



FACULTAD DE GEOLOGIA Y MINERIA

DEPARTAMENTO DE MINERIA

**ÍNDICE DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES EN EL MACIZO DE ROCAS GNÉISICAS
DE LA MINA CATOCA AL DETONAR CARGAS COMPACTAS DE SUSTANCIAS
EXPLOSIVAS.**

Tesis en opción al grado científico de doctor en ciencias técnicas

AUTOR: Nunes Filipe

Moa, 2022



FACULTAD DE GEOLOGIA Y MINERIA

DEPARTAMENTO DE MINERIA

**ÍNDICE DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES EN EL MACIZO DE ROCAS GNÉISICAS
DE LA MINA CATOCA AL DETONAR CARGAS COMPACTAS DE SUSTANCIAS
EXPLOSIVAS.**

Tesis en opción al grado científico de doctor en ciencias técnicas

AUTOR: Ing. Nunes Filipe

TUTORES: Dr. C. José Antonio Otaño Noguel

Dr.C. Roberto Lincoln Watson Quesada

Moa, 2022

AGRADECIMIENTO

A Dios, que me concede la vida para vivir.

Al Dr. C. José Antonio Otaño Noguel, tutor principal, guía y mentor de esta línea de investigación, quien ha decidido compartir su experiencia profesional conmigo durante el desarrollo de todo el trabajo.

Al Dr. C. Roberto Lincoln Watson Quesada, tutor, quien ha sido más que un tutor, un padre por sus sugerencias consejos haber contribuido a mi superación desde el punto de vista profesional, aun cuando él colaboraba en Angola.

Al Gobierno Provincial de Lunda Sur, por aceptar mi permiso temporal, para viajar a superarme.

A la Dirección de la Sociedad Minera de Catoca, por aceptar la realización de esta Investigación.

Al Ing. Alfredo Fernández Dos Santos, Jefe de Sector de Voladura en Catoca, por su ayuda y cooperación en la adquisición de información e investigación experimental.

Al Ing. Manuel Lucamba Candombo, por su cooperación en la programación de la información.

A los profesores del Departamento de Minería de la Universidad de Moa por sus críticas y sugerencias.

A los Directivos de la Universidad de Moa por tratarnos con cariño y permitir que nos podamos superar cada vez más.

A las oponentes del Dr. C. Yoandro Diéguez García y la Dra C. María Isabel García De la Cruz por lo que deseo expresar mi gratitud por sus críticas y recomendaciones.

A la M. Cs. Josefa Mestre Lamorú, por su ayuda con la tramitación de la documentación y exigencia para terminar este doctorado.

A mis grandes amigos Abel Abad y su esposa Zeyda Gámez, quienes me tenían incondicionalmente como un hijo en su casa.

Al colectivo de la Iglesia Evangélica de Hermanos en Angola, del barrio Kawazanga, por sus oraciones y súplicas.

A usted que está leyendo, también muchas gracias.

A todos, muchas gracias.

DEDICATÓRIA

Con todo el cariño dedico esta investigación a:

- ✓ La memoria de mis padres, aunque no tuvieron la oportunidad de estudiar, pero siempre creyeron en mi formación. En Paz Descansen.
- ✓ La memoria de mi primo - hermano Ing. Francisco Pacheco, quién desde mis pocos años de edad, siempre se preocupó por mi formación. En Paz Descanse.
- ✓ Mi esposa Ing. Irene Lumbo Raquel Jaime Filipe, por comprender mis ausencias y, en muchas ocasiones, hacer el papel de padre.
- ✓ Mis hijos Stefani Filipe (Kelly), Alcides Filipe (Sidney), Nurenes Filipe (Nory) y Patricia Filipe (Paty).

SÍNTESIS

Las rocas gnéissicas que cubren las kimberlitas de la mina Catoca son difíciles de arrancar directamente con medios mecánicos, por lo que se utiliza voladuras, confrontándose actualmente el problema de la salida de un alto porcentaje de pedazos de rocas con dimensiones superiores a las admisibles por los eslabones siguientes de la cadena tecnológica e irregularidades del piso del banco lo que provoca la necesidad de un gran volumen de trabajos de voladura para la fragmentación secundaria y la nivelación del piso, los cuales traen aparejados numerosos inconvenientes y el encarecimiento de las labores que en última instancia se refleja en el costo de producción. En esta investigación, se determina el índice de extinción de las tensiones radiales al detonar la sustancia explosiva en el referido macizo de rocas, que fue validado mediante 9 voladuras experimentales y que permitió disminuir la salida de fragmentos mayores de $1,5 \text{ m}^3$ considerados sobredimensionados desde 12,45% - 13,33% a un 6,1% - 6,8% y disminuir las irregularidades del piso del banco.

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. ESTADO ACTUAL DEL PROBLEMA.....	14
I.1. Introducción.	14
I.2. Reseña histórica.....	14
I.2.1 Modelos de cálculo de los franceses (siglo XVII-XVIII)	14
I.2.2 Modelos de cálculo de especialistas rusos	16
I.3 Modelos de cálculos de la onda de tensiones e índices de extinción de las tensiones radiales	17
I.4 Estado del tema desde siglo XX hasta la actualidad	21
I.4.1 Antecedentes de la temática en Cuba.....	22
I.4.2 Antecedentes de la temática en Angola	25
CAPÍTULO II. PROPIEDADES DE LAS ROCAS, ESTRUCTURA DEL MACIZO Y PROPIEDADES DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA	29
II. 1 Caracterización de las rocas kimberlíticas de la mina Catoca.....	29
II. 2 Rocas encajantes (gneises)	30
II. 3. Determinación de las propiedades físicas de las rocas	31
II.4 Estudio del agrietamiento	37
II. 5. Propiedades de la sustancia explosiva utilizada	39
CAPÍTULO III. DETERMINACIÓN ANALÍTICA DEL ESTADO TENSIONAL DEL MACIZO AL EXPLOSIONAR CARGAS COMPACTAS PARA DISTINTOS ÍNDICES DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES	42
III.1. Parámetros de las ondas de detonación y de choque refractadas al macizo con cargas compactas	42
III.2. Tensiones en el macizo rocoso provocadas por la detonación de una carga compacta de sustancia explosiva, al difundirse la onda refractada por el mismo	45
III.3 Determinación de los radios de agrietamiento y descostramiento	61
CAPÍTULO IV. VALIDACIÓN DEL ÍNDICE DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES	64

IV. 1 Diseño de los patrones de voladura	64
IV.2 Diseño de los experimentos.....	73
IV.3 Resultados de fragmentos obtenidos en las explosiones experimentales	74
IV.4. Valoración económica de los patrones propuestos.....	76
IV.5. Valoración Ambiental de los patrones propuestos.....	79
CONCLUSIONES	81
RECOMENDACIONES	82
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	83
ANEXOS	92

INTRODUCCIÓN

INTRODUCCIÓN

Angola se ha convertido en uno de los países más importantes en la producción de diamantes, esto se debe al papel significativo que ha alcanzado la producción minero- metalúrgica del kimberlito diamantífero de Catoca (Janse & Shehan, 1995).

Mina Catoca está ubicada en Saurimo que es la sede administrativa de la Provincia de Lunda Sur, el área de concesión de Catoca, se encuentra dentro de la hoja topográfica 121-SG34 (escala 1:1 000 000) del Catastro Topográfico del Estado Angolano, ocupa un área de 340 km², se localiza en las estructuras de Lucapa, en un sistema extensional de fallas Cretácico que se extiende en dirección NE-SW (Reis, 1972; De Carvalho, *et al.*, 2000; Guiraud *et al.*, 2005).

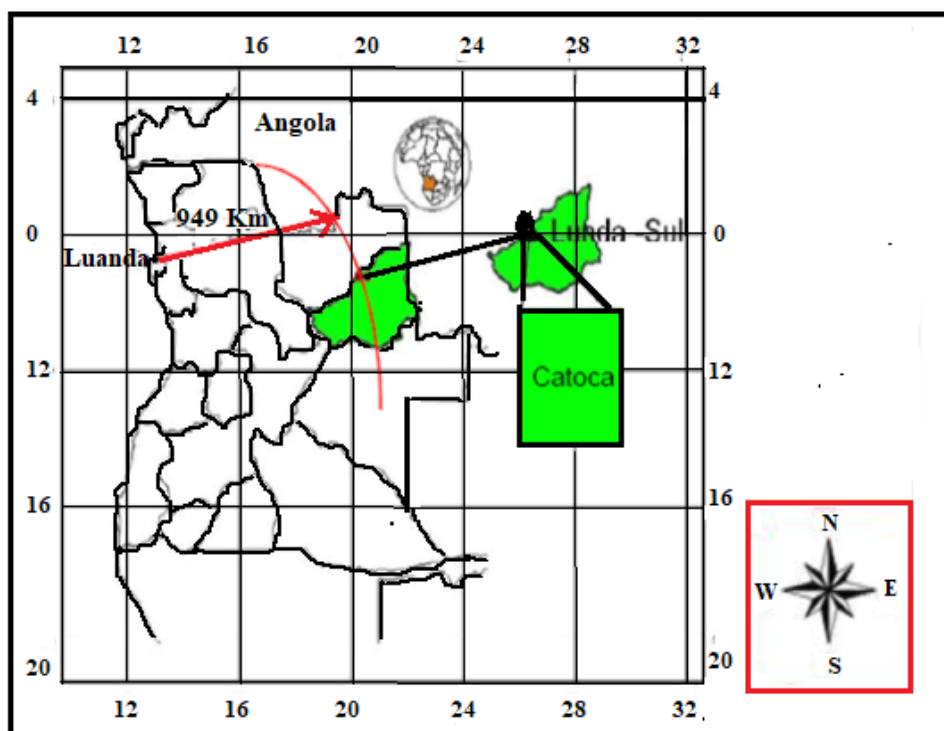


Figura 1. Localización geográfica de la mina Catoca.

El cono de Catoca ocupa un área de 639 000 m², y está clasificado dentro del grupo-1 (Mitchell, 1973, 1989, 1995, 1997, 2009).

La mina diamantífera Catoca, comenzó su explotación en el año 1997 con el sistema previsto, con arranque directamente con las excavadoras y el transporte de la masa minera para las escombreras,

situadas fuera de la misma, y a las plantas de procesamiento en camiones (Filipe-Nunes *et al.*, 2018).

A partir del año 2002, al iniciar la explotación en la cota +960 m del sector Sur (figura 2), se comenzó a extraer un área compuesta por gneises difíciles de arrancar directamente con las excavadoras, por lo que se comenzó el uso de voladura, con patrones en cuyo diseño se siguió la metodología utilizada por los especialistas rusos (Kutuzov 1973, 1974, 1980, 1981, 1983), en la cual no se contemplan todos los factores actuantes.



Figura 2. Sector Sur de la mina Catoca.

Inicialmente se utilizó sustancia explosiva a base de nitrato de amonio (ANFO) y su carga en los taladros a detonar se realizaba a mano y la explosión sin capsula detonante, solo con el uso de cordón detonante. Debido a la baja resistencia del ANFO al agua que provocaba un deficiente grado de fragmentación de las rocas, la Sociedad Minera de Catoca decidió en el año de 2011 instalar una fábrica interna de emulsiones del tipo HEF-100.

Actualmente se confronta el problema de que con los patrones utilizados en Catoca (tabla 1) se produce la salida de un alto porcentaje (12,45% - 13,33%,) de fragmentos de rocas con dimensiones superiores a las admisibles por los eslabones siguientes de la cadena tecnológica (figura 3) y se

producen irregularidades de hasta 1,5m sobre el nivel del piso del escalón (figura 4) lo que provoca la necesidad de un gran volumen de trabajos de voladura para la fragmentación secundaria y la nivelación del piso los cuales traen aparejados numerosos inconvenientes y el encarecimiento de las labores.

Las informaciones obtenidas, a pesar de las limitaciones de los datos disponibles en Angola y de alguna discreción sobre los criterios contables de la empresa indican que el costo de producción en el kimberlito Catoca es muy elevado en comparación con otros competidores internacionales que desarrollan minería a cielo abierto (Borges, 2017).

Tabla 1. Patrones de voladura actuales

Diámetro (mm)	W (m)	a (m)	b (m)	L_s (m)	L_r (m)	H (m)	Q (kg)	L_{Ca} (m)
200	6,84	5,5	5,5	1,7	4,1	15	454,9	12,6



Figura 3. Fragmento de roca sobremedida resultante de la voladura.

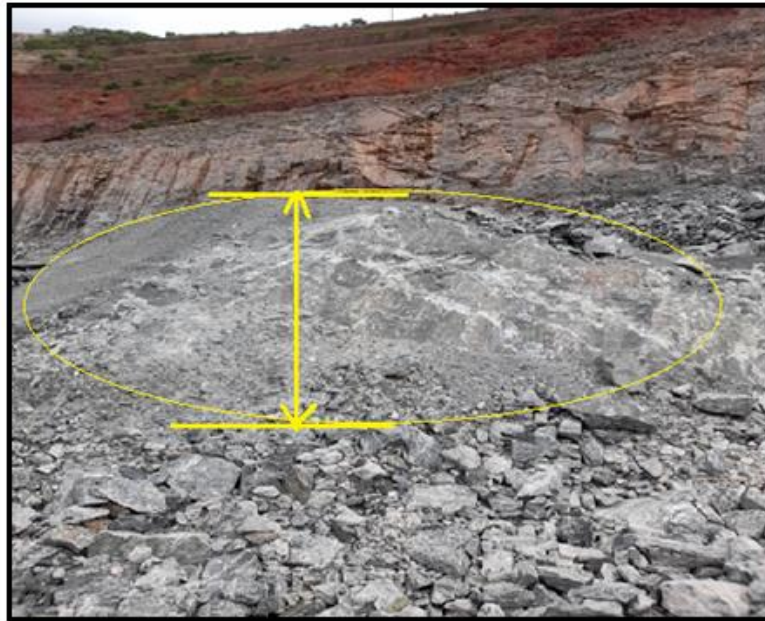


Figura 4. Irregularidades en el piso, resultantes de la voladura primaria.

En los pronósticos de la fragmentación de la roca, el primer paso para optimizar, es el diseño con parámetros que permitan producir el tamaño de fragmentos adecuado o necesario en este proceso.

En opinión de Hustrulid (1999), la ingeniería de la fragmentación será una parte importante de la minería, en la medida que las máquinas de carga y transporte sean automatizadas cuando será necesaria una especificación mucho mayor del tamaño del fragmento.

De igual forma Bangherpour (2015), sostiene que la voladura es una de las operaciones más importantes de los proyectos mineros. Un patrón de voladura inapropiado puede conducir a eventos no deseados como una mala fragmentación, rotura de espalda, vuelo de los fragmentos, etc. y afectar a toda la operación física y económicamente.

De hecho, la selección del patrón más adecuado puede considerarse como un problema de toma de decisiones de atributos múltiples.

Como en la explotación a cielo abierto normalmente se utilizan series de cargas en la fila, el conocimiento de las formas de interacción de las cargas vecinas y su influencia en el proceso de fragmentación, tiene un gran significado para escoger los parámetros de los trabajos con explosivos.

El estudio del mecanismo de la interacción entre las cargas demuestra que, hasta el momento del encuentro de las ondas, el medio alrededor de las cargas se comporta como si hubiera ocurrido la explosión de una sola carga. Al encontrarse las ondas de tensión de las cargas vecinas, el estado tensional del medio cambia bruscamente.

Al analizar un elemento del medio situado en el plano de ubicación de las cargas N_1 y N_2 (figura 5.A) se puede observar que, en la dirección perpendicular al plano entre cargas, actúan tensiones de tracción mayores que las que surgen en la explosión de una carga aislada, lo que provoca la separación del macizo por el plano de ubicación de las cargas, sin una fragmentación intensiva, especialmente cuando el coeficiente de aproximación de las cargas es pequeño.

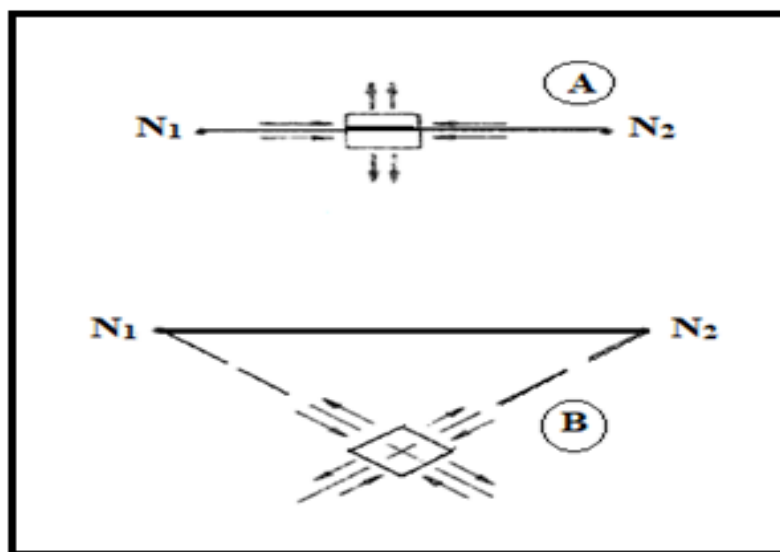


Figura 5. Esquema de la interacción de dos cargas vecinas explosionadas al unísono: A) elemento colocado en el plano de ubicación de las cargas; B) elemento colocado en el lugar de intersección de las ondas a 90° (Otaño, 2014).

En la parte del macizo situado entre el plano de ubicación de las cargas y la superficie libre (figura 5.B), las tensiones de tracción en una serie de lugares son mayores que cuando ocurre la explosión de una sola carga, a la vez que en el lugar en que se cortan las trayectorias de las ondas radiales bajo un ángulo recto hacia el centro de la distancia entre cargas se forma una zona de bajas tensiones como resultado de la compensación de las tensiones de ambas cargas, donde la fragmentación que se produce no es satisfactoria.

Al encontrarse las ondas en el centro de la distancia entre las cargas vecinas se produce un aumento de las tensiones de tracción (figura 6), entre los puntos (A) de mínimas tensiones tangenciales. Si estos puntos coinciden con el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas tendríamos la máxima distancia entre cargas que permite el corte por el plano de colocación de carga. El aumento de la distancia entre cargas también empeora la calidad de la fragmentación en la zona del fondo de las cargas dando lugar a las irregularidades del piso (Otaño, 2014).

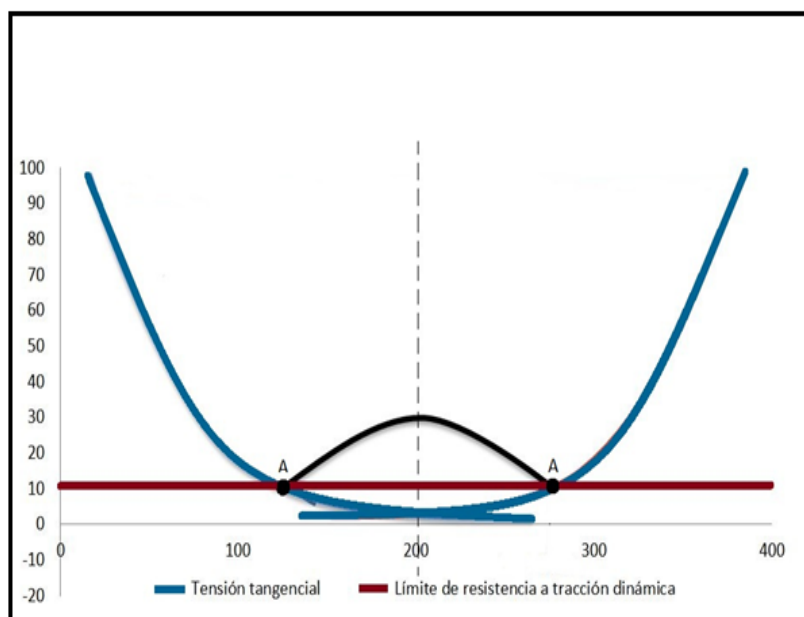


Figura 6. Intersección de las ondas de las cargas vecinas.

Si tenemos en cuenta que la fragmentación de las rocas en la explosión se produce fundamentalmente por las grietas naturales del macizo, en este caso en Catoca es necesario un diseño de los patrones que disminuya la distancia entre cargas con relación a las utilizadas en el patrón actual.

Al analizar las diversas metodologías utilizadas por diversos investigadores de distintos países al inicio de la segunda mitad del siglo XX, Andersen (1952); Fraenkel (1952); Pearse (1955); Hino (1959); Allsman (1960); Ash (1963); Langefors & Kihlstron (1963); Hansen (1967); Ucar (1978); Dick & Olson (1972); Berta (1985); Konya (1972,1983, 1998); Foldesi (1980); Praillet (1980); Emilio López Jimeno (1986); Bruce Carr (1985); Olofsson (1990); Rustan (1990); Carlos López Jimeno (1994), otros especialistas soviéticos, se concluyó que ninguna utiliza la esencia física de

la acción de la explosión en el macizo de rocas, por lo que se decidió utilizar la metodología elaborada por Alexandre (2006), que consiste en considerar la esencia física de la acción de la explosión en el macizo de rocas, para lo cual es necesario determinar las propiedades de las rocas y la estructura del macizo y la determinación analítica del estado tensional producido en la cercanía de la cámara de carga, al explosionar cargas de sustancia explosiva con lo cual se determinan los radios de agrietamiento y descostramiento y con estos se diseñan los patrones de voladura, que además es una línea de trabajo seguida en el departamento de minería de la Universidad de Moa, donde se desarrolla esta investigación.

En la metodología elaborada por Alexandre (2006) se utiliza el modelo de extinción de las tensiones propuesto por Borovikov y Vaniagin (1974), que para el caso del macizo de rocas calizas del yacimiento El Cacao en la provincia Granma en Cuba, se utilizó el valor del índice de extinción igual a 1,08.

Al aplicar esta metodología al macizo de rocas gnéissicas de la mina Catoca, con este índice de extinción, se obtienen radios de agrietamiento (R_g) y descostramiento (R_d) y la línea de menor resistencia (W_{Kab}), que no se corresponden con los necesarios para diseñar patrones de voladura para el macizo de rocas gnéissicas de la mina Catoca con las sustancias explosivas empleadas allí (tabla 2), por lo que se hizo necesario investigar el valor del índice de extinción de las tensiones a utilizar en el modelo del estado tensional del macizo en esas condiciones (Filipe-Nunes *et al.*, 2021).

En el trabajo titulado evaluación geotécnica de los deslizamientos en los taludes de la mina Catoca, Angola (Neves, 2012), para el análisis estructural de los elementos de yacencia fue concebido el estudio en tres sectores de la mina: Norte, Sur y Este.

En esta investigación, se amplía la información de las distintas familias de grietas en diferentes horizontes del sector Sur de la mina donde se desarrolló la voladura.

Tabla 2. Radios de agrietamiento, descostramiento y línea de menor resistencia obtenidos con el índice de extinción igual a 1,08

HEF-100					
$\overline{Rg}$	$Rg (m)$	$\overline{Rd}$	$Rd (m)$	$W(m)$	$W_{kdb}(m)$
127,15	9,47	1.114,95	83,04	46,255	24,74

Problema científico: Necesidad de determinar el valor del índice de extinción de las tensiones en el modelo del estado tensional en el macizo de rocas gnéisicas en la mina Catoca que permita diseñar patrones de voladura para obtener la granulometría requerida de las rocas y disminuir las irregularidades del piso.

Objeto de estudio: Trabajos de voladura en la mina de Catoca.

Campo de acción: Estado tensional de las rocas gnéisicas en la mina Catoca al explosionar cargas explosivas.

Objetivo general: Determinar el valor del índice de extinción de las tensiones en el estado tensional del macizo de rocas gnéisicas en la mina Catoca, al explosionar cargas, que permita determinar los radios de agrietamiento y descostramiento con los cuales diseñar los patrones de voladura para disminuir la salida de fragmentos sobremedidas y la disminución de las irregularidades del piso en las voladuras primarias.

Hipótesis: Si se conocen las propiedades de las rocas y la estructura del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas utilizadas y el modelo del estado tensional del macizo al explosionar cargas, es posible determinar el valor del índice de extinción de las tensiones que permita obtener radios de agrietamiento y descostramiento con los cuales diseñar los patrones de voladuras para obtener la granulometría requerida de las rocas y la disminución de las irregularidades del piso.

Objetivos específicos:

1. Determinar las propiedades de las rocas, la estructura del macizo y señalar las propiedades de las sustancias explosivas utilizadas en la mina Catoca.

2. Hallar el valor del índice de extinción de las tensiones a utilizar en la modelación del estado tensional en el macizo de rocas gnéissicas que permita determinar los radios de agrietamiento y descostramiento con los cuales diseñar los patrones de voladura para obtener la granulometría requerida y la disminución de las irregularidades del piso.
3. Diseñar los patrones de voladura a experimentar.
4. Validar experimentalmente el valor del índice de extinción de las tensiones propuesto a través de los resultados de utilización de los patrones de voladura diseñados con el mismo, determinando el porcentaje de salida de rocas sobremedida y las irregularidades del piso.
5. Realizar una valoración económica y ambiental de los patrones propuestos.

Estructura de la tesis

La tesis consta de una introducción, cuatro capítulos, conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

En la introducción se establece el problema, el objeto de estudio, el campo de acción, el objetivo general, la hipótesis y los objetivos específicos y se señalan los aportes, la novedad científica, los resultados, la presentación de estos en eventos y las publicaciones del autor sobre la temática.

En el primer capítulo se realiza el análisis del marco teórico o estado del arte sobre la temática y su actualidad en el mundo y en Angola en particular.

En el segundo capítulo se realiza la caracterización estructural del macizo de la mina Catoca; se determinan las propiedades de las rocas, y se señalan las propiedades de las sustancias explosivas utilizadas.

En el tercer capítulo se determina analíticamente el estado tensional del macizo al explosionar cargas compactas, y se proponen los valores del índice de extinción de las tensiones a investigar para este macizo.

En el cuarto capítulo se diseñan los patrones de voladura utilizando el valor del índice de extinción investigado, los resultados obtenidos de la granulometría y la regularidad del piso se valida a través del estudio experimental y con ellos se realiza una valoración económica y ambiental.

Novedad científica del trabajo

El valor del índice de la extinción de las tensiones normales al explosionar la sustancia explosiva HEF-100 en el sector sur de la mina Catoca.

Aporte práctico

Diseño de los patrones de voladura, utilizando los radios de agrietamiento y descostramiento determinados con el valor del índice de extinción de las tensiones obtenido.

Los resultados de este trabajo han sido presentados en los siguientes eventos

Conferencia internacional de aprovechamiento de recursos minerales, CINAREM 2013.

Conferencia internacional de aprovechamiento de recursos minerales, CINAREM 2015.

II Jornadas técnicos científicos sobre la nueva pedagogía y la investigación científica de la Escuela Superior Politécnica de Lunda Sur, 2013.

Publicaciones sobre el tema

- Evaluación físico mecánica y estructural del macizo gnéisico de mina Catoca para el diseño de voladuras. Revista Minería y Geología, 34(1): 80-91, 2018.
- Índice de extinción de las tensiones al detonar cargas explosivas en el macizo gnéisico de la mina Catoca. Revista Minería y Geología, 37(2): 231-238.

Proceso de investigación científica

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

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

Este procedimiento se refleja en el flujograma del proceso de investigación que se muestra en la Figura 7.

El proceso de Investigación comprende cuatro etapas, que son las siguientes:

Primera Etapa

Incluye el diseño de la investigación, el análisis de la bibliografía y el procesamiento de la información.

Segunda Etapa

Se realizan los trabajos de campo y de laboratorio en la mina Catoca.

Los trabajos de campo incluyeron las siguientes tareas:

- Caracterización de los trabajos de voladuras en la mina Catoca, como premisa para establecer métodos y metodologías para solucionar el problema de la investigación científica.
- Estudio del agrietamiento que comprendió las siguientes sub etapas:

I. Análisis de la documentación geológica - técnica existentes en la mina.

II. Mediciones de campo de los parámetros de agrietamiento del macizo de rocas en el sector Sur de la mina Catoca.

III. Procesamiento y análisis de las mediciones a través del DIPS, con el objetivo de establecer los sistemas de grietas.

Se realizan trabajos en el laboratorio de geomecánica del Departamento de Geología de la Sociedad Minera de Catoca, que incluyen las siguientes tareas:

- Determinación de las propiedades másicas.
- Determinación de las propiedades de resistencia de las rocas a la compresión y la tracción estáticas.
- Determinación de las propiedades de resistencia de las rocas a la compresión y la tracción dinámica.
- Determinación de la velocidad de las ondas elásticas longitudinales y transversales.
- Determinación de los módulos de elasticidad estático y dinámico, coeficiente de Poisson.

Tercera Etapa

Es una etapa de trabajo de gabinete, una vez conocidas las propiedades de las rocas, se procede a:

- Calcular los parámetros de la onda refractada.

- Calcular los parámetros de la onda de tensiones.
- Determinar analíticamente la acción de la explosión en el macizo de rocas: los radios de agrietamiento y descostramiento.
- Se diseñan los patrones de voladura a experimentar.

Cuarta Etapa

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

- Se realiza el diseño de los experimentos con los patrones diseñados.
- Investigación experimental de los patrones de voladura diseñados.
- Valoración de los resultados económicos y ambientales de los patrones investigados.

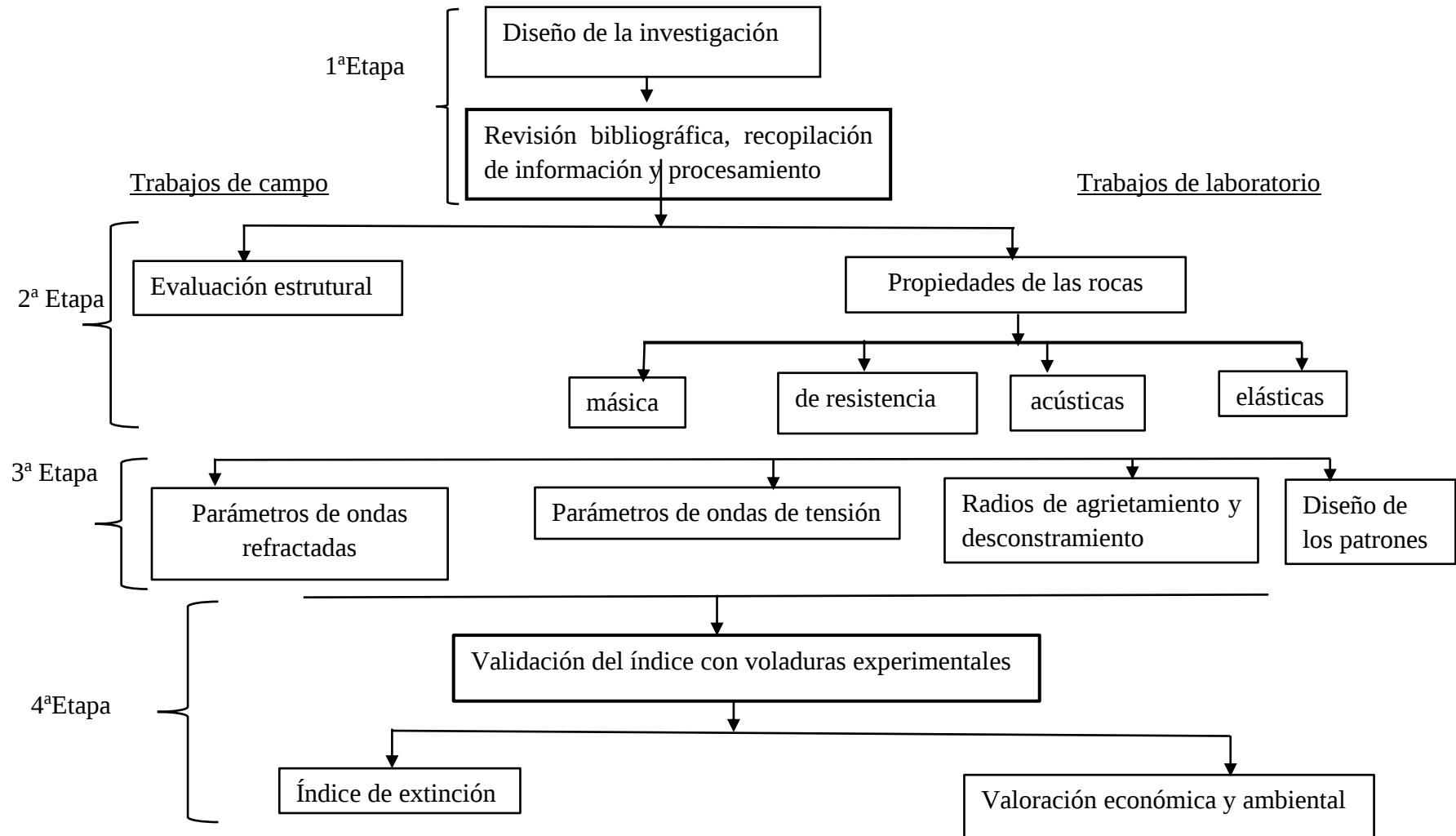


Figura 7. Flujograma del proceso investigativo.

CAPÍTULO 1

CAPÍTULO I. ESTADO ACTUAL DEL PROBLEMA

I.1. Introducción

En la fragmentación de rocas con explosivos, para alcanzar resultados racionales, no se puede actuar de forma empírica, es necesario diseñar patrones de voladura que consideren el proceso sustancia explosiva-macizo rocoso como un todo y experimentarlos, pues cada macizo rocoso se comporta de forma diferente en dependencia de la sustancia explosiva utilizada y sus características físico-mecánicas y estructurales, o sea, la sustancia explosiva actúa y el macizo reacciona.

De allí, existen métodos y metodologías de cálculo para suplir las incertidumbres durante la proyección y ejecución de las voladuras de rocas.

Muchos investigadores de la temática: Hamdi (2003); Rouabi (2004); Karpienko (2005); Krising & Novinsky (2006); Semeniak (2006); Vinogradov (2006); Sargentón (2005a, 2005b, 2007a, 2007b) y Diéguez (2015) opinan que es más racional la utilización de los métodos analíticos y numéricos de la mecánica de los medios continuos y del cuerpo sólido deformable; los principios y regularidades de la mecánica de fragmentación de rocas, en comparación con las expresiones empíricas, al resolver tareas concretas de diseño de voladuras en ingeniería.

I.2. Reseña histórica

El estudio de las cuestiones relacionadas con la acción de la explosión en el medio y los principios para el cálculo de las cargas de sustancias explosivas fue iniciado por, los ingenieros militares franceses, que fueron los primeros en establecer fórmulas para determinar las cargas de pólvora para minar las fortalezas en el siglo XVII.

Las investigaciones de estos militares se basaban en los principios de proporcionalidad y semejanza, enunciados por Deuville & Vauban los cuales señalan que " la resistencia ofrecida a la carga, es proporcional al volumen (peso) del material fragmentado" y para condiciones iguales de la explosión de diferentes escalas los resultados de la explosión son semejantes (Sujanov & Kutuzov, 1967, citado por Sargentón, 2008).

I.2.1 Modelos de cálculo de los franceses (siglo XVII-XVIII)

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

$$Q = mW, \text{ kg}$$

Ing. Nunes Filipe

Donde:

m – Coeficiente del terreno.

W – Línea de menor resistencia, m.

Las limitaciones de la fórmula de Deuville consisten principalmente en la dependencia lineal del peso de la carga y de la fragmentación producida, además de la utilización de un coeficiente que debía ser determinado por vía experimental según el tipo de terreno o del material a volar.

En la misma línea de investigación, Sebastián Vauban citado por Langefords & Kihlstrom (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 plantea la expresión:

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

Este modelo supera la dependencia lineal planteada por Deuville, aunque sólo reconocía los siguientes aspectos: la carga normal, la formación de un cono geoméricamente regular y una resistencia única por vencer que es la fuerza de gravedad.

El modelo de Vauban presenta las limitaciones relacionadas con la formación del cono geoméricamente regular, por ende, Megriño, (Ivolguin, 1975) propuso un modelo que consistió en un cráter en forma de cono truncado, por un plano que pasa a través del centro de la carga.

Belidor (1725), citado por Ivolguin (1975), plantea un modelo que se deduce de la hipótesis siguiente: el peso de las cargas es proporcional al cubo de los radios de fragmentación. El modelo de Belidor tiene como limitación su elevado empirismo y no considera las particularidades del terreno a volar, las propiedades de la sustancia explosiva y los valores reales del índice de acción de la explosión.

En la consolidación e intensificación de la Revolución Industrial en el siglo XIX las dos direcciones fundamentales de la Teoría de la explosión no se detuvieron.

Con el desarrollo de la industria química y la propia química como ciencia, posibilitó a su vez el descubrimiento de un gran surtido de sustancias explosivas, con características energéticas superiores a la pólvora. En 1845 el químico ruso Fadiev descubrió la piroxilina, un año más tarde en 1846, el químico italiano Sobrero, descubrió la nitroglicerina.

Estos nitrocompuestos permitieron la aparición de otras sustancias explosivas con mayor poder rompedor como: el Trotil o TNT, que fue descubierto por Wilbranden 1863 (Wikipedia, 2020), la dinamita patentada por Alfred Nobel en 1867, las amonitas descubiertas por los noruegos Olson & Norvin en 1867, el nitrato de plomo en 1890, el TEN en 1891, y el exógeno en el año 1898 (Diéguez, 2015).

1.2.2 Modelos de cálculo de especialistas rusos

Los aportes de Belidor sirvieron como premisa para el desarrollo de las investigaciones de los ingenieros militares rusos Frolov & Borieskov.

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

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

Donde:

a y b – Coeficientes numéricos positivos, obtenidos por vía experimental cuya suma es igual a la unidad.

Frolov al explicar el mecanismo de fragmentación de los medios en la voladura, 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 integralmente las fuerzas de resistencia en el medio que se oponen a la voladura, no tiene en cuenta las propiedades de los explosivos, ni la del medio que se pretende volar.

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

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

Donde:

q – Gasto específico de la sustancia explosiva, kg/m^3 .

n – Índice de acción de la explosión.

La fórmula de Borieskov fue utilizada ampliamente con éxito en la industria minera y en la construcción, pero en ciertos casos trae consigo serios errores, principalmente para cargas colocadas a mayor profundidad y su limitación radica en el hecho de que no supera 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) (Sargentón, 2008).

I.3 Modelos de cálculos de la onda de tensiones e índices de extinción de las tensiones radiales

En opinión de Sargentón (2008), para analizar el estado tenso-deformacional de las rocas alrededor de la cámara de carga se precisa modelar las tensiones y las deformaciones que se producen en las tres zonas: la cercana, la mediana y la lejana.

Gracias al descubrimiento de la teoría física del campo ondulatorio, fue posible la modelación de la onda de tensiones por Sadovsky (1945,1952, 1974); Staniukovich (1975), Sedov (1976), logrando establecer que la sobrepresión en el frente de las ondas de choque obedece a la ley de semejanza, y su magnitud no depende del tamaño y el peso de la carga, sino solamente de la distancia relativa (radio de carga) desde el frente hasta el centro de la carga, la energía específica de la explosión y la presión del aire.

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).

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.

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:

$$\sigma_R = f\left(\frac{r_0}{R}\right) \quad (5)$$

Donde:

f – Función que se determina experimentalmente.

La limitación es que solo se cumple para cargas de un mismo tipo de sustancia explosiva y de igual densidad.

Para carga esférica: $r_o = \sqrt[3]{Q}$

Se obtiene la ley generalizada de semejanza por la expresión:

$$\frac{R_1}{R_2} = \frac{\sqrt[3]{Q_1}}{\sqrt[3]{Q_2}} \quad (6)$$

Sadovsky (1974) y Sedov (1976) elaboraron una variante más general: ley de semejanza energética de la explosión para superar la limitación de la ley de semejanza, al no contemplar la dependencia entre trabajo mecánico y la energía en la transformación explosiva.

En la ley de semejanza energética, la masa de la carga Q es reemplazada por la energía total:

$$\sigma_R = f\left(\frac{\sqrt[3]{E}}{R}\right) \quad (7)$$

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 no simetricidad de la configuración 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 utiliza aproximadamente.

Según Sargentón (2008), 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.

Pero la mayor dificultad se presenta en la búsqueda de los índices de extinción a cuenta de la absorción de la energía.

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

$$\sigma_V = K_{\sigma,V} \left(\frac{r}{x}\right)^n \quad (8)$$

Donde: $K_{\sigma,V}$ – Coeficiente de proporcionalidad.

r – Radio de carga.

x – Distancia.

σ – Tensión.

n – Índice de extinción de las tensiones.

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

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

$$\sigma_r = \frac{\sigma_0}{\bar{r}^{n_1}}, \quad \sigma_\theta = \alpha \sigma_r, \quad \alpha = \frac{\mu}{(1-\mu)} \quad (9)$$

Donde:

σ_r, σ_θ – Componentes radiales y tangenciales del tensor de tensiones.

σ_0 – Presión inicial en la cámara de carga.

α – Coeficiente que permite determinar la tensión tangencial.

n_1 – Coeficiente de extinción.

$\bar{r}$ – Distancia relativa.

μ – Coeficiente de Poisson.

También plantea un valor de $n_1 = 1,5$ en la zona de trituración y de $1 - \frac{\alpha}{2}$ en la zona de agrietamiento.

El modelo de Shemiakin tiene como limitación que el cálculo de las componentes tangenciales se realiza en función solo del coeficiente de Poisson, es decir que depende solo de esta propiedad elástica de las rocas.

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

$$\text{Para la zona cercana } \bar{r} \leq 12 \quad \sigma_{r\max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,4}} \quad (10)$$

$$\text{Para la zona mediana } 12 \leq \bar{r} \leq 100 \quad \sigma_{r\max} = \frac{P_r}{\bar{r}^{1,1}} \quad (11)$$

Para la zona lejana $100 < \bar{r} \leq 200$

$$\sigma_{rmax} = \frac{Pr}{\bar{r}^{1,5}} \quad (12)$$

Donde:

$\bar{r}$ – Distancia relativa del eje de la carga.

$$\bar{r} = \frac{r}{R_c^e} \quad (13)$$

r – Distancia del punto considerado del macizo al centro de la carga, m.

R_c^e – Radio de la carga equivalente por su energía a la explosión de una carga de pentrita con densidad 1500 kg/m^3 y calor de la explosión 5950 kJ/kg , es decir:

El radio de carga equivalente es:

$$R_c^e = R_c \left(\frac{\rho_{se} Q_{se}}{\rho_p Q_p} \right)^\lambda \quad (14)$$

Donde:

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

$\lambda = 1/3$ – para cargas esféricas.

ρ_{se} y ρ_p – Densidad de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente ($\rho_p = 1500 \text{ kg/m}^3$).

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

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.

Aquí la máxima amplitud de la onda, inicialmente cae aproximadamente según una ley exponencial, acercándose asintóticamente a distancias aproximadamente iguales a $12 R_c$ (radio de carga).

En lo adelante las ondas directas se difunden según la expresión:

$$\sigma_{rmax} = \frac{Pr}{(\bar{r})^n} \quad (15)$$

La máxima amplitud de la componente tangencial de las ondas de tensión será:

Para cargas cilíndricas:

$$\sigma_{t \max} = (C_1 + C_2 \bar{r})_{\sigma_{r \max}} \quad (16)$$

C_1, C_2 – Magnitudes adimensionales que dependen de la dureza acústica de las rocas.

$$C_1 = 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_o v_L \quad (17)$$

$$C_2 = (0,07 - 0,224 * 10^{-7} \rho_o v_L) * 10^{-2} \quad (18)$$

I.4 Estado del tema desde siglo XX hasta la actualidad

Desde mediados del siglo XX los especialistas rusos y otros autores, han venido realizando investigaciones de la esencia física de los fenómenos que ocurren durante la explosión en su interacción con el macizo de rocas en dos direcciones.

Pokrosky, (1957) citado por Amadú (2007), elaboró el primer modelo de investigación, y considera las rocas como un medio deformable, con el proceso de transferencia de la energía de la explosión a la misma y su influencia en la fragmentación.

Kucheriavy (1968), Xanucaev, (1974); Borovikov & Vaniagin desarrollaron sus investigaciones teniendo en cuenta este punto de vista de Pokrosky, que es el que se sigue en esta investigación.

Una segunda línea de investigaciones desarrollada por los autores rusos Blasov & Smirnov (1962); Sujanov & Kutuzov (1967), en la cual las rocas se comparan con un líquido ideal, incompresible y se analiza la distribución final de la energía en la roca.

En este caso, se tienen en cuenta las características del explosivo a través de su densidad y la de las rocas mediante su densidad, y la masa volumétrica; el agrietamiento del macizo se caracteriza mediante un coeficiente, pero tampoco se tiene en cuenta la esencia física de la acción de la explosión en el macizo de rocas.

Prácticamente todos los autores plantean determinar como parámetro básico de los pasaportes la línea de menor resistencia y a partir de ella los demás parámetros.

En la actualidad, la explotación de yacimientos a cielo abierto ha tenido gran auge desde el punto de vista tecnológico, cuentan con equipamientos de mayor capacidad, electrónica avanzada, así como de instrumentos de medición de mayor precisión y potencia.

Algunos autores: Eloranta (1994); Pradhan (2007); Furtney *et al.*, (2010); Dkhene *et al.*, (2016); Zhendong (2020), opinan que actualmente los equipos de perforación con un diámetro de 200 mm o más se están utilizando ampliamente en grandes minas a cielo abierto por tener un efecto significativo sobre la fragmentación de la roca, ya que es el parámetro principal de diseño de la voladura e influye en la elección de la carga, el espaciamiento, la longitud de sobreperforación y otros.

De forma general, la eficiencia de perforación y voladura con taladros de grandes diámetros y sus ventajas económicas, han sido ampliamente utilizados en el campo de la ingeniería, pero también se ha reconocido sus deficiencias, a saber, rocas de gran tamaño e irregularidades del piso. Hoy en día este fenómeno es necesario estudiarlo más a fondo.

I.4.1 Antecedentes de la temática en Cuba

De forma general, en las canteras de áridos y trabajos en las excavaciones subterráneas los parámetros de los trabajos de voladura se han calculado siguiendo las metodologías de la antigua Unión Soviética fundamentalmente, la que calcula la línea de menor resistencia teniendo en cuenta el diámetro de perforación, la densidad de carga, la capacidad de trabajo de la SE y el agrietamiento de las rocas.

También se ha utilizado la metodología de Langefors & Khilstrom (sueca) sobre todo a través del uso de las tablas propuestas en el manual de perforación y voladura de rocas del Instituto Tecnológico Geominero de España, López Jimeno, C. (1994).

En Cuba, el primer trabajo que realiza un estudio analítico y experimental de la acción de la explosión en el macizo, es el de (Otaño, 1984, tesis doctoral) “El corte de monolitos y bloques de mármol por el método hidroexplosivo.

En el mismo se realiza una investigación analítica del estado tensional del macizo por la línea de cargas de cordón detonante en agua, una investigación experimental del proceso de formación de las grietas y de las irregularidades de la superficie en la separación de los bloques y monolitos de mármol, en condiciones naturales y en base a ellos se establecen los parámetros de la explosión.

Entre las principales metodologías de diseño desarrolladas por los especialistas, tenemos a Otaño (1998, 1999):

- La línea de menor resistencia

$$W = k_T * d \sqrt{\frac{\Delta e}{\gamma}}, m \quad (19)$$

- Distancia entre barrenos en la fila (a) y entre filas (b).

$$a = b = m * W, m \quad (20)$$

- Longitud de sobreperforación (L_S).

$$L_S = (0,1 - 0,2) * W, m \quad (21)$$

- Longitud del relleno (L_r).

$$L_r = 0,75 * W, m \quad (22)$$

- La magnitud de la carga de cada barreno (Q).

$$Q = q * a * W * H, kg \quad (23)$$

Donde:

k_T – Coeficiente de agrietamiento del macizo de rocas. Varía entre 1,0 y 1,2.

d – Diámetro de los taladros, m.

Δ – Densidad de carga, t/m³.

γ – Masa volumétrica de las rocas, t/m³.

m – Coeficiente de aproximación de los taladros ($m = 0,8 - 1,6$) en la mayoría de los casos ($m = 0,9 - 1,1$).

H – Altura del banco, m.

e – Coeficiente de la capacidad de trabajo de la sustancia explosiva.

q – Gasto específico de la sustancia explosiva, kg/m³.

En esta línea, siguieron los trabajos investigativos de otros autores para ello, Palacio, (1997) y Jaramillo, (1999) perfeccionaron los trabajos de las voladuras en el yacimiento de calizas XX Aniversario, mediante un análisis del agrietamiento y el tamaño de los bloques formados, así como una investigación analítica de la acción de la explosión en el macizo de rocas, a partir de la cual se plantearon los parámetros de la explosión, que fueron ajustados mediante explosiones experimentales, logrando disminuir la salida de pedazos grandes de forma considerable.

El investigador Alexandre (2006) elaboró una metodología para el diseño de los patrones de voladura, que fue validada en investigaciones experimentales en la Cantera El Cacao de la provincia de Granma, logrando reducir la salida de pedazos sobremedidas desde 14,55-17% hasta 7,42-7,90%.

En esta metodología, al utilizar los resultados de las investigaciones acerca de la acción de la explosión en el medio se consideró la zona hasta donde la acción de las ondas directas refractadas a las rocas producen agrietamiento, y las ondas reflejadas el descostramiento, o sea, se calculan los respectivos radios, los que permiten determinar la línea de menor resistencia y la distancia entre cargas para un macizo monolítico y el coeficiente de debilitamiento de las tensiones de las ondas debido al agrietamiento.

El autor Amadú (2007), propuso una nueva concepción mediante investigaciones analítica y experimental demostrando que la concepción de Vorobikov & Vaniangin para el cálculo del estado tensional del macizo con cargas desacopladas con espacio anular con aire, no es correcta.

Determina el estado tensional para distintas dimensiones del espacio anular entre la carga y la pared del barreno y la influencia de este en los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento, en comparación con cargas compactas.

Al determinar los radios de trituración se demuestra que con las cargas desacopladas con espacio anular con aire disminuye la salida de finos.

El investigador Sargentón (2008), elaboró por primera vez nuevos criterios para la proyección, el cálculo y la ejecución de las voladuras en la construcción de obras subterráneas, los cuales fueron validados experimentalmente estableciendo para cada grupo de barrenos un coeficiente de llenado, que ajusta en el dimensionamiento geométrico de los parámetros de diseño de las voladuras.

Otro autor Diéguez (2015) elaboró una metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales considerando las propiedades de las rocas, las características mecánico - estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y acción de la explosión de éstas sobre el macizo rocoso en el Tramo II del Túnel Levisa – Mayarí del Transvase Este- Oeste que permitió disminuir la sobre excavación de un 21,07% a un 4,70% y un ahorro a la empresa.

Como se pudo ver, hasta ahora en Cuba se han seguido utilizando las metodologías de cálculo en canteras de materiales de la construcción y obras subterráneas, considerando la estructura del macizo

rocoso en toda su complejidad, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión en el macizo de rocas.

I.4.2 Antecedentes de la temática en Angola

El tema de los trabajos de la voladura en minas, canteras y obras de construcción civil en Angola, no ha recibido mucha divulgación.

Las características esbozadas en esta investigación, se apoyan en los datos disponibles en el Ministerio de Geología y Minas de Angola (Servicio Geológico Angolano), de la generalización y sintetización de varios informes, folletos, de las publicaciones y la revisión de archivos técnicos presentes en la mina Catoca.

Es cierto, para obtener parámetros fundamentales de los trabajos de perforación y explosión desde el punto de vista ingenieril, es necesario conocer las características de las rocas, como resistencia, agrietamiento, densidad y ciertos factores tecnológicos (dimensión de bloques dentro de la masa de roca etc).

La definición de los trabajos de explotación que requieren perforación y voladuras, se realiza cuando la fortaleza (f) es mayor de 4 según la escala de Protodiaconov.

Al no conocerse de forma detallada los aspectos relacionados con la distribución espacial de rocas de diversas resistencias, y con base en materiales geológicos disponibles y la experiencia acumulada en los trabajos de explotación en otras minas en Rusia aún operacionales, se hizo una división previa de las rocas conforme las características de resistencias.

Para ello, la resistencia a ser superada en un banco para un grupo de cargas se determina con ayuda de la fórmula de (Kutuzov 1988,2000):

$$W = W_{ma} + \sqrt{\rho_n} * d * (1,2 - m), m \quad (24)$$

Donde:

W_{ma} – Resistencia máxima a ser superada en un taladro singular, m.

ρ_n – Densidad de las rocas. En caso del yacimiento kimberlítico de Catoca se acepta el valor medio equivalente a 2,8 g/cm³.

d – Diámetro de los taladros (200 mm para los taladros de producción y 160 mm para taladros de precorte).

$m = \frac{a}{W}$ – Distancia relativa entre cargas en la fila. Se acepta dentro de los límites (0,8-1,4) en función de la explosionabilidad de la roca, el carácter del agrietamiento, secuencia de explosión de la carga, y el grado exigido de trituración.

- La línea de menor resistencia se determina mediante la expresión:

$$W = 53K_t * d * \frac{\sqrt{\Delta}e}{\rho_n}, m \quad (25)$$

Donde:

K_t – Coeficiente de agrietamiento (1 a 1,2).

Δ – Densidad de la sustancia explosiva (0,85-0,9 g/cm³).

e – Coeficiente de capacidad de trabajo de la sustancia explosiva relativa al amonita 6B, para amonita es igual 1.

Durante la explotación del yacimiento el valor calculado del consumo específico de medios de explosión (k_p) conforme el material de consulta o establecido en base de la experiencia de ejecución de los trabajos de perforación y explosión en condiciones geotécnicas análogas.

Por eso, para rocas de resistencia relativamente pequeña $k_p = 0,5 \text{ kg/m}^3$.

En la explosión de una serie de cargas de taladros colocadas paralelamente, equidistantes de la superficie aflorada, la distancia entre estas (a) es calculada por la fórmula

$$a = m * W, m \quad (26)$$

Donde:

$$m = 0,8 - 1,4$$

En caso de explosión de filas múltiples, la distancia entre filas es calculada por medio de la siguiente fórmula:

$$b = (0,8 - 1,1) a, m \quad (27)$$

- Longitud de los taladros es definida por la expresión:

$$L = H + L_S, m \quad (28)$$

Donde:

L_S – Longitud de sobreperforación, m.

H – Altura de la bancada, m.

- Longitud de sobreperforación aproximadamente constituye:

$$L_S = 0,5 * k_p * W, \text{ m} \quad (29)$$

- Magnitud de carga en el taladro es calculada por la fórmula:

$$Q = k_p * a * b * H, \text{ kg} \quad (30)$$

- Longitud de carga es calculada con ayuda de la fórmula:

$$L_{Ca} = \frac{Q}{p}, \text{ m} \quad (31)$$

Donde:

p – Cantidad de carga de sustancia explosiva por metro lineal de taladro, kg/m.

Shejurdin (1985), define la siguiente expresión para determinar (p):

$$p = \pi d^2 * \frac{\rho_{SE}}{4}, \text{ kg /m} \quad (32)$$

Donde:

ρ_{SE} – Densidad de la sustancia explosiva, para amonita es igual a 850 kg/m³.

- Longitud de relleno es determinada dentro del límite:

$$L_r = (0,6 - 0,8) * W, \text{ m} \quad (33)$$

Los cálculos están ejecutados según el método supra citado teniendo en cuenta los datos disponibles en la mina Catoca.

Según el proyecto concebido, el diámetro de los taladros de perforación con fresa puede ser alterado en función del tipo de máquina.

El consumo específico de sustancia explosiva se acepta teniendo en cuenta el aumento de resistencia y la densidad de la roca a medida que se aumenta la profundidad de la mina.

Todos los parámetros de los trabajos de perforación y explosión pueden ser alterados cuando se obtengan los resultados experimentales.

Como se puede apreciar en mina Catoca se ha seguido utilizando la metodología de cálculo, que no considera la estructura del macizo rocoso en toda su complejidad, ni la acción de la explosión en el macizo de rocas.

En esta investigación al utilizar la metodología elaborada por Alexandre (2006), que a su vez utilizó el modelo del estado tensional propuesto por Vorobikov & Vaniangin, se investiga el intervalo de valores del índice de extinción de las tensiones desde 1,1 a 1,5.

Hay que resaltar que la presente investigación es la primera que se realiza relacionada con voladura basada en el estudio de las propiedades de los explosivos y características estructurales del macizo de rocas y la acción de estos en el medio. Es aquí donde radica el aporte de la investigación.

Conclusiones parciales del capítulo I

- 1.- Como se señaló en la introducción, la mayoría de las metodologías para el diseño de los patrones de voladura propuestas y utilizadas hasta hoy día no contemplan todos los factores actuantes en el proceso de interacción explosión-macizo de rocas.
- 2.- El descubrimiento de la teoría física del campo ondulatorio, y la formulación de la ley de semejanza energética permitió establecer el modelo del estado tensional del macizo en la cercanía de las cargas.
3. La mayoría de los investigadores que formularon la ley de semejanza energética y el modelo del estado tensional en el macizo de rocas prepusieron valores del índice de extinción de las tensiones entre 1 y 2.
4. En esta investigación se utiliza la metodología elaborada por Alexandre (2006) el que a su vez siguió las propuestas de Vorobikov & Vanianguin, por lo que se utilizaron valores del índice de extinción entre 1,1 y 1,5.

CAPÍTULO 2

CAPÍTULO II. PROPIEDADES DE LAS ROCAS, ESTRUCTURA DEL MACIZO Y PROPIEDADES DE LA SUSTANCIA EXPLOSIVA

II. 1 Caracterización de las rocas kimberlíticas de la mina Catoca

La Morfología y estructura interna del cuerpo mineral de la chimenea kimberlítica de Catoca es un cuerpo único, el cráter completo y la facies de diatrema (figura 8), han sido reconocido (Ganga, *et al.*, 2003; Robles *et al.*, 2009) de acuerdo con los criterios de clasificación dado por Clement & Skinner (1985), y modificado por (Scott Smith *et al.*, 2008).

El kimberlito se describe petrográficamente como una formación de rocas vulcanogénicas diamantíferas representada por tobas kimberlíticas, brechas tobáceas y tobas gravelíticas con intercalaciones de areniscas tobáceas, además de rocas kimberlíticas de transición del substrato del complejo vulcanogénico sedimentario. En su interior posee más de 300 x 106 m³ de productos procedentes del magmatismo kimberlítico.

La morfología y la estructura interna del cuerpo mineral, está caracterizado por todos los elementos como el canal de inyección, diatrema y cráter, y todos los tipos geólogo-genéticos de rocas kimberlíticas (kimberlitas, brechas kimberlíticas, brechas tobáceas kimberlíticas, formaciones vulcanógeno-sedimentarias y epiclásticas de composición mixta) Manassa (2019).

(Vladimir Perpov), citado por João (2017) plantea generalmente, las rocas kimberlíticas y sus formaciones asociadas, por su composición sustancial y el carácter diamantífero, están divididas en tres complejos estructuro-faciales, los cuales dentro de los contornos de la chimenea componen tres sectores distintos:

1. La parte central del cuerpo mineral. Se manifiesta hasta la profundidad de 260 m, está formada por rocas vulcanógeno-sedimentarias y epiclásticas (RVS) pobre en diamantes, y brechas tobáceas kimberlíticas con una ley industrial de diamantes óptima (BTK-2) yacente en las partes superiores del corte del complejo rocoso.
2. La faja circular de la chimenea. Está compuesta normalmente por brechas kimberlíticas con textura de cemento sólido (BKM) que representa el principal tipo de yacimiento minero industrial, y parcialmente, por brechas tobáceas kimberlíticas (BTK-1) que también contienen diamantes en concentraciones industriales.

3. El sector central del cuerpo kimberlítico. Yace a la profundidad de 260 m (de la propia diatrema), está representada por brechas kimberlíticas autolíticas (BKA), que por sus características diamantíferas son parecidas a las brechas kimberlíticas con textura de cemento sólido.

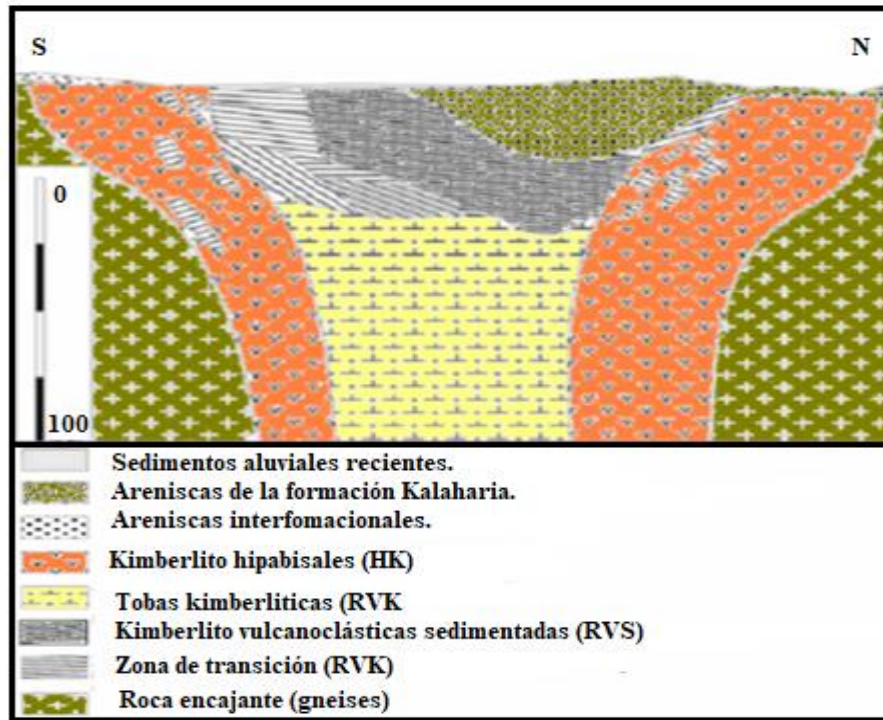


Figura 8. Perfil del Kimberlito Catoca (Kriuchov *et al.*, 2000).

II. 2 Rocas encajantes (gneises)

Los gneises se ubican por debajo de los sedimentos sobreyacentes y presentan un alto grado de alteración y agrietamiento.

Las superficies de rotura pueden incluir no solo mecanismos de cizallamiento a lo largo de un plano preexistente sino también estar combinadas con varias discontinuidades de grietas separadas, formando puentes rocosos (Neves *et al.*, 2011).

Poseen una composición feldespática piroxénica, con intercalaciones de cuarcitas y esquistos cuarzo-biotíticos.

Se caracterizan por diferentes grados de meteorización y desintegración, desde saprolitas hasta las variedades monolíticas altamente resistentes.

El contacto con las kimberlitas es acentuado y abrupto (hasta subverticales). Generalmente las cotas del techo de los gneises, coinciden con la de las kimberlitas de la chimenea.

De esta forma su resistencia se puede dividir según el grado de meteorización en cinco tipos de rocas diferentes:

- Eluvio de gneises.
- Gneises alterados-fragmentados.
- Gneises poco resistentes-meteorizados.
- Gneises relativamente meteorizados-resistentes.
- Gneises muy resistentes.

A la profundidad que actualmente se explota el sector Sur los gneises son muy resistentes.

II. 3. Determinación de las propiedades físicas de las rocas

La evaluación de las propiedades físico-mecánicas del macizo de rocas de la mina Catoca se realizó a partir de las muestras tomadas en el sector Sur del yacimiento coincidiendo con el lugar donde se desarrollaban las labores relacionadas con el proceso de voladuras durante la ejecución de esta investigación. Para ello Otaño (2010), propone tener en cuenta el estudio de una serie de propiedades. Los métodos y ensayos empleados fueron los siguientes:

- Densidad (ρ_o). Se determinó mediante el método picnométrico.
- Masa volumétrica (ρ). Se utilizó el método de la pesada hidrostática.
- Límite de resistencia a compresión simple estática [σ_c^e]: Se determinó en muestras cilíndricas de 50 mm de diámetro y 50 mm de altura.
- Límite de resistencia a tracción estática [σ_t^e]: Se estableció por el método de flexión, utilizando muestras rectangulares con sección transversal de 35x35mm y longitud de 315 mm (Blanco, 1998).
- La propiedad acústica que se determinó fue:
 - a) Velocidad de las ondas longitudinales en la varilla (V_L^v): se determinó en una varilla larga y fina con una sección transversal de 4 x 4 mm y longitud de 80 – 120 mm.

- b) Velocidad de las ondas longitudinales en muestras grandes (V_L^m): se determinó en muestras con sección transversal de 50 x 50 mm y longitud de no más de 10cm.

En ambos casos se utilizó el equipo de ultrasonido Litienov de procedencia rusa.

Las propiedades mencionadas con anterioridad, fueron determinadas en el laboratorio de geología-geotecnia perteneciente al departamento de geología de la mina Catoca, destinado para estos fines, y muchas de ellas son conocidas, aun así, fueron determinadas nuevamente por el autor para ampliar la información existente y la confiabilidad de la investigación. (ver la tabla 3).

Tabla 3. Resultados de las propiedades de las rocas

Indicador	U/M	Valor
ρ_o	kg/m ³	2.649
ρ	kg/m ³	2.582
$[\sigma_c^e]$	(MPa)	60,06
$[\sigma_t^e]$	(MPa)	5,58
V_L^m	m/s	5.434,4
V_L^v	m/s	5.029,9

Para determinar las propiedades, se realizó el muestreo siguiendo un criterio aleatorio y cuidando que las mismas fuesen representativas.

Como no se conocía la dispersión o variación de los parámetros a estudiar para determinar el número de muestras se utilizó el método de diseño de experimento con muestras pequeñas (Herrera et al., 1985), se tomó un número de estas para cada una de las propiedades a determinar como sigue: para densidad 10 muestras, para masa volumétrica 10 muestras, para resistencia a compresión 10 muestras, para resistencia a tracción 5 muestras y para la velocidad de las ondas longitudinales 5 muestras en macizo y 5 en la varilla, y con los resultados de los ensayos se determinó el índice de exactitud aplicando la distribución t de *Student* para probabilidad $\gamma = 0,95\%$.

En todos los casos dio un índice de exactitud menor de 3 %, por lo que se consideró que el número de muestras ensayadas era suficiente para obtener valores confiables. (ver tablas 4 a 9).

Tabla 4. Estadística descriptiva de la densidad

ρ_o (kg/m ³)	Índice	Valores
2.655	Media Aritmética	2.649
2.648	Desviación estándar	4,61
2.648	Coeficiente de variación	1,532
2.650	Índice de exactitud (0,95%)	0,78
2.646	Máximo	2.659
2.643	Mínimo	2.643
2.646	Suma	26.497
2.645		
2.647		
2.659	Total de ensayos	10

Tabla 5. Estadística descriptiva de la masa volumétrica

ρ (kg/m ³)	Índice	Valores
2.500	Media Aritmética	2.582
2.530	Desviación estándar	46,21
2.630	Coeficiente de variación	1,428
2.570	Índice de exactitud (0,95%)	0,19
2.570	Máximo	2.670
2.580	Mínimo	2.500
2.670	Suma	25.820
2.560		
2.600		
2.610	Total de ensayos	10

Tabla 6. Estadística descriptiva de la resistencia a compresión

σ_c (Mpa)	Índice	Valores
96,0	Media Aritmética	60,06
37,4	Desviación estándar	19,33
72,8	Coeficiente de variación	0,193
57,8	Índice de exactitud (0,95%)	0,38
40,3	Máximo	96,6
63,2	Mínimo	30,6
30,6	Suma	600,6
54,6		
67,6		
80,3		
	Total de ensayos	10

Tabla 7. Estadística descriptiva de la resistencia a tracción

σ_T (Mpa)	Índice	Valores
5,34	Media Aritmética	5,58
5,83	Desviación estándar	0,25
5,76	Coeficiente de variación	3,12
5,76	Índice de exactitud (0,95%)	0,07
5,22	Máximo	5,83
	Mínimo	5,22
	Suma	27,91
Total de ensayos		5

Tabla 8. Estadística descriptiva para la velocidad de las ondas longitudinales en el macizo

V_L^m (m/s)	Índice	Valores
5.380	Media Aritmética	5.434,4
5.342	Desviación estándar	95,10
5.521	Coeficiente de variación	2,574
5.354	Índice de exactitud (0,95%)	0,57
5.575	Máximo	5.575
	Mínimo	5.342
	Suma	2.717,2
Total de ensayos		5

Tabla 9. Estadística descriptiva para la velocidad de las ondas longitudinales en la varilla

V_L^v (m/s)	Velocidad de las ondas longitudinales en la varilla	
5.085	Media Aritmética	5.029,9
5.072	Desviación estándar	44,58
4.965	Coeficiente de variación	0,799
5.025	Índice de exactitud (0,95%)	0,27
5.000	Máximo	5.000
Total de ensayos		5

Una vez determinadas las propiedades de laboratorio, entonces se procede a calcular:

- Coeficiente de Poisson.
- Módulo de elasticidad.
- Velocidad de las ondas transversales.
- Límite de resistencia a compresión dinámica.
- Límite de resistencia a tracción dinámica.

Los resultados obtenidos de estos cálculos se muestran en la tabla 10, para su determinación se emplearon las siguientes fórmulas y expresiones matemáticas:

- Coeficiente de Poisson (μ).

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

$$\frac{V_L^v}{V_L^m} = \sqrt{\frac{1-\mu-2\mu^2}{1-\mu}} \quad (34)$$

- Módulo de elasticidad (E).

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

$$E = \frac{(V_L^v)^2 \cdot \rho}{g}, \text{ MPa} \quad (35)$$

Donde:

ρ – Masa volumétrica, kg/m³.

g – Aceleración de la gravedad, m/s².

- Velocidad de las ondas transversales del macizo (V_t).

Con el módulo de elasticidad y el coeficiente de Poisson calculados y la masa volumétrica de las rocas, se determina la velocidad de las ondas transversales (Otaño, 1998,1999):

$$V_t = \sqrt{\frac{E \cdot g}{\rho} \cdot \frac{1}{2(1+\mu)}}, \text{ m/s} \quad (36)$$

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

- Límite de resistencia a compresión dinámica ante cargas explosivas

El límite de resistencia a compresión dinámica se determina a partir del límite de resistencia a compresión estática y el coeficiente de dinamicidad que se determina a partir de la impedancia acústica de las rocas (Alexandre *et al.*, 2005a, 200b, 200c):

$$[\sigma_c^d] = K_{dc}[\sigma_c^e] \quad (37)$$

Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a compresión:

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

- Límite de resistencia a tracción dinámica ante cargas explosivas.

El límite de resistencia a tracción dinámica se determina, al igual que en el caso anterior, por el límite de resistencia a tracción estática y el coeficiente de dinamicidad que se determina por la formula (Borovikov & Vaniagin, 1985) citado por Diéguez *et al.*, (2015).

$$[\sigma_t^d] = K_{dt}[\sigma_t^e] \quad (39)$$

Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a tracción:

- Para rocas monolíticas no alteradas por procesos de intemperismo:

$$K_{dt} = 4,81 - 0,97 \times 10^{-11} \rho_0 v_L^2 \quad (40)$$

- Para rocas agrietadas alteradas por el intemperismo:

$$K_{dt} = 3,44 - 0,2 \times 10^{-10} \rho_0 v_L^2 \quad (41)$$

Tabla 10. Resultados del coeficiente de Poisson, Módulo de elasticidad, velocidad de las ondas, coeficientes de dinamicidad y límites de resistencia a compresión y tracción dinámica

Indicador	U/M	Valor
μ	-	0,24
E	MPa	6.658
V_t	m/s	3.193
K_{dc}	-	15,675
K_{dt}	-	1,875
σ_c^d	(MPa)	941
σ_t^d	(MPa)	10,464

II.4 Estudio del agrietamiento

El estudio del agrietamiento se realiza siguiendo las etapas propuestas por Kazikaev (1981); Hoek, (2014).

La interpretación de las grietas se realiza mediante el programa informático profesional DIP versión V 7.1 (Rockscience Inc., 2017).

Este estudio permite establecer las características de la fracturación estructural de las rocas, conocer el comportamiento de las tensiones ante la interacción con el sistema de grietas, que son necesarias en la investigación del mecanismo de fragmentación de las rocas para el diseño de voladura.

En el sector Sur de la mina se realizó el levantamiento del trabajo de campo para el estudio de las grietas y se midió: su orientación (ángulo de buzamiento y acimut de buzamiento), su intensidad (abertura y la distancia entre ellas); indicador de calidad (material que la rellena) (Bukrinsky, 1985; Kalichenko, 2000).

Con la información de las distintas familias de grietas en diferentes horizontes del sector analizado, (tabla 11) se aplican las técnicas de la proyección estereográfica y se interpreta mediante el diagrama de planos principales de familias de grietas (figura 9).

Tabla 11. Resultados del procesamiento de las mediciones de grietas efectuadas en el sector Sur de la mina

Familia	Buz/Acimut (grados)	Abertura (cm)	Espaciamiento (m)	Relleno
1	80/306	0,79	1,97	Arcilla
2	79/245	1,35	1,75	Arcilla
3	9/31	1,02	2,05	Arcilla

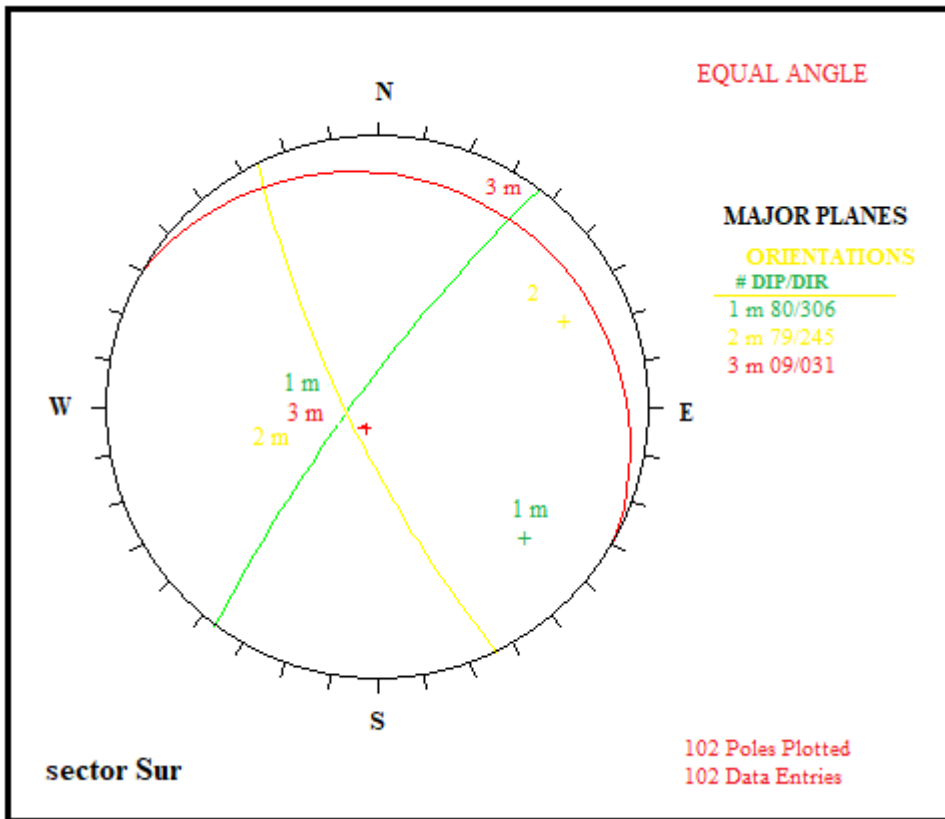


Figura 9. Diagrama de planos principales de agrietamiento en el sector Sur de la mina.

Rumbo

F1- N 38° E

F2- N 28° W

F3- N 59° E

II. 5. Propiedades de la sustancia explosiva utilizada

Como se dijo anteriormente debido a las filtraciones de agua en la mina, las emulsiones son excelentes en resistencia al agua y se consigue elevar su densidad en la carga.

En los trabajos de voladura en la mina Catoca se utiliza las emulsiones HEF-100, cuyas características se muestran en la Tabla 12. El uso creciente de las referidas sustancias explosivas (tabla 13) es notable en los últimos años.

Tabla 12. Características de la sustancia explosiva utilizada

HEF-100		
Características	U/M	Valor
Densidad, (ρ_{SE})	kg /m ³	1.150
Velocidad de detonación (V_d)	m/s	5.200
Presión de detonación, (P_d)	MPa	7.211
Calor de explosión (Q_{SE})	Kj/kg	4.305
Índice adiabático de los productos de la explosión, (K)	-	3,12

Tabla 13. Resultado del uso de explosivos HEF-100 en los últimos años

Año	Volumen arrancado (m³)	Longitud perforada (m)	Explosivos (kg)	Consumo Específico (kg/m³)
2012	5.228,700	239.194	3.519,190	0,67
2013	6.469,554	311.825	4.906,127	0,76
2014	7.193,098	201.264	3.917,606	0,54
2015	9.181,772	328.223	7.726,979	0,84
2016	8.383,660	333.283	8.819,679	1,05
2017	9.538,304	330.856	8.780,875	0,92
2018	9.102,800	318.058	7.646,889	0,84
2019	4.302,670	162.569	3.117,508	0,82
2020	19.940	2.106	7.496	0,38
Total	59.400,558	2.227,378	55.930,853	0,76

Conclusiones parciales del capítulo II

1. Los trabajos de campo y de laboratorio permitieron determinar las propiedades físico-mecánicas de las rocas en el sector sur de la mina Catoca, que las ubica en el grupo de rocas muy resistentes, que se utilizan en esta investigación.
2. Los trabajos de campo y de laboratorio, utilizando la representación estereográfica y el programa DIP versión 7.1, permitieron establecer la estructura del macizo en el sector sur de la mina Catoca que se utiliza en esta investigación.

CAPÍTULO 3

CAPÍTULO III. DETERMINACIÓN ANALÍTICA DEL ESTADO TENSIONAL DEL MACIZO AL EXPLOSIONAR CARGAS COMPACTAS PARA DISTINTOS ÍNDICES DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES

III.1. Parámetros de las ondas de detonación y de choque refractadas al macizo con cargas compactas

La determinación del estado tensional del macizo al explosionar cargas de sustancia explosivas compactas en la mina Catoca, se realiza según la metodología elaborada por Alexandre (2006), para ello se establecieron:

- Presión en el frente de la onda de detonación de la sustancia explosiva.
- Velocidad de los productos de la explosión.
- Coeficiente de refracción acústica de las ondas.
- Valor inicial de la presión en el frente de las ondas refractadas a la roca.
- Coeficientes empíricos A y m .
- Presión máxima en el frente de las ondas refractadas en la pared del barreno.
- Densidad de la roca en el frente de la onda refractada.
- Velocidad de las partículas de la onda refractada.
- Velocidad del frente de la onda refractada.

Las fórmulas y expresiones matemáticas que se utilizaron son las siguientes:

- Presión en el frente de la onda de detonación de la sustancia explosiva (Borovikov & Vaniagin, 1985):

$$P = \frac{\rho_{se}(v_d)^2}{K+1}, \text{ Pa} \quad (42)$$

Donde:

ρ_{SE} – Densidad de la sustancia explosiva, kg/m³.

V_d – Velocidad de detonación de la sustancia explosiva, m/s.

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

$$K = f(\rho_{SE}).$$

Este índice se determina a través de interpolación en la Tabla 14.

Tabla 14. Índice de la adiabática de los productos de la explosión

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

- Velocidad de los productos de la explosión (Borovikov & Vaniagin, 1985):

$$v = \frac{v_d}{k + 1}$$

(43)

- Coeficiente de refracción acústicas de las ondas (Borobikok & Vaniagin, 1974):

$$k_R = \frac{2\rho_o v_L}{\rho_{se} v_d + \rho_o v_L} \quad (44)$$

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

$$Pr^1 = k_R \cdot p \quad (45)$$

- Coeficientes empíricos A y m (Gogoliev, 1968).

Para ellos son necesarias las ecuaciones de enlace:

$$\text{Si } \frac{Pr}{\rho_o (V_L)^2} < 0,1; \text{ entonces: } A = 3 \text{ y } m = 3.$$

$$\text{Si } 0,1 \leq \frac{Pr}{\rho_o (V_L)^2} \leq 35; \text{ entonces: } A = 5,5 \text{ y } m = 5.$$

- Presión máxima (P_r) en el frente de las ondas refractadas en la pared del barreno (Gogoliev *et al.*, 1965).

En el caso de cargas compactas, la máxima presión en la onda refractada se calcula en dependencia de la relación entre la impedancia de la sustancia explosiva, o sea el producto $\rho_{SE} V_d$ y la resistencia de onda de la roca $\rho_{SE} V_L$ (acople de impedancias) a partir de dos condiciones (Gogoliev *et al.*, 1965):

$$\text{Si } \rho_{SE} V_L \geq \rho_{SE} V_d.$$

$$\left\{ \frac{Pr}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{Pr}{\rho_o v_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v - \frac{\sqrt{2k}(Pr - p)}{\left\{ \rho_{se}(k+1)[Pr(k+1) - p(k-1)]^{1/2} \right\}} \quad (46)$$

Si $\rho_{SE} V_L < \rho_{SE} V_d$

$$\left\{ \frac{Pr}{\rho_o} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{Pr}{\rho_o v_L^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{1/2} = v + \frac{2kv_d}{k^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{Pr}{p} \right)^{\frac{k-1}{2k}} \right] \quad (47)$$

- Se determina la densidad de la roca en el frente de la onda (ρ_R) la velocidad de las partículas (V_R) y la velocidad del frente de la onda refractada (V_F) (Borovikov & Vaniangin, 1974):

$$\rho_R = \rho_o \left[1 + \frac{A\rho_R}{\rho_o v_L^2} \right]^{\frac{1}{m}}, \text{ kg/m}^3 \quad (48)$$

$$V_R = \sqrt{Pr \left(\frac{1}{\rho_o} + \frac{1}{\rho_R} \right)}, \text{ m/s} \quad (49)$$

$$V_F = \left[\frac{\rho_R}{\rho_o} \left(\frac{1}{1 - \frac{\rho_o}{\rho_R}} \right) \right]^{\frac{1}{2}}, \text{ m/s} \quad (50)$$

Los resultados de los parámetros de las ondas de detonación y de choque refractadas al macizo con cargas compacta aparecen en la Tabla 15.

Tabla 15. Parámetros de las ondas de detonación y de choque refractadas al macizo con cargas compactas

Sustancia explosiva	P (MPa)	V (m/s)	K_R	P_r^1 (MPa)	A -	m -	P_r (MPa)	ρ_R (kg/m ³)	V_R (m/s)	V_F (m/s)
HEF-100	7.547	1.262	1,41	10.664	5,5	5	20.352	3.205	1.061	6.121

III.2. Tensiones en el macizo rocoso provocadas por la detonación de una carga compacta de sustancia explosiva, al difundirse la onda refractada por el mismo

Las tensiones en el macizo de roca debido a la detonación de una carga compacta de sustancia explosiva, al difundirse la onda refractada por el mismo, según la metodología propuesta por Alexandre (2006), se determina:

- Radio de carga equivalente.

$$R_c^e = R_c \left(\frac{\rho_{SE} Q_{SE}}{\rho_p Q_p} \right)^\lambda \quad (51)$$

ρ_{SE} y ρ_p – Densidad de la sustancia explosiva utilizada y patrón, respectivamente
($\rho_p = 1500 \text{ kg/m}^3$).

Q_{SE} y Q_p – Calor de la explosión de la sustancia explosiva utilizada y patrón, respectivamente
($Q_p = 5950 \text{ kcal/kg}$).

- Distancia relativa del punto considerado del macizo al centro de la carga.

$$\bar{r} = \frac{r}{R_c^e} \quad (52)$$

- Máxima amplitud de las tensiones en la componente radial de las ondas al difundirse por el macizo alrededor de la carga.

$$\sigma_{r\max} = \frac{Pr}{(\bar{r})^n} \quad (53)$$

- Máxima amplitud de las tensiones en la componente tangencial de las ondas.

$$\sigma_{t\max} = (C_1 + C_2 \bar{r}) \sigma_{r\max} \quad (54)$$

C_1, C_2 – Magnitudes adimensionales que dependen de la dureza acústica de las rocas.

$$C_1 = 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_o v_L \quad (55)$$

$$C_2 = (0,07 - 0,224 * 10^{-7} \rho_o v_L) * 10^{-2} \quad (56)$$

Los resultados de las mismas se muestran en las Tablas 16 al 22.

Las figuras (10, 12, 14, 16, 18, 20 y 22) permiten determinar grafoanalíticamente los radios relativos de agrietamiento a partir de encontrar el punto de intersección entre el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas con las tensiones tangenciales.

El radio relativo de descostramiento (figuras 11, 13, 15, 17, 19, 21 y 23), se obtiene considerando las tensiones radiales donde estas interceptan con el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas (Diéguez *et al.*, 2014).

Tabla 16. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,1$

R_C^e	N^0	$r \text{ (m)}$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,0745	1	0,124	1,664	11.617,249	4.809,765
	2	0,5	6,711	2.506,110	1.005,636
	3	1	13,422	1.169,142	449,330
	4	1,5	20,134	748,457	274,965
	5	2	26,845	545,424	191,131
	6	2,5	33,557	426,710	142,299
	7	3	40,268	349,167	110,522
	8	3,5	46,979	294,708	88,289
	9	4	53,691	254,449	71,916
	10	4,5	60,402	223,529	59,388
	11	5	67,114	199,067	49,515
	12	5,5	73,825	179,254	41,548
	13	6	80,536	162,892	34,995
	14	6,5	87,248	149,163	29,518
	15	7	93,959	137,486	24,877
	16	7,5	100,671	127,438	20,899
	17	8	107,382	118,705	17,455
	18	8,5	114,093	111,047	14,446
	19	9	120,805	77,918	1,605

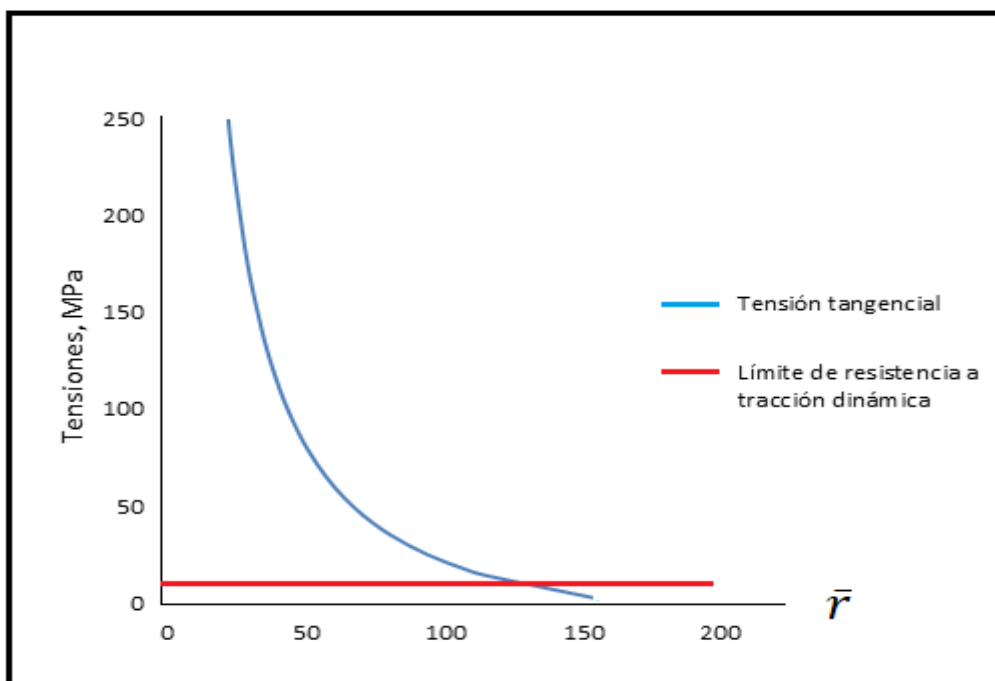


Figura 10. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,1$.

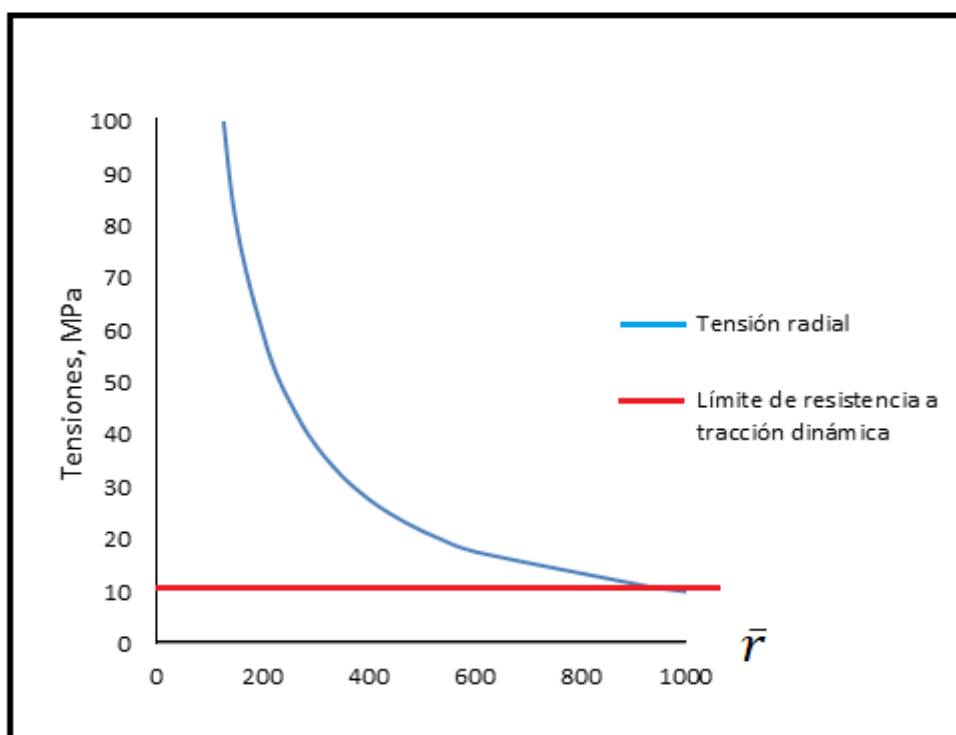


Figura 11. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones radiales $n = 1,1$.

Tabla 17. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,2$

R_C^e	N^0	$r (m)$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,0745	1	0,124	1,664	11.039,674	4.570,637
	2	0,5	6,711	2.071,563	831,264
	3	1	13,422	901,700	346,546
	4	1,5	20,134	554,310	203,640
	5	2	26,845	392,488	137,539
	6	2,5	33,557	300,285	100,139
	7	3	40,268	241,277	76,372
	8	3,5	46,979	200,531	60,075
	9	4	53,691	170,840	48,285
	10	4,5	60,402	148,323	39,407
	11	5	67,114	130,707	32,511
	12	5,5	73,825	116,581	27,023
	13	6	80,536	105,022	22,563
	14	6,5	87,248	95,404	18,879
	15	7	93,959	87,286	15,793
	16	7,5	100,671	80,351	13,177

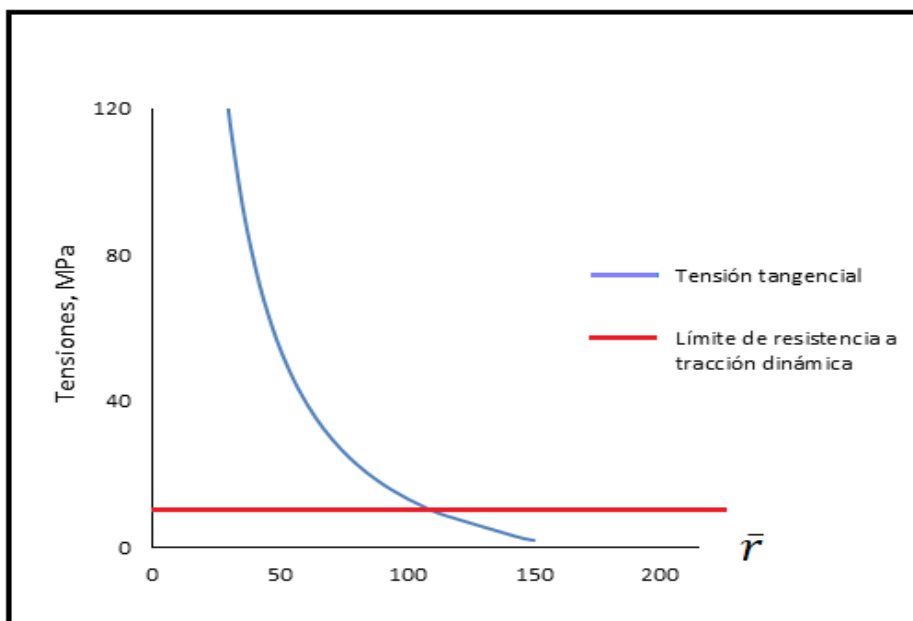


Figura 12. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,2$.

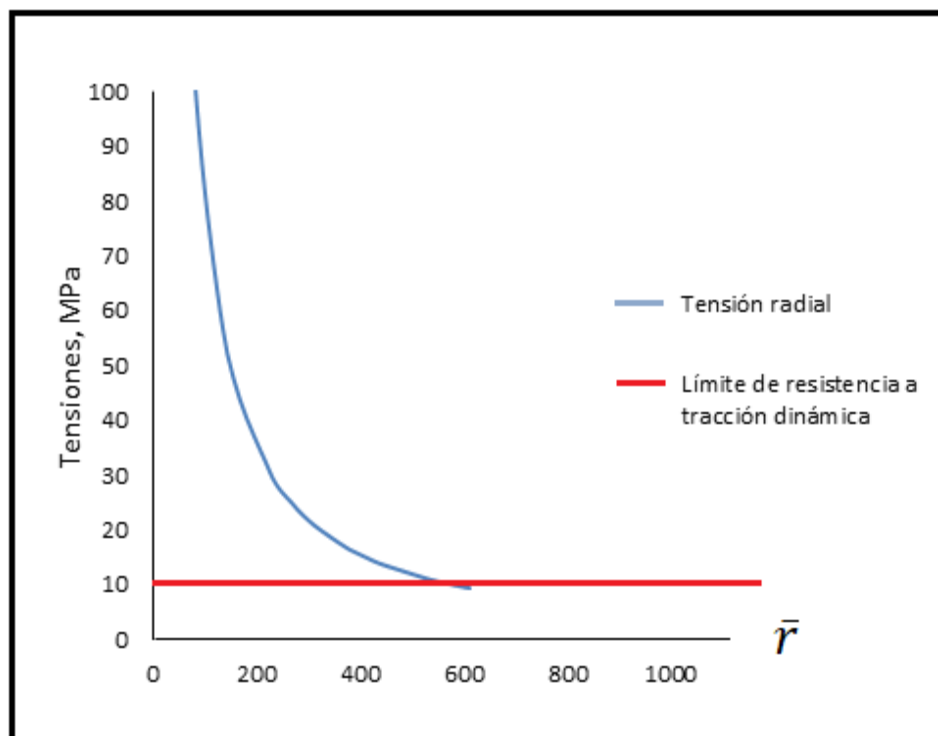


Figura 13. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones radiales $n = 1,2$.

Tabla 18. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,3$

R_C^e	N^0	$r (m)$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,0745	1	0,124	1,664	10.491,008	4.343,479
	2	0,5	6,711	1.712,397	687,139
	3	1	13,422	695,449	267,278
	4	1,5	20,134	410,532	150,819
	5	2	26,845	282,440	98,975
	6	2,5	33,557	211,321	70,471
	7	3	40,268	166,728	52,774
	8	3,5	46,979	136,451	40,878
	9	4	53,691	114,706	32,419
	10	4,5	60,402	98,421	26,149
	11	5	67,114	85,823	21,347
	12	5,5	73,825	75,822	17,574
	13	6	80,536	67,712	14,547
	14	6,5	87,248	61,021	12,075
	15	7	93,959	55,416	10,027
	16	7,5	100,671	50,662	8,308
	17	8	107,382	46,585	6,849
	18	8,5	114,093	43,055	5,601
	19	9	120,805	39,971	4,523

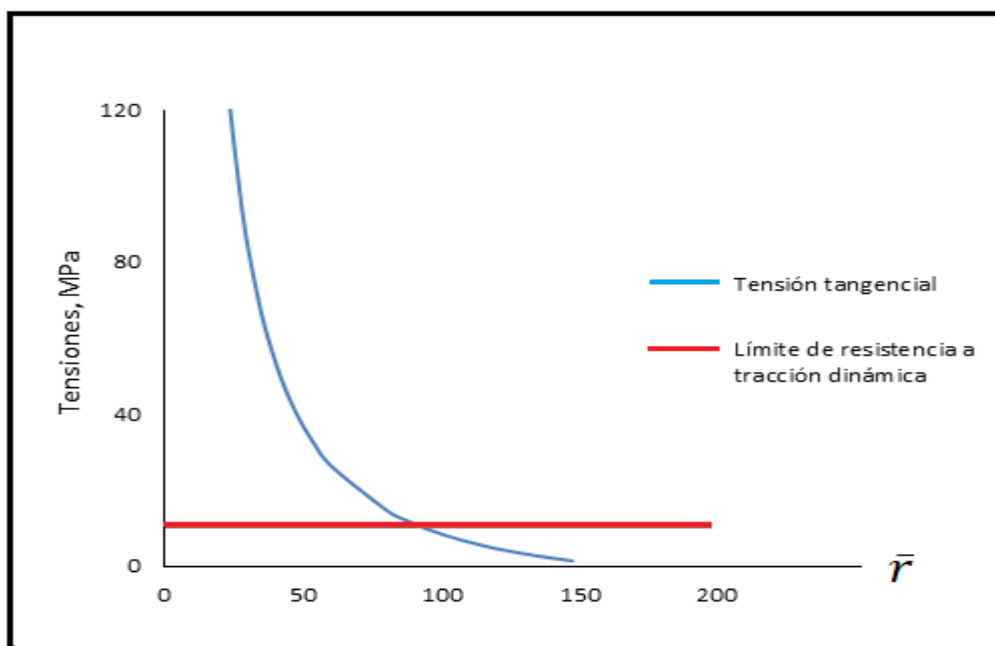


Figura 14. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,3$.

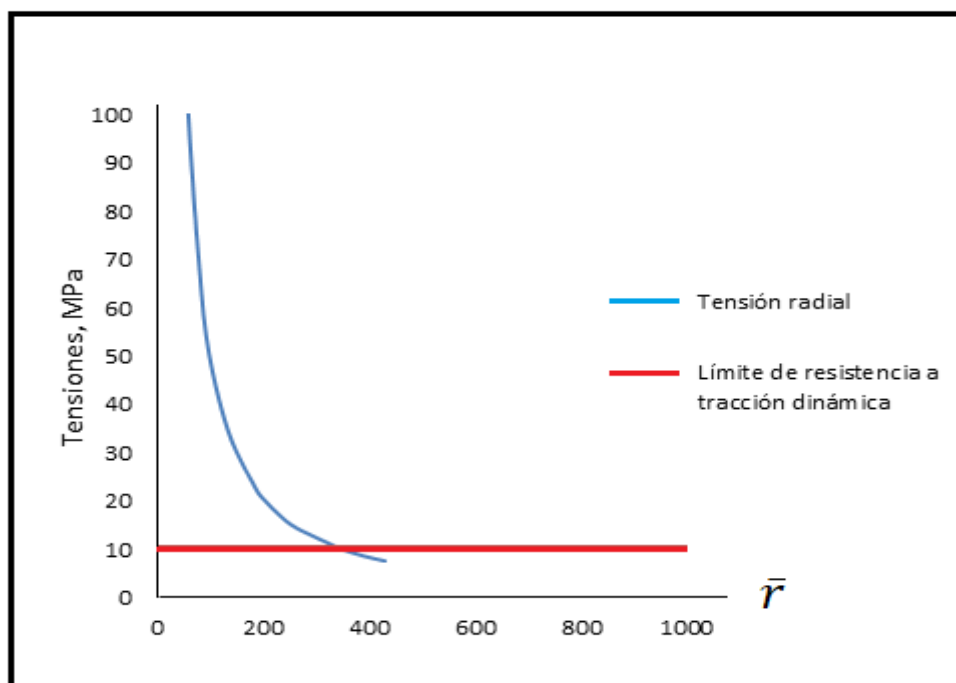


Figura 15. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones radiales $n = 1,3$.

Tabla 19. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,35$

R_C^e	N^0	$r (m)$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,0745	1	0,124	1,664	10.226,987	4.234,169
	2	0,5	6,711	1.556,888	624,738
	3	1	13,422	610,755	234,728
	4	1,5	20,134	353,300	129,794
	5	2	26,845	239,594	83,960
	6	2,5	33,557	177,275	59,117
	7	3	40,268	138,597	43,870
	8	3,5	46,979	112,558	33,720
	9	4	53,691	93,991	26,565
	10	4,5	60,402	80,173	21,301
	11	5	67,114	69,544	17,298
	12	5,5	73,825	61,147	14,173
	13	6	80,536	54,370	11,681
	14	6,5	87,248	48,802	9,657
	15	7	93,959	44,155	7,989
	16	7,5	100,671	40,229	6,597
	17	8	107,382	36,872	5,422
	18	8,5	114,093	33,974	4,419
	19	9	120,805	31,451	3,559

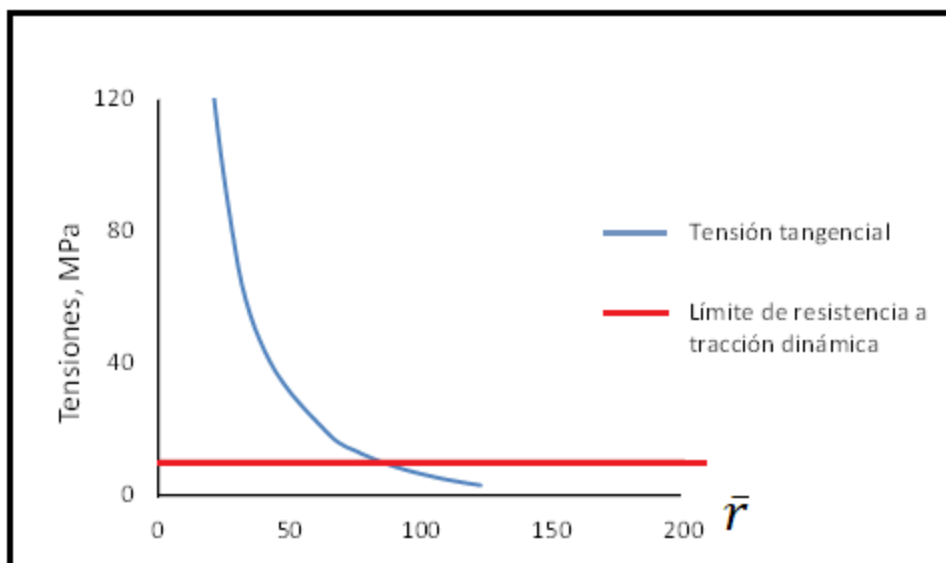


Figura 16. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,35$.

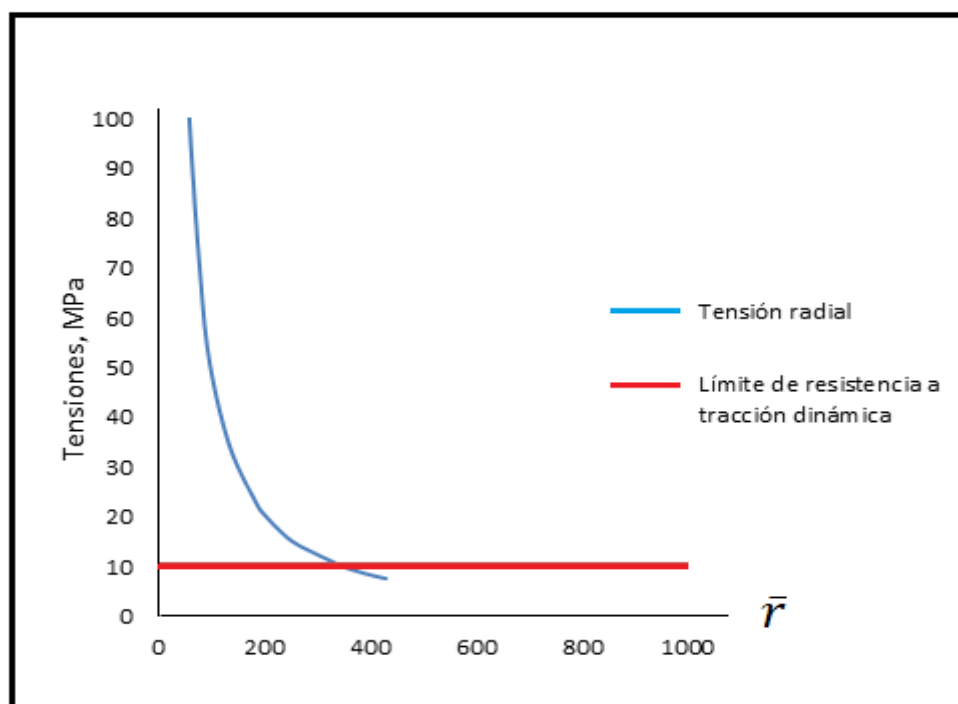


Figura 17. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones radiales $n = 1,35$.

Tabla 20. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,40$

R_C^e	N^0	$r \text{ (m)}$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,0745	1	0,124	1,664	9.969,610	4.127,610
	2	0,5	6,711	1.415,502	568,004
	3	1	13,422	536,375	206,142
	4	1,5	20,134	304,047	111,699
	5	2	26,845	203,248	71,224
	6	2,5	33,557	148,714	49,593
	7	3	40,268	115,212	36,468
	8	3,5	46,979	92,848	27,816
	9	4	53,691	77,017	21,767
	10	4,5	60,402	65,309	17,351
	11	5	67,114	56,352	14,017
	12	5,5	73,825	49,313	11,430
	13	6	80,536	43,657	9,379
	14	6,5	87,248	39,029	7,723
	15	7	93,959	35,183	6,366
	16	7,5	100,671	31,944	5,238
	17	8	107,382	29,184	4,291
	18	8,5	114,093	26,809	3,488

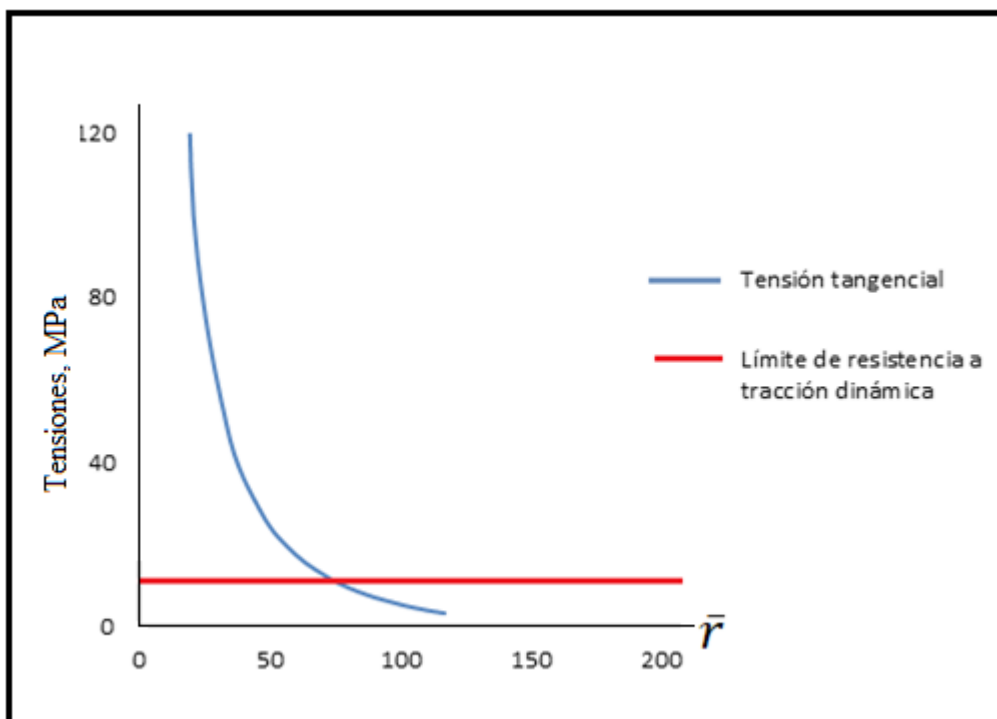


Figura 18. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,40$.

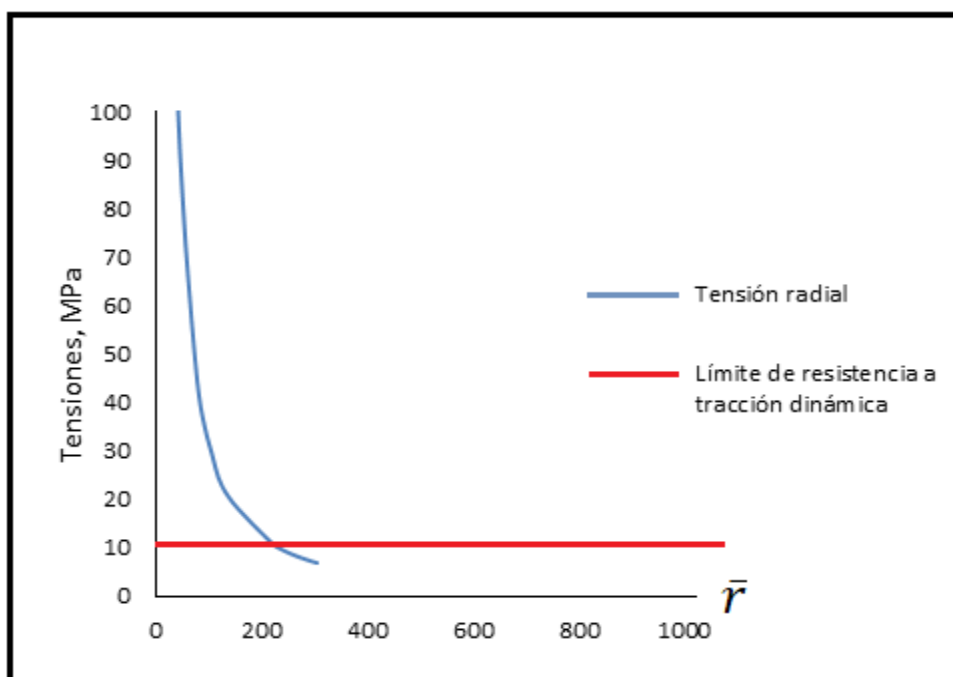


Figura 19. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones radiales $n = 1,40$.

Tabla 21. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,45$

R_C^e	N^0	$r \text{ (m)}$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,075	1	0,124	1,664	9.718,711	4.023,733
	2	0,5	6,711	1.286,956	516,422
	3	1	13,422	471,053	181,038
	4	1,5	20,134	261,660	96,128
	5	2	26,845	172,416	60,419
	6	2,5	33,557	124,755	41,603
	7	3	40,268	95,773	30,315
	8	3,5	46,979	76,589	22,945
	9	4	53,691	63,108	17,836
	10	4,5	60,402	53,200	14,134
	11	5	67,114	45,663	11,358
	12	5,5	73,825	39,769	9,219
	13	6	80,536	35,055	7,531
	14	6,5	87,248	31,214	6,177
	15	7	93,959	28,034	5,072
	16	7,5	100,671	25,365	4,159
	17	8	107,382	23,099	3,396
	18	8,5	114,093	21,155	2,752
	19	9	120,805	19,472	2,203

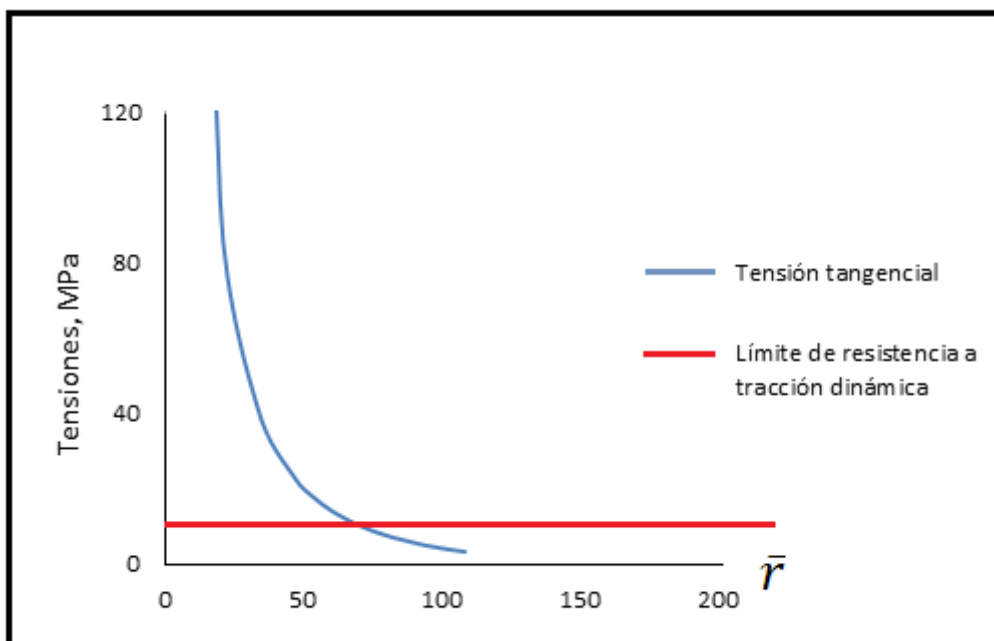


Figura 20. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,45$.

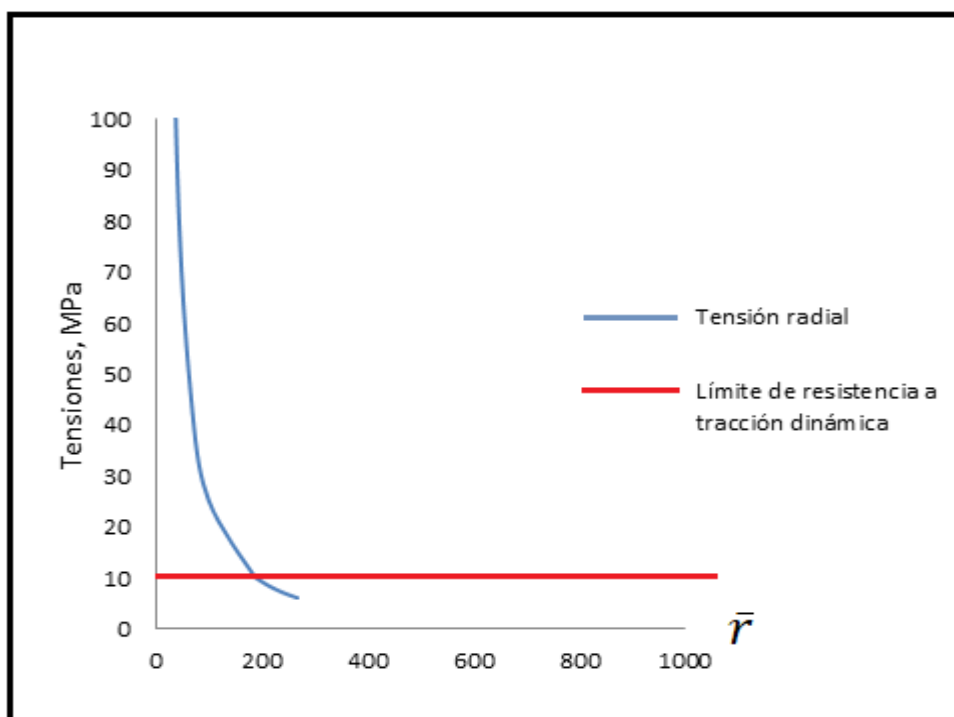


Figura 21. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,45$.

Tabla 22. Resultados del cálculo del estado tensional en el macizo rocoso provocado por la detonación de una carga con el índice de extinción $n = 1,50$

R_C^e	N^0	$r (m)$	$\bar{r}$	σ_{rmax} (MPa)	σ_{tmax} (MPa)
0,075	1	0,124	1,664	9.474,126	3.922,470
	2	0,5	6,711	1.170,083	469,524
	3	1	13,422	413,687	158,990
	4	1,5	20,134	225,183	82,727
	5	2	26,845	146,260	51,254
	6	2,5	33,557	104,655	34,900
	7	3	40,268	79,614	25,200
	8	3,5	46,979	63,179	18,927
	9	4	53,691	51,711	14,615
	10	4,5	60,402	43,336	11,514
	11	5	67,114	37,001	9,204
	12	5,5	73,825	32,072	7,434
	13	6	80,536	28,148	6,047
	14	6,5	87,248	24,963	4,939
	15	7	93,959	22,337	4,042
	16	7,5	100,671	20,141	3,303
	17	8	107,382	18,283	2,688
	18	8,5	114,093	16,693	2,172

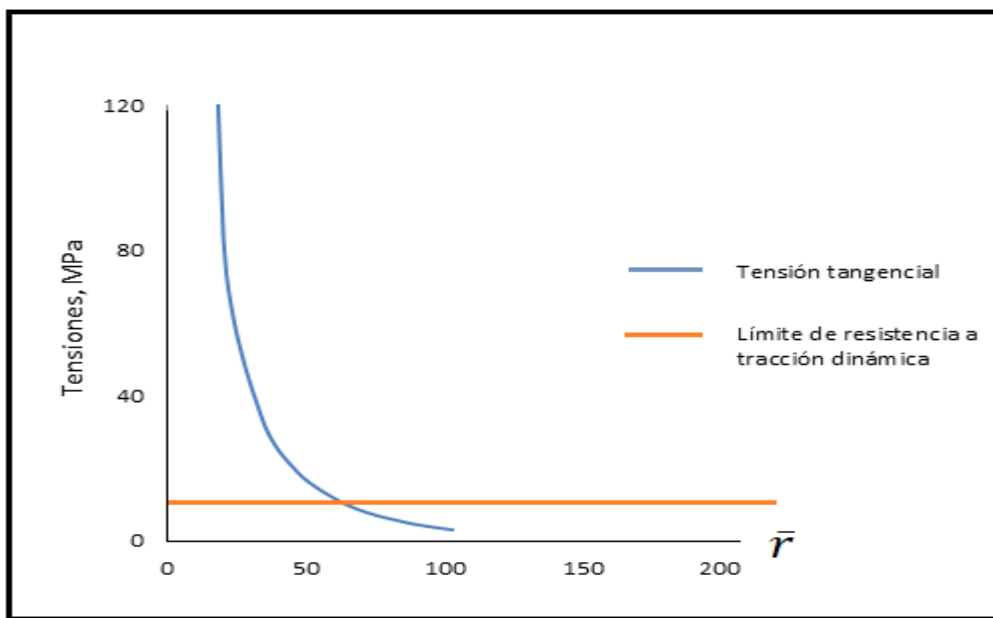


Figura 22. Radio relativo de agrietamiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n = 1,50$.

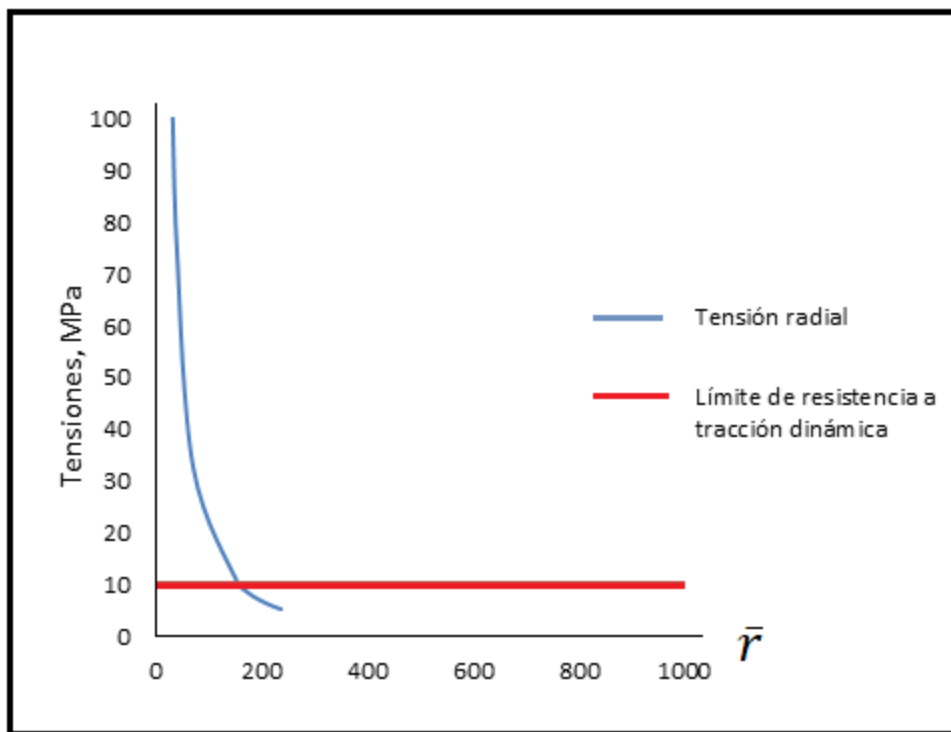


Figura 23. Radio relativo de descostramiento con el índice de extinción de las tensiones tangenciales $n=1,50$.

III.3 Determinación de los radios de agrietamiento y descostramiento

Conocidos estos radios relativos de agrietamiento ($\bar{Rg}$) y descostramiento ($\bar{Rd}$) y con el radio de carga equivalente (R_c^e) se determinan los radios de agrietamiento (Rg) y descostramiento (Rd) para un macizo monolítico (Diéguez *et al.*, 2013a):

$$Rg = \bar{Rg} * R_c^e, \text{ m} \quad (57)$$

$$Rd = \bar{Rd} * R_c^e, \text{ m} \quad (58)$$

El coeficiente de debilitamiento de la amplitud de las tensiones con el agrietamiento en las direcciones de la línea de menor resistencia y de la línea de unión de las cargas depende de la resistencia acústica de las rocas y del material de relleno de las grietas, así como del valor total de la abertura de las grietas. $\sum \delta_g$ en el sector considerado (Borovikov & Vaniagin, 1985):

$$K_{db} = \left\{ 1 - 0,2 \left(\sum \bar{\delta}_g \right) - 0,12 \left(\sum \delta_g \right)^2 \right\} \gamma_r \quad (59)$$

Donde:

δ_g – Abertura de las grietas, m.

$$\sum \bar{\delta}_g = \frac{\sum \delta_g}{R_c^e} \quad (60)$$

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

$$\gamma_r = 0,81 * \rho_o V_L * 10^{-7} \frac{(12,1*10^6 + \rho_{re} V_{re})^3 (\rho_o V_L - \rho_{re} V_{re})}{(\rho_o V_L + \rho_{re} V_{re})^3 (12,1*10^6 - \rho_{re} V_{re})} \quad (61)$$

Donde:

$\rho_{re} V_{re}$ – Densidad y velocidad de las ondas en el material que rellena las grietas.

Para cada índice de extinción se determinó el coeficiente de debilitamiento de la amplitud de las tensiones con el agrietamiento en la dirección de la línea de menor resistencia, y la de colocación de las cargas.

Los resultados de los mismos aparecen en las tablas 23 y 24 respectivamente.

Tabla 23. Resultados de los coeficientes de debilitamiento de las tensiones de las ondas debido al agrietamiento en la dirección de la línea de menor resistencia

Índice	ρ_{re} (kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta$ (m)	$\sum \bar{\delta}$	K_{db}
Sector Sur						
1,40	1.700	1.100	0,9045	0,1575	2,114	0,51926
1,45						
1,50						

Tabla 24. Resultados de los coeficientes de debilitamiento de las tensiones de las ondas debido al agrietamiento en la dirección de la línea de colocación de las cargas.

Índice	ρ_{re} (kg/m ³)	v_{re} (m/s)	γ_r	$\sum \delta$ (m)	$\sum \bar{\delta}$	K_{db}
Sector Sur						
1,40	1.700	1.100	0,9045	0,0316	0,4242	0,82765
1,45						
1,50						

Se calcula la línea de menor resistencia.

$$W_{\max} = \frac{R_g + R_d}{2}, m \quad (62)$$

Donde:

$W_{\max}$ – Línea de menor resistencia para el macizo monolítico.

$$W = K_{db} * W_{\max} \quad (63)$$

Donde:

W – Línea de menor resistencia para el macizo con un agrietamiento dado.

Los resultados de radios de agrietamiento (R_g), descostramiento (R_d) y línea de menor resistencia (W_{kdb}) se muestran en la Tabla 25.

Tabla 25. Resultados de radio de agrietamiento, descostramiento y línea de menor resistencia

Índice	$\overline{Rg}$	$R_g(m)$	$\overline{Rd}$	$R_d(m)$	$W(m)$	$W_{kdb}(m)$
1,1	124,60	9,28	972,36	72,42	40,85	21,85
1,2	108,49	8,08	545,12	40,6	24,34	12,63
1,3	91,84	6,84	335,29	25,01	15,93	8,27
1,35	84,19	6,27	275,11	20,49	13,38	6,95
1,40	76,40	5,69	223,95	16,68	11,89	5,81
1,45	69,42	5,17	183,13	13,64	9,41	4,88
1,50	62,70	4,67	154,80	11,53	8,05	4,20

Como se puede ver en la tabla anterior, los valores de línea de menor resistencia obtenidos para cada índice de extinción de las tensiones modelado, de 1,1 a 1,35 son mayores que la línea de menor resistencia utilizada en el pasaporte actual en Catoca. A partir del valor del índice 1,40, son menores, por lo que, en lo adelante en esta investigación, utilizaremos los valores del índice de extinción entre 1,40 y 1,50.

Conclusiones parciales del capítulo III

1. Aplicando la metodología propuesta por Alexandre se determinó el estado tensional del macizo al explosionar carga compacta HEF-100 para valores del índice de extinción de las tensiones entre 1,1 y 1,50.
2. Con las curvas de extinción de las tensiones para estos valores de los índices de extinción se determinaron los radios de agrietamiento y descostramiento.
3. A partir de los radios de agrietamiento y descostramiento se determinaron los valores de la línea de menor resistencia con cada uno de estos índices de extinción de las tensiones.
4. Al comparar con la línea de menor resistencia del patrón de voladura utilizado en la mina Catoca se elige el rango de valores más racional para diseñar los nuevos patrones de voladura a experimentar con valores de 1,40 a 1,50.

CAPÍTULO 4

CAPÍTULO IV. VALIDACIÓN DEL ÍNDICE DE EXTINCIÓN DE LAS TENSIONES

IV. 1 Diseño de los patrones de voladura

- Determinación de la distancia entre cargas

El valor máximo de la distancia “a” entre los ejes de las cargas contiguas en una fila de cargas se determina a partir 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 total de las amplitudes de las componentes tangenciales de las ondas en toda la longitud entre los ejes de las cargas vecinas.

El máximo valor de la distancia entre los ejes de las cargas vecinas se obtiene a partir de la condición de igualdad del límite de resistencia dinámica a tracción $[\sigma_t^d]$ con la magnitud total de la máxima amplitud de las componentes tangenciales de las ondas de tensión que se encuentran en el centro entre las cargas vecinas, se determina $a_{\max}$ de la condición:

$$\sum_{i=2}^2 \sigma_{t \max} = 2\sigma_{t \max} \left(\frac{a_{\max}}{2} \right) = [\sigma_t^d] \quad (64)$$

para lo cual, en el gráfico de extinción de las tensiones tangenciales se determina la distancia relativa a la cual las tensiones tangenciales son iguales a la mitad del valor del límite de resistencia a cortante dinámico de la roca y con ésta la distancia a_m .

Se determina la distancia r^* (figura 24) a la cual la suma de las tensiones tangenciales provocadas por la explosión de las cargas es mínima, según la ecuación (Borovikov & Vaniagin, 1985):

$$F(r_*^{[n]}) = 1 + \ell^{-\alpha(\tau-\tau_H)} \frac{\text{sen}\beta\tau}{\text{sen}\beta\tau_H} - \frac{c_1+c_2(\bar{a}-\bar{r}_*)}{c_1+c_2(r_*)} \left(\frac{r_*}{a-r_*} \right)^{1,1} \quad (65)$$

Donde:

α – Coeficiente que caracteriza la curvatura de crecimiento y caída de la amplitud de la tensión con el tiempo (s-1).

τ – Tiempo en el momento de llegada de la onda al punto dado (s).

τ_H – Duración del crecimiento de la amplitud de la tensión hasta el máximo (s).

β – Coeficiente que caracteriza la duración de la fase positiva de la onda de tensión τ_+ (s).

$$\tau_H = (a_1 + a_2 \bar{r}) * R_c^e \quad (66)$$

$$\beta = \frac{b_1 + b_2 \bar{r}}{R_c^e} \quad (67)$$

$$\alpha = \beta \cot(\beta \tau_H) \quad (68)$$

$$\tau = \frac{2 * r_* - a}{v_L} + 2 \tau_H \quad (69)$$

$$a_1 = (0,325 + 0,101 * 10^{-6} \rho_o V_L) * 10^{-3} \quad (70)$$

$$a_2 = (0,47 + 0,113 * 10^{-7} \rho_o V_L) * 10^{-4} \quad (71)$$

$$b_1 = 178 + 3,49 * 10^{-6} \rho_o V_L \quad (72)$$

$$b_2 = -125 - 0,218 * 10^{-7} \rho_o V_L \quad (73)$$

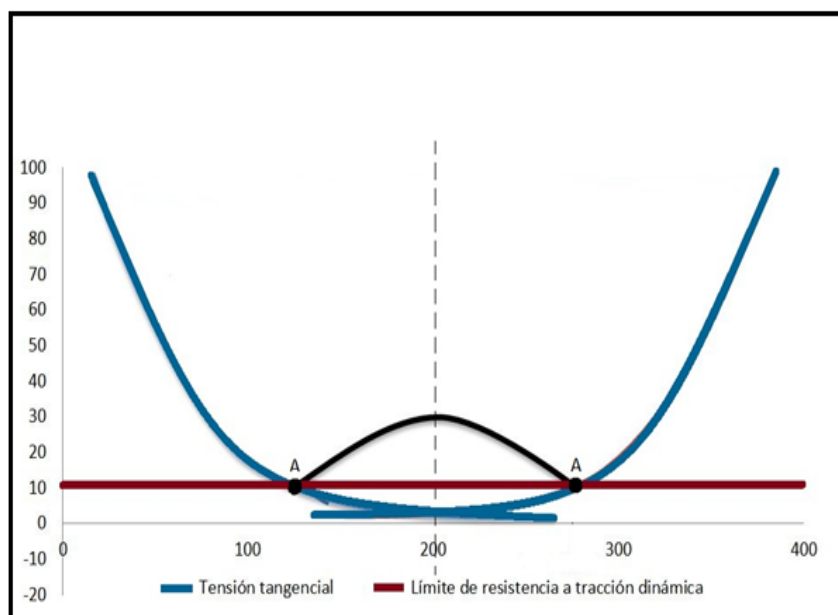


Figura 24. Gráfico de la intersección de ondas vecinas en el macizo de roca investigado.

Para determinar r^* grafoanalíticamente de acuerdo con la metodología de Alexandre (2006), se toma como valor inicial $a = a_m$ y se toma una serie de valores de r^* o sea: $r^* = 0,5a$; $r^* = 0,55a$; $r^* = 0,$

6a; $r^* = 0, 7a$, entre otros en dependencia del comportamiento de $F(r^*)$ con respecto a su valor nulo. Con estos valores se construye el gráfico $F(r^*)$.

El punto de intercepción del gráfico con el eje r^* resulta el valor de r^* buscado. En las Figuras desde 25 a la 27 se muestran cómo se obtuvieron estos resultados que se plasman en la Tabla 26.

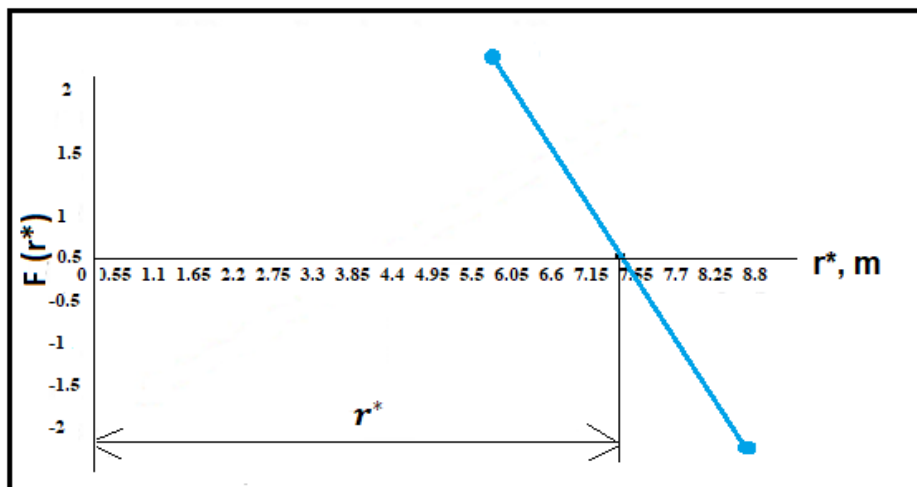


Figura 25. Resultado de r^* para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,40$.

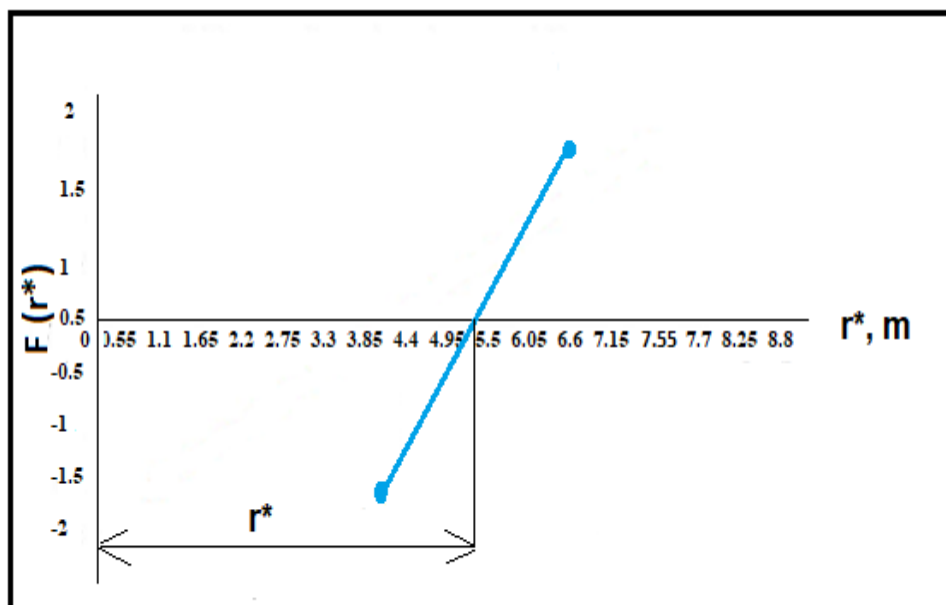


Figura 26. Resultado de r^* para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,45$.

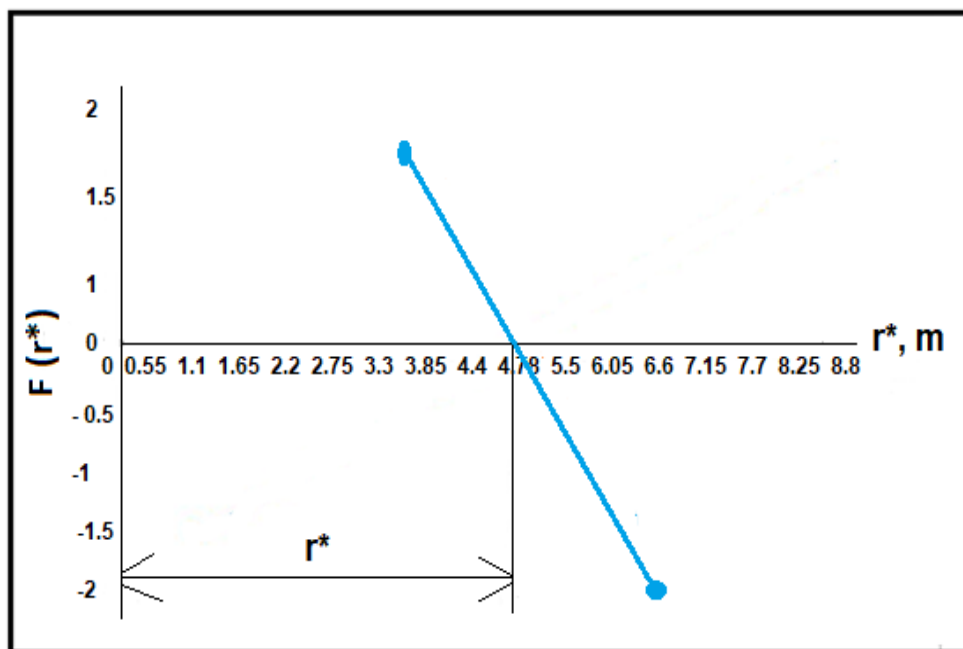


Figura 27. Resultado de r^* para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,50$.

Tabla 26. Valores de las distancias r^* para los correspondientes índices de extinción de las tensiones

Índice de extinción (n)	r^* (m)
1,40	7,55
1,45	5,30
1,50	4,78

Después de determinar la distancia r^* correspondiente al valor suma mínimo de la amplitud de las componentes tangenciales de las ondas, se comprueba la condición de corte por la línea de colocación de las cargas.

$$\sum_{i=1}^2 \sigma_{ti} = [\sigma_{tmax} (a - r^*)]_2 = [\sigma_t^d] \quad (74)$$

Sí $(\sigma_{tmax})_2 < [\sigma_t^d]$, se disminuye a en $\Delta a = (3 - 5)d_c$ y sí $(\sigma_{tmax})_2 > [\sigma_t^d]$ se aumenta a en esa misma magnitud.

Para los nuevos valores de $a = a_m$ se repiten los cálculos para determinar r^* y se comprueba la condición de corte.

Para determinar la distancia entre carga en la fila a_m para la cual se cumple la condición de corte para el macizo monolítico se construye el gráfico de la función $F(\sigma_t) = [\sigma_{t\max} (a - r^*)]_2$ en función de a_i .

Como valor inicial se toma $a = a_m$. El punto de intersección de este gráfico con la recta

$[\sigma_t^d] = \text{const}$ es la distancia buscada.

Las Figuras 28, 29 y 30 muestran cómo se obtuvieron los resultados que se plasman a través de la Tabla 27.

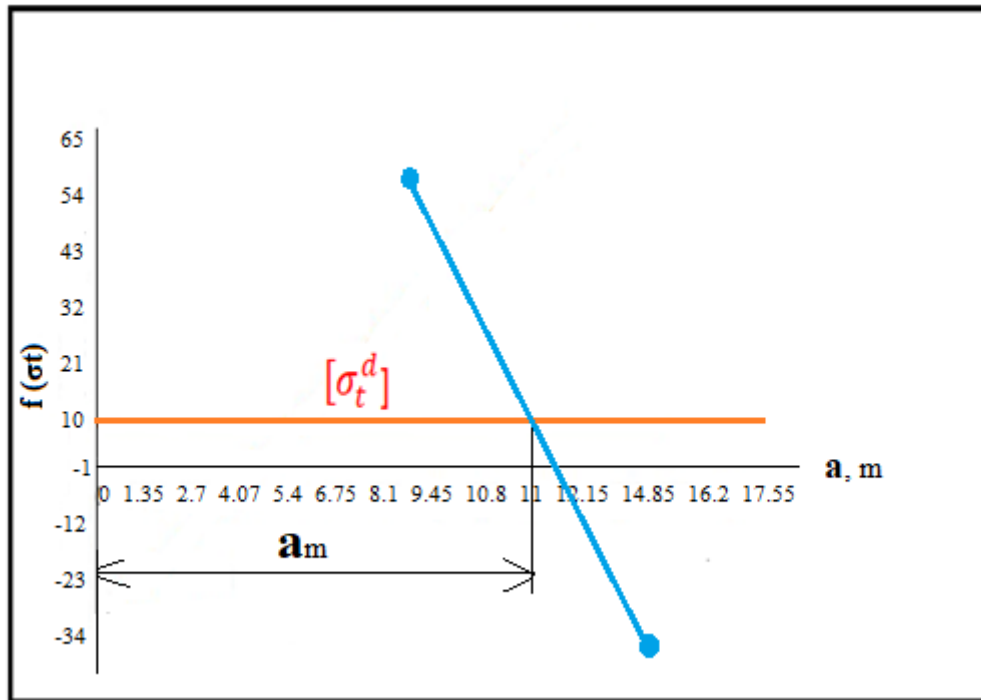


Figura 28. Obtención de a_m para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,40$.

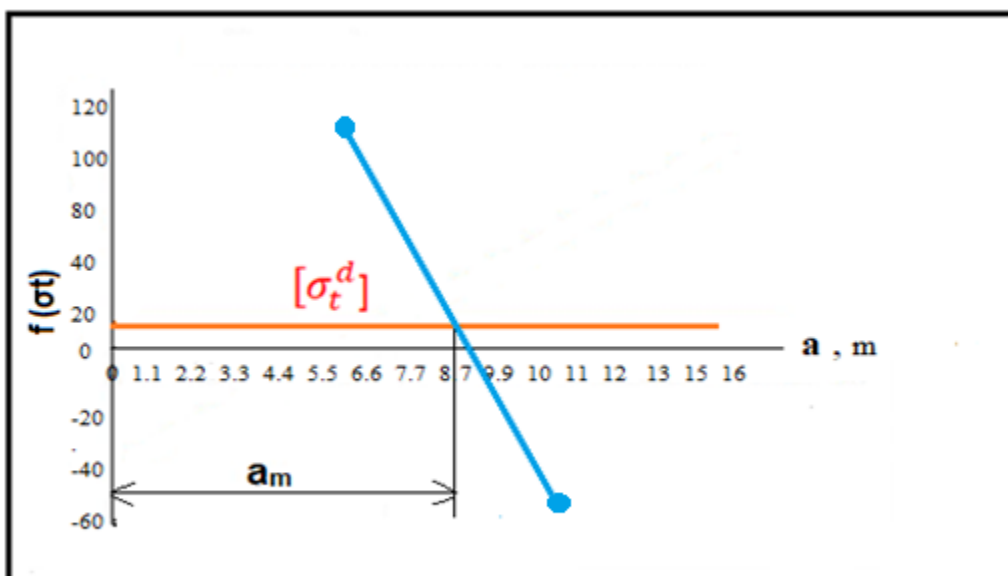


Figura 29. Obtención de a_m para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,45$.

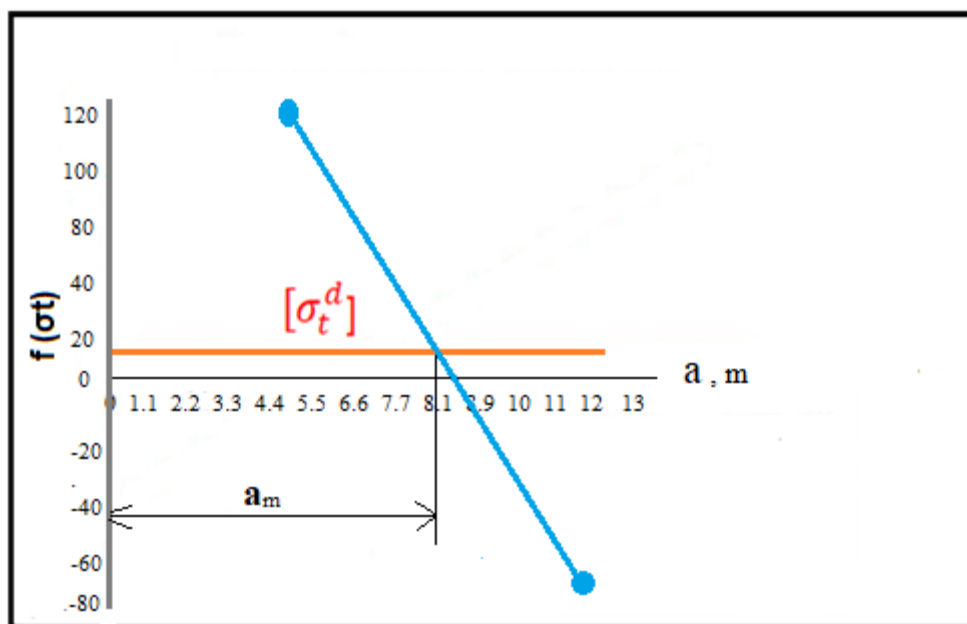


Figura 30. Obtención de a_m para el índice de extinción de las tensiones $n = 1,50$.

Tabla 27. Distancias entre cargas en la fila (a_m) para el macizo monolítico

Valor del índice de extinción de las tensiones (n)	a_m , m
1,40	11,0
1,45	8,70
1,50	8,1

Aplicando el coeficiente de debilitamiento de las tensiones se obtuvieron las distancias entre filas para el macizo con cierto agrietamiento dado y se asume que:

$$a = a_m K_{db} \quad (75)$$

Los valores obtenidos en el sector investigado se plasman en la Tabla 28.

Tabla 28. Distancias entre cargas en la fila (a) para el macizo agrietado

Valor del índice de extinción de las tensiones (n)	a, m
1,40	5,71
1,45	4,50
1,50	4,20

- Se determina la longitud de relleno:

Para determinación de la longitud de relleno se toma la porción superior de la carga, con longitud

$\Delta l_c = (4 - 5) d_c^{cil}$ de modo que se pueda considerar como una carga concentrada y se determina su radio como si fuera una carga esférica (Borovovikov & Vaniagin, 1985).

- El radio de esta carga esférica será:

$$R_c^{esf} = \sqrt{\frac{3}{16} (d_c^{cil})^2 * \Delta l_c} \quad (76)$$

- Se determina el radio de carga esférica equivalente:

$$(R_c^{esf})^e = R_c^{esf} \left(\frac{\rho_{SE} * Q_{SE}}{\rho_{TEN} * Q_{TEN}} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (77)$$

- Se determina la longitud relativa de relleno:

$$\bar{L} = \frac{1}{2} * \left[1 + \left(\frac{\mu}{1-\mu} \right)^{0,5} \right] * \left(\frac{2,25 * \rho_0 * V_1}{[\sigma_t d]} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (78)$$

- Se determina la longitud de relleno:

$$L_r = \bar{L} * (R_c^{esf})^e \quad (79)$$

- Se determina la longitud de sobre perforación:

Para su determinación (figura 31) se utiliza el mismo principio que en el cálculo del relleno, considerando que en el laboreo del piso participa una parte de la carga cilíndrica equivalente a una carga esférica cuyos radios de agrietamiento y descostramiento se cortan al nivel del piso del banco (Borovikov & Vaniagin, 1985).

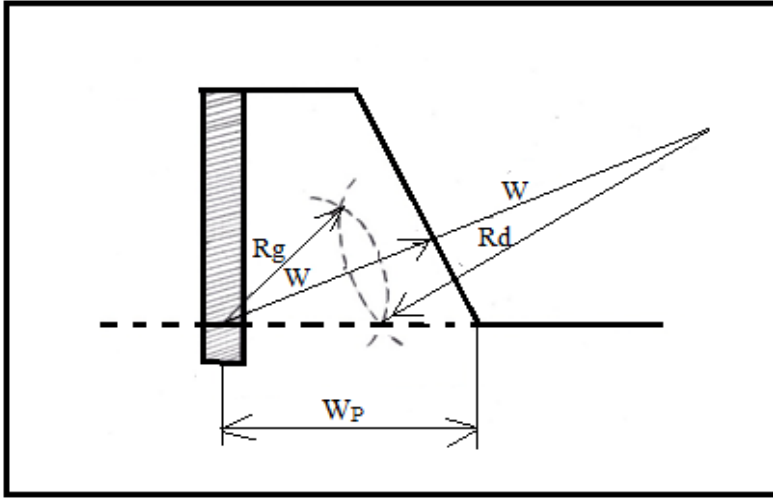


Figura 31. Gráfico esquemático para determinar la longitud de sobreperforación.

- Se determina la línea de menor resistencia relativa por el piso:

$$W_p^- = \frac{1}{2} * \left[\left(\frac{\mu}{1-\mu} \right) * \left(\frac{2,25 * \rho_o * V_l}{[\sigma_t^d]} \right)^{\frac{1}{2}} \right] + \sqrt{\frac{2,25 * \rho_o * V_l}{[\sigma_t^d]} * \left(\frac{\mu}{1-\mu} + \frac{1-2*\mu}{(1-\mu)*\cos^2(\alpha)} \right)} \quad (80)$$

Donde:

μ – Coeficiente de Poisson de la roca.

$[\sigma_t^d]$ – Límite de resistencia de tracción dinámica de la roca, kPa.

α – Angulo de inclinación del paramento del banco con respecto a la vertical, grados.

ρ_o – Densidad de la roca, kg/m³.

V_l – Velocidad de las ondas longitudinales, m/s.

- Se determina el radio de carga esférica convencional equivalente:

$$(R_c^{esf})^e = \frac{W_p}{W_p} \quad (81)$$

Donde:

$W_p = W \cos \alpha$ – Línea de menor resistencia por el piso, para ello se utiliza W determinada con anterioridad al tener en cuenta el coeficiente de debilitamiento de las tensiones en las rocas agrietadas.

- Se determina el radio real de esta carga esférica, con la sustancia explosiva que se empleará como carga de fondo:

$$R_C^{esf} = (R_C^{esf})^e \left(\frac{\rho_{SE} * Q_{SE}}{\rho_{TEN} * Q_{TEN}} \right) \quad (82)$$

Se propone que en el laboreo del piso del banco actúa la parte inferior de la carga con longitud

$\Delta lc = 2 * L_C$ por tanto, la longitud de sobreperforación (L_S) para el macizo monolítico será:

$$L_S = 0,5 \Delta lc = \frac{8(R_C^{esf})^3}{3dc^2} \quad (83)$$

Los valores obtenidos en cada valor del índice de extinción de las tensiones aparecen en la Tabla 29, y con ellos se diseñan los patrones de voladuras a experimentar.

Tabla 29. Parámetros de los patrones de voladura a experimentar

Índice	d (mm)	a (m)	b (m)	W_{kdb} (m)	H (m)	L_r (m)	L_S (m)	L_{cc} (m)	Q_c (kg)
1,40	200	5,70	5,70	5,80	15	4,0	1,5	12,5	451,4
1,45	200	4,50	4,50	4,80	15	4,0	1,0	12,0	433,3
1,50	200	4,20	4,20	4,20	15	4,0	1,0	12,0	433,3
Índice	Cantidad de taladros	Volumen a arrancar (m ³)	Magnitud de carga total (kg)		Consumo específico (kg/m ³)				
1,40	260	93.571,2	117.364,0		1,25				
1,45	260	58.320,0	112.658,0		1,93				
1,50	260	50.803,2	112.658,0		2,21				

IV.2 Diseño de los experimentos

Para determinar el grado de confiabilidad de la cantidad de explosiones experimentales necesarias para validar el valor del índice de extinción de las tensiones se utilizó el método de diseño de las muestras pequeñas.

Para cada índice de extinción de las tensiones se realizaron 3 voladuras experimentales y se determinó el porcentaje de fragmentos sobredimensionados mediante el método lineal que consiste en medir con una cinta, y se establece una relación entre la suma de la longitud de los fragmentos grandes que caen en la línea de medición y la longitud total de esta línea, Alexandre (2006).

Con estos resultados se determinó la cantidad de voladuras necesarias para un índice de exactitud de 3 %, utilizando la distribución t de *Student* para una probabilidad de $\gamma = 0,95\%$.

Los resultados obtenidos indican que para los índices de extinción analizados (1,40 -1,50) es suficiente con 3 voladuras para cada caso arrojando un total de 9 voladuras (ver tabla 30).

Tabla 30. Resultados de voladuras previas para el diseño experimental

Índice	Porcentaje de pedazos sobredimensionados	$\bar{X}$	S	V	Número de explosiones necesarias
1,40	6,40 6,21 6,07	6,22	0,16	2,57	3
1,45	6,35 6,22 6,42	6,33	0,17	2,68	3
1,50	7,17 6,34 6,32	6,61	0,19	2,87	3

IV.3 Resultados de fragmentos obtenidos en las explosiones experimentales

El análisis de los resultados del grado de fragmentación por la salida de pedazos superiores a $1,5 \text{ m}^3$ (figuras 32, 33 y 34) considerados pedazos grandes a las admitidas por los eslabones de la cadena tecnológica, se realizó empleando el método lineal (Alexandre, 2006).



Figura 32. Registro fotográfico de las rocas sobredimensionadas en la voladura experimental con el índice de extinción de las tensiones $n = 1,40$.



Figura 33. Registro fotográfico de las rocas sobredimensionadas en la voladura experimental con el índice de extinción de las tensiones $n = 1,45$.



Figura 34. Registro fotográfico de las rocas sobredimensionadas en la voladura experimental con el índice de extincion de las tensiones $n = 1,50$.

Tabla 31. Porcentaje de salida de fragmentos sobredimensionados

Índice	Porcentaje de fragmentos sobredimensionados	Valor medio del porcentaje de la salida de rocas sobredimensionadas %
1,40	6,94	6,8
	6,66	
	6,81	
1,45	6,45	6,3
	6,30	
	6,39	
1,50	6,05	6,1
	6,02	
	6,33	

Los resultados obtenidos en las explosiones experimentales indican que en las condiciones de la mina Catoca, el valor del índice de extinción de las tensiones a utilizar en el macizo de rocas

gnéisica oscila entre 1,40 y 1,50 con los cuales se obtienen valores relativos de la salida de rocas sobredimensionadas entre 6,1 – 6,8%.

La regularidad del piso (figura 35) fue verificada después de la remoción de las rocas detonadas a través de un receptor *GNSS STONEX* modelo *S9 III PLUS* un *GPS* topográfico de alta precisión en levantamiento planimétrico y altimétrico. En el anexo A, Tabla A1 se muestra el levantamiento realizado antes de la investigación y la Tabla A2 del referido anexo están plasmados los datos obtenidos después de la investigación.



Figura 35. Regularidad del piso después de la investigación.

IV.4. Valoración económica de los patrones propuestos

Para la valoración económica se registraron los gastos obtenidos en cuatro voladuras realizadas en el sector sur de la mina con los patrones actuales, y en las 9 voladuras experimentales con los patrones diseñados para los valores de los índices de extinción de 1,40, 1,45 y 1,50.

En todos los casos, a partir de conocer los precios de los accesorios y de los medios de explosión (ver tabla 32), se valoraron los indicadores: costo de accesorios, costo de perforación y el costo de explosivo.

El costo de la fragmentación primaria, secundaria y la disminución de las irregularidades del piso con el pasaporte utilizado actualmente y con el propuesto se dan en la Tabla 33

Tabla 32. Precios de accesorios y medios de explosión utilizados en la investigación

Referencia	U/M	Precio (USD)	Cantidad de accesorios utilizados								
			Actual			Investigado					
			Frag. primaria	Frag. secundaria	Irreg.	Índice 1,40		Índice 1,45		Índice 1,50	
						Frag. primaria	Frag. secundaria	Frag. primaria	Frag. secundaria	Frag. primaria	Frag. secundaria
Detonadores 20/500/MS	unid.	6,9	260	-	-	260	-	260	-	260	-
Detonadores 15/500/MS	unid.	5,3	260	40	5	260	20	260	18	260	17
Línea maestra	m	0,38	1.500	1.000	500	1.000	500	1.000	500	1.000	500
Cordón detonante	m	0,48	-	1.000	500	-	500	-	500	-	500
Mecha lenta	m	0,25	10	-	-	10	-	9	-	8	-
Cápsula detonante	unid	19	2	-	-	2	-	2	-	2	2
1 metro lineal	m	36	4.342,0	80	10	4.290,0	20	4.160,0	18	4.160,0	8,5
1000 kg de HEF-100	kg	300	118.274	-	-	117.546	-	114.549,9	-	115.492	-
Riogel kupula-S	unid.	0,51	520	80	10	520	40	520	36	520	34

Tabla 33. Costo de la fragmentación primaria, secundaria e irregularidades del piso.

Gastos actuales								
Gastos por accesorios (USD)			Gastos por perforación (USD)			Gastos por explosivo (USD)		
Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria	Irregularidades	Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria	Irregularidades	Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria	Irregularidades
3.788,51	1.503,98	457,16	156.312,00	2.880,00	180,00	24.571,68	40,80	5,10
Total	5.749,65		159.372,00			24.617,58		
Gastos con los valores de índices de extinción de las tensiones experimentados								
Índice	Gastos por accesorios (USD)		Gastos por perforación (USD)		Gastos por explosivo (USD)			
	Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria	Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria	Fragmentación primaria	Fragmentación secundaria		
1,40	3.596,26	536,00	156.647,20	720,00	35.573,86	20,40		
Total	4.132,26		157.367,2		35.594,26			
1,45	3.557,61	526,06	157.341,60	648,00	34.557,36	18,36		
Total	4.083,67		157.989,6		34.575,72			
1,50	3.404,01	520,95	158.184,00	306,00	34.771,98	17,34		
Total	3.924,01		158.490,00		34.789,32			
Gastos actuales por m³ de rocas a arrancar								
Actual	Gastos por accesorios		Gastos por perforación		Gastos por explosivo			
	0,07USD/m³		1,82USD/m³		0,28USD/m³		Total	
							2,17USD/m³	
Gastos por m³ de rocas a arrancar con los valores de índices de extinción de las tensiones investigados								
1,40	0,04USD/m³		1,32USD/m³		0,30USD/m³		Total	
							1,66USD/m³	
1,45	0,04USD/m³		1,34USD/m³		0,30USD/m³		Total	
							1,68USD/m³	
150	0,04USD/m³		1,33USD/m³		0,30USD/m³		Total	
							1,67USD/m³	

Como se puede apreciar los resultados plasmados en la tabla anterior, muestran que el indicador costo por el consumo de los accesorios actual es mayor en comparación con el valor investigado. Por otro, el costo de perforación antes de esta investigación es mayor si lo comparamos con el investigado, eso se debe por el hecho de densificar la malla de perforación debido que al considerar el valor del índice de extinción de las tensiones se logra un acercamiento entre las cargas, por lo tanto, se reduce la frecuencia de la fragmentación secundaria debido a la reducción de los fragmentos sobre medidas. El consumo específico de sustancia explosiva aumenta para el valor índice de extinción de las tensiones investigado comparado con el valor actual.

Todo lo anterior conduce a una reducción de los costos por conceptos de accesorios, perforación y explosivos y aporta un ahorro en el orden económico de 0,50 USD/m³ de rocas a arrancar.

Además de la disminución del costo de la fragmentación se introduce una mejora tecnológica y operacional.

IV.5. Valoración Ambiental de los patrones propuestos

La ejecución de las voladuras en minas a cielo abierto ejerce impactos en el medio circundante al producir emisión de polvo durante la perforación y en la explosión y de gases en la explosión, así como vibraciones del terreno y onda aérea que se traducen en ruido y daños a las personas y edificaciones.

En el caso de la mina Catoca el uso de las cargas compactas en patrones diseñados con los valores de los índices de extinción de las tensiones determinados para las rocas gnéissicas del sector sur, aunque se aumenta la producción de polvo durante la perforación, las afectaciones al medio son menores, porque este no se libera a la atmosfera debido a la utilización de los colectores de polvo en las perforadoras. Así como la frecuencia con que se realiza la voladura secundaria ya que se ha reducido el volumen de fragmentos fuera de tamaño, por lo que se produce menos ruido y disminuye la magnitud de las vibraciones y la onda aérea debido al mejor aprovechamiento de la energía en la fragmentación.

Todo lo anterior constituye una mejora tecnológica y un menor impacto al medio si consideramos la disminución del tiempo de trabajo de los equipos *Diesel* que trabajan en los frentes y emiten gases a la atmosfera, cuestión considerada en las metas ambientales de la Cumbre de Rio ratificadas en las cumbres de Japón y París.

Conclusiones parciales del capítulo IV

1. Con los valores de los radios de agrietamiento y descontramiento determinado para cada índice de extinción a experimentar se diseñaron los correspondientes patrones de voladura.
2. Utilizando el método de diseño de muestras pequeñas se determinó el número de explosiones experimentales para cada patrón.
3. La medición del porcentaje de rocas sobremedidas mostró que el valor del índice de extinción más racional, entre los investigados es 1,50.
4. La valoración económica demostró que los patrones de voladura diseñados con los valores de índice de extinción investigados por concepto de gastos de accesorios, perforación y explosivos son más racionales que los utilizados actualmente.
5. Con la disminución de la frecuencia de fragmentación secundaria y el mejor aprovechamiento de la energía de la explosión en la fragmentación primaria disminuye la magnitud de las vibraciones, la onda aérea y se produce menos ruidos, todo ello conlleva a menor impacto ambiental.

CONCLUSIONES

CONCLUSIONES

1. El conocimiento de las propiedades de las rocas, la estructura del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la utilización del modelo del estado tensional utilizado en la metodología elaborada por Alexandre permitió determinar los radios de agrietamiento y descostramiento con los cuales se diseñaron los patrones a experimentar y con ellos se determinó que el valor más racional del índice de extinción en el intervalo estudiado es 1,50.
2. La valoración económica demostró que los patrones de voladura diseñados con el valor del índice de extinción investigado, permite un ahorro a la mina Catoca en orden de 0,50USD/m³ por concepto de gastos de accesorios, perforación y explosivos.
3. Con la disminución de la frecuencia de fragmentación secundaria y el mejor aprovechamiento de la energía de la explosión en la fragmentación primaria disminuye la magnitud de las vibraciones, la onda aérea y se produce menos ruidos, todo ello conlleva a menor impacto ambiental.

RECOMENDACIONES

RECOMENDACIONES

1. Experimentar en el sector sur de la mina Cotoca con patrones diseñados con los parámetros obtenidos con índice de extinción de las tensiones de 1,46 a 1,49.
2. Experimentar en los otros sectores de la mina Catoca el índice de extinción de las tensiones en la determinación de los parámetros de voladura a utilizar.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Alexandre Pedro, A.M. (2006). *Metodología para el diseño de las voladuras en canteras de áridos*. (Tesis Doctoral, ISMMANJ).
2. Alexandre Pedro, A.M; Otaño Noguel, J; Seidu Baba, A.J. (2005). Propiedades físicas del yacimiento de calizas El Cacao. *Geología y Minería*. 33 (4).448-463. <http://revista.ismm.edu.cu>
3. Alexandre Pedro, A. M; Otaño Noguel, J; Seidu Baba, A.J. (2005). *Perfeccionamiento de los trabajos de voladura en la cantera de áridos El Cacao*. Primera Convención Internacional de las Geociencias y la Química aplicadas a la Construcción, Santiago de Cuba, Cuba.
4. Alexandre Pedro, A. M; Otaño Noguel, J; Seidu Baba, A.J. (2005). Acción de la explosión en el medio provocado por cargas compactas. *Geología y Minería*, <http://revista.ismm.edu.cu>
5. Arsentiey, A.I. (2004). Diálogo sobre la ciencia minera. Segunda Edición. *Edición Científico – Popular*. Centro de Redacción y Edición. Instituto Estatal de Minas de San Petersburgo.
6. Ash R.L. (1968). “*The design of blasting rounds*” chapter 7.3. Surface mine. AIME.
7. Bangherpour, Monjezi et al (2015). Simultaneous prediction of fragmentation and flyrock in blasting using artificial neural network. *Internacional Journal Rock Mechanic Mining Science*, 47 (3), 476-480. <http://sciencedirect.com>
8. Belidor, B. F. (1725). *Nouveau cours mathématique a l'usage d'Artilleria et du Genie*. Paris.
9. Berta, G. (1985). *L'Explosivo Strumento Di Lavro*. Italexplosivi.
10. Blanco Torrens, R. (1998). *Elementos de la mecánica de los macizos rocosos*, Editorial Félix Varela: La Habana.
11. Blasov, O. E y Smirnov, C. A. (1962). *Fundamentos del cálculo de la fragmentación de las rocas por la explosión*. Editorial Academia de Ciencias de la URSS.
12. Bobk, A. A. (1979). *La conquista de la explosión*. Naukova Dimka.Kiev.
13. Borges dos Santos Bravo, M. N. (2017). *International competitiveness of Angolan diamond mines – The case of the Catoca Mine*. (M. Sc.), Technical University of Lisbon. Portugal.
14. Borieskov, M. M. (1876). *Manual del arte minado y su utilización en las minas defensivas subacuáticas y los trabajos hidroelectricos (En idioma ruso)*.

15. Borovikov, V. A. & Biezmaternij, V.A. (1970). *Influencia del área de contacto de la carga de SE sobre la efectividad de la fragmentación de los pedazos fuera de tamaño* (En idioma ruso). Trabajos de la VIII Sesión de la utilización de la energía de la explosión en la economía nacional. Parte 2. Kiev. Naukova Dumka.
16. Borovikov, V.A & Vaniagin I.F. (1974). *Física de la fragmentación explosiva*. IML.
17. Borobikov, V.A.; Vaniagin, I.F; Malishev, L.F; Tsukerman, Y.N. (1975). *Influencia de la distancia entre cargas sobre el efecto de interacción de los campos de tensión de encuentro*. Noticias de los CES. Boletín minero N^o 5.
18. Borovikov, V.A & Vaniagin I.F. (1985). *Técnica y tecnología de los trabajos con explosivos* (En idioma ruso). Leningrado.
19. Borovikov, V.A & Vaniagin I.F. (1995). *Modelling the effects of blasting on rock breakage*. Rotterdam. A.A. Balkema.
20. Bukrinsky, V.A. (1985). Geometría del subsuelo. M. Nedra.
21. Clement, C.R; Skinner, E.M.W. (1985). A textural-genetic classification of kimberlites. *Transactions of the Geological Society of South Africa*, 88, 403–409.
22. Contrato SMC 890. (S.A). “ELABORAÇÃO DOS PROJECTOS E ACOMPANHAMENTO TÉCNICO”. (RELATÓRIO). Fase I. “Estudo de anteprojecto referente á implementação dos esquemas de abertura da parte inferior da mina por meio de trajectos íngrimes com vista a reduzir o volume das rochas estéreis.”
23. De Carvalho, H.; Tassinari, C.; Alves, P.H. (2000). Geochronological review of the Precambrian in western Angola: links with Brazil. *Journal of African Earth Sciences*, 31 (2): 383-402.
24. Dhekne, P; Pradhan, M. y Jade, K (2016). *Assessment of the effect of blast hole diameter on the number of oversize boulders using ANN model*. J Inst Eng (India): Series D; 97 (1):21-31 [http://refhub.elsevier.com/s2095-2686\(19\)30403-3/h0030](http://refhub.elsevier.com/s2095-2686(19)30403-3/h0030)
25. Dick, A. y Olsson, J. (1972) Choosing the proper borehole size for bench blasting. *Mining Eng* 24(3):41-51 [http://refhub.elsevier.com/s2095-2686\(19\)30403-3/h0020](http://refhub.elsevier.com/s2095-2686(19)30403-3/h0020)
26. Diéguez García, Y. (2015). *Metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales*. (Tesis Doctoral). ISMMANJ.

27. Diéguez García, Y.; Otaño Noguel J. y Sarngeton R.G. (2013). Campo tenso deformacional para voladuras con cordón detonante en el laboreo de túneles. *Geología – Minería*, 29 (3), s.p. <http://revista.ismm.edu.cu>
28. Diéguez García, Y.; Otaño Noguel J. y Sarngeton R.G. (2014). Diseño de voladuras de contorno. *Mineria y Geologia*, 30 (3), 49-66. <http://revista.ismm.edu.cu>
29. Dos Santos Neves Margarida, D.M. (2012). *Evaluación geotécnica de los deslizamientos en los taludes de la mina kimberlítica de Catoca, Angola*". (Tesis Doctoral). ISMMANJ.
30. Egorov, P.V.; Bober, E.A.; Kustnietsov, Y.N.; Kosminov, E.A.; Reshemov, C.E. y Krasiuk, N. N. (2000). *Fundamentos de Minería*. Editorial de la Universidad Estatal de Minas de Moscú.
31. Eloranta J. (1994) *Stemming selection for large-diameter blasthole*. In: Proceedings of the conference on explosives and blasting technique. Society of Explosives Engineers; p. 255. <https://www.osti.gov>
32. ENDIAMA/IAKUTALMAZ. (2002). Informe final minero técnico. APPC "IAKUTALMAZ". Proyecto Catoca., Odebrechet Mining Service Inc. (TOMO I). República de Popular Angola. 423p.
33. Filipe – Nunes; Otaño Noguel J. y Watson Quesada R. (2018). Evaluación físico mecánico y estructural del macizo gnéisico de mina Catoca para el diseño de voladuras. *Geología y Minería*, 34(1), 80-91. <http://revista.ismm.edu.cu>
34. Filipe – Nunes; Otaño Noguel J. y Watson Quesada R. (2021). Índice de extinción de las tensiones al detonar cargas explosivas en el macizo gnéisico de la mina Catoca. *Geología y Minería*, 37(2), 231-238. <http://revista.ismm.edu.cu>
35. Frolov, M.M. (1868). *Investigaciones de las voladuras de minado*. SPB.
36. Furtney, K; (2010) *Developments in numerical modeling of blast induced rock fragmentation: Updates from the HSBM Project*. In Proceedings of the 9th international Symposium on rock fragmentation by blasting. London: CRC Press; p 335-342. <https://espace.library.uq.edu.au>
37. Ganga, J.; Rotman, A.y.; Nosiko, S. (2003). *Pipe Catoca, an example of the weakly eroded kimberlites from North-East of Angola*. The 8th International Kimberlite Conference, Extended Abstract. Angola.
38. Gogoliev, V. M; et al. (1965). *Acerca de la zona cercana a la explosión de una carga concentrada*. Editorial Elim, Frunze.
39. Gogoliev, V. M. (1968). Ecuaciones de estado aproximados de los cuerpos sólidos. PMTF, N°5.

40. Dos Santos Neves Margarida, D.M (2011). Deslizamientos de taludes en el kimberlítico de Catoca, Angola. *Minería y Geología*, 27 (3),26-42. <http://revista.ismm.edu.cu>
41. Guiraud, R.; et al. (2005). Phanerozoic geological evolution of Northern and Central Africa: an overview. *Journal of African Earth Sciences*, 43, 83–143. <https://www.journals.elsevier.com>.
42. Hamdi, E. (2003). Contribution à l'étude de l'interaction énergie explosive-massif rocheux en vue de la maîtrise de la fragmentation liée aux tirs. (Thesis Doctoral). Escuela Nacional de Minas de Paris. <http://pastel.paristech.org>
43. Herrera, F; Kostrikov, P y Diaz Duque. (1985). *Planificación de experimentos*. Ministerio de Educación Superior. La Habana,
44. Hoek, E. (2014). *Practical Rock Engineering*. New Editions complete. <http://rocscience.com>
45. Hustrulid,W. (1999) Blasting Principles for open pit mining.Design concepts A A. Belkema, Rotterdam
46. Ivolguin, A. I. (1975). *Voladuras Construtivas*. M. Nedra.
47. Jaramillo, R. J. (1999). *Perfeccionamiento de los trabajos de voladuras en el yacimiento XX Aniversário*. (Tesis de Maestria). ISMMANJ.
48. Janse, A.J.A.; Sheahan, P.A. (1995). Catalogue of world wide diamond and kimberlite occurrences: a selective and annotative approach. *Journal of Geochemical Exploration*, 53, 73–111. <https://booksc.eu>.
49. Joe- Boy, S. (2007). *Influencia de la construcción de las cargas de sustância explosiva en los parâmetros de las voladuras en canteras de áridos*. (Tesis Doctoral). ISMMANJ.
50. Kalinchenko,V.M.; Stiepin,N.I.; Tupiklin,I.I. y Ushakov,I.N. (2000). *Geometría del subsuelo*. (Geometría minera).Novocherkask.YRG TU.
51. Kazikaev, D. M. (1981). *Procesos geomecánicos en la explotación conjunta y ulterior de las menas M. Nedra*.
52. Karpienko, V.V; Karpienko, A.V. y Kolton, G.A. (2005). 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.
53. Konya, C.J. (1983). Blasting design. Surface mining environmental monitoring and reclamation Hanbrok.
54. Konya, C. (1998). Diseños de Voladuras.Cuicatl: Mexico.

55. Krising, R. S & Novinsky, V.V. (2006). Modelos de fragmentación por voladura de las rocas. ART-PRESS. Dnipropetrovsk. (sin v, n, p.).
56. Kriuchkov, A.; et al. (2000). *Kimberlite pipe of Catoca. Geology, substantial analyses of the rocks and characteristics of diamonds. Geolunda Abstract volume, 91–9*
57. Kucheriaviy, F.I., Novojilov, M.G., Drukovanii, M.F. (1962). *Perfeccionamiento de los trabajos de perforación y explosion en las canteras-Nedra*, Moscú.
58. Kutusov, B.N. (1973). Fragmentación mecánica por voladura de las rocas. M. Nedra.
59. Kutusov, B.N. (1974). Trabajos de voladuras. M. Nedra.
60. Kutusov, B.N. (1980). Trabajos de voladura. M. Nedra.
61. Kutusov, B.N.; Komashenko, V.I., Noskov, V.F.; Bobrishev, A.A.; Kriukov, V.P.; Tarasenko, V.P.; Gavdrajmanov, S.B. y Gorbonos, M.G. (1981). Trabajos prácticos y de laboratorio de fragmentación de rocas por voladura. Nedra.
62. Kutusov, B.N.; Valukhin, Y.K.; Davidov, S.A. y otros. (1983). Proyección de los trabajos de voladura. Nedra.
63. Kutusov, B.N.; Skorovatov, V.M.; Erofiyev, V.N.; Misiniest, V.N.; et al. (1988). Manual del Artillero. M. Nedra.
64. Kutusov, B.N. & Graievtsky, M.M. (2000). Comparación técnico-económica de los sistemas no eléctricos y eléctricos de iniciación de cargas. Gorniy Journal. Nº5.
65. Langefords, U. & Kihlstrom, B. (1963). *Técnica Moderna de voladura de rocas*. Bilbao: Ediciones Urmo.
66. Langefords, U. & Kihlstrom, B. (1976). *Voladuras de rocas*. Editorial Urmo.
67. López Jimeno, C. et al. (1994). *Manual de perforación y voladuras de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de España. Serie: Tecnología y seguridad minera, Madrid.
68. López Jimeno, E. et al. (1986). Implantación de un método de cálculo y diseño de voladuras en banco. Tesis Doctoral ETS de ingenieros de minas de Madrid.
69. Mitchell, R.H. (1973). Magnesian ilmenite and its role in kimberlite petrogenesis. *Journal of Geology*, 81, 301–311.
70. . Mitchell, R.H. (1989). *Kimberlites: mineralogy, geochemistry and petrology*. New York: Plenum Press.
71. Mitchell, R.H. 1995. *Kimberlites, orangeites, and related rocks*. New York: Plenum Press.

72. Mitchell, R. H. 1997. *Kimberlites, orangeites, lamproites, melilitites, and minettes: a petrographic atlas*. Ontario. Almaz Press.
73. Mitchell, R.H.; et al. (2009). “*Tuffisitic kimberlites from the Wesselton Mine, South Africa: Mineralogical characteristics relevant to their formation*”. Proceedings of the 9th International Kimberlite Conference. Lithos 112S. p.452–464.
74. Mielnikov, N. V. (1962). *Manual de los trabajos de perforación y voladura en la construcción. (En idioma ruso)*. M. Nedra.
75. Olofsson, S.O. (1990) *Applied explosives technology for construction and mining*. Applex.
76. Otaño Noguel, J. (1984). *El corte de monolitos y bloques de mármol por el método hidroexplosivo*. (Tesis de grado Científico). ISMMANJ.
77. Otaño Noguel, J. (1998). *Fragmentación de roca con explosivos*. Editorial Félix Varela: La Habana.
78. Otaño Noguel, J. (1999). *Acción de la explosión en las rocas ligadas. Diplomado de voladuras, módulo 3*, UNL, Loja, Ecuador.
79. Otaño Noguel, J. (2010). *Curso de voladura*. ISMMANJ.
80. Otaño Noguel, J. (2014). *Fragmentación de roca con explosivos*. Editorial Félix Varela: La Habana.
81. Palacios, G. (1997). *Perfeccionamiento de los trabajos de voladuras en el yacimiento XX Aniversário*. (Tesis de Maestría). ISMMANJ.
82. Pokrovsky, G. I. & Fedorov, F. S. (1957). *Acción del golpe y la explosión en los medios deformables*. Prometroizdat.
83. Pokrovsky, G.I. (1977). *Tecnología de Construcción de obras subterráneas y minas*.
84. Pokrovsky, G.I. (1980). *La Explosión*. M. Nedra.
85. Pradhan M. (2007) *Investigations into the effects of some factors on detonation velocity of chemically sensitized bulk emulsion explosives*. (Doctoral dissertation). Raipur: Pt. Ravi Shankar Shukla University; p. 5–13. <http://hdl.handle.net/10603/44294>
86. Praillet, R. (1980) *A new approach to blasting*.
87. Reis, B. (1972). “*Preliminary note on the distribution and tectonic control of kimberlites in Angola*”. The 24th International Geological Congress. Section 4, p. 276–281.

88. Robles, S., Watangua M., Isido L., Joan C., Galiano S., Olimpio A. (2009). “*Contrasting compositions and textures of ilmenite in the Catoca kimberlite, Angola, and implications in exploration for diamond* *Lithos* 112s: 966–975.
89. Rocksciencie Inc. (2017). *Dips versión 7.1*, Ontario. Canadá.
90. Rouabhi, A. (2004). Comportement et fragmentation dynamiques des matériaux quasi-fragiles. Fontainebleau. (Thesis Doctoral). Escuela Nacional Superior de Minas de Paris. <http://pastel.paristech.org>.
91. Rustan, P.A. (1990). *Burden, Spacing and Brehole Diameter at Rock Blasting*. The Third International Symposium on Rock fragmentation by blasting.
92. Sadovsky, M. A. (1945). *Investigaciones experimentales de la acción mecánica de onda de choque de la explosión*. M. Editorial A.C: URSS.
93. Sadovsky, M. A. (1952). *Acción mecánica de las ondas de choque aéreas según los datos de las investigaciones experimentales*. “Física de la explosión”, N^o1.
94. Sargentón, R.G. & Batista, L.J. (2005). a. Mecanismo de rotura de las rocas en el cuele en cuña. *Minería y Geología*, 21(4).
95. Sargentón, R.G. (2005). b. Proyecto de Construcción de los túneles del Trasvase Sabanalamar-Pozo Azul. Empresa de Investigación y Proyectos Hidráulicos de Holguín —Raudales. Holguín.
96. Sargentón, R.G. (2007) a. Criterio de triturabilidad para la proyección de los cueles rectos triturantes con taladros de compensación. *Minería y Geología*, 23(4).
97. Sargentón, R.G. (2007) b. Criterios para la proyección de voladuras en la excavación de obras subterráneas. (CD-ROOM). III Conferencia Científica Internacional de la Universidad de Holguín.
98. Sargentón, R.G. (2008). *Criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas*. (Tesis Doctoral). ISMMANJ.
99. Scott Smith, B.H.; et al. (2008). *Kimberlites: Descriptive Geological Nomenclature and Classification*. 9th International Kimberlite Conference, Franckfurt, Germany.
100. Sedov, L. I. (1976). *Mecánica del medio continuo*. Tomo 1. M. Nauka.
101. Shejurdin, B.K. (1985). Cuaderno de trabajos mineros de laboreo y fortificación de excavaciones. M, Nedra.
102. Shemiakin, E. I. (1963). Sobre las ondas de tensiones en rocas resistentes. Problemas físicos – técnico de explotación útiles. N^o 1965.

103. Shemiakin, E. I. (1963). Tecnología y Seguridad de los trabajos de voladura. MVK de voladura. *Voladura*.
104. Shemiakin, E.I. (2006). Tecnología y seguridad de los trabajos de voladura. MVK de Voladura (Voladura, ISSN 0372-7009; ejemplar 96/53).
105. Semeniak, S. Y. (2006). 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). Instituto Estatal de Minas de San Peterburgo (SPMI).
106. Sonhi Manassa, M.F. (2020) *Optimización del sistema de transportación minera en yacimientos kimberlíticos profundos*. (Tesis Doctoral, ISMMANJ).
107. Staniukovich, K. P. (1971). *Movimento no estacionário del medio contínuo*. M. Nauka.
108. Sujanov, A.F. (1958). 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..
109. Sujanov, A. F & Kutuzov, B. N. (1967). *Fragmentación de rocas*. Editorial Nedra. Moscú.
110. Ucar R. (1978). Importancia del retiro en el diseño de voladuras y parámetros a considerar. *GEOS*, 24(3),110.
111. Vinogradov, E.Y. (2006). 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. Memorias del Instituto Estatal de Minas de San Peterburgo. T 167, Parte I. Redactor V.S. Litvinienko. Editorial SPMI.
112. Vladimir Pervov, J. T. F., Francisco João. (2017). Catoca kimberlite pipe: Diatreme/crater transition and dynamics of the crater sedimentation.
113. Wikipedia. (2020). *Libre la enciclopédia*. <http://es.wikipedia.org/wiki/TNT>.
114. Xanukaev, A. N. (1962). *Energia de las ondas de tensión en la fragmenatción de rocas por la explosión*. Gosgortexizdat.
115. Xanukaev, A. N. (1974). *Procesos físicos en el arranque de rocas con explosivos*. Editorial Nedra.
116. Zhendong, L; *et al* (2020). Evaluation and optimizatin of blasting approaches to reducing oversize boulders and toes in open- pit mine. *International Journal of Mining Science nd Technology*,30(3),373-380 <http://sciencedirect.com>

ANEXOS

Anexo - A

Levantamiento topográfico de las irregularidades

Tabla A1. Resultados del levantamiento topográfica de las irregularidades del piso antes de la investigación

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
1	60449.692	23932.869	760.000	760.003
2	60447.377	23934.828	760.000	760.103
3	60441.056	23937.847	760.000	760.129
4	60438.463	23936.865	760.000	761.129
5	60436.811	23935.875	760.000	762.133
6	60435.039	23935.336	760.000	762.893
7	60434.206	23935.919	760.000	761.626
8	60433.523	23939.927	760.000	760.428
9	60433.144	23942.923	760.000	761.093
10	60432.859	23944.776	760.000	760.184
11	60432.135	23948.238	760.000	760.100
12	60432.394	23949.915	760.000	762.803
13	60434.475	23951.394	760.000	760.900
14	60436.807	23950.376	760.000	760.083
15	60439.232	23949.355	760.000	760.753
16	60441.385	23947.414	760.000	762.000
17	60443.353	23946.340	760.000	761.040
18	60443.928	23945.403	760.000	762.101
19	60443.213	23942.621	760.000	762.008
20	60442.603	23939.117	760.000	760.000
21	60440.979	23937.998	760.000	760.033
22	60438.238	23940.435	760.000	760.430
23	60437.611	23942.246	760.000	760.134
24	60437.562	23944.215	760.000	761.438
25	60437.388	23946.091	760.000	761.103
26	60434.978	23945.441	760.000	761.060
27	60435.394	23946.685	760.000	761.110
28	60435.839	23947.617	760.000	760.990
29	60436.353	23948.076	760.000	760.800
30	60436.316	23948.116	760.000	760.180
31	60437.747	23947.237	760.000	760.009
32	60438.714	23945.711	760.000	761.080
33	60438.724	23944.014	760.000	762.700
34	60438.995	23941.955	760.000	761.000
35	60439.872	23940.406	760.000	760.020
36	60438.685	23939.002	760.000	762.051
37	60435.377	23937.952	760.000	760.000
38	60435.857	23939.079	760.000	760.000

Tabla A1. *Continuación...*

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
39	60435.862	23940.829	760.000	760.025
40	60435.865	23942.453	760.000	760.800
41	60435.785	23944.156	760.000	760.000
42	60436.204	23945.800	760.000	760.000
43	60436.413	23947.208	760.000	760.035
44	60436.595	23933.281	760.000	760.000
45	60413.278	23914.327	760.000	760.000
46	60415.032	23914.714	760.000	760.000
47	60415.468	23915.714	760.000	760.000
48	60415.773	23916.915	760.000	760.000
49	60449.692	23932.869	760.000	760.900
50	60447.377	23934.828	760.000	760.083
51	60441.056	23937.847	760.000	760.703
52	60438.463	23936.86	760.000	762.040
53	60436.811	23935.875	760.000	762.500
54	60435.039	23935.336	760.000	761.893
55	60434.206	23935.919	760.000	760.626
56	60433.523	23939.92	760.000	760.428
57	60433.144	23942.923	760.000	761.093
58	60432.859	23944.776	760.000	761.184
59	60432.135	23948.238	760.000	762.100
60	60432.394	23949.915	760.000	760.803
61	60434.475	23951.394	760.000	761.950
62	60436.807	23950.376	760.000	760.073
63	60439.232	23949.355	760.000	760.053
64	60441.38	23947.414	760.000	761.000
65	60443.353	23946.34	760.000	761.001
69	60443.928	23945.403	760.000	761.101
70	60443.213	23942.621	760.000	761.008
71	60442.603	23939.117	760.000	761.020
72	60440.979	23937.998	760.000	760.323
73	60438.238	23940.43	760.000	761.420
74	60437.611	23942.246	760.000	761.134
75	60437.562	23944.215	760.000	760.438
76	60437.388	23946.091	760.000	760.100
77	60434.978	23945.441	760.000	762.060
78	60435.394	23946.685	760.000	761.110
79	60435.839	23947.617	760.000	760.980
80	60436.353	23948.076	760.000	760.000
81	60436.316	23948.116	760.000	762.180
82	60437.747	23947.237	760.000	762.000
83	60438.714	23945.711	760.000	761.000
84	60438.72	23944.014	760.000	762.955
85	60438.995	23941.955	760.000	760.000

Tabla A1. *Continuación...*

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
86	60439.872	23940.406	760.000	760.000
87	60438.685	23939.002	760.000	762.001
88	60435.377	23937.952	760.000	760.000
89	60435.854	23939.079	760.000	761.000
90	60435.862	23940.829	760.000	760.025
91	60435.865	23942.453	760.000	760.880
92	60435.785	23944.156	760.000	760.070
93	60436.204	23945.843	760.000	760.000
94	60436.413	23947.208	760.000	761.535
95	60436.595	23933.281	760.000	760.010
96	60413.278	23914.327	760.000	761.020
97	60415.032	23914.714	760.000	760.021
98	60415.468	23915.714	760.000	761.025
99	60415.773	23916.915	760.000	760.010
Promedio				760.832

Tabla A2. Resultados del levantamiento topográfico de las irregularidades del piso después del experimento

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
1	60435.117	23915.524	760.000	760.000
2	60433.885	23915.814	760.000	760.000
3	60433.773	23916.867	760.000	760.097
4	60433.920	23918.656	760.000	760.000
5	60434.037	23920.023	760.000	760.090
6	60434.851	23920.494	760.000	760.110
7	60435.554	23919.687	760.000	760.902
8	60435.825	23918.451	760.000	760.806
9	60434.908	23918.726	760.000	760.098
10	60434.293	23917.108	760.000	760.976
11	60434.592	23916.201	760.000	761.008
12	60435.133	23915.619	760.000	760.719
13	60435.171	23917.028	760.000	760.004
14	60436.908	23914.563	760.000	761.014
15	60435.355	23914.376	760.000	760.003
16	60434.056	23914.466	760.000	760.311
17	60432.879	23914.641	760.000	760.000
18	60432.326	23917.622	760.000	760.000
19	60431.777	23920.447	760.000	760.000
20	60432.751	23921.864	760.000	760.123
22	60435.313	23923.154	760.000	760.086
23	60435.752	23921.632	760.000	760.203
24	60436.711	23920.311	760.000	760.000
25	60437.056	23918.778	760.000	760.139
26	60436.802	23917.096	760.000	760.192
27	60435.874	23916.545	760.000	760.183
28	60437.124	23915.111	760.000	760.078
29	60440.352	23918.432	760.000	760.000
30	60449.582	23923.953	760.000	760.000
31	60449.763	23926.533	760.000	760.055
32	60449.846	23929.624	760.000	760.507
33	60450.307	23933.166	760.000	760.000
34	60451.098	23934.739	760.000	760.593
35	60450.711	23936.531	760.000	760.793
36	60450.685	23939.762	760.000	760.848
37	60449.711	23941.468	760.000	760.049
38	60449.288	23942.894	760.000	760.984
39	60450.538	23942.707	760.000	761.065
40	60451.375	23943.468	760.000	760.061
41	60452.728	23944.094	760.000	760.847
42	60452.193	23942.883	760.000	760.233

Tabla A2. Resultados del levantamiento topográfico de las irregularidades del piso después del experimento

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
43	60452.313	23940.011	760.000	760.038
44	60452.891	760.794	760.000	760.794
45	60453.073	760.463	760.000	760.463
46	60455.636	760.141	760.000	760.141
47	60455.907	760.069	760.000	760.069
48	60453.307	760.000	760.000	760.000
49	60452.155	760.002	760.000	760.002
50	60452.262	760.000	760.000	760.000
51	60455.250	760.029	760.000	760.029
52	60454.589	760.296	760.000	760.296
53	60453.087	760.004	760.000	760.004
54	60452.391	760.080	760.000	760.080
55	60450.999	760.080	760.000	760.080
56	60451.181	760.000	760.000	760.000
57	60449.328	760.000	760.000	760.000
58	60451.060	760.408	760.000	760.408
59	60451.111	760.006	760.000	760.006
60	60451.194	760.000	760.000	760.000
61	60451.518	760.000	760.000	760.000
62	60451.728	760.000	760.000	760.000
63	60451.404	760.000	760.000	760.000
64	60450.992	760.036	760.000	760.036
65	60451.665	760.256	760.000	760.256
66	60450.489	760.297	760.000	760.297
67	60451.846	760.132	760.000	760.132
68	60453.909	760.052	760.000	760.052
69	60454.593	760.105	760.000	760.105
70	60454.573	760.049	760.000	760.049
71	60455.532	760.095	760.000	760.095
72	60455.767	760.828	760.000	760.828
73	60457.363	760.017	760.000	760.017
74	60458.528	760.008	760.000	760.008
75	60458.419	760.078	760.000	760.078
76	60457.846	760.460	760.000	760.460
77	60457.306	760.088	760.000	760.088
78	60456.511	760.032	760.000	760.032
79	60456.159	760.057	760.000	760.057
80	60455.447	760.084	760.000	760.084
81	60454.794	760.022	760.000	760.022
82	60454.361	760.017	760.000	760.017

Tabla A2. *Resultados del levantamiento topográfico de las irregularidades del piso después del experimento*

Punto	x	y	Horizonte real (m)	Horizonte medido (m)
83	60454.411	760.044	760.000	760.044
84	60455.552	760.648	760.000	760.648
Promedio				760.226

Anexo - B

Medición del agrietamiento

Tabla B1. *Medición del agrietamiento realizada en el sector Sur de la mina Catoca*

Nº	Horizonte (m)	Familia de grietas	Azim/Buz (grados)	Abertura (cm)	Espac. (m)	Relleno
1	960	I	331/74	0,30	2,00	Arcilla
2	960	II	229/83	0,30	2,00	Arcilla
3	960	III a	183/44	0,50	5,00	Arcilla
4	970	I	358/58	0,20	1,00	Arcilla
5	940	II	300/78	2,50	1,50	Agua
6	940	III	230/78	1,55	1,50	Vacia
7	940	I	248/78	0,30	0,00	Vacia
8	940	II	244/80	1,40	1,40	Arcilla
9	940	III	248/78	1,00	2,00	Arcilla
10	940	IV	248/80	1,00	2,50	Arcilla
11	930	IVa	244/78	1,40	1,00	Arcilla
12	930	I	248/78	0,50	1,60	Arcilla
13	930	II	247/78	0,50	1,30	Arcilla
14	930	I	248/78	0,50	3,20	Arcilla
15	930	II	248/78	3,00	1,00	Arcilla
16	920	III	246/78	0,80	0,00	Arcilla
17	920	IIIa	275/81	3,00	4,30	Vacia
18	920	IV	116/80	1,30	1,20	Agua
19	920	I	116/80	2,20	1,60	Vacia
20	920	II	116/80	0,40	1,80	Vacia
22	910	I	248/78	0,70	1,40	Arcilla
23	910	II	300/78	2,65	2,10	Arcilla
24	910	III	225/78	0,50	0,00	Arcilla
25	910	I	235/78	1,00	2,00	Arcilla
26	910	II	270/80	3,00	4,20	Arcilla
27	910	III	116/80	3,10	0,00	Arcilla
28	910	I	116/80	2,00	1,20	Arcilla
29	910	II	118/80	3,00	1,00	Arcilla
30	900	I	302/78	0,70	2,90	Arcilla
31	900	II	310/81	0,65	2,10	Vacia
32	900	III	310/88	0,30	2,00	vacia
33	900	I	310/75	0,50	5,20	vacia
34	900	II	293/72	0,70	1,00	Arcilla
35	900	III	310/83	0,30	2,00	Arcilla
36	900	I	310/85	0,70	0,55	Arcilla
37	900	I	310/85	0,20	1,00	Arcilla
38	890	II	308/85	1,00	3,00	Arcilla
39	890	III	31289	1,50	1,50	Arcilla
40	890	I	310/83	-	1,50	Arcilla
41	890	II	310/84	0,50	1,50	Arcilla
42	890	III	310/87	0, 10	5,00	Arcilla
43	890	I	310/88	0,50	2,10	Arcilla
44	890	II	293/82	0,30	2,10	Arcilla
45	890	I	293/82	0,50	5,00	Arcilla

Tabla B1 *Continuación...*

Nº	Horizonte (m)	Familia de grietas	Azim/Buz (grados)	Abertura (cm)	Espac. (m)	Relleno
46	890	II	298/78	1,00	0,00	Arcilla
47	880	III	298/78	0,30	2,25	Arcilla
48	880	I	302/78	0,50	1,00	Arcilla
49	880	II	300/80	0,50	1,50	Arcilla
50	860	I	248/80	1,00	2,50	Arcilla
51	860	II	244/78	1,40	1,00	Arcilla
52	860	II	248/78	0,50	1,60	Agua
53	860	II	247/78	0,50	1,30	Arcilla
54	860	I	248/78	0,50	3,20	Arcilla
55	850	II	248/78	3,00	1,00	Arcilla
56	850	I	116/80	2,20	1,60	Arcilla
57	850	II	116/80	0,40	1,80	Arcilla
58	850	III	118/80	1,80	1,00	Arcilla
59	850	I	248/78	0,70	1,40	Arcilla
60	850	II	300/78	2,65	2,10	Arcilla
61	850	III	225/78	0,50	0,00	Arcilla
62	840	I	235/78	1,00	2,00	Arcilla
63	840	II	270/80	3,00	4,20	Arcilla
64	840	III	116/80	3,10	0,00	Arcilla
65	830	I	116/80	2,00	1,20	Arcilla
66	830	II	118/80	3,00	1,00	Arcilla
67	820	I	302/78	0,70	2,90	Arcilla
68	820	III	246/78	0,80	0,00	Arcilla
69	820	IIIa	275/81	3,00	4,30	Arcilla
70	820	IV	116/80	1,30	1,20	Arcilla
71	820	II	310/81	0,65	2,10	Arcilla
72	820	III	310/88	0,30	2,00	Arcilla
73	810	I	310/75	0,50	5,20	Arcilla
74	810	II	293/72	0,70	1,00	Arcilla
75	810	III	310/83	0,30	2,00	Arcilla
76	790	I	310/85	0,70	0,55	Arcilla
77	790	I	310/85	0,20	1,00	Arcilla
78	790	II	308/85	1,00	3,00	Arcilla
79	790	III	312/89	1,50	1,50	Arcilla
80	790	I	310/83	-	1,50	Arcilla
81	790	II	310/84	0,50	1,50	Arcilla
82	790	III	310/87	0, 10	5,00	Arcilla
83	780	I	310/88	0,50	2,10	Arcilla
84	780	II	293/82	0,30	2,10	Arcilla
85	780	I	293/82	0,50	5,00	Arcilla
86	780	I	293/82	0,50	5,00	Arcilla
87	780	II	298/78	1,00	0,00	Arcilla

Tabla B1 *Continuación...*

Nº	Horizonte (m)	Familia de grietas	Azim/Buz (grados)	Abertura (cm)	Espac. (m)	Relleno
88	780	III	298/87	0,30	2,25	Arcilla
89	780	I	202/78	0,50	1,00	Arcilla
90	780	II	300/80	0,50	1,50	Arcilla
91	780	III	135/59	0,06	0,95	Arcilla
92	780	IIIa	428/54	0,32	0,86	Arcilla
93	760	IV	320/85	0,65	1,25	Detritos
94	760	I	127/82	0,63	1,80	Detritos
95	760	I	222/86	0,56	0,64	vacía
96	760	II	289/75	0,65	1,23	Arcilla
97	760	III	285/75	0,53	0,81	Arcilla
98	760	I	288/75	0,86	0,85	Arcilla
99	760	II	387/60	0,75	1,35	Arcilla
100	760	IIIa	183/44	0,50	2,00	Vacía
101	760	I	358/58	0,25	2,00	Arcilla
102	760	II	243/84	0,60	1,00	Arcilla

Anexo – C

GPS utilizado para el levantamiento topográfico



Figura C1. GPS de levantamiento altiplanimétrico.