

Especialidad – Minas

*Trabajo de Diploma en
opción al título de
Ingeniero en Minas*

DESARROLLO DE UN SOFTWARE PARA EL DISEÑO
DE VOLADURAS EN EL LABOREO DE
EXCAVACIONES SUBTERRANEAS HORIZONTALES

Autor: João Manuel Lucamba Candombo

Curso: 2018-2019
“Año 61 de la Revolución”

Especialidad - Minas

*Trabajo de Diploma en
opción al título de
Ingeniero en Minas*

DESARROLLO DE UN SOFTWARE PARA EL DISEÑO
DE VOLADURAS EN EL LABOREO DE
EXCAVACIONES SUBTERRANEAS HORIZONTALES

Autor: João Manuel Lucamba Candombo

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

Curso: 2018-2019
“Año 61 de la Revolución”

DECLARACIÓN DE AUTORIDAD

Yo: João Manuel Lucamba Candombo

Autor de este Trabajo de Diploma y el tutor Prof. Tit., Ing. José Antonio Otaño Noguel, Dr. C certificamos la propiedad intelectual a favor de la Universidad de Moa "Dr. Antonio Núñez Jiménez", hacer uso del mismo en la finalidad que estime conveniente.

Diplomante _____

Tutor _____

DEDICATORIA

A toda mi familia, en especial a mi hija Aseneth Jareth Candombo Hernández, mi esposa Disney Hernández Osorio, mi tío Guilherme Kissanga Ukuamba, mi madre Joana Marcelo Lucamba, mi padre Manuel Candombo, a mis abuelos Joao Candombo y Marta Daniel Kissanga y a mis hermanos hermosos de la vida, Antonio Luis Castro, Fátima Luis Castro, Nelo Manuel Candombo, Marta Manuel Candombo, Victoria Manuel Candombo y Natalia Manuel Candombo por ser las fuentes de inspiración para seguir mejorando como ser humano y en la vida profesional a cada día.

AGRADECIMIENTOS

Expreso mis sinceros agradecimientos primeramente a Dios, todo poderoso por estar conmigo en todo momento y hacer de mi camino una carretera llena de felicidad y de muchas bendiciones gracias papá bendecido sea tu nombre. A mi bella familia quienes a pesar de la distancia estuvieron y están siempre pendientes de mí. A mi esposa Disney Hernández Osorio, por apoyarme en todo momento para que concluyera exitosamente la tesis. A mis suegros Antonio Hernández y María Osorio por confiar en mí en todos esos años. A mi tutor Dr.C. José Otaño Noguel, por aportar tanto conocimiento durante el desarrollo de esta investigación. Al Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, a todos sus trabajadores y especialmente a los profesores del departamento de minería, por entregarme sus conocimientos durante 5 años, apoyarme y comprenderme. A todos mis compañeros de clase por los momentos maravillosos que hemos compartido durante esos 5 años. A todos mis compatriotas, amigos y hermanos de batallas por considerarme como más un miembro de la familia. Al gobierno Angolano por confiar en mí y darme la oportunidad de llegar a ser un profesional. A la Revolución Cubana y todos los que de una forma u otra me han apoyado en la realización de este trabajo.

PENSAMIENTO

Pienso porque reconozco los límites de mi propia ignorancia, porque la duda es el principio de la sabiduría.

Aristóteles

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación, se desarrolló el software PreminFrag-LC 2019, para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales que considera las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo, las propiedades de las sustancias explosivas y la acción de la explosión de éstas sobre el macizo rocoso.

Para validar el software PreminFrag-LC 2019, se compararon los resultados obtenidos del mismo con los resultados obtenidos del modelo matemático propuesto por (Diéguez, *et al.* 2014), que fueron validados mediante voladuras experimentales realizadas por Diéguez, *et al.* 2014, en el Tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa - Mayarí del Trasvase Este-Oeste, cuyos resultados presentaron un margen de error de 0.04% lo que indicó que el nivel de confianza de los resultados obtenidos por software es de un 99,96%.

Palabras Claves: software, voladura, excavaciones, subterráneas

SUMMARY

In the present research work, the PreminFrag-LC 2019 software was developed for the design of blasting in the horizontal underground excavation work that considers the properties of the rocks, the mechanical-structural characteristics of the massif, the properties of the explosive substances and the action of the explosion of these on the rock mass.

To validate the PreminFrag-LC 2019 software, the results obtained were compared with the results obtained from the mathematical model proposed by (Diéguez, et al., 2014), which were validated by experimental blasting by Diéguez, et al. 2014, in Section II in the 5C lithology of the Levisa - Mayari Tunnel of the East-West Transfer, whose results showed a margin of error of 0.04%, which indicated that the confidence level of the results obtained by software is 99, 96%.

Key Words: Software, blowing-up, excavations, subterranean

ÍNDICE

Pág

INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DEL TEMA.....	4
1.1 Antecedentes y actualidad del problema en el mundo y en Cuba.....	4
1.1.1 Introducción	4
1.1.2 historia de la voladura.....	4
1.1.3 Metodologías de cálculos para el diseño de voladuras.....	5
1.1.3.1 Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares franceses (siglos XVII-XVIII)	5
1.1.3.2 Modelos de los ingenieros investigadores rusos (siglo XIX)	6
1.1.3.3 Modelos de los Investigadores del siglo XX.....	7
1.1.4.1 Softwares de aplicación en el diseño de voladuras	15
1.1.4.2 X-Tunnel v.Beta para diseño de voladuras en túneles.....	16
1.1.4.3 Cálculo del número de taladros en la voladura de un túnel.....	17
1.1.4.5 Sistema se túnel GeoBlast	18
1.1.4.6 La ranura y su cara libre	18
1.1.4.8 software de voladura JkSimblast	19
CAPÍTULO II. MATERIALES Y MÉTODOS	21
2.1 Materiales y herramientas utilizado para el desarrollo del software	21
2.1.2 Esencia física del Modelo matemático propuesto por Diéguez & Otaño	22
2.1.3 Pasos que componen el modelo matemático propuesto por Diéguez & Otaño	23
2.1.3.1 Determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas	23
2.1.3.2 Estudio del agrietamiento en la excavación.....	26
2.1.3.3 Determinación del diámetro de perforación y la sustancia explosiva a emplear.....	27

2.1.3.4 Determinación del estado tenso-deformacional al explotar las cargas de sustancia explosiva	29
2.1.3.4 .1 Estado tenso-deformacional al explotar cargas compactas .	29
2.1.3.4.2 Estado tenso-deformacional al explotar cargas desacopladas con espacio anular de aire	35
II.1.3.5.2 Diseño de los barrenos de arranque.....	40
2.1.3.5.4 Índices técnico - económicos de la voladura (Otaño, 1998)	46
2.1.5 Herramientas usada para el desarrollo del software PreminFrag-LC 2019.....	48
2.1.5.1 Microsoft Visual Studio Express Edition (lenguaje de programación VB.Net 2010).	48
2.1.5.2 Microsoft office (Excel y access).....	48
CAPÍTULO III. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS	50
3.1 Descripción y validación del software PreminFrag-LC 2019	50
3.1.1 Descripción general del software PreminFrag-LC 2019.....	50
3.1.1.2 Datos de entradas del PreminFragLC 2019	51
3.1.1.2 Reporte de diseño de voladura del PreminFragLC 2019	59
3.2 Validación de los resultados del software para el diseño de voladuras en el laboreo de excavación	66
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	72
ANEXO.....	77

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Índice de la adiabática de los productos de la explosión.....	30
Tabla 3.1. Comparación de los resultados obtenido por Diéguez, et al. 2014 y software PreminFraLC 2019, en el Tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa - Mayarí del Tránsito Este Oeste	66

ÍNDICE DE FIGURA

Figura 2.3. Curvas de extinción de las tensiones radiales.	34
Figura 2.2. Curvas de extinción de las tensiones tangenciales.	34
Figura 2.1. Curvas de extinción de las tensiones a cortante.	34
Figura 2.4. Parámetros geométricos para el diseño del corte con un taladro de compensación.	37
Figura 2.5. Parámetros geométricos para el diseño del corte con dos taladros de compensación.	37
Figura 2.6. Esquema de disposición de los barrenos en el corte de cuña.	39
Figura 2.7. Distribución de los barrenos en el frente de excavación.	42
Figura 2.8. Parámetros principales de los barrenos de contorno.	42
Figura 3.1. Formulario principal del PreminFragLC 2019.	51
Figura 3.2. Serie de identificación de un proyecto.....	51
Figura 3.3. Datos de la excavación	52
Figura 3.4. Propiedades física-mecánicas de la roca.....	53
Figura 3.5. Agrietamiento en el frente de la excavación.....	54
Figura 3.6. Selección de la sustancia explosiva para las cargas compactas ...	55
Figura 3.7. Selección de la sustancia explosiva para las cargas Desacopladas	55
Figura 3.8. Presión máxima de la onda refractada en la pared de los barrenos de corte, arranque	56
Figura 3.9. Presión máxima de la onda refractada en la pared de los barrenos de contorno	56
Figura 3.10. Radio de la zona de descostramiento y la máxima amplitud de la tensión radial.....	57

Figura 3.11. Radio de la zona de Agrietamiento y la máxima amplitud de la tensión tangencial	58
Figura 3.12. Radio de la zona de Trituración y la máxima amplitud de la tensión a cortante	58
figura 3.13 Reporte técnico para diseño de laboreo en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales	65
Figura 3.14. Gráfica de Comparación de resultados de Diéguez, et al. 2014 con los resultados del software PreminFraLC 2019.....	68
Figura 3.15. Gráfica de correlación entre los resultados de Diéguez, et al. 2014 en comparación con los resultados del software PreminFra-LC 2019.	69
Figura 3.16 Pasaporte del diseño de voladura de la excavación.....	69

INTRODUCCIÓN

El aprovechamiento del espacio subterráneo constituye en la actualidad una de las alternativas más idóneas para el desarrollo de vías rápidas de comunicación, obras hidráulicas, almacenes etc. A pesar de su mayor coste con respecto a otras soluciones de superficie, presenta cada vez mayores ventajas, tanto desde el punto de vista medio ambiental como funcional (acortamiento de distancias, seguridad, menor impacto ambiental, etc.)

El laboreo de excavaciones subterráneas es una de las tareas más importantes a resolver a nivel mundial en la minería, la cual consiste en asegurar la racionalidad del arranque de la roca y la estabilidad de las excavaciones.

La construcción de obras subterráneas en el mundo mediante el uso de diferentes herramientas ingenieriles, se ha podido lograr a través de dos métodos muy difundidos en los procesos de arranque de la roca, los métodos mecánicos y los métodos de perforación y voladura. En el caso particular del presente trabajo será objeto de análisis únicamente el segundo método. La selección y aplicación de manera adecuada de este método es muy importante para las labores de separación de la roca del macizo, ya que el mismo presenta como principal limitante el daño que produce al contorno de las excavaciones subterráneas, provocando desprendimientos y sobreexcavación excesiva cuando no se realizan diseños adecuados.

La voladura convencional en túneles y trabajos de minería, dejan perfiles irregulares según el sistema de agrietamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente llegando a profundidades de 2 m aproximadamente, la roca maltratada y debilitada según su tipo y condición, puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

Cuando se distribuyen las cargas y se calculan los parámetros de la explosión por la forma convencional, por lo general no se consigue obtener con precisión el contorno proyectado de la excavación, produciéndose desviaciones hacia el interior de la misma y del macizo, lo que implica un aumento del trabajo y el tiempo para la recogida de las rocas y su trasportación, además se aumenta el gasto de materiales y el costo para el relleno detrás de la fortificación. Los

contornos más irregulares dificultan el trabajo de colocación del sostenimiento y en las excavaciones en que estas no se colocan provocan una gran resistencia aerodinámica (Otaño J. A., 1998).

Con el fin de disminuir la incertidumbre en los resultados de una voladura, se han ido desarrollando fórmulas matemáticas por diferentes investigadores tal como: los Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares franceses (siglos XVII-XVIII), Modelos de los ingenieros investigadores rusos (siglo XIX) y los Modelos de los Investigadores del siglo XX citados por (Sargentón, 2008), (Fuentes, 2012) y (Diéguez, *et al.* 2014) con el objetivo de dar soluciones a un mismo problema, basándose primeramente en los resultados empíricos para después adoptar modelos físico- matemáticos y ampliar los parámetros e información que nos dan sobre los fenómenos de fragmentación de la roca. En el caso particular de este trabajo se utiliza la metodología propuesta por (Diéguez, *et al.* 2014), la misma se describirá detalladamente en el capítulo II.

Por la gran complejidad que presenta a la hora de realizar los cálculos correspondientes al tema en cuestión, haciendo uso de las diferentes metodologías existentes, algunos autores, como por ejemplo, (Naupari, 2016), (Acevedo, 2018), han expuesto la importancia de automatizarlas, con el propósito de obtener soluciones rápidas y eficientes utilizando conocimientos computacionales, con el fin de crear herramientas que sean capaces de determinar los parámetros de voladura y poder obtener resultados más precisos, y disminuir el tiempo necesario para la obtención de los mismos, lo que facilitaría a los ingenieros la toma de decisiones en el momento que se pretenda llevar a cabo el proyecto de una obra subterránea.

La investigación sobre la temática a escala mundial ha tenido un carácter ascendente, varios autores como por ejemplo, (Mensah, 2012), (Leite, 2013) (Palacios L. D., 2017), (Bravo, 2017) etc. Se han desarrollado softwares para el diseño de las voladuras para el laboreo de excavaciones subterráneas, pero que no consideran el comportamiento del macizo ante la acción de una sustancia explosiva, o sea fueron desarrollados tomando como referencia metodologías fundamentadas en resultados empíricos, lo que expresa las limitaciones de los

mismos en función de los diferentes comportamientos ingeniero-geológicos de los macizos rocosos, lo que trae consigo inestabilidad en las excavaciones y gasto excesivo de los recursos producto de la sobreexcavación obtenida después de la explosión. Lo que condujo a la siguiente formulación de la investigación.

Problema de la investigación

Necesidad de un software para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales bajo el principio de la acción de la explosión en el macizo.

Objeto de estudio

Software para diseño de voladuras

Objetivo general

Desarrollar un software para la determinación de los parámetros y el diseño de voladuras bajo el principio de la acción de la explosión en el macizo.

Campo de acción

Software en el diseño de voladura en el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales

Hipótesis

Si se conocen las propiedades de las rocas, la característica estructural del macizo, las propiedades de la sustancia explosiva y el modelo matemático de la acción de explosión en el medio entonces es posible desarrollar un software de voladura, que permita obtener resultados más precisos, y disminuir el tiempo necesario para la obtención de los mismos.

Objetivos específicos:

1. Analizar la situación actual del problema (estado del arte)
2. Determinar las propiedades de las rocas, estructura del macizo y propiedades de las sustancias explosivas.
3. Utilizar el modelo matemático existente que considera el principio de la acción de la explosión en el macizo de roca para el diseño de voladuras
4. Establecer los Algoritmos y la estructura del software.
5. Validar el software en el caso de una excavación concreta

CAPÍTULO I. ANTECEDENTES Y ESTADO ACTUAL DEL TEMA

1.1 Antecedentes y actualidad del problema en el mundo y en Cuba

1.1.1 Introducción

En la actualidad los expertos en minería buscan cada día conocimientos científicamente ordenados, que permitan dar soluciones a los problemas en cada caso concreto, que facilitan la adaptación al medio ambiente y asegurar la responsabilidad del uso eficiente de los recursos. Por esta razón se ha visto la necesidad de apoyarse en los avances tecnológicos con el fin de crear herramientas útiles para simplificar el tiempo y esfuerzo de trabajo.

Existen diferentes soportes lógicos de sistemas informáticos (softwares) a nivel mundial, que fueron desarrollado con el propósito de automatizar los diferentes modelos matemáticos existentes para el diseño de voladuras en el laboreo de las excavaciones subterráneas, pero los mismos presentan ciertas limitaciones, al no consideraren los principales parámetros de mayor influencia a la hora de diseñar y ejecutar una voladura exitosa, es decir la metodología de cálculo utilizado en los algoritmos de estas herramientas fueron tomados de patrones fundamentados en resultados empíricos en determinadas condiciones, algo que no siempre cumple los requerimientos de variabilidad de los macizos de rocas y de sustancias explosivas a emplear.

De manera general se puede concluir, que las metodologías utilizadas en el desarrollo de estos softwares no consideran el principio de la acción de la explosión en el medio para el cálculo de las cargas, aspecto este decisivo en los diseños de voladuras.

1.1.2 historia de la voladura

Autores como (Sargentón, 2008), (Fuentes, 2012) y (Diéguez, *et al.* 2014) han coincidido en sus investigaciones que, la teoría de la voladura comienza en el siglo XVII como resultado de la generalización de las voladuras experimentales y las observaciones elaboradas por investigadores de la ciencia militar. De esta forma aparecen los primeros modelos matemáticos, expresiones de cálculo sencillas obtenidas netamente por vía experimental. Son los ingenieros investigadores militares franceses, los primeros en establecer las ecuaciones de cálculo de las cargas de pólvora para el minado de los muros de las fortalezas.

En los siglos XVII y XVIII comenzó la elaboración científica de la teoría de la voladura prácticamente sobre la base de un fuerte componente experimental y de la observación científica, métodos sobre los que se apoya en la actualidad en gran medida el trabajo experimental en la física de la explosión y en la fragmentación de rocas por voladura. Sin embargo, para ese entonces no se habían descubierto ni la química ni la esencia física de la explosión, y los investigadores no sobrepasaron el nivel de razonamiento de los alquimistas de la Edad Media. En el siglo XIX con la consolidación e intensificación de la Revolución Industrial, las dos direcciones fundamentales de la Teoría de la Explosión continuaron su desarrollo. El auge de la industria química y de la química como ciencia, permitió a su vez el descubrimiento de un gran surtido de sustancias explosivas, con características energéticas superiores a la pólvora, en 1845 el químico ruso Fadiiev descubrió la piroxilina, un año más tarde en 1846, el químico italiano Sobrero la nitroglicerina. Estos nitrocompuestos permitieron la aparición de otras sustancias explosivas con mayor poder rompedor como: el Trotil o TNT, que fue descubierto por Wilbrand en 1863, la dinamita patentada por Alfred Nobel en 1867, las amonitas descubiertas por los noruegos Olson y Norvin en 1867, el nitruro de plomo en 1890, el TEN en 1891, y el exógeno en el año 1898 (Sargentón, 2008). Simultáneamente en el siglo XIX se realizaron numerosos experimentos para la determinación de la función del índice de acción de la explosión.

1.1.3 Metodologías de cálculos para el diseño de voladuras

1.1.3.1 Modelos de cálculo de los ingenieros investigadores militares

franceses (siglos XVII-XVIII)

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

$$Q = mW, \text{kg} \tag{1}$$

Donde:

W – Línea de menor resistencia, m;

m – Coeficiente de aproximación de las cargas.

El modelo de Deuville presenta como limitación principal la dependencia lineal entre el peso de la carga y la fragmentación producida. Posteriormente Vauban, citado por (Langefors & 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 cúbica:

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

El modelo de Vauban supera la dependencia lineal del modelo de Deuville, pero sólo reconocía la carga normal, la formación de un cono geoméricamente regular y una única resistencia a vencer: la fuerza de gravedad. (Belidor, 1725), citado por (Ivolguin, 1975), plantea un modelo que se deduce de la hipótesis siguiente: el peso de las cargas es proporcional al cubo de los radios de fragmentación. El modelo de Belidor tiene como limitación su elevado empirismo y no considera las particularidades del terreno a volar, las propiedades de la sustancia explosiva y los valores reales del índice de acción de la explosión.

1.1.3.2 Modelos de los ingenieros investigadores rusos (siglo XIX)

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

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

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

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

Al explicar el mecanismo de fragmentación de los medios en la voladura, Frolov distinguió las siguientes fuerzas de resistencia: el peso de la masa que es expulsada, las fuerzas de inercia, las fuerzas de cohesión de las partículas

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

(Borieskov, 1876), citado por (Mielnikov N. V., 1962) y (Sargentón, 2008), planteó la expresión para el cálculo de una carga de sustancia explosiva de la forma siguiente:

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

Donde:

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

n – Índice de acción de la explosión.

La fórmula de Borieskov tiene como limitación que no sobrepasa el principio de semejanza geométrica en el cálculo de la magnitud de las cargas para rocas resistentes y no analiza la naturaleza de las fuerzas que surgen al formarse el cráter (en particular la influencia de la fuerza de gravedad de la roca lanzada) (Diéguez, *et al.* 2014).

1.1.3.3 Modelos de los Investigadores del siglo XX

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

A pesar de sustentar su teoría tanto en trabajos experimentales de campo (voladuras de polígono, semindustriales e industriales), como en la descripción cualitativa del modelo que explica los mecanismos de fragmentación de las rocas y que se fundamenta en gran medida en la mecánica de los medios sólidos continuos, presenta como principal limitante el mismo empirismo que la sustenta. (Diéguez, *et al.* 2014).

(Pokrovsky, 1957, 1977, 1980) citado por (Egorov, Bober, Kustnietsov, Reshemov, & Krasiuk, 2000), en su teoría asume a los procesos ondulatorios como agentes determinantes de la fragmentación y señala que el volumen

principal de fragmentación está condicionado por la acción de las ondas reflejadas (fenómenos de descostramiento en la superficie libre). En su modelo plantea la siguiente expresión de cálculo para determinar la cantidad de barrenos en el frente de laboreo de las excavaciones subterráneas:

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

Donde:

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

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

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

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

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

(Dolgy & Silantiev, 2003) y (Lukianov & Gromov, 1999) confirman el planteamiento de (Pokrovsky, 1957, 1977, 1980) acerca de la determinación del consumo específico y proponen establecer este importante indicador por vía experimental, o asumir su valor a partir de valores tabulados de una serie de voladuras experimentales realizadas en las condiciones minero-geológicas concretas de laboreo de las excavaciones. Al pronunciarse respecto al coeficiente de utilización de los barrenos señalan que este parámetro depende de las propiedades físico - mecánicas de las rocas, del esquema de disposición de los barrenos, del consumo de sustancia explosiva y del coeficiente de llenado de los barrenos, pero destacan que la influencia de estos factores ha sido estudiada aun insuficientemente.

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

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

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

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

$$\gamma = 0,34\gamma_1 + 0,66\gamma_2 \quad (7)$$

γ – Densidad media de carga, Kg/m³;

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

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

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

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

Los resultados obtenidos con esta expresión, a pesar de las correcciones introducidas, no han tenido amplia utilización. (Fuentes, 2012)

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

Número total de barrenos

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

Cantidad de barrenos interiores:

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

Donde:

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

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

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

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

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

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

$$q_0 = 0,1 f , \text{ kg/m}^3 \quad (13)$$

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

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

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

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

K_c - Coeficiente que considera la influencia del diámetro del cartucho de la sustancia explosiva utilizada (valor tabulado). Y para determinar la masa de sustancia explosiva, que se coloca en un metro lineal de barreno, la expresión:

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

Donde:

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

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

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

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

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

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

Donde:

S - Área total del frente de avance de la excavación, m²; S_k - Área del frente fragmentada por los barrenos de contorno, m².

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

Donde:

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

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

Posteriormente Shejurdin (1985) citado por (Diéguez, *et al.* 2014), recomienda las siguientes expresiones para calcular los parámetros principales de las voladuras en el laboreo de excavaciones:

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

Donde:

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

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

m - Coeficiente de aproximación de las cargas.

Ninguna de las expresiones expuestas con anterioridad considera las características de las rocas y de las sustancias explosivas para establecer los parámetros de la voladura, en todos los casos, se parte de determinar el número de barrenos a partir del área de la sección transversal de la excavación y del diámetro de carga (Diéguez, *et al.* 2014).

(Kutusov B. &, 2000) y (Noskov & Komashenko, 1982), realizan un análisis de los principios de cálculo de los parámetros de la voladura para el laboreo de excavaciones subterráneas y señalan que el consumo específico de sustancia explosiva es la información inicial fundamental. En opinión de (Sargentón, 2008) este indicador depende de muchos factores (las propiedades físico-mecánicas de las rocas, la sección transversal, la profundidad y el diámetro de los barrenos, el tipo de explosivo, etc.), lo que hace compleja su determinación, por el hecho de que los factores señalados influyen de forma conjunta y diferente sobre la magnitud de la carga, por lo que concluye que no es posible su determinación por vía teórica.

Los criterios y principios de (Langefors & Kihlstrom, 1976); (Ivolguin, 1975); (Noskov & Komashenko, 1982); para el diseño de los patrones de voladura son reanalizados, perfeccionados y relanzados por (Lukianov & Gromov, 1999); (Egorov *et al.* 2000); (Dolgy & Silantiev, 2003); López - Jimeno *et al.* (1994, 2003) bajo el mismo principio geométrico y sin considerar la acción de la explosión sobre el medio. Otros autores, entre los que se destacan: (Palacios G. , 1997); Ouchterlony, F. *et al.* (2001); (Morin, 2006); (EXSA, 2009); (UEE, 2010), proponen expresiones y métodos de cálculo para el diseño de patrones de voladura en minas y excavaciones, sin embargo, en sus investigaciones no se concibe este proceso como un sistema que integre las características de los macizos rocosos y la influencia que tiene una sustancia explosiva (después de la explosión de la misma) sobre este.

En algunas excavaciones subterráneas que se laborean en Cuba como por ejemplo en la mina subterránea Oro Descanso localizada en la provincia de Santa Clara, se emplea para el diseño de las voladuras, la metodología propuesta por (Otaño J. A., 2014) que consta de los siguientes pasos:

1. Determinación del número total de barrenos:

$$N = 12,7 \frac{qS}{\gamma d_c^2 \rho} \quad (19)$$

Donde:

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

S - Área de la sección transversal, m²;

γ - Coeficiente de carga de los barrenos;

d_c - Diámetro del cartucho, cm;

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

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

Corte:

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

De arranque

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

De Contorno

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

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

Donde:

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

Las relaciones más utilizadas son:

1:0,5:2; 1:1:2 y 1:1,5:2

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

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

Donde:

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

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

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

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

Corte:

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

Arranque:

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

Contorno:

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

9. Determinación del gasto total de sustancia explosiva:

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

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

Distancia media entre los barrenos de contorno.

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

Pe – Perímetro de la excavación, m.

(Diéguez, *et al.* 2014), las expresiones descritas con anterioridad presentan una serie de limitantes, entre las que se destacan:

- ✚ Parten del área de la sección trasversal de la excavación para determinar la cantidad de barrenos a utilizar en cada voladura y consideran como única propiedad del macizo la densidad de las rocas.
- ✚ Se distribuye el número de barrenos por grupos a partir de una relación de proporción, que aumenta o disminuye en cantidad, en función de la fortaleza de las rocas y el avance que se desea conseguir, sin considerar la línea de menor resistencia de arranque y contorno.

- ✚ Se toma el gasto específico de sustancia explosiva por tablas a partir de los resultados obtenidos con una serie de explosiones experimentales realizadas con Amonita 6JV, para luego ajustar a las condiciones reales en que se proyectan los trabajos.
- ✚ No se considera el desacople de las cargas en el contorno de la excavación, ni la acción que ejerce este grupo de barrenos sobre el macizo de rocas.
- ✚ Se realiza una distribución de las cargas a partir del perímetro de la excavación, sin considerar la presión que produce la explosión de la sustancia explosiva.

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

(Diéguez, *et al.* 2014), proponen la metodología de cálculo y establecen los criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales fundamentados en el principio de la esencia física de la acción de la explosión en el macizo rocoso. aporte que constituye un fundamento teórico y práctico de gran importancia para el desarrollo del software en la presente investigación, la misma se describirá en el capítulo II.

1.1.4.1 Softwares de aplicación en el diseño de voladuras

(Palacios L. D., 2017), desarrolló una aplicación para el sistema operativo móvil **ANDROID** que pueda predecir los resultados de fragmentación aplicando el modelo de Kuz-Ram modificado. Para el desarrollo de esta aplicación el autor requirió las siguientes aplicaciones:

- Java Learn: Aplicación móvil para el estudio de programación Java
- Android Studio: Entorno de programación para dispositivos móviles
- MIT AI2: Entorno de programación gráfico para la simulación de apps en dispositivos móviles.
- JDK: Java Development Kit, que son herramientas para el desarrollo de programas en lenguaje java.

- Emuladores: programas que permitieron ver el avance de la programación de la app.

variables de entrada de la aplicación

Las variables de entrada son los parámetros básicos con la que cuenta una aplicación, para cumplir con la ordenación del algoritmo en él programado, con el objetivo de envía al usuario las variables de salida (los resultados).

(Palacios L. D., 2017), en su aplicación cuenta con los siguientes datos de entrada.

- ✚ Bordo
- ✚ Espaciamiento
- ✚ Diámetro
- ✚ Carga de columna y de fondo
- ✚ Altura del banco
- ✚ Desviación del barreno
- ✚ Desviación estándar de iniciadores
- ✚ Retardos entre líneas y retardo entre barrenos
- ✚ Velocidad de la onda del macizo
- ✚ Densidad de la SE de columnas y del fondo
- ✚ Módulo de elasticidad
- ✚ Densidad de la roca
- ✚ Estado del macizo (si la roca es competente, deformable, débil o fracturada).

Este software sus tareas están limitadas en predecir los tamaños promedios de los fragmentos resultantes de una voladura con un determinado mallado y tipo de explosivo. (granulometría de las partículas y el porcentaje de cada granulometría).

1.1.4.2 X-Tunnel v.Beta para diseño de voladuras en túneles

Con el objetivo de facilitar el diseño de una sección de un túnel, (Leite, 2013), desarrolló una herramienta que se denomina – X-Tunnel v.Beta. utilizando el Método Sueco de diseño voladuras en túnel, el modelo de Kuz-Ram modificado

para la predicción de los fragmentos y su programación fue desarrollado en Excel haciendo uso de macros.

El X-Tunnel se presenta en Excel y es compuesto por diez apartados.

- ✚ **Información del proyecto**
- ✚ **Calculo de la malla** (Constante de roca, Factor de roca, ancho y altura del túnel, flecha, diámetro del barrenos vacío, diámetro de perforación de los barrenos a cargar, avance, errores previstos de perforación, ángulo de realce y Factor de retacado)
- ✚ **Exportación de las coordenadas**
- ✚ **Dos módulos de secuenciación**
- ✚ **Dos módulos de análisis de vibraciones**
- ✚ **Análisis de fragmentación**
- ✚ **Informe**

Este software sus tareas están basadas en modelo matemático que no considera el principio de la acción de la sustancia explosiva en macizo roco lo que significa que no cuenta con los parámetros básicos para el diseño de una voladura exitosa.

1.1.4.3 Cálculo del número de taladros en la voladura de un túnel

Software para el cálculo del número de taladros en el diseño de una malla de voladura en un túnel - minería subterránea creado por (Bravo, 2017), desarrollado en Visual Studio utilizando como lenguaje de programación VB.Net

Datos de entrada

- ✚ Ancho, alto y altura del arco de la excavación
- ✚ Se utiliza el coeficiente de la roca y la distancia entre los taladros en dependencia de la dureza de la roca
- ✚ Define el tipo de corte

De esta forma se obtiene como resultado la cantidad de taladro para cada grupo y suma de ellos representa el total de taladro para cada ciclo de avance.

Como se puede apreciar el software esta únicamente direccionado para determinar la cantidad de taladro en el frente de una excavación y define que la

distancia de entre los taladros está en dependencia de la dureza de la roca basándose en técnicas experimentales.

1.1.4.4 Cálculos de taladros para frentes del túnel

este software fue desarrollado por (Edison, 2012), tiene el mismo funcionamiento que el software desarrollado por (Bravo, 2017) descrito con anterioridad basaron se en el mismo principio.

1.1.4.5 Sistema se túnel GeoBlast

Es un software que permite diseñar y analizar una voladura de túnel en minería subterránea con aceptable calidad internacional en gráfica 2D, debido a la capacidad de análisis y diseño en términos técnicos mineros, desarrollado en VB.Net publicado por (Torres, 2014), para realizar las tereas en la determinación de los parámetros de voladura el software cuenta con los siguiente datos de entrada.

- ✚ Selección de la sección transversal
- ✚ Dimensiones de la sección transversal y de las cámaras de carga
- ✚ El tipo de corte
- ✚ Característica de las sustancias explosivas

El software permite obtener

- ✚ Simulación de la detonación
- ✚ Histograma de frecuencias
- ✚ Vibraciones
- ✚ Energía
- ✚ Fortificación

1.1.4.6 La ranura y su cara libre

Esta es una herramienta diseñada para determinar los barrenos en la ranura o cuele, en una voladura en mina subterránea desarrollado en Excel publicado por (Acevedo, 2018).

Limitante se utiliza única y exclusivamente para determinar los tiros de los barrenos de corte como la longitud, diámetro, área y el volumen a arrancar.

1.1.4.7 Diseño de malla de perforación

Es una herramienta de ayuda para determinar la malla de perforación en minería subterráneas desarrollada en el Excel publicada por (CSRVP, 2018), el cual permite obtener

El área y el perímetro de la excavación

Las dimensiones de las cámaras de carga y la cantidad de los mismo para cada grupo y la de ellos representa el total de las cámaras de carga en el frente de una excavación.

Solo permite determinar la cantidad de los barrenos, y a la hora de determinar la distancia en cada grupo de los barrenos no tiene en cuenta las propiedades de la roca, las características del macizo ni la influencia de las sustancias explosivas sobre el macizo.

1.1.4.8 software de voladura JkSimblast

Es un software desarrollado para los diseños, análisis, gestión y evaluación de voladura, permite la selección de la sección transversal, introducir los datos de las dimensiones de las excavaciones, distribuir la cantidad de barrenos para cada grupo e se introduce los parámetros de la sustancia explosiva y los accesorios de voladuras permitiendo de esta forma simular el comportamiento de una voladura. Este software es más bien un software para diseño y simulación de voladura y no permite realizar los cálculos de los parámetros de una voladura pero es muy utilizado para realizar las funciones por la cual fue desarrollado publicado por (Pimentel, 2018)

CONSIDERACIONES

Los softwares desarrollados por los diferentes autores se fundamentan en los siguientes principios:

1. Fueron desarrollado en base de los modelos matemáticos que no consideran el principio de la acción de la explosión en el macizo, parámetro, este considerado como principio básico para el diseño de voladura adecuado para cada caso concreto.
2. No consideran la acción de las ondas de choque sobre el macizo parámetro que influye de manera significativa en la determinación de las distancias entre carga.
3. Aplicaciones muy limitadas ya que no determinan todos los parámetros que influyen en un excelente diseño de voladuras.
4. No tiene en cuenta las influencias de las variables incontrolables y controlables en el diseño de voladura ya que ellas son la clave para el diseño de voladura.
5. Los principales parámetros de las voladuras para el laboreo de excavaciones subterráneas se seleccionan fundamentalmente en función del índice o coeficiente de la fortaleza de las rocas.
6. No se ha encontrado un software para el diseño de las voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales, que considera el principio de la acción de la explosión sobre el macizo, que permita establecer los parámetros de la explosión, a partir de considerar las propiedades de las rocas, características estructurales del macizo rocoso y de las propiedades de las sustancias explosivas, y con esto, disminuir la sobreexcavación durante el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales, soluciones que se dará en la presente investigación.

CAPÍTULO II. MATERIALES Y MÉTODOS

Como se mencionó en el capítulo I, los softwares existentes para el diseño de voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas, fueron desarrollados mediante modelos matemáticos (empíricos) que no consideran el principio de la acción de la explosión sobre el macizo de rocas. Esto implica que estos softwares no cumplen con el principio básico para diseñar voladuras efectivas a partir de las condiciones existentes en los diferentes macizos, ya que los mismos no arrojan resultados de las condiciones reales.

Una vez identificado el modelo matemático para el diseño de voladuras bajo el principio de la acción de la explosión en el macizo de roca, se debe optar por usarse en laboreo de excavaciones ya que nos garantiza mayor seguridad de laboreo y del personal, por tanto, debemos facilitar su aplicación desarrollando un algoritmo que requiera de los datos básicos para su ejecución de forma automática.

Esto se puede lograr mediante el uso de lenguaje de programación con fin de crear herramienta que facilita la interacción entre la aplicación y el usuario en la toma de decisión de los resultados obtenidos. Por esta razón se llevó a cabo la presente investigación con el propósito de crear un software para facilitar y mejorar las tareas del diseño de voladura en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales considerando las propiedades de la roca, la característica estructural del macizo y la sustancia explosiva como un sistema.

2.1 Materiales y herramientas utilizado para el desarrollo del software

A continuación, se describirá el modelo matemático y las herramientas utilizadas para el desarrollo del software para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales tales como:

- ✚ Modelo matemático para el diseño de voladuras bajo la acción de la explosión en el macizo de roca propuesto por (Diéguez, *et al.* 2014).
- ✚ Microsoft Office (Access y Excel).
- ✚ Visual Studio (lenguaje de programación VB.Net 2010).

2.1.2 Esencia física del Modelo matemático propuesto por Diéguez & Otaño

La onda de detonación y los productos de la explosión que se expanden comprimen fuertemente la roca que rodea la carga, formando en ella una onda de compresión la que en el momento de la refracción de la onda de detonación tiene un frente de choque. Al unísono ocurre la trituración y aplastamiento de la roca en la cercanía de la carga y el ensanchamiento de la cámara de carga. Al difundirse la onda de compresión en la roca el frente de choque cae y a una distancia de cinco a diez veces el radio de la carga $[(5- 10) R_c]$ la onda de compresión se transforma en onda elástico plástica con un frente que no es de choque y a la distancia de 80 a 100 veces el radio de la carga, en onda elástica, independizándose prácticamente de la cavidad de la explosión. La cavidad de la explosión, al obtener, como resultado de la acción conjunta de la onda de detonación y los productos de la explosión una determinada velocidad inicial, continúa su movimiento hasta el momento cuando la presión en la cavidad se iguala con la resistencia de la roca a cortante dinámico, dando lugar al radio de trituración. A partir de este momento por el macizo continua la difusión de la onda directa de compresión, que da lugar a la componente tangencial y a la aparición de grietas radiales, que se prolongan hasta la distancia en que las tensiones en el frente de la onda se igualan con el límite de resistencia a tracción dinámica de la roca. En la medida que se desarrollan las grietas radiales, los gases que se encuentran a presión en la cámara de carga, penetran en ellas, disminuyendo su presión y provocando la aparición de grietas anulares, dando lugar al radio de agrietamiento. A partir de este momento las ondas directas de compresión solo producen vibración de las partículas. Si estas ondas encuentran una superficie libre y las tensiones en su frente aun superan el límite de resistencia a tracción de la roca, desde esta superficie libre se reflejarán las ondas, como ondas de tracción, dando lugar al descostramiento del macizo. Si la superficie libre se encuentra a una distancia del centro de la carga que permite que la zona de descostramiento se una con la zona de agrietamiento producida por la onda directa, tendremos el radio de descostramiento y la formación del cono de la explosión. De esta forma, durante la explosión en las rocas se pueden separar dos formas de cargas: la onda de compresión o tensión de onda, que dan un campo dinámico de tensiones, y la presión de los productos de la explosión, que crea un campo de tensiones pseudoestática en la etapa final de desarrollo de la

cavidad de la explosión. Estas dos formas de carga son la causa de la formación de un complejo cuadro de la fragmentación de las rocas entre la carga y la superficie libre, que se expresa en el desarrollo de las existentes y el surgimiento de nuevas grietas radiales, anulares y caóticas y también el desprendimiento de pedazos de roca en la superficie libre del macizo. Este proceso la mayoría de los investigadores la llaman la etapa de la fragmentación previa de la roca. Esta etapa termina en el momento que se completa el desarrollo de la cavidad. Después de esto, bajo la acción de la presión pseudoestática de los productos de la explosión, que permanecen en la cavidad de la cámara de carga, comienza el movimiento de la masa de roca fragmentada. Este proceso se denomina segunda etapa de la acción de la explosión al fragmentar las rocas, (Otaño, 2014).

2.1.3 Pasos que componen el modelo matemático propuesto por Diéguez & Otaño

La metodología de cálculo seleccionada para el desarrollo del software consta de los siguientes pasos:

- I. Determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas
- II. Estudio del agrietamiento en la excavación
- III. Determinación del diámetro de perforación y la sustancia explosiva a emplear
- IV. Determinación del estado tenso-deformacional al explotar las cargas de sustancia explosiva
- V. Diseño de los patrones de voladura de contorno

2.1.3.1 Determinación de las propiedades físico - mecánicas de las rocas

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

1. Densidad (ρ_0);
2. Masa volumétrica (ρ);
3. Resistencia a compresión simple estática [σ_{ce}];

4. Resistencia a tracción estática [σ_{te}];
5. Velocidad de las ondas elásticas longitudinales (V_L):
 - a) Velocidad de las ondas longitudinales en la varilla V_L^v :
 - b) Velocidad de las ondas longitudinales en muestras volumétricas V_L^m :

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

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

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

Coeficiente de Poisson (μ)

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

$$\frac{V_L^v}{V_L^m} = \sqrt{\frac{1 - \mu - 2\mu^2}{1 - \mu}} \quad (31)$$

Módulo de elasticidad (E)

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

$$E = \frac{(V_L^v)^2 * \rho}{g}; \text{MPa} \quad (32)$$

Donde: _____ :

ρ - Masa volumétrica, Kg/m³;

g - Aceleración de la gravedad, m/s².

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

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

$$V_t = \sqrt{\frac{E * g}{\rho} * \frac{1}{2(1 + \mu)}}; \text{ m/s} \quad (33)$$

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

Límite de resistencia a compresión dinámica σ_c^d

$$[\sigma_c^d] = k_{dc}[\sigma_c^e]; \text{ MPa} \quad (34)$$

Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a compresión:

$$k_{dc} = 16,38 - 0,9 * 10^{(-11)} - \rho_0 (v_L)^2 \quad (35)$$

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

Límite de resistencia a tracción dinámica

$$[\sigma_t^d] = k_{dt}[\sigma_t^e]; \text{ MPa} \quad (36)$$

k_{dt} Coeficiente de dinamicidad para la resistencia a tracción:

Para rocas monolíticas no alteradas por procesos de intemperismo:

$$k_{dt} = 4,81 - (0,97 * 10^{-11}) * \rho_0 * V_L^2 \quad (37)$$

Para rocas agrietadas alteradas por el intemperismo:

$$k_{dt} = 3,44 - (0,2 * 10^{-10}) * \rho_0 * V_L^2 \quad (38)$$

Límite de resistencia a cortante dinámico

Para el cálculo de la resistencia a cortante dinámico de las rocas los autores proponen la fórmula de Lundburg (Borobikov & Vaniagin, 1985) obtenida por él sobre la base de la medición de la resistencia crítica de las rocas a cortante en condiciones de elevadas presiones hidrostáticas, suponiendo que la carga de las

rocas por la presión hidrostática es equivalente a la presión cuasiestática de los productos de la explosión en la cavidad de camuflaje.

En este caso la fórmula de Lundburg relativa a la resistencia dinámica a cortante $[\sigma_{cor}^d]$ considerando la carga de las rocas por los productos cuasiestáticos de la explosión tiene la forma:

$$\sigma_{cor}^d = \sigma_{cor}^0 + \frac{\varphi * P_0}{\frac{(1 + \varphi * P_0)}{(\sigma_{cor}^{hi} - \sigma_{cor}^0)}} ; \text{MPa} \quad (39)$$

Donde:

$[\sigma_{cor}^0]$ - Límite de resistencia a cortante de las rocas a presión atmosférica, Pa;

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

φ - Coeficiente de fricción interna;

P_0 - Presión pseudo estática de los productos de la explosión, Pa.

$$P_0 = 13,7kr * (\rho_0 * V_t^2)^{0,73} \quad (40)$$

Donde

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

$$K_r = \frac{\rho_{SE} * V_d^2}{\rho_T * V_T^2} \quad (41)$$

Donde:

ρ_T y V_d^T - Son la densidad y velocidad de detonación de la sustancia explosiva patrón ($\rho_T = 1\,600 \text{ Kg/m}^3$ $V_{dT}^2 = 6\,910 \text{ m/s}$)

2.1.3.2 Estudio del agrietamiento en la excavación

El estudio del agrietamiento se realiza siguiendo las etapas propuestas por Kazikaev, 1981 y Hoek, 2007a, 2007b, 2007c, 2008. Citados por (Diéguez, *et al.* 2014).

El resultado del estudio del agrietamiento caracteriza la estructura de las rocas, las cuales son necesarias para la investigación del mecanismo de fragmentación

por voladura, e incluye los parámetros siguientes: orientación de las grietas en el espacio (ángulo de buzamiento y azimut del buzamiento); intensidad del agrietamiento: contiene abertura de las grietas en los sistemas; indicadores de calidad del agrietamiento: material de relleno y volumen total de la cavidad de las grietas. (Bukrinsky, 1985) y (Kalinchenko, *et al.* 2000, 2000 citados (Diéguez, *et al.* 2014)).

Para estudiar el agrietamiento se efectúan mediciones en el frente de la excavación, esto permitirá conocer el comportamiento de las tensiones ante la interacción con el sistema de grietas, con lo cual se podrán realizar diseños de voladura de contorno que tengan en cuenta las características de los macizos rocosos. (Diéguez, *et al.* 2014).

2.1.3.3 Determinación del diámetro de perforación y la sustancia explosiva a emplear

Sustancia explosiva a emplear

Para la elección de la sustancia explosiva a emplear hay que tener en cuenta:

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

Posibilidades reales de suministro

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

Precio del explosivo

Siempre hay que elegir el explosivo más barato dentro de aquellos que sean capaces de realizar un trabajo determinado. Al hablar de precio del explosivo hay que hacerlo expresando éste por unidad de energía disponible (unidad monetaria/ kJ) y no por unidad de peso. Hay que considerar que el objetivo de

las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo y que en las rocas fuertes y muy fuertes, la perforación es muy costosa, por lo que la disminución de esta puede compensar la utilización de explosivos caros, pero más potentes.

Diámetro de carga

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

Características de las rocas

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

Volumen de roca a volar

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

Presencia de agua

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

Diámetro de perforación

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

- ✚ Área de la sección transversal de la excavación;
- ✚ Fortaleza de las rocas;
- ✚ Tipo de sustancia explosiva;

- ✚ Potencia de la máquina perforadora;
- ✚ La densidad de la carga.

En excavaciones con sección transversal pequeña se deben utilizar diámetros pequeños para obtener un mayor número de barrenos y lograr mejor contorno. Al trabajar con rocas de mayor fortaleza el diámetro de los barrenos debe ser mayor, pero conjugando esto siempre con la potencia de la sustancia explosiva y la máquina perforadora, pues al aumentar el diámetro disminuye la velocidad de perforación y en mayor grado en las rocas más fuertes. Al elegir el diámetro de perforación hay que tener en cuenta la sustancia explosiva, debido a que cada una de ellas tiene un diámetro crítico por debajo del cual no detona o la detonación no es estable, y además, hay que considerar el diámetro de los cartuchos para obtener una buena densidad de carga. En la elección del diámetro hay que tener presente también la granulometría de la roca que se requiere de acuerdo con los equipos de carga utilizados, pues al aumentar el diámetro disminuye el número de barrenos, aumenta la distancia entre ellos y aumenta la salida de fracciones gruesas.

2.1.3.4 Determinación del estado tenso-deformacional al explosionar las cargas de sustancia explosiva

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

2.1.3.4 .1 Estado tenso-deformacional al explosionar cargas compactas

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

$$P = \frac{\rho_{SE} * V_d^2}{K + 1}; Pa \quad (42)$$

Donde:

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

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

k - Índice de la adiabática de los productos de la explosión; $K = f(\rho_{se})$. Se determina interpolando en la tabla 2.1.

Tabla 2.1. Índice de la adiabática de los productos de la explosión

$\rho_{SE}(\text{g/cm}^3)$	0,1	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25	1,75
K	1,3	1,6	2,2	2,8	3,0	3,2	3,4

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

$$V = \frac{V_d}{K + 1}; m/s \quad (43)$$

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

$$K_r = \frac{2 * \rho_0 * V_L}{\rho_{SE} * V_d + \rho_0 * V_L} \quad (44)$$

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

$$P_r' = K_r * P; Pa \quad (45)$$

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

$$\text{Si } \frac{P_r'}{\rho_0 * V_L^2} < 0,1 \text{ entocera } A = m = 3 \quad (46)$$

$$\text{Si } \frac{P_r'}{\rho_0 * V_L^2} \leq 35 \text{ entocera } A = 5,5 \text{ m} = 5 \quad (47)$$

Se determina la presión máxima (Pr) en el frente de las ondas refractadas en la pared del barreno (Gogoliev y otros, 1968) Se calcula en dependencia de la relación entre la resistencia de onda de la sustancia explosiva ($\rho_{SE}V_d$) y la resistencia de onda de la roca (ρ_0V_L).

$$\text{Si } \rho_0 * V_L \geq \rho_{SE} * V_d$$

$$\left\{ \frac{P_r}{\rho_0} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{P_r}{\rho_0 V_l^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} = v - \frac{\sqrt{2k} (P_r - P)}{\left\{ \rho_{SE} (k+1) [P_r (k+1) - P (k-1)]^{\frac{1}{2}} \right\}} \quad (48)$$

Si $\rho_0 * V_L < \rho_{SE} * V_d$

$$\left\{ \frac{P_r}{\rho_0} \left[1 - \frac{1}{\left(A \frac{P_r}{\rho_0 V_l^2} + 1 \right)^{1/m}} \right] \right\}^{\frac{1}{2}} = v + \frac{2kV_d}{K^2 - 1} \left[1 - \left(\frac{P_r}{P} \right)^{\frac{K-1}{2K}} \right] \quad (49)$$

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

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

$$\sigma_{r \max} = \frac{P_r}{\bar{r}}; \text{ MPa} \quad (50)$$

Donde:

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

$$\bar{r} = \frac{r}{R_c^e}; \text{ m} \quad (51)$$

Donde:

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

R_c^e - Radio de carga equivalente.

$$R_c^e = \left(\frac{\rho_{SE} Q_{SE}}{\rho_P Q_P} \right)^\lambda; \text{ m} \quad (52)$$

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

ρ_{SE} y ρ_P - Densidad de la sustancia explosiva utilizada y patrón respectivamente

$\rho_P = 1500 \text{ Kg/m}^3$

Q_{SE} y Q_P - Calor de la explosión de la sustancia explosiva utilizada y patrón

$$Q_P = 5950 \text{ kJ/kg}$$

$\lambda = \frac{1}{2}$; para las cargas cilíndricas

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

$$\sigma_{t \max} = (C_1 + C_2 \bar{r}) \sigma_{r \max}; \text{ MPa} \quad (53)$$

Donde:

C_1 C_2 y \bar{r} - Son magnitudes adimensionales que dependen de la dureza acústica de las rocas.

$$C_1 = 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_0 V_L \quad (54)$$

$$C_2 = (0,07 + 0,224 * 10^{-7} \rho_0 V_L) * 10^{-2} \quad (55)$$

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

$$\sigma_{cor \max} = \frac{\sigma_{r \max} - \sigma_{t \max}}{2}; \text{ MPa} \quad (56)$$

Se construyen los gráficos de extinción de las tensiones

Los gráficos de extinción de las tensiones permiten establecer los radios relativos de trituración, agrietamiento y descostramiento, a partir de encontrar el punto de intersección de las tensiones con el límite de resistencia de las rocas. El radio relativo de trituración se obtiene a partir de encontrar el punto donde se corta el límite de resistencia a cortante dinámico, con las tensiones a cortante producidas después de la explosión de las cargas figura 2.1. El radio de agrietamiento relativo se establece considerando las tensiones tangenciales y el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas figura 2.2. El radio de descostramiento relativo, se establece considerando las tensiones radiales y el límite de resistencia a tracción dinámica de las rocas. figura 2.3.

Se determinan los radios de trituración, agrietamiento y descostramiento

Una vez encontrados los radios relativos de trituración \bar{R}_t agrietamiento \bar{R}_g y descostramiento \bar{R}_d , se determinan los radios de trituración (\dot{R}_t), agrietamiento

(\ddot{R}_g) y descostramiento (\ddot{R}_d) para un macizo monolítico (Borobikok & Vaniagin, 1974; citado por Diéguez – García *et al.* 2013a).

$$\ddot{R}_t = \overline{R}_t * R_c^e, m \quad (57)$$

$$\ddot{R}_g = \overline{R}_g * R_c^e, m \quad (58)$$

$$\ddot{R}_d = \overline{R}_d * R_c^e, m \quad (59)$$

Finalmente se determinan los radios de trituración (R_t), agrietamiento (R_g) y descostramiento (R_d) considerando el debilitamiento de las tensiones producto del agrietamiento. El coeficiente de debilitamiento de la amplitud de las tensiones con el agrietamiento (K_{db}) en las direcciones de la línea de menor resistencia (K_{dbw}) y de la línea de unión de las cargas (K_{dba}) depende de la resistencia acústica de las rocas ($\rho_0 V_L$) y del material de relleno de las grietas ($\rho_{re} V_{re}$), así como del valor suma de la abertura de las grietas en el sector considerado $\sum \delta_g$ (Borovikov & Vaniagin, 1985).

$$K_{db} = \left\{ 1 - 0,2 \left(\sum \overline{\delta}_g \right) - 0,12 \left(\sum \delta_g \right)^2 \right\} * \gamma_r \quad (60)$$

Donde:

δ_g - Abertura de las grietas, m.

$$\sum \overline{\delta}_g = \frac{\sum \delta_g}{R_c^e} \quad (61)$$

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

$$\gamma_r = 0,81 * \rho_0 V_L * 10^{-7} * \left[\frac{(12,1 * 10^6 + \rho_{re} V_{re})^3 (\rho_0 V_L - \rho_{re} V_{re})}{(\rho_0 V_L + \rho_{re} V_{re})^3 (12,1 * 10^6 - \rho_{re} V_{re})} \right] \quad (62)$$

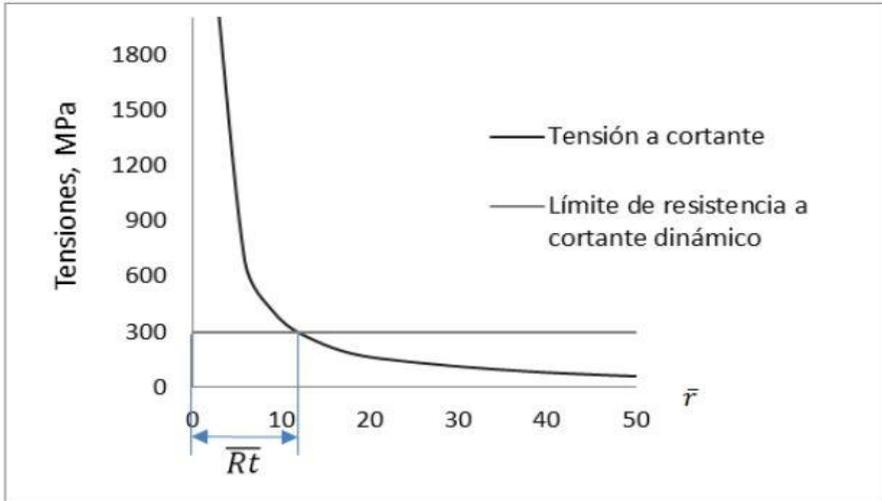


Figura 2.1. Curvas de extinción de las tensiones a cortante.

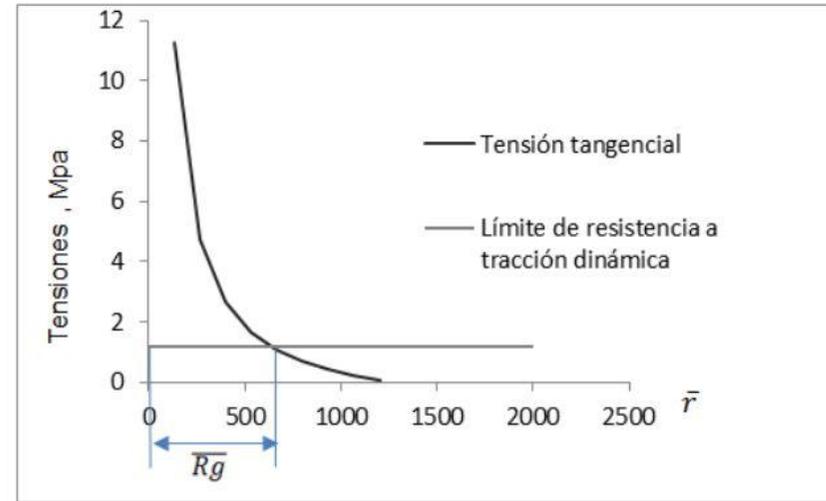


Figura 2.2. Curvas de extinción de las tensiones tangenciales.

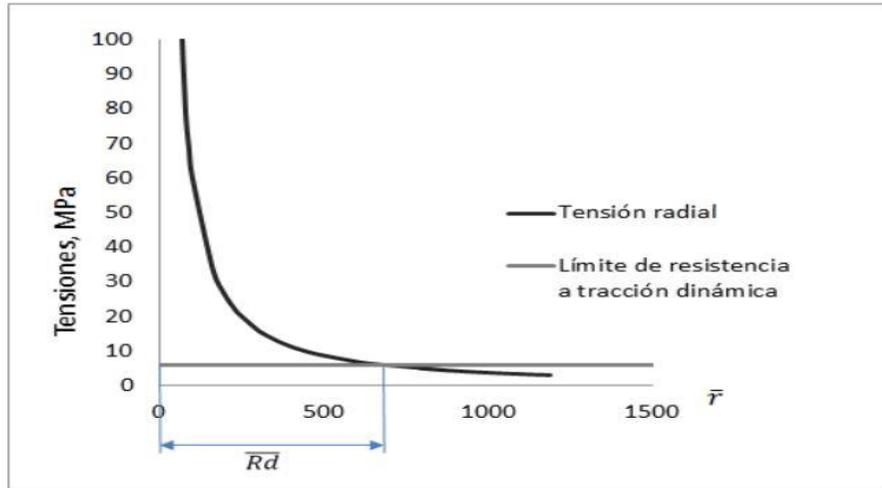


Figura 2.3. Curvas de extinción de las tensiones radiales.

2.1.3.4.2 Estado tenso-deformacional al explosionar cargas desacopladas con espacio anular de aire

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

$$P_d = P * \left(\frac{d_{SE}}{d_b} \right)^3, Pa \quad (63)$$

Donde:

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

d_b - Diámetro del barreno, m.

A partir de calcular la presión en el frente de la onda de detonación para cargas desacopladas (P_d), se determina la presión refractada a la roca y el campo tenso deformacional siguiendo el mismo procedimiento descrito con anterioridad para la explosión de cargas compactas (ver expresiones desde la 42 hasta la 62).

2.1.3.5 Diseño de los patrones de voladura de contorno

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

2.1.3.5.1 Diseño de los barrenos de corte

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

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

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

La influencia del diseño del corte en la voladura de contorno es mínima, debido a la poca acción que ejercen las tensiones en la zona del macizo que ocupa el

contorno de la excavación, sin embargo, la metodología propuesta integra los tres grupos de barrenos, lo cual permitirá realizar diseños de voladuras de contorno efectivos durante el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.

Cortes con barrenos paralelos

Actualmente es el tipo de corte que se utiliza con mayor frecuencia en la excavación de túneles y galerías, con independencia de las dimensiones de éstas. Consta de uno o dos barrenos vacíos de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los barrenos cargados. El tipo de corte con barrenos paralelos más empleado es el de cuatro secciones. En las figuras 2.4 y 2.5 se representan los principales parámetros para el diseño de estos cortes, a partir de determinar los radios de trituración y el diámetro del taladro de compensación (vacío).

✚ Distancia del barreno cargado al taladro de compensación.

$$B_1 = R_{tc} + \frac{D_t}{2}, \text{ m} \quad (64)$$

Donde:

D_t : Diámetro del taladro vacío, m;

R_{tc} : Radio de trituración considerando el agrietamiento para el grupo de barrenos de corte, m;

$$R_{tc} = \ddot{R}_{tc} * K_{dbw}, \text{ m}; \quad (65)$$

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

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

$$R_{tc} = ht, \text{ m} \quad (66)$$

Distancia entre los centros de los taladros vacíos.

$$h_{tal} = 2 * \sqrt{\frac{Dt^2 - 4R_{tc}Dt}{4}} = \sqrt{Dt^2 - 4R_{tc}Dt}, \text{ m}; \quad (67)$$

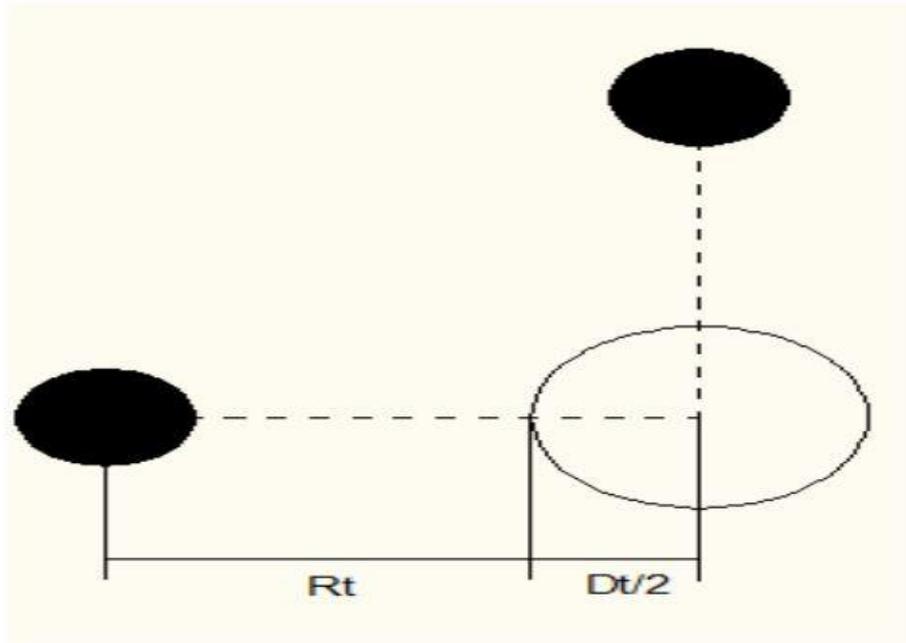


Figura 2.4. Parámetros geométricos para el diseño del corte con un taladro de compensación.

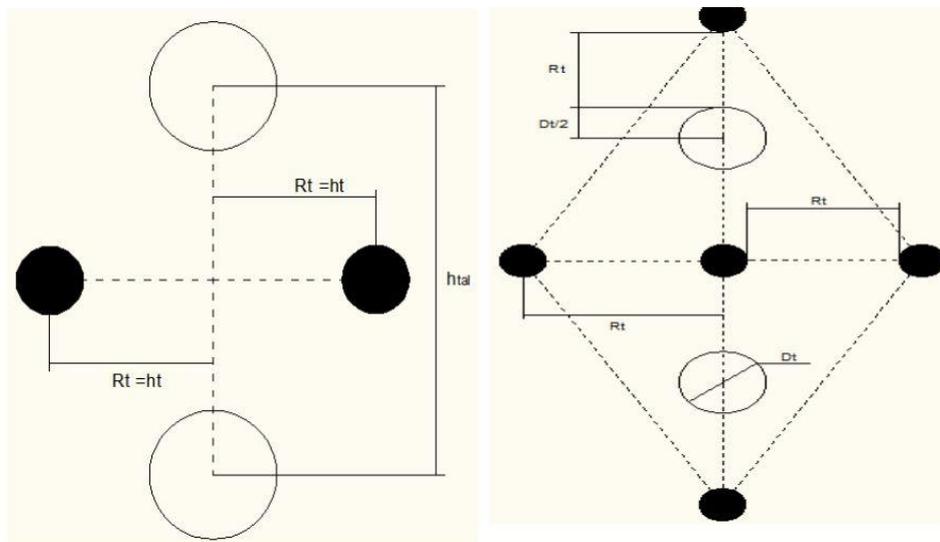


Figura 2.5. Parámetros geométricos para el diseño del corte con dos taladros de compensación.

Cortes de barrenos con ángulos

Este grupo cada día se utiliza menos por la gran laboriosidad en la perforación de los barrenos. El corte de barrenos con ángulo más empleado para el laboreo de excavaciones subterráneas es el de cuña como se muestra en la figura 2.6.

Para cortes con barrenos inclinados

✚ Distancia entre filas de los pares de barrenos.

$$a_{cuña} = 2R_{gc}'' * K_{dba} * K_s, m \quad (68)$$

Donde:

R_{gc}'' - Radio de agrietamiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de corte, m;

K_s - Coeficiente de solape: tiene en cuenta el solape de las zonas de trituración y de agrietamiento del par de barrenos en el primer caso y de los barrenos situados en dos filas contiguas en el segundo caso. Se asume para la zona de trituración igual a 0,9 y para la zona de agrietamiento igual a 0,5.

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

$$b_{cuña} = 2R_{tc}'' * K_{dbw} * K_s, m; \quad (69)$$

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

$$b_{cuña} = \frac{2(a_{cuña} - b_{cuña})}{K_{ll}} + b_{cuña}, m; \quad (70)$$

Donde:

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

✚ Ángulo de inclinación de los barrenos en el corte.

$$b_{cuña} = \arccos \frac{(W_{cuña} - b_{cuña})}{2l_b}, m; \quad (71)$$

Donde:

l_b - Longitud del barreno de corte, m

En la figura 6 se muestran los parámetros geométricos principales de los cortes con barrenos inclinados

Longitud de relleno

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

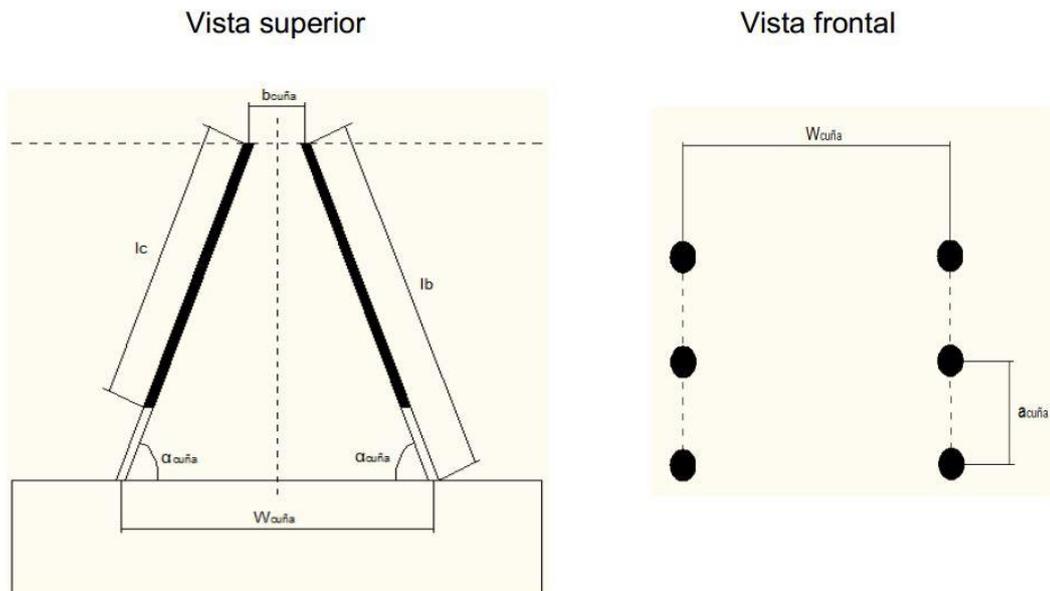


Figura 2.6. Esquema de disposición de los barrenos en el corte de cuña.

$$L_r = \overline{L_r} (R_c^{esf})^e, \text{ m}; \quad (72)$$

Donde:

L_r - Longitud relativa de relleno;

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

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

$$R_c^{esf} = \sqrt{\frac{3}{16} * (d_b)^2 * \Delta L_c}, \text{ m}; \quad (73)$$

d_b - Diámetro del barreno, m.

$$(R_c^{esf})^e = R_c^{esf} \left(\frac{\rho_{SE} Q_{SE}}{\rho_P Q_P} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (74)$$

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

$$Q_P = 5950 \text{ kJ/kg}$$

$$L_r = \frac{1}{2} \left[1 + \left(\frac{\mu}{1 + \mu} \right)^{0,5} \right] * \left(\frac{2,25 \rho_0 V_L}{\sigma_t^d} \right)^{\frac{1}{3}}, m; \quad (75)$$

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

$$L_{cc} = L_{bc} - l_r, m \quad (76)$$

Donde:

L_{bc} - Longitud del barreno, m.

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

$$N_{Cc} = \frac{L_{Cc}}{L_{Cart}}, \text{ Cartucho} \quad (77)$$

Donde:

l_{cart} - Longitud del cartucho, m. Una vez calculado el número de cartuchos se precisa la longitud real de carga (L_{rCc}) y de relleno (L_{rrell}):

$$L_{rCc} = N_{Cc} * L_{Cart}, m \quad (78)$$

$$L_{rrell} = L_{bc} - L_{rCc}, m \quad (79)$$

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

$$N_{Tc} = N_{Cc} * N_{bc}, \text{ cartuchos} \quad (80)$$

Donde:

N_{bc} - Número de barrenos de corte.

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

$$Q_c = N_{Tc} * m_c; \text{ Kg} \quad (81)$$

Donde: m_c - masa de un cartucho, Kg.

II.1.3.5.2 Diseño de los barrenos de arranque

Los parámetros principales de este grupo de barrenos son:

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

$$W_a = \left(\frac{R_{ga} + R_{da}}{2} \right) * k_{dbw}, m \quad (82)$$

Donde:

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

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

Distancia entre barrenos de arranque (Sargentón, 2008)

$$D_{arr} = 2 * \ddot{R}_g * K_{dba}, m \quad (83)$$

Longitud de los barrenos de arranque (Otaño, 1998)

$$L_{ba} = P_c - 0,2, m \quad (84)$$

Donde: P_c - Profundidad de los barrenos de corte, m.

Cantidad de barrenos de arranque

El número de barrenos de arranque (N_{ba}) se determina luego de delimitar el área que queda entre la línea de menor resistencia de los barrenos de arranque (W_a) y de contorno (W_{co}), ver figura 2.7. Se ubican a la distancia calculada en la expresión 83.

A partir de determinar la cantidad de barrenos de arranque, se procede al cálculo del resto de los parámetros (longitud de relleno, longitud de carga, número de cartuchos en cada barreno y magnitud de carga para los barrenos de arranque) siguiendo el mismo procedimiento que para los barrenos de corte, descritos en las ecuaciones de la 72 a la 81.

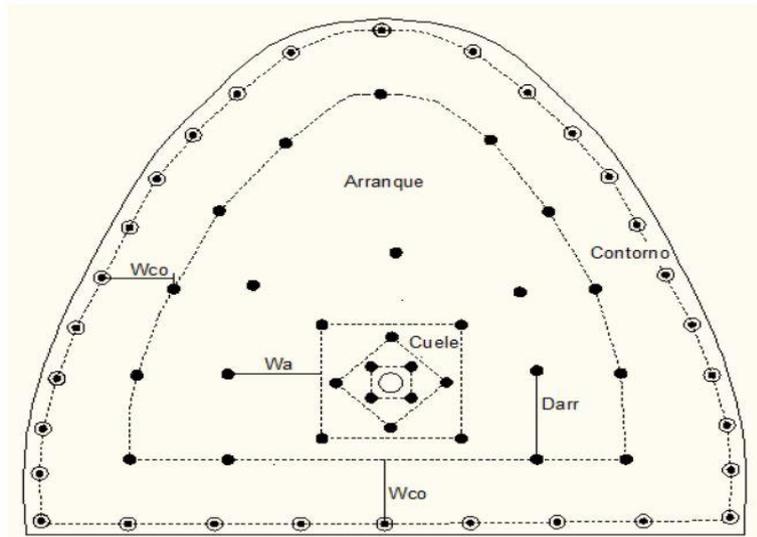


Figura 2.7. Distribución de los barrenos en el frente de excavación.

2.1.3.5.3 Diseño de los barrenos de contorno

El diseño de los parámetros de este grupo de barrenos se debe realizar con cargas desacopladas con espacios radiales de aire, esta tecnología es imprescindible para lograr contornos rocosos más lisos y menos agrietados, con los cuales se obtiene mayor estabilidad de las excavaciones, disminuyen los riesgos de accidentes y las superficies desnudas de las excavaciones ofrecen menos resistencia al paso del aire y del agua por la excavación. Los parámetros principales son: desacople entre la carga de sustancia explosiva (d_c) y el diámetro del barreno (d_b), distancia entre los barrenos de contorno (a_{co}) y distancia del eje del barreno al contorno proyectado de la excavación (c). En la figura 2.8 se representan estos parámetros.

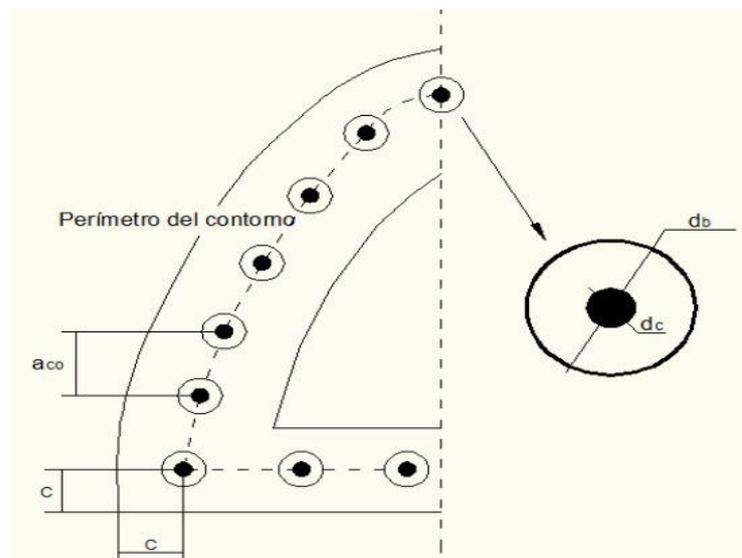


Figura 2.8. Parámetros principales de los barrenos de contorno.

Relación entre el diámetro de carga y de barreno

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

$$\sigma_c^d \geq P_d \leq \sigma_t^d \quad (85)$$

$$\sigma_c^d \geq P \left(\frac{d_c}{d_b} \right)^3 \leq \sigma_t^d \quad (86)$$

$$\left(\frac{\sigma_c^d}{P} \right)^{\frac{1}{3}} \geq \frac{d_c}{d_b} \leq \left(\frac{\sigma_t^d}{P} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (87)$$

$$\left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_c^d} \right)^{\frac{1}{3}} \leq d_b \leq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_t^d} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (88)$$

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

$$d_b \geq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_c^d} \right)^{\frac{1}{3}}, m; \quad (89)$$

$$d_b \leq \left(\frac{P * d_c^3}{\sigma_t^d} \right)^{\frac{1}{3}}, m; \quad (90)$$

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

Distancia entre cargas en el contorno (Sargentón, 2008)

$$a_{Co} = 2 * \ddot{R}g_{co} * K_{dba}, m \quad (91)$$

Donde:

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

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

$$C = \ddot{R}_{tco} * K_{dbw} , m \quad (92)$$

Donde:

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

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

$$W_a = \left(\frac{\ddot{R}_{gco} + \ddot{R}_{dco}}{2} \right) * k_{dbw}, m \quad (93)$$

Donde:

\ddot{R}_{ga} - Radio de agrietamiento para un macizo monolítico en el grupo de barrenos de contorno, m;

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

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

$$Nb_{con} = \frac{P_{con}}{a_{co}}, \text{ barrenos} \quad (94)$$

Donde:

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

Longitud de los barrenos de contorno (Otaño, 1998)

$$Lb_{co} = Lb_a, m \quad (95)$$

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

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

$$L_{Cco} = 0,85 * L_{bco}, m \quad (96)$$

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

$$N_{Cco} = \frac{L_{Cco}}{L_{Cart}}, \text{ cartuchos} \quad (97)$$

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

$$L_{rCco} = N_{Cco} * L_{Cart}, m \quad (98)$$

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

$$L_{rCO} = L_{bco} - L_{rCco}, m \quad (99)$$

Número total de cartuchos (N_{Tco}) o longitud total de cordón detonante ($LTco$) (Diéguez - García, 2014a)

Para cargas encartuchadas:

$$N_{Tco} = N_{Cco} * N_{bco}, \text{ cartuchos} \quad (100)$$

Donde:

N_{bco} - Número de barrenos de contorno.

Para cargas de cordón detonante:

$$L_{Tco} = L_{Cco} * N_{bco}, m \quad (101)$$

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

$$Q_{co} = M_{co} * N_{bco}, \text{ Kg} \quad (102)$$

Donde:

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

Cuando se empleen cargas de cordón detonante:

$$M_{co} = L_{Cco} * m_g, \text{ Kg} \quad (103)$$

Donde:

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

Para cargas encartuchadas

$$M_{co} = m_c * N_{Cco}, \text{ Kg} \quad (104)$$

Donde:

m_c - Masa de un cartucho, Kg.

N_{Cco} - Número de cartuchos,

2.1.3.5.4 Índices técnico - económicos de la voladura (Otaño, 1998)

Avance por ciclo

$$I = P \cdot \delta, \text{ m}^3 \quad (105)$$

Donde:

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

δ - Coeficiente de aprovechamiento del barreno;

Volumen de roca a arrancar en el macizo

$$V_r = S \cdot I, \text{ m}^3 \quad (106)$$

Donde:

I - Avance por ciclo, m;

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

Gasto de sustancia explosiva por metro de avance

$$G_l = \frac{Q_t}{I}, \text{ Kg/m} \quad (107)$$

Donde:

QT - Gasto de sustancia explosiva por ciclo, kg;

$$Q_T = Q_c + Q_a + Q_{co}, \text{ Kg} \quad (108)$$

Donde:

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

Gasto de sustancia explosiva por metro cúbico de roca a arrancar

$$G_V = \frac{Q_T}{V_r}, \text{ Kg/m}^3 \quad (109)$$

Gasto de detonadores por metro de avance

$$N_{dl} = \frac{N}{l}, \text{ detonadores /m} \quad (110)$$

Donde:

N - Número total de barrenos para cada ciclo.

Gasto de detonadores por metro cúbico de roca a arrancar

$$N_{dv} = \frac{N}{V_r}, \text{ detonadores /m}^3 \quad (111)$$

Cantidad total de metros de perforación

$$L_p = l_c \cdot N_c + l_a \cdot N_a + l_{co} \cdot N_{co}, \text{ m} \quad (112)$$

Donde:

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

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

Metros de perforación por metro de avance

$$P'_p = \frac{L_p}{l}, \text{ m/m} \quad (113)$$

Metros de perforación por metro cúbico de roca a arrancar

$$P''_p = \frac{L_p}{V_r}, \text{ m/m}^3 \quad (114)$$

2.1.5 Herramientas usada para el desarrollo del software PreminFrag-LC 2019

Para el desarrollo del software para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas se utilizó un conjunto de softwares que se explicarán a continuación.

2.1.5.1 Microsoft Visual Studio Express Edition (lenguaje de programación VB.Net 2010).

Microsoft Visual Studio Express Edition es un programa de desarrollo en entorno de desarrollo integrado para sistemas operativos Windows desarrollado y distribuido por Microsoft Corporation.

Soporta varios lenguajes de programación tales como Visual C++, Visual C#, Visual J#, ASP.NET y Visual Basic .NET.

Para el caso concreto de nuestro trabajo utilizamos como lenguaje de programación Visual Basic .NET por su facilidad y sus ventajas.

Visual Basic .NET, es un lenguaje de programación orientado a objetos que se puede considerar una evolución de Visual Basic implementada sobre el framework .NET

2.1.5.2 Microsoft office (Excel y access).

Microsoft Office es un paquete de programas informáticos para oficina desarrollado por Microsoft Corp. (una empresa estadounidense fundada en **1975**). De las aplicaciones que trae el paquete office nos fue de gran utilidad el Access y el Excel.

Microsoft Excel es un programa informático desarrollado y distribuido por Microsoft Corp. Se trata de un software que permite realizar **tareas contables y financieras** gracias a sus funciones, desarrolladas específicamente para ayudar a crear y trabajar con hojas de cálculo (Cuachtmoc, 2017).

En este trabajo se hizo el uso del Excel, para modelar el comportamiento de la acción de la sustancia explosiva sobre el macizo rocoso, o sea modelamos la incidencia de las ondas de choque sobre el macizo rocoso con el fin de que se encuentre la distancia ideal donde las tensiones (radial, tangencial y a cortante) máximas cortan con el límite de resistencias de la roca de esta forma el software determina la zona de trituración, agrietamiento y descostramiento, de tal manera

que nos establece la distancia idónea para la distribución de las cargas en cada caso concreto.

Microsoft Access es un programa Sistema de gestión de base de datos relacional creado y modificado por Microsoft para uso personal de pequeñas organizaciones. Es un componente de la suite Microsoft Office aunque no se incluye en el paquete “básico”. Una posibilidad adicional es la de crear ficheros con bases de datos que pueden ser consultados por otros programas. Dentro de un sistema de información entraría dentro de la categoría de Gestión y no en la de Ofimática como algunos creen (Blog, 2016).

Access, se utilizó con el fin de crea la estructura de la base que nos permita recopilar las informaciones relacionadas con el software de tal forma que se pueda manipular los datos siempre y cuando sea necesario así, tendremos la facilidad de guardar, actualizar, consultar, eliminar y crear reportes para imprimir las informaciones que el usuario desea.

CAPÍTULO III. ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

3.1 Descripción y validación del software PreminFrag-LC 2019

Con el objetivo de disminuir significativamente las inestabilidades en el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontales y los gastos excesivos de los recursos, producto de las sobreexcavaciones obtenidas después de las explosiones, ha surgido el interés de desarrollar un soporte lógico de sistema informático (software) PreminFrag-LC 2019.

3.1.1 Descripción general del software PreminFrag-LC 2019

Es un software desarrollado con el propósito de determinar los parámetros de diseño de voladuras en el laboreo de las excavaciones subterráneas horizontal que considera el principio de la acción de la explosión en el macizo rocoso, el mismo permite determinar: las propiedades dinámicas de la roca, los parámetros de las cargas para los grupos de barrenos de corte y arranque (cargas compactas), así como los barrenos de contorno(cargas desacopladas), conocer la incidencia de la onda sobre el macizo, modelar el comportamientos de las máximas amplitudes de las tensiones con el límite de resistencia de la roca, establecer los radios de las zonas de trituración, agrietamiento y de descostramiento para un macizo monolíticos y para un macizo agrietados, permite establecer una distancia en la cual las dos ondas provoquen el arranque de las dos caras, considerándole como la distancia ideal, a partir de eso se establece la distancia entre las cargas conociendo cual es la incidencia de la onda en este macizo, determina el diámetro racional de los barrenos de contorno en función del límite de resistencia a compresión dinámica de las rocas cuando se utilizan sustancias explosivas en cartucho con el fin de obtener el contorno de la excavación lo más regular posible, determina los parámetros de voladura para cada grupo de barrenos (corte, arranque y contorno) y realiza su distribución espacial de forma automática y determina los índices técnico-económicos de la voladura. De hecho, PreminFrag-LC 2019 posibilita la gestión de los datos de las voladuras, ya que sus informaciones son almacenadas y compiladas durante el laboreo de las excavaciones. A continuación, se describirá los apartados que componen el PreminFrag-LC 2019 como se muestra en la siguiente figura 3.1.

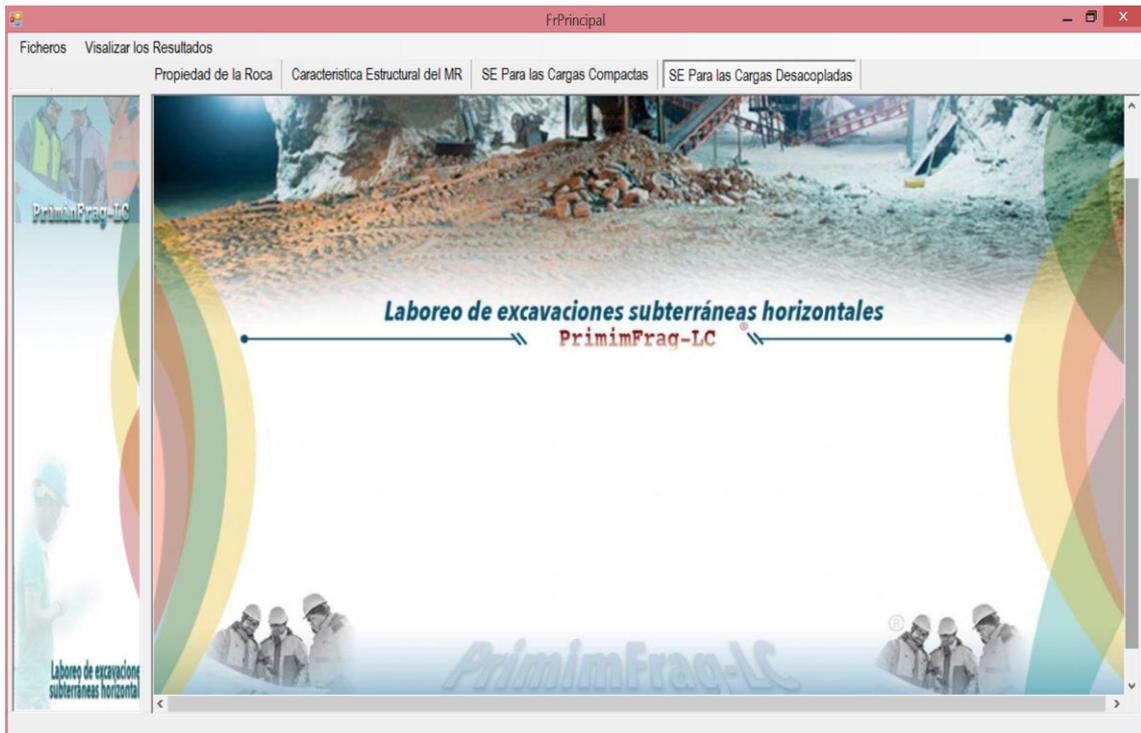


Figura 3.1. Formulario principal del PreminFragLC 2019.

3.1.1.2 Datos de entradas del PreminFragLC 2019

Se describirán los datos básicos e indispensable para cumplir con la ordenación del algoritmo del software.

a) Serie de identificación

siempre que se desea crea un proyecto de diseño de las voladuras es de carácter obligatorio que se introduzca una serie (figura 3.2) para facilitar la identificación del proyecto que se haya creado y posibilitar el manejo de su información.

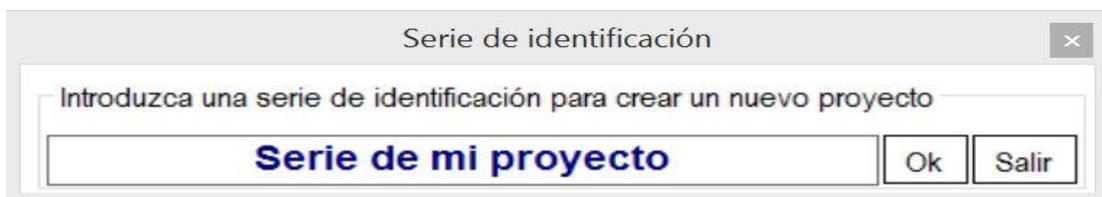


Figura 3.2. Serie de identificación de un proyecto

Datos de la excavación

en la figura 3.3 se muestra la ventana donde el proyectista debe introduce los siguientes parámetros

- 1) Litología de la roca
- 2) Nombre del proyecto

- 3) Destino de la excavación
- 4) Sección transversal de la excavación
- 5) Ancho de la excavación
- 6) Altura de la pared de la excavación
- 7) Profundidad en la que se encuentra la excavación
- 8) Longitud de la excavación
- 9) Tramo y numero de vías

Datos Genetal del Proyecto

Datos de la Excavación



Característica del proyecto		Dimesiones de la Sección Transversal (m)	
Litología	Sedimentaria	Ancho	2
Nombre Del Proyecto	Trasvase Este-Oeste	Longitud	100
Distino de la Excavación	Tunel Hidrotecnico	Tramo	II
Forma de la Sección Transversal	Semicircular con Parede Recta	N de Vías	2

Figura 3.3. Datos de la excavación

Propiedades físico-mecánicas de la roca

Este es uno de los aspectos de mayor importancia ya que antes de diseñar el pasaporte de voladura es necesario que se conozcan con detalles todas informaciones del macizo rocoso (sus propiedades) donde se pretenda laborear la excavación para ello en el software se introduce las siguientes propiedades de la roca, como se observa en la figura 3.4

1. Densidad
2. Masa volumétrica

3. Resistencia a compresión y a tracción simple estática
- 4) Velocidad de las ondas longitudinales en la varilla V_l^v :
- 5) Velocidad de las ondas longitudinales en muestras volumétricas V_l^m :
- 6) Límite de resistencia a cortante de la roca a presión atmosférica
- 7) límite de resistencia a cortante de la roca a presión hidrostática

Figura 3.4. Propiedad físico-mecánico de la roca

b) Característica estructural del macizo (agrietamiento en el frente)

Se introduce el total de la suma de las grietas en dirección de la línea de menor resistencia y en dirección de las cargas para cada grupo de barreno, la densidad y la velocidad del material de relleno con el objetivo de conocer el coeficiente de debilitamiento de las tensiones. Como se muestra en la siguiente figura 3.5

PreminFrga-LC

Ficheros Visualizar los Resultados

Propiedad de la Roca Característica Estructural del MR SE Para las Cargas Compactas SE Para las Cargas Desacopladas

Seleccione las características estructurales del macizo rocoso

Medición de las grietas y el material de relleno en el frente del tramo en que pretenda laborear la excavación

En la dirección de la línea de menor resistencia	Característica del Material de Relleno
Suma de las aberturas grietas considerando el grupo de los barrenos de corte y arranque	Densidad del Material de Relleno Kg/m ³
0.27	1650
Suma de las aberturas grietas considerando el grupo de los barrenos de contorno	Velocidad del Material de Relleno m/s
0.11	1100
En la dirección de colocación de las cargas	
Suma de las aberturas grietas considerando el grupo de los barrenos de corte y	
0.19	
Suma de las aberturas grietas considerando el grupo de los barrenos de contorno	
0.097	

Salvar Limpiar

Laboreo de excavaciones subterráneas horizontales

Figura 3.5. Agrietamiento en el frente de la excavación

f) Determinación Estado tenso-deformacional al explosionar cargas

En esta zona de cálculo se selecciona las sustancias explosivas para las cargas compactas y las cargas desacopladas, como se observan en la figura 3.6-3.7 permitiendo determinar la presión máxima de la onda refractada en la pared de los barrenos de corte, arranque y de contorno (compactas y desacopladas), ya en la figura 3.8-3.9.

PreminFrga-LC

Ficheros Visualizar los Resultados

Propiedad de la Roca Característica Estructural del MR SE Para las Cargas Compactas SE Para las Cargas Desacopladas

Seleccione el tipo de sustancia explosiva para las cargas compactas

Deseas utilizar otra SE que no se encuentre en la BD ?

Selecciona la Sustancia Explosiva: Senatel Magnafrag

Densidad de la Sustancia Explosiva (g/cm³): 1.15

Velocidad de detonacion (m/s): 4400

Capacidad de Trabajo cm³: 360

Fuerza Relativa al peso (%): 12

Fuerza Relativa al volumen (%): 12

Diametro del Barreno de Vacio (mm): 78

Diametro de la Sustancia Explosiva (mm): 32

Calor de la Explosión (kj/kg): 3098.38

Masa de la Sustancia Explosiva (g): 455

Longitud de la Sustancia Explosiva (mm): 500

Salvar Limpiar

Labores de excavación subterráneas horizontal

Figura 3.6. Selección de la sustancia explosiva para las cargas compactas

PreminFrga-LC

Ficheros Visualizar los Resultados

Propiedad de la Roca Característica Estructural del MR SE Para las Cargas Compactas SE Para las Cargas Desacopladas

Seleccione el tipo de sustancia explosiva para las cargas desacopladas

Deseas utilizar una nueva SE que no se encuentre en la BD

Selecciona la Sustancia Explosiva: Senatel Magnafrag

Densidad de la Sustancia Explosiva (g/cm³): 1.15

Velocidad de detonacion (m/s): 4200

Capacidad de Trabajo cm³: 360

Fuerza Relativa al peso (%): 12

Fuerza Relativa al volumen (%): 12

Diametro de la Sustancia Explosiva (mm): 26

Calor de la Explosión (kj/kg): 3098.38

Masa de la Sustancia Explosiva (g): 455

Longitud de la Sustancia Explosiva (mm): 500

Salvar Limpiar

Labores de excavación subterráneas horizontal

Figura 3.7. Selección de la sustancia explosiva para las cargas Desacopladas

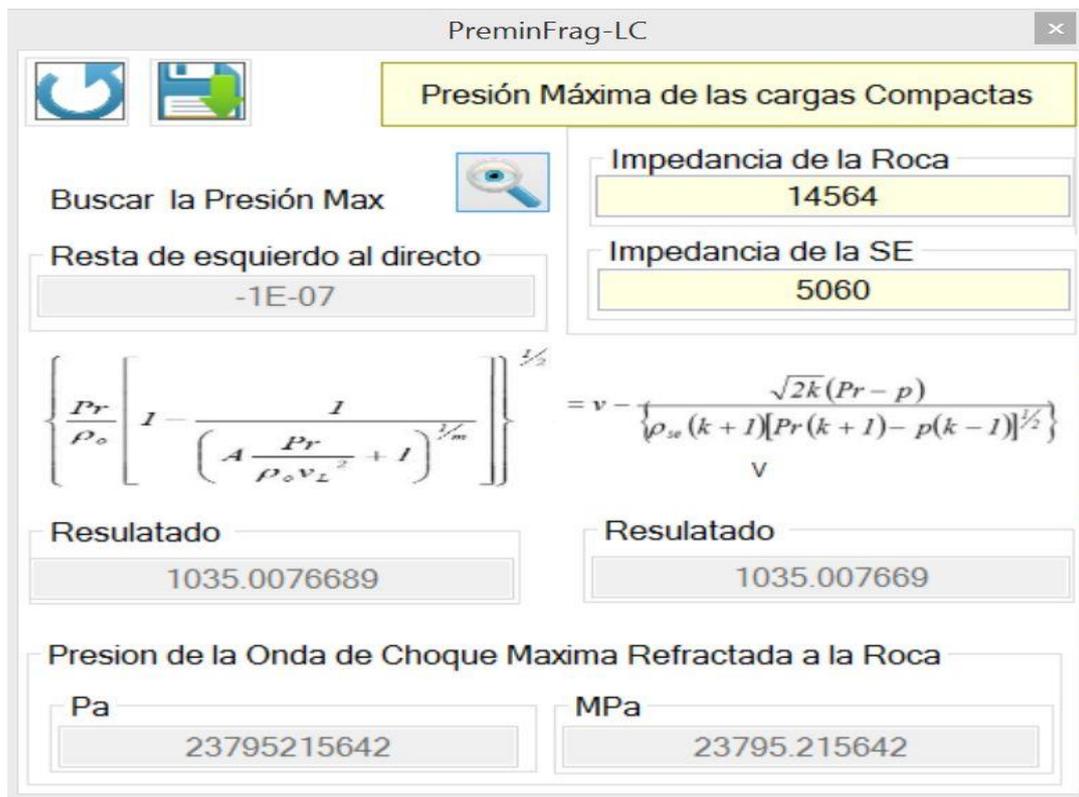


Figura 3.8. Presión máxima de la onda refractada en la pared de los barrenos de corte, arranque

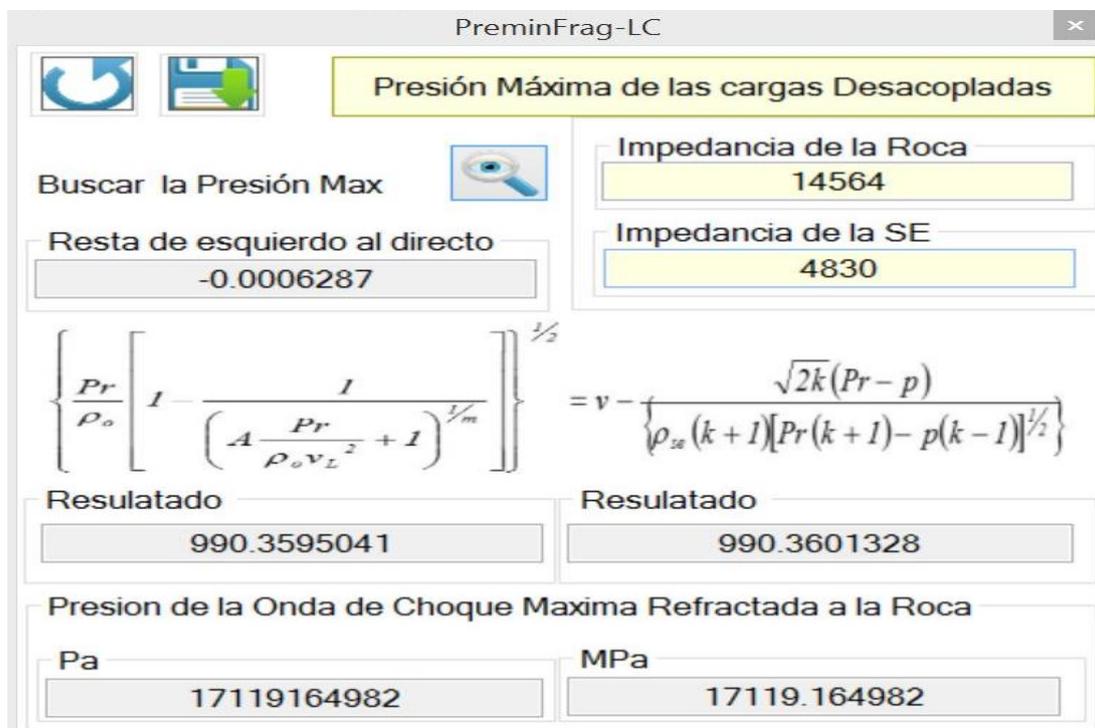


Figura 3.9. Presión máxima de la onda refractada en la pared de los barrenos de contorno

Para modelar el comportamiento de las máximas amplitudes de las tensiones con el límite de resistencia de la roca, y establecer los radios de las zonas de trituración, agrietamiento y de descostramiento se realiza desde los siguientes apartados como se puede observar en la figura 3.10 – 3.11 y 3.12.

The screenshot shows the 'PreminFrag-LC' software window. It has three tabs: 'Tensiones Radiales', 'Tensiones Tangenciales', and 'Tensiones a Cortantes'. Below the tabs are icons for refresh, save, and search. The search button is labeled 'Buscar la Distancia Relativa'. A yellow highlighted box contains the text 'Radios de las Zonas de Descostramientos y la Máxima Amplitud de'. Below this are several input fields with the following values:

Field Label	Value
Distancia del punto r (m)	3.95
Resistencia a Tracción e MPa	10.36
Radio Relativo (m)	480.8854038
Tensión Radial MPa	10.35220579
Radio de Descostramiento para un macizo monolitico (m)	3.95

Figura 3.10. Radio de la zona de descostramiento y la máxima amplitud de la tensión radial

PreminFrag-LC

Tensiones Radiales | Tensiones Tangenciales | Tensiones a Cortantes



 Buscar la Distancia Relativa 

Radios de las Zonas de Agrietamientos y la Máxima Amplitud de la

Distancia del punto r (m)	Resistencia a Tracción e MPa
1	10.36
Radio Relativo (m)	Tensión Tangencial MPa
122.28	10.36225322
Radio de agrietamiento para un macizo monolitico (m)	
1.004443394	

Figura 3.11. Radio de la zona de Agrietamiento y la máxima amplitud de la tensión tangencia

PreminFrag-LC

Tensiones Radiales | Tensiones Tangenciales | Tensiones a Cortantes



 Buscar la Distancia Relativa 

Radios de las Zonas de Trituración y la Máxima Amplitud de la

Distancia del punto r (m)	Resistencia a Cortante MPa
0.5	92.7
Radio Relativo (m)	Tensión a Cortante MPa
60.8715701	93.03357053
Radio de Trituración para un macizo monolitico (m)	
0.5	

Figura 3.12. Radio de la zona de Trituración y la máxima amplitud de la tensión a cortante

3.1.1.2 Reporte de diseño de voladura del PreminFragLC 2019

En la sección de Reporte es posible extraer un informe en el formato Word, Excel o en PDF donde se consideran datos que se muestra en la figura 3.13 de salida:

Reporte de Voladura Subterranea

Buscar proyecto

Salir

1 of 4 100% Find | Next

Reporte para el diseño de voladura en el laboreo de excavaciones subterraneas horizontales

Información general del proyecto

Serie del Pryeccto	Nombre del Proyecto	Destino de la excavación
Litología 5C tramo II	Trasvase Este-Oeste	Túnel Hidrotécnico

Sección transversal de la excavació.. Nombre del proyecto

Tipo de Sección	Área (m^2)	Perimetro (m)	Ancho (m)	Altura Pared (m)	Alto Excava (m)
Semicircular con Pared Recta	34.263125	31.0564	6.5	2.72	5.97

Propiedades físico-mecánicas de la roca (estática)

Densidad (kg/m ³)	M. Volumetrica(kg/m ³)	Rc (MPa)	Rt (MPa)	VLM(m/s)	VLV (m)	Fortaleza	F Interna
2719	2290	102.84	4.66	3589	3293	10.284	0.89
Presión atmosférica (Pa)	Presión hidrostática (Pa)	Grado de alteración de la roca por el proceso de intemperismo					
15	156	Roca agrietada alterada por proceso de intemperismo					

Propiedades físico-mecánicas de la roca (dinámica)

Rc(MPa)	Coef Kdc	Rt(MPa)	Coef Kdt	Coef de Poison	R Cortante (MPa)	Vt (m/s)	M Elasticidad (MPa)
1652.1	16.06	12.77	2.74	0.25	156	2082.68	2531.34

Característica de la Sustancia explosiva para los barrenos de corte y arranque

Tipo de SE	Diametro (mm)	Densidad (g/cm ³)	Vd (m/s)	Color (kj/kg)	Masa (g)	Longitud (mm)
Senatel Magnafrag	32	1.15	4400	3098.38	455	500

Característica de la Sustancia explosiva para los barrenos de Contorno

Tipo de SE	Diametro (mm)	Densidad (g/cm ³)	Vd (m/s)	Color (kj/kg)	Masa (g)	Longitud (mm)
Senatel Magnafrag	26	1.15	4200	3098.38	455	500

Estado tenso-deformacional para los grupos de barrenos de cuele y arranque

P (MPa)	k (Adiabatica)	V (m/s)	Kr	Pr1 (MPa)	A	m	I.SE	I.Roca	Pr (MPa)	Tensión Radial (MPa)
5403.88	3.12	1067.96	1.32	7117.29	5.5	5	5060	9758	14230.6	12.76
Tensión Tangencial (MPa)		Tensión Cortante(MPa)		Dr Radial (m)		Dr Tangencial (m)		Dr Cortante (m)		
12.77		158.41		346.2070549		111.83		27.7		
Radio para macizo monolitico										
Radio de trituración (m)			Radio de Agrietamiento (m)					Descostramiento (m)		
0.28			1.13					3.5		

Estado tenso-deformacional para el grupo del barreno de Contorno

P (MPa)	Pd (MPa)	k	V (m/s)	Kr	Pr1 (MPa)	A	m	I.SE	I.Roca	Pr (MPa)	Tensión Radial (MPa)
4923.79	782.52	3.12	1019.42	1.34	1046.88	5.5	5	4830	9758	13248.14	12.76
Tensión Tangencial (MPa)		Tensión Cortante(MPa)		Dr Radial (m)		Dr Tangencial (m)		Dr Cortante (m)			
12.77		119.24		326.2716157		108.22		34.09			
Radio para macizo monolitico											
Radio de trituración (m)			Radio de Agrietamiento (m)					Descostramiento (m)			
0.28			0.89					2.68			

Parámetros de la voladura para el grupo de los barrenos de corte

Dbv (m)	Dbc (m)	Nb	Lb (m)	Lc (m)	Lrell (m)	B1 (m)	B2 (m)	B3 (m)	B4 (m)	Rt (m)	N cartucho
0.08	0.036	16	2.63	2.5	0.13	0.18	0.25	0.53	1.12	0.14	5
Total cartucho Barreno Corte				Magnitud de Carga (kg)							
80				36.4							

Parámetros de la voladura para el grupo de los barrenos de arranque

Área (m ²)	Perimetro (m)	Ancho (m)	alto (m)	Kdbw	Kdba	Db (m)	Linea de menor resistencia
14.49	16.8	3.37	1.16	0.49	0.66	0.037	1.13
Nb	Darr (m)	Lb (m)	Lc (m)	Lrell (m)	N Cartucho	Total de Cartucho	Magnitud de Carga
11	1.4916	2.43	2	0.43	4	44	20.02
Distribución espacial de los barrenos de arranque							
Nb ancho	Dist ancho(m)	Nb lado	Dist ancho(m)	Nb Arriba	Dist Arriba (m)	Ángulo de separación B.arriba (grado)	
3	1.05	2	0.66	4	1.20	45	

Parámetros de la voladura para el grupo de los barrenos de Contorno

Perímetro (m)	Dista_c (m)	disat_aco (m)	Kdbw	Kdba	Linea de menor resistencia
31.0564	0.28	1.44	0.78	0.81	1.39

Nb	Db (m)	Lb (m)	Lc (m)	Lrell (m)	N Cartucho	Total de Cartucho	Magnitud de Carga
22	0.037	2.43	2	0.43	4	88	40.04

Distribución espacial de los barrenos de Contorno

Nb Piso	Dist piso(m)	Nb lado	Dist ancho(m)	Nb techo	Dist techo (m)	Ángulo de separación B.techo (grado)
5	0.99	3	0.91	11	0.93	18

Ídices técnicos económico de la voladura

Número de barrenos por ciclo	Longitud de avance por ciclo (m)	Volumen de roaca arrancar por ciclo (m ³)
40	2.19	34.65

Cantidades de metros de perforación

Por ciclo (m)	Por metros de avance (m/m)	Por metros cubicos de roca arrancar (kg/m ³)
100.4	45.91	2.31

Gastos de sustancias explosiva

Por ciclo (kg)	Por metros de avance (kg/m)	Por metros cubicos de roca arrancar (kg/m ³)
80.08	36.62	2.31

Gastos de detonadores

Por metros de avance (det/m)	Por metros cubicos de roca arrancar (det/m ³)
18.29	1.15



Figura 3.13. Reporte técnico para diseño de laboreo en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales

3.2 Validación de los resultados del software para el diseño de voladuras en el laboreo de excavación

Con el objetivo de validar la confiabilidad de los resultados obtenido del software anteriormente descrito, el mismo se comparó con los resultados obtenidos del modelo matemático propuesto por Diéguez, *et al.* 2014, que fueron validados mediante voladuras experimentales realizadas por Diéguez, *et al.* 2014, en el Tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa - Mayarí del Traslase Este Oeste, en la tabla 3.1 se ilustran el analice comparativos entre los dos resultados.

Tabla 3.1. Comparación de los resultados obtenido por Diéguez, *et al.* 2014 y software PreminFrag-LC 2019, en el Tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa - Mayarí del Traslase Este Oeste

Nº	Parametros	U/M	Diéguez, <i>et al.</i> 2014	Softwar e	Diferencia
1	Coef. Poison	--	0.25	0.25	0
2	Modulo de elasticidad	Mpa	2531,34	2531,34	0
3	Velocidad de las ondas transversal	m/s	2082,34	2082,34	0
4	Resistencia a compresión dinamica	Mpa	1652,10	1652,10	0
5	Kdc	--	16,0	16,0	0
6	Resistencia a tracción dinamica	Mpa	12.77	12.77	0
7	Kdt	--	2.74	2.74	0
8	Resistencia cortante	Mpa	155.30	156	-0.7
9	Coef. de fricción interna	--	0.90	0.89	0.01
10	K	Mpa	3.12	3.12	0
11	P	m/s	5403,88	5403,88	0
12	V	--	1067,96	1067,96	0
13	Kr	--	1,32	1.32	0
14	A		3	5.3	2.3
15	m	--	3	5	2

16	Pr	MP a	14977,37	14230.59	746.78
17	Radio relativo de trituración	m	26,67	27.7	-1.03
18	Radio de trituración para un macizo monolitico	m	0.29	2.8	0.01
19	Radio relativo de agrietamiento	m	112,75	111.83	0.92
20	Radio de agrietamiento para un macizo monolitico	m	1.13	1.13	0
21	Radio relativo de descostramiento	m	284,89	346.21	-61.32
22	Radio de descostramiento para un macizo monolitico	m	2.87	3.5	-0.63
23	$\ddot{R}t$	m	0.29	0.28	0.01
24	B1	m	0.18	0.18	0
25	B2	m	0.25	0.25	0
26	B3	m	0.54	0.53	0.01
27	B4	m	1.14	1.12	0.02
28	Wa	m	1,00	1.13	0.13
29	$\ddot{R}g$	m	1,13	1.13	0
30	$\ddot{R}d$	m	2,88	3.5	-0.62
31	Darr	m	1.50	1.49	0.01
32	Kdbw	--	0.50	0.49	0.01
33	Kdba	--	0.66	0.66	0

En la columna diferencia se puede apreciar la diferencia entre los resultados obtenidos de la voladura experimental, de Diéguez, *et al.* 2014 y del software PreminFragLC 2019 realizada en tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa - Mayarí del Traspase Este Oeste, los valores que estan en el intrvalo de 0-0,02 significa que los valores comparados son iguales, es decir, coinciden en un 100%, en la gráfica (3.14) se puede observar que los resultados comparados

tienen aproximadamente el mismo comportamiento, los puntos congruentes entre las dos curvas representan la similitud entre los dos resultados obtenidos y para determinar la confiabilidad de los resultados obtenidos de software, se construyó la gráfica, (figura 3.15) para establecer la correlación que hay entre los valores comparados, donde se pudo probar que los resultados arrojados por el software son confiables, ya que el margen de error es de un 0,04%, por lo que se confirma que la confiabilidad de los resultados obtenidos por el software es de un 99,96% ya que presenta una correlación de 0.9996 con respecto al comparado y en la figura 3.16 se observa el pasaporte del diseño de voladura de la excavación.

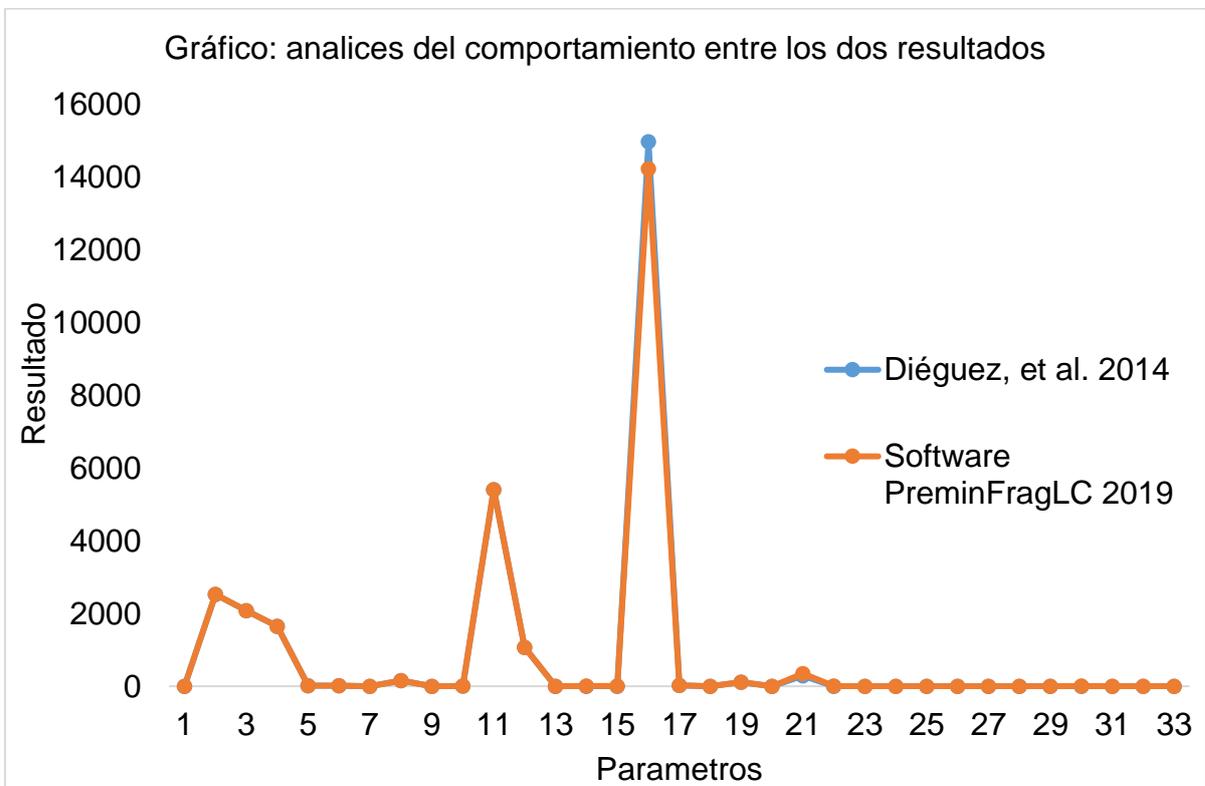


Figura 3.14. Gráfica de Comparación de resultados de Diéguez, et al. 2014 con los resultados del software PreminFrag-LC 2019.

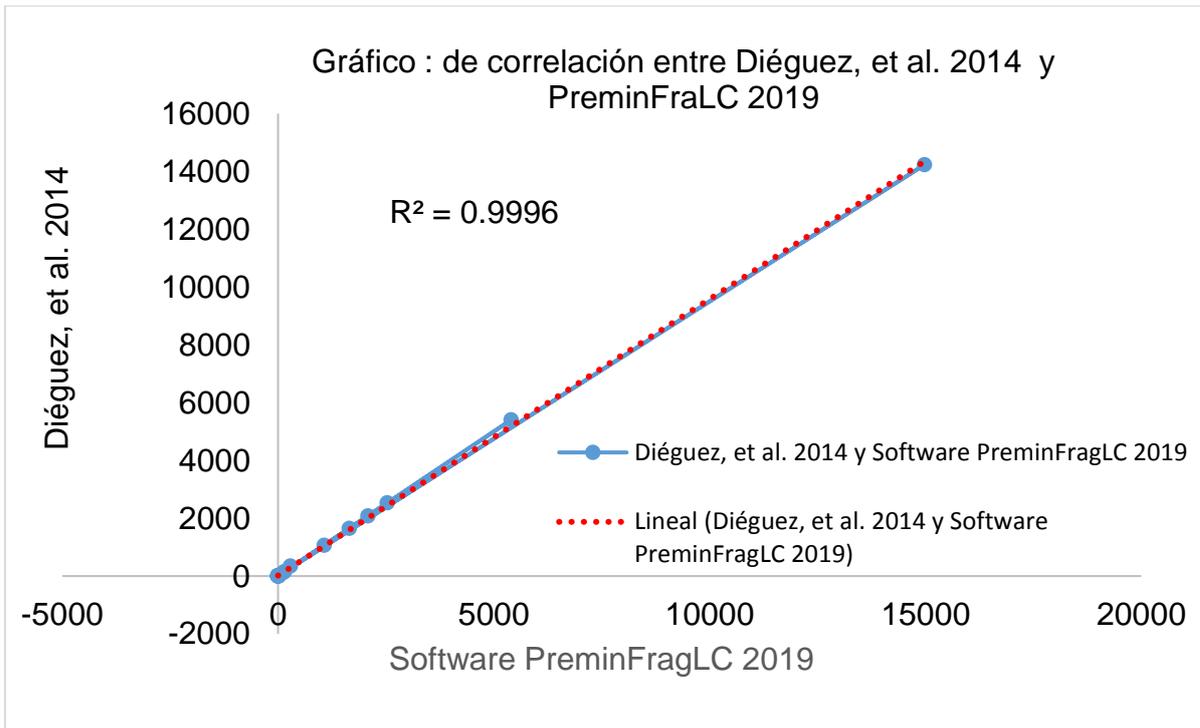


Figura 3.15. Gráfica de correlación entre los resultados de Diéguez, et al. 2014 en comparación con los resultados del software PreminFrag-LC 2019.

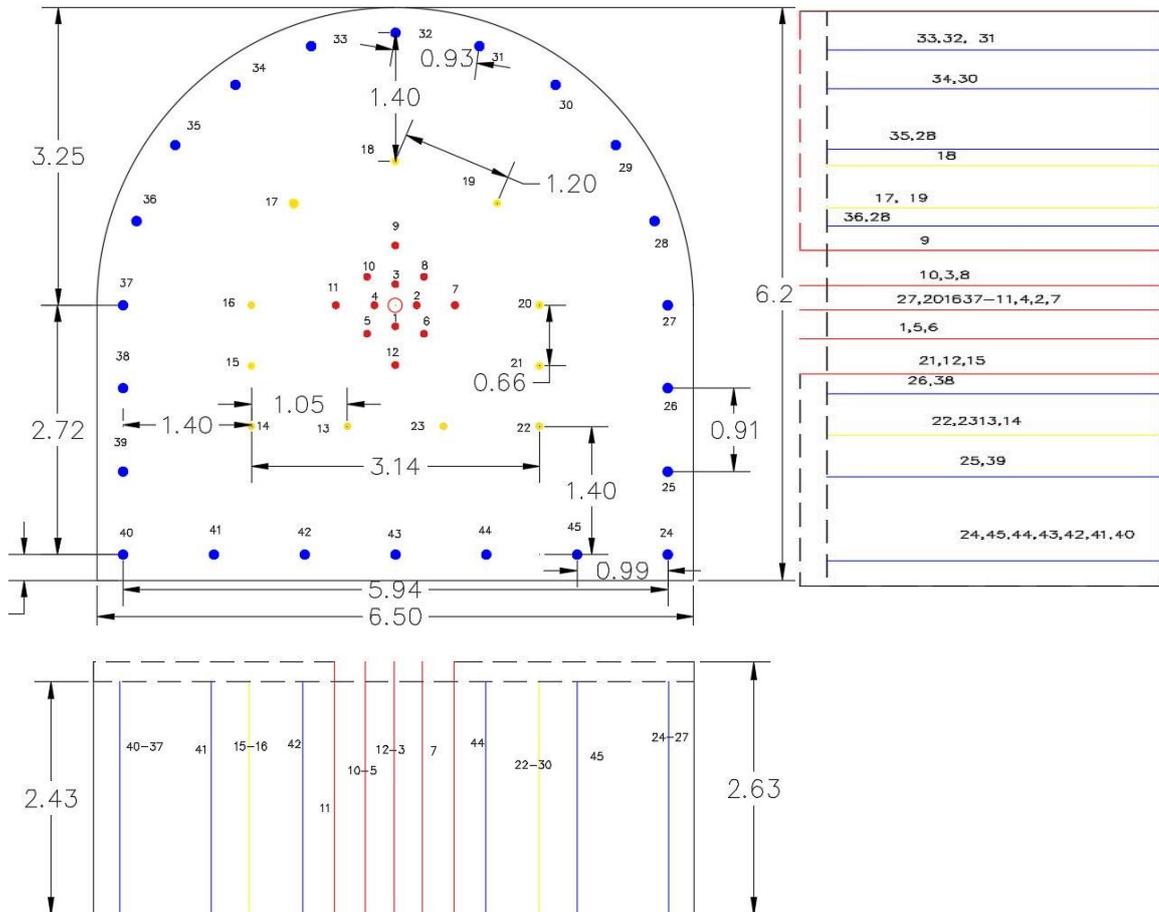


Figura 3.16. Pasaporte del diseño de voladura de la excavación.

CONCLUSIONES

1. A partir de conocer la metodología de cálculo para el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales que considera el principio de la acción de la explosión sobre el macizo rocosos, se desarrolló el software PreminFrag-LC 2019 para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales bajo el principio de acción de la explosión sobre el macizo rocosos.
2. Se validó la confiabilidad de los resultados arrojados por el software a partir de realizar la comparación de los resultados obtenidos de las voladuras experimentales realizadas por Diéguez, *et al.* 2014, en el Tramo II en la litología 5C del Túnel Levisa Mayarí del Tránsito Este-Oeste, donde se comprobó que los resultados obtenidos por el software son confiables ya que hay un margen de error de 0.04% lo que indica que la confiabilidad de los resultados es de 99.96%.

RECOMENDACIONES

1. Asociar a un software de dibujo 3D, donde se ilustre la evolución del laboreo de una excavación subterránea horizontal en un modelo, simulando su acción en el macizo rocoso.
2. Por la gran confiabilidad que se obtuvo en la comparación de los resultados (99,96%), la facilidad en su manejo y la rapidez en el procesamiento de los datos, se recomienda su uso en los proyectos de excavaciones subterráneas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acevedo, L. A. (18 de febrero de 2018). *LA RAINURA Y SU CARA LIBRE*. Recuperado el 20 de Diciembre de 2018, de <https://www.youtube.com/watch?v=3gcLROZgORc>
- ALONSO, J. J., GÓMEZ, J. C., & HERBERT, J. H. (2013). *PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA*. Soporte digital, Universidad Politécnica de Madrid, DEPARTAMENTO DE EXPLOTACIÓN DE RECURSOS MINERALES Y OBRAS SUBTERRÁNEAS, Madrid.
- Arsentiev, A. I. (2004). *Dialogo sobre la ciencia minera*. Instituto Estatal de Minas de San Petersburg.
- Belidor, B. F. (1725). *Nouveau cours mathématique à l'usage d' Artillerie et du Genie*. Paris.
- Blanco, R. T. (2011). *Laboreo de excavaciones horizontales*. La Habana: Felix Varela.
- Blog, Y. (2016). *Microsoft Access*. Recuperado el 20 de marzo de 2019, de <https://yerlydance.wordpress.com/access/>
- Bobk, A. A. (1979). *La Conquista de la Explosión*. Naukova Dimka: Kiev.
- Borieskov, M. (1876). *Manual del arte del minado y su utilización en las minas defensivas subacuáticas y los trabajos hidrotécnicos*. (T. G. Translat, Trad.) Idioma: Ruso.
- Borovikov, V. A., & Vaniagin, I. F. (1985). *Técnica y tecnología de los trabajos con explosivos*. Leningrado.
- Bravo, Y. (28 de enero de 2017). *Cálculo del número de taladros en la voladura de un túnel*. Recuperado el 03 de Marzo de 2018, de <https://www.youtube.com/watch?v=YiYeEviWbN4>
- Bukrinsky, V. (1985). *Geometría del subsuelo* . M. Nedra.
- CSRVP. (22 de febrero de 2018). *DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION*. Recuperado el 12 de diciembre de 2018, de

<https://www.youtube.com/watch?v=dzbWQKaAVWQ;> y
<https://www.youtube.com/watch?v=rLLpwooP1HE&t=206s>

Cuachtmoc. (2017). *Manual de excel avanzado*. Mexico.

Departamento de asistencia técnica. (s.f.). *Voladura Controlada*.

Diéguez, G. Y., Otaño, N. J., & Sargentón, R. G. (2014b). *Diseño de voladuras de contorno en túneles* (Vols. Vol. 30, núm. 3.). Revista Geología – Minería.

Diéguez, G. Y., Otaño, N. J., & Sargentón, R. G. (2013a). *Campo tenso deformacional para voladuras con cordón detonante en el laboreo de túneles*. Revista Geología – Minería.

Diéguez, Y. G., Otaño, J. A., & Sargentón, G. R. (2014). *Metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales*. Tesis de doctorado, Instituto Superior Minero Metalurgico de Moa, Minería, Moa. Recuperado el 11 de febrero de 2018

Dolgy, I. E., & Silantiev, A. A. (2003). *Fundamentos de la producción minera*. Instituto Estatal de Minas. San: G.I. Plejanov.

Edison, J. R. (15 de octubre de 2012). *Cálculos de taladros para frentes del túnel*. Recuperado el 2018 de enero de 12, de <https://www.youtube.com/watch?v=yUq9768pekE&vl=es-419>

Egorov, P. V., Bober, E. A., Kustnietsov, Y. N., Reshemov, C. E., & Krasiuk, N. N. (2000). *Fundamentos de Minería*. Universidad Estatal de Minas de Moscú. ISBN 5-7418-0158-7.

EXSA. (2009). *Manual Práctico de Voladura*.

Frolov, M. M. (1868). *Investigaciones de las voladuras de minado*. SPB.

Fuentes, D. A. (2012). *Párametro para el diseño de la voladura de contorno en laboreo de túneles*. Tesis de ingeniero, ISMMANJ, Moa.

Gogoliev, V. (1965). *Acerca de la zona cercana a la explosión de una carga concentrada*. Elim Frunze.

- Institute, B. (17 de septiembre de 2014). *Parámetros Perforación y Voladura de Rocas*. Recuperado el 16 de mayo de 2018, de <https://www.youtube.com/watch?v=slm0CemBfB0>
- Ivolguin, A. I. (1975). *Voladuras para el laboreo de excavaciones*. M.Nedra.
- Joe – Boy, S. (2007). *Influencia de la construcción de las cargas de sustancias explosivas en los parámetros de las voladuras en canteras de áridos*. Tesis Doctoral, ISMMANJ.
- Kalinchenko, V. M., Stiepin, N. I., & Tupiklin, I. I. (2000). *Geometría del subsuelo*. Novochoerkask: YRGU.
- Kutusov, B. &. (2000). *Comparación técnico-económica de los sistemas no eléctricos y eléctricos de iniciación de cargas*. Gorniy Journal : N°5, .
- Kutusov, B. (1974). *Trabajos de voladuras*. . M. Nedra, .
- Kutusov, B. M. (1973). *Fragmentación mecánica por voladura de las rocas*. Nedra,.
- Langefors, U. A., & Kihlstrom, B. (1976). *Voladuras de rocas*. Urmo.
- Langefors, U., & Kihlstrom, B. (1976). *Voladuras de rocas*. Editorial Urmo.
- Leite, F. S. (2013). *Desarrollo de una herramienta para diseño de voladuras en túneles*. Tesis de Ing, ESCUELA TÉCNICA SUPERIOR DE INGENIEROS DE MINAS, DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y COMBUSTIBLES.
- López - Jimeno, E. et al. (1994). *Manual de perforación y voladuras de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid.
- López - Jimeno, E. et al. (2003). *Manual de perforación y voladuras de rocas*. Instituto Tecnológico Geominero de España, Madrid.
- Luis I. González de Vallejo, E. et al. (2004). *INGENIERÍA GEOLÓGICA*. (I. Capella, Ed.) MADRID, MADRID, España: PEARSON EDUCACIÓN, S.A.
- Lukianov, V. G., & Gromov, A. D. (1999). *Laboreo de excavaciones mineras de exploración*. M. Nedra. ISBN 5-247-03837-1.

- Mensah, D. (2012). *Un software para el diseño de voladuras en minería a cielo abierto*. PROYECTO FIN DE CARRERA, DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA QUÍMICA Y COMBUSTIBLES.
- Mielnikov, L. L. (1974). *Construcción de obras subterráneas de gran sección en rocas resistentes*. M. Nedra.
- Mielnikov, N. V. (1962). *Manual de los trabajos de perforación y voladura en la construcción*.
- Montoro, J., & Lampaya, J. (2010). *Consideraciones acerca de la técnica de precorte*. Soporte digital. Recuperado el 22 de enero de 2019, de <http://es.scribd.com/doc/36333255/25-Voladuras-de-contorno>
- Morin, M. &. (2006). *simulation as a tool to predict blasting fragmentation based on the Kuz Ram model*. Canada: Computers & Geosciences.
- Naupari, D. (03 de mayo de 2016). *Diseño Malla de Voladura*. Recuperado el 22 de enero de 2019, de <https://www.youtube.com/watch?v=N9U52vSX4pl>
- Noskov, V., & Komashenko, V. y. (1982). *Trabajos de perforación y voladura en las labores subterráneas y a cielo abierto*. Moscú.
- Otaño Noguel, J. A. (2010). *Curso de voladura*. ISMM, Minería, Moa.
- Otaño, J. A. (1998). *Fragmentación de rocas con explosivo*. La Habana: Editorial Félix Varela.
- Otaño, J. A. (2014). *Fragmentación de rocas con explosivos*. La Habana: FÉLIX VARELA.
- Ouchterlony, F., Olsson, M., & I., B. I. (2001). *Towards new Swedish recommendations for cautious perimeter blasting*.
- Palacios, G. (1997). *Perfeccionamiento de los trabajos de voladura en el yacimiento*. Tesis de Maestría. ISMMANJ.
- Palacios, L. D. (2017). *Validación del modelo Kuz-Ram para optimizar la voladura en túnel*. Tesis de ingeniería, Ciudad Universitaria, Cd. Mexico. Recuperado el 12 de febrero de 2019

- Pedro - Alexandre, A. M. (2006.). *Metodología para el diseño de las voladuras en las canteras de áridos*. Tesis Doctoral., ISMMANJ, , Moa.
- Pimentel, V. P. (17 de enero de 2018). *software de voladura JkSimblast*.
Obtenido de <https://www.youtube.com/watch?v=Bgc3rDRcghw>
- Pokrovsky, G. I. (1957, 1977, 1980). *La Explosión*. M. Nedra.
- Sargentón, G. R. (2008). *Criterios para el diseño de voladuras en el laboreo de excavaciones subterráneas*. Tesis Doctoral, ISMMANJ, Moa.
- Suero, C. Y. (2018). *Voladura controlada*. CURSO: DESARROLLO PERSONAL, TECSUP.
- Torres, C. (30 de Agosto de 2014). Obtenido de <https://www.youtube.com/watch?v=C6CucOxb14U>
- UEE. (2010). *Guía práctica de voladuras*. Unión española de explosivos.
- Xanukaev, A. (1962). *Energía de las ondas de tensión en la fragmentación de rocas por la explosión*. Gosgortexizdat.

ANEXO

ANEXO 1

Manual de usuario del software PreminFrag-LC 2019