	M_{be}	m/m^3	3,65	3,67	3,83	3,90	4,68	4,43	3,27	3,72	2,95	3,30	3,00
10	Gasto de detonadores	Q_{det}	unid	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56	56
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	16,47	16,00	16,97	17,50	20,74	20,00	16,00	17,50	18,98	16,97	18,67

Tabla 5. Principales indicadores de los trabajos de perforación y voladur Voladuras experimentales. Trasvase Este-Oeste. Tramo: Esperanza -Enmedio a.															
N°	Parámetros Principales	Símbolo	UM	Voladuras Experimentales											
				1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Avance del frente	l_a	m	2,70	2,75	2,78	2,82	2,83	2,84	2,78	2,85	2,80	2,82	2,79	2,75
	Longitud de los barrenos	l_b	m	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2	3,2
	Cantidad total de barrenos	N	unid	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55
	De cuele	n_c	unid	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
	De cuele vacío (taladro) 102mm	n_{cv}	unid	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	ayudantes de cuele	n_{ac}	unid	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8
	de arranque	n_a	unid	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18
	de contorno	n_{cont}	unid	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19	19
	De piso	n_{piso}	unid	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
	Carga barrenos de cuele	q_{bc}	kg	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
	Carga barrenos ayudantes de cuele	q_{bac}	kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
	Carga barrenos de arranque	q_a	kg	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8	1,8
	Carga barrenos de contorno	q_{bco}	kg	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	Carga barrenos de piso	q_{bp}	kg	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
3	Gasto de SE	Q_{SE}	kg	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60	84,60
	Gasto específico SE	q_{SE}	kg/m ³	0,83	0,81	0,81	0,79	0,80	0,77	0,77	0,75	0,77	0,78	0,78	0,79
4	Volumen de roca arrancada	V_r	m ³	102,2	104,9	104,3	107,6	105,6	109,7	109,8	113,2	110,6	108,5	108,8	107,3
5	Coefic. aprovechamiento de los barrenos	C_{AB}	%	0,84	0,86	0,87	0,88	0,88	0,89	0,87	0,89	0,88	0,88	0,87	0,86
6	Area de laboreo de la excavación	S_i	m ²	37,87	38,17	37,55	38,17	37,31	38,61	39,51	39,73	39,48	38,47	39,00	39,00
	Area de proyecto de la excavación	S_p	m ²	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	30,89	31,89
7	Coeficiente de sobreexcavación	K_s		1,23	1,24	1,22	1,24	1,21	1,25	1,28	1,29	1,28	1,25	1,26	1,22
8	Metraje de barrenación	M_b	m	176	176	176	176	176	176	176	176	176	176	176	176
	Metraje específico de barrenación	M_{be}	m/m ³	1,72	1,68	1,69	1,64	1,67	1,61	1,60	1,55	1,59	1,62	1,62	1,64
9	Gasto de detonadores	Q_{det}	Unid	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55	55
	Gasto específico de detonadores	q_{det}	unid/m	20,37	20,00	19,78	19,50	19,43	19,37	19,78	19,30	19,64	19,50	19,71	20,00

ANEXO 12

Comportamiento estadístico de los indicadores de las voladuras experimentales.

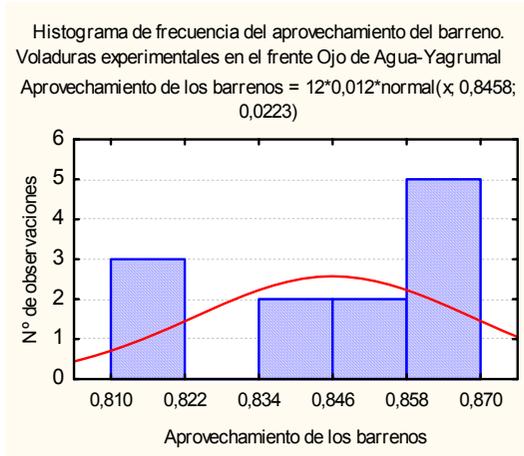


Figura 1

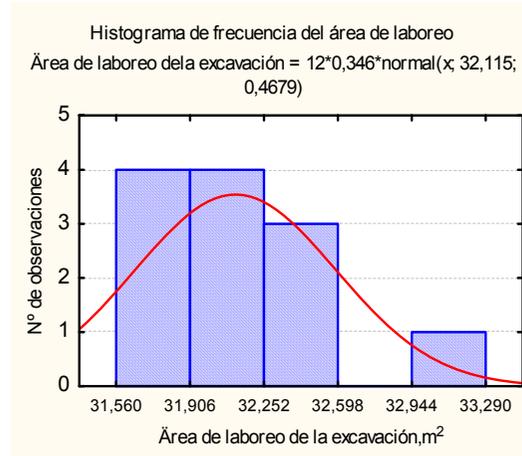


Figura 2

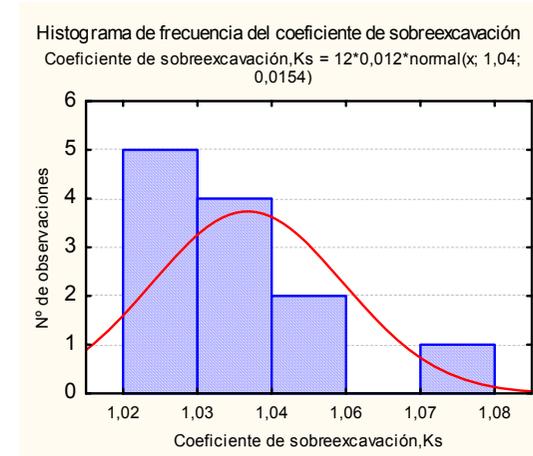


Figura 3

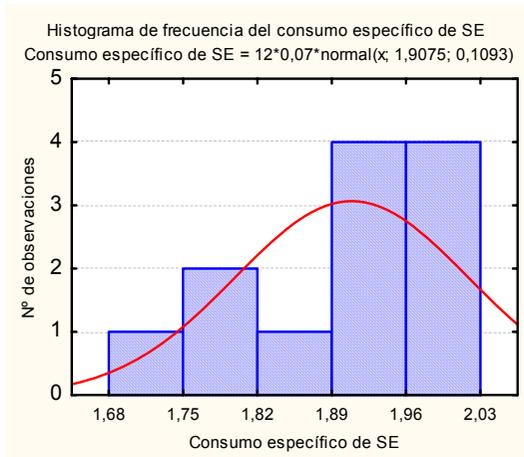


Figura 4

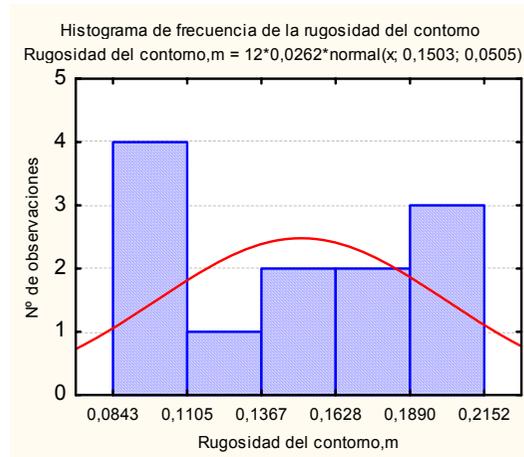


Figura 5

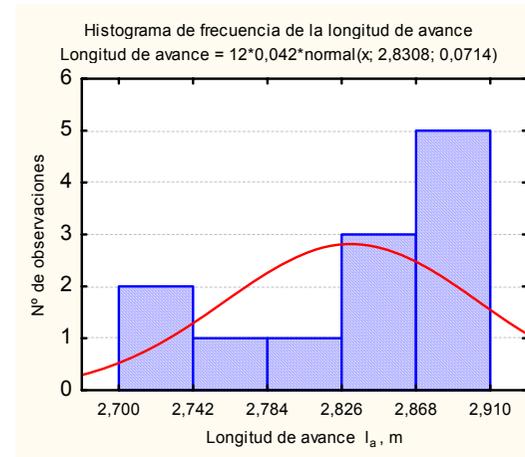


Figura 6

ANEXO 13

Registros fotográficos de los contorneados obtenidos con las voladuras en los emboquilles de los túneles.



Emboquille Serones-Ojo de Agua.



Figura 1. Registro fotográfico del contorneado con las voladuras experimentales en el emboquille Serones –Ojo de Agua.



Emboquille Serones-Guaro.



Figura 2. Registro fotográfico del contorneado del túnel obtenido por voladuras experimentales en el emboquille Serones-Guaro.



Emboquille Manacal –Castellanos.



Figura 3.Registro fotográfico del contorneado alcanzado con voladuras experimentales en emboquille Manacal-Castellanos

M.Sc.Gilberto Sargentón Romero.

ANEXO 15

Parámetros de los cueles

Tabla 1 Parámetros del cuele en cuña vertical para todas las litologías objeto de estudio						
N°	Litología	Trasvase , Mina	Parámetros del cuele en cuña			
			Teóricos			Prácticos
I.1	Dunitas	Mercedita	0,44	1,9096	3,8917	0,3202
I.2	Cromitas	Mercedita	0,24	1,8377	4,3239	0,1755
I.3	Serpentinita.	Mercedita	0,60	1,9096	4,4933	0,4338
I.4	Peridotito	Mercedita	0,62	2,1858	5,1431	0,4729
I.5	Gabrodiabasa	Mercedita	0,48	1,9709	4,6373	0,3450
II.1	Dunitas	Amores	0,33	1,8747	4,4109	0,2344
II.2	Cromitas	Amores	0,33	2,0298	4,7761	0,2383
II.3	Harzburgitas	Amores	0,36	1,7063	4,0148	0,2768
II.4	Serpentinita	Amores	0,52	1,9269	4,5339	0,3760
III.1	Porfirita andesititas	El Cobre	0,31	1,4130	3,3246	0,2248
III.2	Tobas andesíticas	El Cobre	0,20	0,7700	1,8117	0,1443
III.3	Areniscas tobáceas	El Cobre	0,33	2,0692	4,8686	0,2344
IV.1	Tobas	Trasvase Caney –Gilbert	0,34	1,3556	3,1895	0,2573
IV.2	Aglomerados	Trasvase Caney –Gilbert	0,41	1,7600	4,1412	0,3161
V.1	Gabrodiabasa	Trasvase Este –Oeste	0,25	1,6114	3,7914	0,1791
V.2	Dibasa	Trasvase Este-Oeste	0,24	1,1471	2,6990	0,1731
V.3	Caliza Masiva	Trasvase Este –Oeste	0,35	2,1915	5,1565	0,2555
V.4	Caliza , blanco crema masiva	Trasvase Este –Oeste	0,36	1,9851	4,6708	0,2581
V.5	Serpentinita pardo -verdosa	Trasvase Este –Oeste	0,79	2,3981	5,6427	0,5691
V.6	Aleurolitas	Trasvase Este-Oeste	1,24	3,2380	7,6187	0,8915
VI:1	Aleurolitas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	0,85	2,0252	4,7651	0,6153
VI.2	Esquistos cloríticos	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	0,24	2,1535	5,0670	0,1730
VI.3	Calizas arcillosas	Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul	0,54	1,8390	4,3270	0,3897

ANEXO 16.

Procedimiento de cálculo de los impactos económicos de la investigación

Tabla 1 Evaluación del impacto económico de la investigación por reducción de la sobreexcavación y el sobre costo en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.

Datos Iniciales				
Mina	Amores			
Datos iniciales		Símbolo	Valor	UM
1.Cantidad total de barrenos		N	16	Unid
2.Cantidad de barrenos de contorno		N_{cont}	8	Unid
3.Cantidad complementaria de barrenos de contorno		$N_{contcomp}$	3	Unid
4.Relación cantidad complementaria /cantidad total		Pb	0,19	--
5.Costo de laboreo de 1m de excavación		Clab	204	Pesos
6.Sobreexcavación		P	0,18	-
Expresiones de cálculo				
$C_{lab} = G_{barr} + G_{carg roc} + G_{carg vol} + G_{vent} + G_{sost} + G_{oop}$, pesos		Costo de laboreo en pesos		
$100 = C_{barr} + C_{carg roc} + C_{carvol} + C_{vent} + C_{sost} + C_{otop}$		Costo de laboreo en %		
$C_{barr} = (G_{barr} / C_{lab}) * 100$; $C_{barr} = (G_{carg aroc} / C_{lab}) * 100$		Costo de laboreo por operaciones en %		
$\Delta C_{barr} = C_b * P$, %		Incremento del costo de barrenación, %		
Cálculo del ahorro				
$\Delta C_{ahorro} = C_{carg roc} P + K_2 C_s P - C_{barr} P_b - K_1 C_{carvol} P_b$, %				
Estructura de los costos de laboreo de la excavación por procesos tecnológicos.				
		Valor, %		
Procesos tecnológicos	Denominación	Rocas resistentes	Amores	
1.Barrenación	C_{barr}	26	36	
2.Carga y voladura	C_{carvol}	1,5	2	
3.Carga de las rocas	$C_{carg roc}$	25	40	
4.Sostenimiento	C_{sost}	25	0	
5.Otras operaciones	C_{otop}	22,5	22	
	Total	100	100	
Coeficiente	Denominación	Valor, %		
		Rocas resistentes	Amores	
K_1	Costos en salario de carga y voladura de los barrenos	50-55	55	
K_2	Costos en colocación de relleno del sostenimiento	25	25	
ΔC_{barr}	Incremento del costo de barrenación	4,88	6,75	
$C_{barr} + \Delta C_{barr}$	Costos de barrenación incrementados	30,88	42,75	
$C_{carg roc}^{alcanzado}$	Costo alcanzado en la carga de la roca	18,25	32,80	
Ahorro por metro de excavación				
ΔC_{ahorro}	%	1,72	3,84	
ΔC_{ahorro}	Pesos	2,89	6,46	
Costo de laboreo de 1m de excavación alcanzado, peso/m			161,54	
Sostenimiento con Hormigón monolítico		ΔC_{horm} , %	ΔC_{horm} , pesos	
Ahorro por la disminución de los costos de hormigón				
Sostenimiento con Hormigón Gunitado				
$P_1 P$			0,04	
Sostenimiento con bulones (anclas)				

Tabla 2 Evaluación del impacto económico de la investigación por reducción de la sobreexcavación y el sobre costo en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.				
Trasvase Caney-Gilbert				
Nº	Datos iniciales	Símbolo	Valor	UM
1	Cantidad total de barrenos	N	56	Unid
2	Cantidad de barrenos de contorno	Nco	22	Unid
3	Cantidad complementaria de barrenos de contorno	Ncoc	3	Unid
4	Relación cantidad complementaria /cantidad total	Pb	0,05	--
5	Costo de laboreo de 1m de excavación	Clab	690	pesos
6	Sobreexcavación	P	0,17	-
Expresiones de cálculo				
$C_{lab} = G_{barr} + G_{carg\ roc} + G_{carg\ vol} + G_{vent} + G_{sost} + G_{oop}$, pesos			Costo de laboreo en pesos	
$100 = C_{barr} + C_{carg\ roc} + C_{carvol} + C_{vent} + C_{sost} + C_{otop}$			Costo de laboreo en %	
$C_{barr} = (G_{barr} / C_{lab}) * 100$; $C_{barr} = (G_{carg\ aroc} / C_{lab}) * 100$			Costo de laboreo por operaciones en %	
$\Delta C_{barr} = C_b * P$, %			Incremento del costo de barrenación, %	
Ahorro				
$\Delta C_{ahorro} = C_{carg\ roc} P + K_2 C_s P - C_{barr} P_b - K_1 C_{carvol} P_b$, %				
Estructura de los costos de laboreo de la excavación por procesos tecnológicos.				
Nº	Procesos tecnológicos	Denominación	Valor, %	
			Rocas resistentes	Caney-Gilbert
1	Barrenación	Cbp	26	20
2	Carga y voladura	Ccvp	1,5	2
3	Carga de las rocas	Ccp	25	33
4	Sostenimiento	Csp	25	20
5	Otras operaciones	Coop	22,5	25
Total			100	100
Coeficientes de gastos		Denominación	Valor, %	
			Rocas resistentes	Caney-Gilbert
K1		Gastos en salario de carga y voladura	50-55	55
K2		Gastos en relleno	25	25
Δcb		Gastos adicionales en barrenación	1,42	1,09
Cbp+ ΔCb		Gastos de barrenación incrementados	27,42	21,09
$\Delta ccargap$			21,00	27,72
Ahorro por metro de excavación				
ΔC , en por ciento			2,54	4,54
Δc , en pesos			23,49	31,32
Costo de laboreo de 1m de excavación alcanzado, peso/m				658,68
Sostenimiento con Hormigón monolítico				
Ahorro por la disminución de los gastos de hormigón				
$\Delta chorm$, %				
$\Delta chorm$, pesos				
Sostenimiento con Hormigón Gunitado				
P1				0,07
$\Delta chormgunitado$, %				4,07
$\Delta chormgunitado$, pesos/m				26,44
Sostenimiento con bulones (anclas)				
ΔC Bulones, %				2,32
ΔC Bulones, pesos				15,06

Tabla 3 Evaluación del impacto económico de la investigación por reducción de la sobreexcavación y el sobre costo en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.				
Trasvase Este-Oeste. Tramo: Esperanza –En medio				
Nº	Datos iniciales	Símbolo	Valor	UM
1	Cantidad total de barrenos	N	55	Unid
2	Cantidad de barrenos de contorno	Nco	19	Unid
3	Cantidad complementaria de barrenos de contorno	Ncoc	3	Unid
4	Relación cantidad complementaria /cantidad total	Pb	0,05	--
5	Costo de laboreo de 1m de excavación	Clab	926	pesos
6	Sobreexcavación	P	0,16	-
Expresiones de cálculo				
$C_{lab} = G_{barr} + G_{carg\ roc} + G_{carg\ vol} + G_{vent} + G_{sost} + G_{oop}$, pesos			Costo de laboreo en pesos	
$100 = C_{barr} + C_{carg\ roc} + C_{carvol} + C_{vent} + C_{sost} + C_{otop}$			Costo de laboreo en %	
$C_{barr} = (G_{barr} / C_{lab}) * 100$; $C_{barr} = (G_{carg\ arroc} / C_{lab}) * 100$			Costo de laboreo por operaciones en %	
$\Delta C_{barr} = C_b * P$, %			Incremento del costo de barrenación, %	
Ahorro				
$\Delta C_{ahorro} = C_{carg\ roc} P + K_2 C_s P - C_{barr} P_b - K_1 C_{carvol} P_b$, %				
Estructura de los costos de laboreo de la excavación por procesos tecnológicos.				
Nº	Procesos tecnológicos	Denominación	Valor, %	
			Rocas resistentes	Esperanza –En medio
1	Barrenación	Cbp	26	20
2	Carga y voladura	Ccvp	1,5	2
3	Carga de las rocas	Ccp	25	33
4	Sostenimiento	Csp	25	20
5	Otras operaciones	Coop	22,5	25
Total			100	100
Coeficientes de gastos		Denominación	Valor, %	
			Rocas resistentes	Esperanza –En medio
K1		Gastos en salario de carga y voladura	50-55	55
K2		Gastos en relleno	25	25
Δcb		Gastos adicionales en barrenación	1,42	1,09
Cbp+ ΔCb		Gastos de barrenación incrementados	27,42	21,09
$\Delta ccargap$			21,00	27,72
Ahorro por metro de excavación				
ΔC , en por ciento			2,54	4,19
Δc , en pesos			23,49	38,79
Costo de laboreo de 1m de excavación alcanzado, peso/m				887,21
Sostenimiento con Hormigón monolítico				
Ahorro por la disminución de los gastos de hormigón				
$\Delta chorm$, %				
$\Delta chorm$, pesos				
Sostenimiento con Hormigón Gunitado				
P1				0,07
$\Delta chormgunitado$, %				4,33
$\Delta chormgunitado$, pesos/m				40,11
Sostenimiento con bulones (anclas)				
ΔC Bulones, %				2,58
ΔC Bulones, pesos				23,91

Tabla 4 Evaluación del impacto económico de la investigación por reducción de la sobreexcavación y el sobre costo en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.				
Trasvase Este-Oeste Tramo: Ojo de Agua-Serones				
Nº	Datos iniciales	Símbolo	Valor	UM
1	Cantidad total de barrenos	N	71	unid
2	Cantidad de barrenos de contorno	Nco	23	unid
3	Cantidad complementaria de barrenos de contorno	Ncoc	7	unid
4	Relación cantidad complementaria /cantidad total	Pb	0,10	--
5	Costo de laboreo de 1m de excavación	Clab	926	pesos
6	Sobreexcavación	P	0,18	-
$C_{lab} = G_{barr} + G_{carg roc} + G_{carg vol} + G_{vent} + G_{sost} + G_{oop}, \text{ pesos}$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo en pesos</p> $100 = C_{barr} + C_{carg roc} + C_{carvol} + C_{vent} + C_{sost} + C_{otop}$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo en %</p> $C_{barr} = (G_{barr} / C_{lab}) * 100; C_{carg roc} = (G_{carg roc} / C_{lab}) * 100$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo por operaciones en %</p> $\Delta C_{barr} = C_b * P, \%$ <p style="text-align: right;">Incremento del costo de barrenación, %</p> $\Delta C_{ahorro} = C_{carg roc} P + K_2 C_s P - C_{barr} P_b - K_1 C_{carvol} P_b, \%$				
Nº	Procesos tecnológicos	Denominación	Valor, %	
			Rocas resistentes	Ojo de Agua-Serones
1	Barrenación	Cbp	26	20
2	Carga y voladura	Ccvp	1,5	2
3	Carga de las rocas	Ccp	25	33
4	Sostenimiento	Csp	25	20
5	Otras operaciones	Coop	22,5	25
		Total	100	100
Coeficientes de gastos		Denominación	Valor, %	Ojo de Agua-Serones
K1		Gastos en salario de carga y voladura	50-55	0,55
K2		Gastos en relleno	25	0,25
Δcb		Gastos adicionales en barrenación	2,56	1,97
Cbp+ΔCb		Gastos de barrenación incrementados	28,56	21,97
Δccargap			20,50	27,06
	Ahorro por metro de excavación			
ΔC, en por ciento			1,86	3,97
Δc, en pesos			17,18	36,75
Costo de laboreo de 1m de excavación alcanzado, peso/m				889,25
Sostenimiento con Hormigón monolítico				
Ahorro por la disminución de los gastos de hormigón				
Δchorm, %				
Δchorm, pesos				
Sostenimiento con Hormigón Gunitado				
P1				0,07
Δchormgunitado, %				3,69
Δchormgunitado, pesos/m				34,14
Sostenimiento con bulones (anclas)				
ΔC Bulones, %				1,94
ΔC Bulones, pesos				17,93

Tabla 5 Evaluación del impacto económico de la investigación por reducción de la sobreexcavación y el sobrecosto en el sostenimiento de las excavaciones subterráneas.				
Trasvase Este-OesteTramo:Ojo de Agua-Yagrumal				
Nº	Datos iniciales	Símbolo	Valor	UM
1	Cantidad total de barrenos	N	67	unid
2	Cantidad de barrenos de contorno	Nco	21	unid
3	Cantidad complementaria de barrenos de contorno	Ncoc	5	unid
4	Relación cantidad complementaria /cantidad total	Pb	0,07	--
5	Costo de laboreo de 1m de excavación	Clab	926	pesos
6	Sobreexcavación	P	0,18	-
$C_{lab} = G_{barr} + G_{carg roc} + G_{carg vol} + G_{vent} + G_{sost} + G_{oop}, pesos$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo en pesos</p> $100 = C_{barr} + C_{carg roc} + C_{carvol} + C_{vent} + C_{sost} + C_{otop}$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo en %</p> $C_{barr} = (G_{barr} / C_{lab}) * 100 ; C_{carg roc} = (G_{carg roc} / C_{lab}) * 100$ <p style="text-align: right;">Costo de laboreo por operaciones en %</p> $\Delta C_{barr} = C_b * P, \%$ <p style="text-align: right;">Incremento del costo de barrenación ,%</p> $\Delta C_{ahorro} = C_{carg roc} P + K_2 C_s P - C_{barr} P_b - K_1 C_{carvol} P_b, \%$				
Nº	Procesos tecnológicos	Denominación	Valor ,%	
			Rocas resistentes	Ojo de Agua-Yagrumal.
1	Barrenación	Cbp	26	20
2	Carga y voladura	Ccvp	1,5	2
3	Carga de las rocas	Ccp	25	33
4	Sostenimiento	Csp	25	20
5	Otras operaciones	Coop	22,5	25
		Total	100	100
Coeficientes de gastos		Denominación	Valor,%	Ojo de Agua-Yagrumal
K1		Gastos en salario de carga y voladura	50-55	0,55
K2		Gastos en relleno	25	0,25
Δcb		Gastos adicionales en barrenación	2,56	1,49
		Cbp+ ΔCb	28,56	21,49
		$\Delta ccargap$	20,50	27,06
		Ahoro por metro de excavación		
		ΔC , en por ciento	1,86	3,97
		Δc , en pesos	17,18	36,75
		Costo de laboreo de 1m de excavación alcanzado,peso/m		889,25
		Sostenimiento con Hormigón monolítico		
		Ahorro por la disminución de los gastos de hormigón		
		$\Delta chorm, \%$		
		$\Delta chorm, pesos$		
		Sostenimiento con Hormigón Gunitado		
		P1		0,07
		$\Delta chormgunitado, \%$		4,31
		$\Delta chormgunitado, pesos/m$		39,91
		Sostenimiento con bulones (anclas)		
		ΔC Bulones,%		2,56
		ΔC Bulones,pesos		23,70

