



Universidad de San Carlos de Guatemala
Facultad de Ingeniería
Escuela de Ingeniería Civil

**PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE
LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS**

Juan Antonio Rivera Ticas

Asesorado por el Ing. Harold Estuardo Guerra Ralda

Guatemala, abril de 2013

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA



FACULTAD DE INGENIERÍA

**PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE
LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS**

TRABAJO DE GRADUACIÓN

PRESENTADO A LA JUNTA DIRECTIVA DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA

POR

JUAN ANTONIO RIVERA TICAS

ASESORADO POR EL ING. HAROLD ESTUARDO GUERRA RALDA

AL CONFERÍRSELE EL TÍTULO DE

INGENIERO CIVIL

GUATEMALA, ABRIL DE 2013

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA
FACULTAD DE INGENIERÍA



NÓMINA DE JUNTA DIRECTIVA

| | |
|------------|-------------------------------------|
| DECANO | Ing. Murphy Olympto Paiz Recinos |
| VOCAL I | Ing. Alfredo Enrique Beber Aceituno |
| VOCAL II | Ing. Pedro Antonio Aguilar Polanco |
| VOCAL III | Inga. Elvia Miriam Ruballos Samayoa |
| VOCAL IV | Br. Walter Rafael Véliz Muñoz |
| VOCAL V | Br. Sergio Alejandro Donis Soto |
| SECRETARIO | Ing. Hugo Humberto Rivera Pérez |

TRIBUNAL QUE PRACTICÓ EL EXAMEN GENERAL PRIVADO

| | |
|-------------|------------------------------------|
| DECANO | Ing. Murphy Olympto Paiz Recinos |
| EXAMINADORA | Inga. María del Mar Girón Cordón |
| EXAMINADOR | Ing. Nicolás De Jesús Guzmán Saenz |
| EXAMINADOR | Ing. Daniel Alfredo Cruz Pineda |
| SECRETARIO | Ing. Hugo Humberto Rivera Pérez |

HONORABLE TRIBUNAL EXAMINADOR

En cumplimiento con los preceptos que establece la ley de la Universidad de San Carlos de Guatemala, presento a su consideración mi trabajo de graduación titulado:

PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS

Tema que me fuera asignado por la Dirección de la Escuela de Ingeniería Civil, con fecha 09 de noviembre de 2011.



Juan Antonio Rivera Ticas

Guatemala, 16 de octubre de 2012

Ingeniero Civil
Guillermo Francisco Melini Salguero
Coordinador del Área de Construcciones Civiles y Materiales de Construcción
Escuela de Ingeniería Civil
Facultad de Ingeniería

Estimado Ingeniero:

Por medio de la presente en calidad de Asesor de Tesis permito informarle que el trabajo de Graduación denominado: "PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS", elaborado por el estudiante Juan Antonio Rivera Ticas, ha sido revisado y finalizado a entera satisfacción por lo que hay ningún impedimento en extender la presente carta de aprobación para continuar con los trámites pertinente.

Sin otro particular me suscribo,

Atentamente,



Ingeniero Civil
Harold Estuardo Guerra Ralda
Colegiado No. 5021
Asesor

HAROLD ESTUARDO GUERRA RALDA
INGENIERO CIVIL
COLEGIADO 5,021



UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL
www.ingenieria-usac.edu.gt



Guatemala,
21 de noviembre de 2012

Ingeniero
Hugo Leonel Montenegro Franco
Director Escuela Ingeniería Civil
Facultad de Ingeniería
Universidad de San Carlos

Estimado Ingeniero Montenegro.

Le informo que he revisado el trabajo de graduación **PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS**, desarrollado por el estudiante de Ingeniería Civil Juan Antonio Rivera Ticas, quien contó con la asesoría del Ing. Harold Estuardo Guerra Ralda.

Considero este trabajo bien desarrollado y representa un aporte para la comunidad del área y habiendo cumplido con los objetivos del referido trabajo doy mi aprobación al mismo solicitando darle el trámite respectivo.

Atentamente,

ID Y ENSEÑAD A TODOS

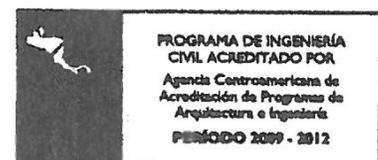
Ing. Civil Guillermo Francisco Melini Salguero
Coordinador del Área de Materiales y
Construcciones Civiles



FACULTAD DE INGENIERIA
AREA DE MATERIALES Y
CONSTRUCCIONES CIVILES
USAC

/bbdeb.

Más de 130 Años de Trabajo Académico y Mejora Continua





UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS DE GUATEMALA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA CIVIL
www.ingenieria-usac.edu.gt



El director de la Escuela de Ingeniería Civil, después de conocer el dictamen del Asesor Ing. Harold Estuardo Guerra Ralda y del Coordinador del Área de Materiales y Construcciones Civiles, Ing. Guillermo Francisco Melini Salguero , al trabajo de graduación del estudiante Juan Antonio Rivera Ticas, titulado PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS, da por este medio su aprobación a dicho trabajo.

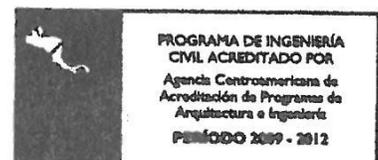

Ing. Hugo Leonel Montenegro Franco


UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS
ESCUELA DE INGENIERIA CIVIL
DIRECTOR
FACULTAD DE INGENIERIA

Guatemala, abril de 2013.

/bbdeb.

Más de 130^{Años} de Trabajo Académico y Mejora Continua





El Decano de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de San Carlos de Guatemala, luego de conocer la aprobación por parte del Director de la Escuela de Ingeniería Civil, al trabajo de graduación titulado: **PRINCIPIOS PARA LA CREACIÓN DE ESCENARIOS DE OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA EN CONSTRUCCIONES SUBTERRÁNEAS**, presentado por el estudiante universitario: **Juan Antonio Rivera Ticas**, autoriza la impresión del mismo.

IMPRÍMASE.

Ing. Murphy Olympo Paiz Recinos
Decano



Guatemala, abril de 2013

ACTO QUE DEDICO A:

Dios

Por ser esa fuente de amor, conocimiento y sabiduría infinita que me ha inspirado y guiado para lograr mis propósitos en la vida.

Mirian Lorena Ticas Fuentes

Por ser ese ángel disfrazado de mujer que Dios decidió darme como madre, para enseñarme a recorrer día con día este camino que llamamos vida, inculcándome valores, principios y forjando dentro de mí a través de su ejemplo un espíritu caritativo, altruista y perseverante.

**Juan Antonio Rivera Chávez
(q.e.p.d.)**

Por ser ese brazo firme y a la vez acogedor que Dios decidió darme como padre para acompañar en mi diario caminar mientras la vida se lo permitió, siendo una fuente de inspiración, disciplina y sobre todo de buen consejo que supo cómo calmar mi corazón.

AGRADECIMIENTOS A:

| | |
|--|---|
| Myriann Elizabeth Rivera Ticas | Por su paciencia, caridad y compañía depositada a diario en mi vida. |
| Isa Gabriela Jerez Ticas | Por llenar mi vida de felicidad y ser la razón que me motiva siempre a dar un paso más. |
| Isaías Jerez Camey | Por su apoyo sincero y respaldo en el desarrollo a lo largo de tantos años. |
| Marta Alicia Ralda de Guerra (q.e.p.d.) | Por sus sanos y sabios consejos. |
| Francisco Celestino González Coronado | Por brindarme su apoyo incondicional en todo momento. |
| Azalia Magaly Guerra Ralda de González | Por brindarme siempre palabras de aliento en los momentos difíciles. |
| Harold Estuardo Guerra Ralda | Por su asesoría y guía en el desarrollo de mis estudios universitarios. |
| José Guerra Aceituno | Por siempre brindar una mano amiga. |
| A mis profesores | Por sus enseñanzas. |

**Fredy Enrique Ríos
Godínez**

Por sus enseñanzas y asesorías brindadas.

**Jorge Manuel Brán
Guzmán**

Por sus consejos y palabras de aliento en todo momento.

**Angel José Francisco
González Guerra**

Por su amistad brindada a lo largo de tantos años, siendo siempre un buen amigo y apoyo incondicional.

A las familias

González Guerra, González López, Guzmán Abril, Juárez Oquendo, Nájera Villate, Morales Sierra, Ticas Fuentes, Toledo Cáceres, Valle Interiano y Vásquez Gálvez.

Por su amistad y apoyo incondicional.

**A las siguientes
personas**

Axel Antonio Guzmán Abril, Andre Antonio Juárez Oquendo, Jonathan Carlos Roberto Sandoval, Emilio Rolando Vásquez Gálvez, Esvin Rafael Ávila Pernillo, Rubén Alberto Larrañaga Saavedra, Sergio Arnoldo García, Saúl Emilio Ramírez, Marianne Alarcón Linton, Sara Noemí, Clementino Morales y a todos mis demás amigos.

Por su amistad y apoyo incondicional.

Fridolin Birk

Por su confianza y oportunidades brindadas.

**A las siguientes
personas**

Sandra Toloza, Norma Elizabeth Blanco,
Claudia Virginia Cotí, Guillermo Schaeuffler.

Por su asesoría brindada.

Grupo EMO S.A

Por su apoyo y asesoría brindada.

Facultad de Ingeniería

Por ser esa fuente de conocimiento que
contribuyo a mi formación académica.

**Universidad de San
Carlos De Guatemala**

Alma mater del conocimiento, casa de valores y
principios profesionales.

ÍNDICE GENERAL

| | |
|--|-------|
| ÍNDICE DE ILUSTRACIONES..... | IX |
| LISTA DE SÍMBOLOS | XIII |
| GLOSARIO | XVII |
| RESUMEN..... | XXIII |
| OBJETIVOS..... | XXV |
| INTRODUCCIÓN..... | XXVII |
| | |
| 1. GENERALIDADES..... | 1 |
| 1.1. Antecedentes..... | 1 |
| 1.1.1. Antecedentes de labores de excavación de material estéril de Grupo EMO S.A..... | 1 |
| 1.1.1.1. Tipo de roca en los frentes de trabajo..... | 1 |
| 1.1.1.2. Densidad de roca utilizada | 3 |
| 1.1.1.3. Plantilla de perforación utilizada en los distintos tipos de frente | 3 |
| 1.1.1.4. Velocidades de perforación | 6 |
| 1.1.1.5. Cantidad de explosivos y accesorios utilizados..... | 10 |
| 1.1.1.6. Factores de carga y potencia promedios..... | 17 |
| 1.1.1.7. Eficiencia de voladura..... | 20 |
| 1.1.1.7.1. Eficiencia de voladura, avance respecto perforación..... | 20 |

| | | | |
|------|---|--|----|
| | 1.1.1.7.2. | Eficiencia de voladura respecto al factor de carga | 21 |
| | 1.1.1.7.3. | Eficiencia de voladura respecto al factor de potencia..... | 22 |
| 1.2. | Justificación..... | | 23 |
| 1.3. | Planteamiento del problema..... | | 24 |
| 1.4. | Tipos de roca | | 25 |
| | 1.4.1. | Rocas ígneas | 25 |
| | 1.4.2. | Rocas sedimentarias..... | 26 |
| | 1.4.3. | Rocas metamórficas..... | 27 |
| | 1.4.4. | Rocas para la voladura | 27 |
| | 1.4.4.1. | Rocas ígneas y metamórficas | 27 |
| | 1.4.4.2. | Rocas sedimentarias..... | 28 |
| 1.5. | Características y propiedades de las rocas..... | | 28 |
| | 1.5.1. | Densidad | 29 |
| | 1.5.2. | Dureza y tenacidad | 30 |
| | 1.5.3. | Resistencia..... | 31 |
| | 1.5.4. | Elasticidad | 31 |
| | 1.5.5. | Plasticidad | 32 |
| | 1.5.6. | Abrasividad..... | 32 |
| 1.6. | Equipo de perforación | | 32 |
| | 1.6.1. | Principios de la perforación en rocas | 33 |
| | 1.6.2. | Tipos de equipos de perforación | 34 |
| | 1.6.2.1. | Manuales..... | 34 |
| | 1.6.2.2. | Mecanizadas | 34 |
| | 1.6.2.3. | Mecanizadas rotatorias | 35 |

| | | | |
|----|------------|--|----|
| | 1.6.2.3.1. | Componentes básicos de los equipos de perforación..... | 35 |
| | 1.6.3. | Selección de equipos de perforación..... | 37 |
| | 1.6.4. | Condiciones de perforación | 37 |
| | 1.6.5. | Velocidad de perforación | 38 |
| 2. | | DETERMINACIÓN DEL TIPO DE ROCA MEDIANTE MAPEO GEOMECÁNICO Y ENSAYOS DE LABORATORIO..... | 39 |
| | 2.1. | Determinación del tipo de roca a través de tablas de mapeo .. | 40 |
| | | 2.1.1. Flujograma de mapeo | 40 |
| | 2.2. | <i>RQD(Rock Quality Designation)</i> | 40 |
| | | 2.2.1. Determinación del <i>RQD</i> | 40 |
| | 2.3. | Sistema RMR de Bieniawski..... | 42 |
| | | 2.3.1. Ejemplo ilustrativo de calificación del RMR | 43 |
| | 2.4. | Sistema de Q de Barton | 45 |
| | | 2.4.1. Pernos | 49 |
| | 2.5. | Determinación del tipo de roca a través de ensayos de laboratorio..... | 52 |
| | | 2.5.1. Ensayo de compresión no confinada para muestras de roca extraídas de la Mina Marlin | 52 |
| | | 2.5.2. Pesos unitarios de muestras de roca tomadas de frentes estériles de Mina Marlin | 60 |
| | | 2.5.3. Densidad de rocas según muestras tomadas de frentes estériles de Mina Marlin | 62 |
| | 2.6. | Resultados de laboratorio..... | 63 |
| | 2.7. | Análisis del tipo de roca..... | 64 |

| | | |
|----------|---|----|
| 3. | DETERMINAR LA PLANTILLA DE PERFORACIÓN | 67 |
| 3.1. | Factores que influyen en el diseño de la plantilla de perforación | 67 |
| 3.1.1. | Tipo de roca | 67 |
| 3.1.1.1. | Parámetros de la roca | 68 |
| 3.1.1.2. | Clasificación del tipo de roca de la Mina Marlin..... | 71 |
| 3.1.2. | Selección de la labor | 72 |
| 3.1.2.1. | Criterios para la selección de la labor .. | 74 |
| 3.1.2.2. | Tipos de labores utilizadas en Mina Marlin..... | 76 |
| 3.1.3. | Diámetro de perforación | 78 |
| 3.1.4. | Paralelismo de taladros | 78 |
| 3.2. | Diseño de plantilla de perforación estándar para tipos de roca suave, media y dura | 81 |
| 3.2.1. | Cortes o arranques..... | 81 |
| 3.2.2. | Distribución y denominación de taladros..... | 82 |
| 3.2.3. | Procedimiento de cálculo para el diseño de la plantilla de perforación | 83 |
| 3.2.4. | Diseño de plantilla de perforación para labores de trabajo en Mina Marlin, San Marcos, Guatemala..... | 85 |
| 3.2.4.1. | Diseño de plantilla de perforación, labor de 4,00 * 4,50 metros | 86 |
| 3.2.4.2. | Diseño de plantilla de perforación, labor de 4,00 * 5,00 metros | 86 |
| 3.2.4.3. | Diseño de plantilla de perforación para una labor de 5,00 * 5,00 metros ... | 87 |

| | | |
|---------|--|-----|
| 4. | VOLADURA..... | 91 |
| 4.1. | Tipos de explosivos utilizados en voladuras..... | 92 |
| 4.1.1. | Agentes explosivos secos | 94 |
| | 4.1.1.1. Nitrato amónico..... | 95 |
| 4.1.2. | ANFO..... | 96 |
| 4.1.3. | ALANFO | 97 |
| 4.1.4. | Hidrogeles..... | 97 |
| 4.1.5. | Emulsiones | 99 |
| 4.1.6. | ANFO pesado | 99 |
| 4.1.7. | Explosivos gelatinosos | 100 |
| 4.1.8. | Explosivo pulverulento..... | 101 |
| 4.1.9. | Pólvoras..... | 101 |
| 4.1.10. | Explosivos de dos componentes | 102 |
| 4.1.11. | Dinamitas..... | 102 |
| 4.1.12. | Características y propiedades de los explosivos .. | 105 |
| | 4.1.12.1. Potencia y energía..... | 105 |
| | 4.1.12.2. Velocidad de detonación | 106 |
| | 4.1.12.3. Densidad | 106 |
| | 4.1.12.4. Presión de detonación | 108 |
| | 4.1.12.5. Estabilidad | 108 |
| | 4.1.12.6. Resistencia al agua | 109 |
| | 4.1.12.7. Sensibilidad | 109 |
| | 4.1.12.8. Sensibilidad con iniciadores..... | 110 |
| | 4.1.12.9. Sensibilidad a la fricción e impacto.... | 110 |
| | 4.1.12.10. Sensibilidad a altas temperaturas..... | 110 |
| | 4.1.12.11. Diámetro crítico..... | 111 |
| | 4.1.12.12. Transmisión de la detonación | 111 |
| | 4.1.12.13. Desensibilización | 111 |
| | 4.1.12.14. Resistencia a las bajas temperaturas | 113 |

| | | |
|----------|--|-----|
| | 4.1.12.15. Humos..... | 113 |
| | 4.1.12.16. Plasticidad..... | 113 |
| | 4.1.12.17. Viscosidad..... | 113 |
| | 4.1.12.18. Fluidez..... | 114 |
| | 4.1.12.19. Flujo | 114 |
| | 4.1.12.20. Compactación | 114 |
| | 4.1.12.21. Friabilidad..... | 114 |
| | 4.1.12.22. Homogeneidad | 115 |
| | 4.1.12.23. Porosidad | 115 |
| 4.2. | Criterios para la selección del tipo de explosivos..... | 115 |
| 4.2.1. | Precio del explosivo | 115 |
| 4.2.2. | Diámetro de carga..... | 116 |
| 4.2.3. | Características de la roca..... | 117 |
| 4.2.3.1. | Rocas masivas resistentes..... | 117 |
| 4.2.3.2. | Rocas muy fisuradas..... | 117 |
| 4.2.3.3. | Rocas conformadas en bloques | 118 |
| 4.2.3.4. | Rocas porosas | 118 |
| 4.2.4. | Volumen de roca a volar..... | 118 |
| 4.2.5. | Condiciones atmosféricas | 119 |
| 4.2.6. | Humos..... | 119 |
| 4.2.7. | Presencia de agua | 119 |
| 4.2.8. | Problemas de entorno | 120 |
| 4.2.9. | Condiciones de seguridad..... | 120 |
| 4.3. | Cantidad de explosivo a utilizar..... | 121 |
| 4.3.1. | Procedimiento para el cálculo de la cantidad de carga | 121 |
| 4.3.1.1. | Cálculo para la cantidad de carga | 123 |
| 4.3.2. | Cálculo de la cantidad de explosivo a utilizar para los frentes de trabajo en Mina Marlin | 125 |

| | | |
|-----------------------|---|-----|
| 4.3.2.1. | Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 5,00 * 5,00 metros | 125 |
| 4.3.2.2. | Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 4,00 * 4,50 metros | 126 |
| 4.3.2.3. | Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 4,00 * 5,00 metros | 127 |
| 4.4. | Tipos de retardo | 128 |
| 4.4.1. | Configuración de retardos para plantillas de perforación para los frentes de Mina Marlin..... | 130 |
| 4.5. | Parámetros de carguío de explosivos | 133 |
| 4.6. | Aprovechamiento de la energía del explosivo | 137 |
| 4.7. | Toma de datos de campo en base a al diseño realizado | 140 |
| 4.7.1.1. | Cantidad de explosivos y accesorios utilizados..... | 140 |
| 4.7.1.2. | Factores de carga y potencia promedios..... | 147 |
| 4.7.1.3. | Eficiencia de voladura..... | 149 |
| 4.7.1.3.1. | Eficiencia de voladura, avance respecto perforación... | 150 |
| 4.7.1.3.2. | Eficiencia de voladura respecto al factor de carga | 150 |
| 4.7.1.3.3. | Eficiencia de voladura respecto al factor de potencia..... | 151 |
| CONCLUSIONES | | 153 |
| RECOMENDACIONES | | 155 |

BIBLIOGRAFÍA..... 157
APÉNDICES..... 159
ANEXOS..... 163

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

FIGURAS

| | | |
|-----|--|----|
| 1. | Frente estéril | 2 |
| 2. | Frente mineral | 2 |
| 3. | Agujero perforado en frente mineral..... | 2 |
| 4. | Plantilla de perforación: sección de 5,00 * 5,00 metros..... | 3 |
| 5. | Cuña utilizada para una sección de 5,00 * 5,00 metros | 4 |
| 6. | Plantilla de perforación: sección de 4,00 * 5,00 metros..... | 4 |
| 7. | Cuña: sección de 4,00 * 5,00 metros | 5 |
| 8. | Plantilla de perforación: sección de 4,00 * 4,5 metros..... | 5 |
| 9. | Cuña: sección de 4,00 * 4,50 metros | 6 |
| 10. | Categorías de sostenimiento estimadas | 48 |
| 11. | Fortificación de paredes del hastiales | 50 |
| 12. | Fortificación de frentes de voladura | 51 |
| 13. | Fortificación de cúpula o corona | 51 |
| 14. | Frente de extracción de la muestra..... | 52 |
| 15. | Máquina extractora de núcleos | 53 |
| 16. | Extracción de núcleo de la muestra de roca | 53 |
| 17. | Medición de núcleos..... | 54 |
| 18. | Testigos para realizar ensayo | 55 |
| 19. | Testigo 1 nivelado con azufre | 56 |
| 20. | Testigo 2 nivelado con azufre | 56 |
| 21. | Testigo 3 nivelado con azufre | 56 |
| 22. | Carga aplicada al testigo 1 | 57 |
| 23. | Carga aplicada al testigo 2..... | 57 |

| | | |
|-----|--|-----|
| 24. | Carga aplicada al testigo 3 | 58 |
| 25. | Testigos ensayados destruidos | 58 |
| 26. | Cilindros sobre platillo de balanza | 60 |
| 27. | Labor con una sección de 5,00 * 5,00 metros..... | 76 |
| 28. | Labor con una sección de 4,00 * 5,00 metros..... | 77 |
| 29. | Labor con una sección de 4,00 * 4,50 metros..... | 77 |
| 30. | Guiadores utilizados en perforación de plantilla | 80 |
| 31. | Plantilla de perforación modificada: sección de 5,00 * 5,00 metros..... | 87 |
| 32. | Cuña modificada: sección de 5,00 * 5,00 metros..... | 88 |
| 33. | Plantilla de perforación modificada: sección de 4,00 * 5,00 metros | 88 |
| 34. | Cuña modificada: sección de 4,00 * 5,00 metros..... | 89 |
| 35. | Plantilla de perforación modificada: sección de 4,00 * 4,50 metros | 89 |
| 36. | Cuña modificada: sección de 4,00 * 4,50 metros..... | 90 |
| 37. | Escombrera resultante de una voladura de un frente mineral | 91 |
| 38. | Agentes explosivos secos con base de nitrato amónico..... | 95 |
| 39. | Influencia del agua sobre la velocidad de detonación..... | 96 |
| 40. | Explosivos producidos en base al NA..... | 98 |
| 41. | Clasificación práctica de los explosivos | 105 |
| 42. | Curvas de densidad de una emulsión..... | 107 |
| 43. | Configuración de retardos: sección de 5,00 * 5,00 metros | 130 |
| 44. | Configuración de retardos: sección de 4,00 * 5,00 metros | 131 |
| 45. | Configuración de retardos: sección de 4,00 * 4,50 metros | 132 |

TABLAS

| | | |
|------|---|----|
| I. | Tiempos de perforación 1 | 7 |
| II. | Tiempos de perforación 2 | 8 |
| III. | Tiempos de perforación 3 | 9 |
| IV. | Consumo de explosivo: sección de 4,00 * 4,50 metros | 11 |

| | | |
|---------|---|----|
| V. | Consumo de explosivos, sección de 4,00 * 5,00 metros..... | 13 |
| VI. | Consumo de explosivo, sección de 5,00 * 5,00 metros | 15 |
| VII. | Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 4,50 metros | 17 |
| VIII. | Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 5,00 metros | 18 |
| IX. | Factores de carga y potencia, sección de 5,00 * 5,00 metros | 19 |
| X. | Dureza de las rocas en la escala de MOHS y su resistencia a la compresión | 30 |
| XI. | Resistencia a compresión de minerales comunes en rocas | 31 |
| XII. | Clasificación de la roca respecto al porcentaje de <i>RQD</i> | 41 |
| XIII. | Sistema RMR según Bieniawski | 42 |
| XIV. | Ejemplo ilustrativo de RMR..... | 44 |
| XV. | Clasificación del tipo de roca con base al RMR obtenido | 45 |
| XVI. | Clasificación de parámetros individuales para el índice de Calidad Tunelera Q (Según Barton et. Al., 1974)..... | 46 |
| XVII. | Tipo de pernos utilizados en la fortificación de labores..... | 50 |
| XXVIII. | Altura y diámetro de testigos a ensayar | 54 |
| XIX. | Altura nivelada de testigos a ensayar | 55 |
| XX. | Carga última registrada en cilindros..... | 59 |
| XXI. | Peso de testigos | 61 |
| XXII. | Resultado obtenidos de ensayo a compresión | 63 |
| XXIII. | Peso unitario en roca | 64 |
| XXIV. | Densidad en roca..... | 64 |
| XXV. | Resultados de análisis de caracterización macroscópica | 65 |
| XXVI. | Distancia entre taladros | 69 |
| XXVII. | Coeficiente de roca | 69 |
| XXVIII. | Clasificación de rocas por su dureza relativa escala protodyakonov | 70 |
| XXIX. | Clasificación generalizada de rocas para voladura..... | 71 |
| XXX. | Distancia entre taladros | 83 |

| | | |
|----------|--|-----|
| XXXI. | Principales componentes de la pólvora con fines mineros | 101 |
| XXXII. | Explosivos comerciales – componentes principales | 104 |
| XXXIII. | Factor de carga | 122 |
| XXXIV. | Tipo de roca según esfuerzo de rotura | 122 |
| XXXV. | Tipo de retardos: retardo largo, grupo 1 y grupo 3 | 129 |
| XXXVI. | Retardo largo (LD) | 129 |
| XXXVII. | Retardo corto (SD) | 129 |
| XXXVIII. | Consumo de explosivo: sección de 4,00 * 4,50 metros | 141 |
| XXXIX. | Consumo de explosivos, sección de 4,00 * 5,00 metros | 143 |
| XL. | Consumo de explosivo, sección de 5,00 * 5,00 metros | 145 |
| XLI. | Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 4,50 metros | 147 |
| XLII. | Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 5,00 metros | 148 |
| XLIII. | Factores de carga y potencia, sección de 5,00 * 5,00 metros | 149 |
| XLIV. | Cuadro comparativo de factores de avance | 152 |
| XLV. | Cuadro comparativo de factores de carga | 152 |
| XLVI. | Cuadro comparativo de factores de potencia | 152 |

LISTA DE SÍMBOLOS

| Símbolo | Significado |
|------------------------|--|
| <i>H</i> | Altura del túnel |
| <i>a</i> | Ancho del túnel |
| <i>A</i> | Área transversal |
| <i>AV</i> | Avance |
| <i>B</i> | Burden |
| <i>Qp</i> | Carga promedio de taladro |
| <i>Qt</i> | Carga total de explosivo |
| <i>P</i> | Circunferencia o perímetro de la sección del túnel |
| <i>c</i> | Coeficiente o factor de roca |
| <i>δa</i> | Densidad aparente |
| <i>ρe</i> | Densidad del explosivo |
| <i>δr</i> | Densidad real |
| <i>δ</i> | Densidad |
| <i>α</i> | Desviación angular |
| <i>F</i> | Desviación de la perforación |
| <i>∅</i> | Diámetro de carga |
| <i>∅₂</i> | Diámetro de los taladros vacíos |
| <i>∅₁</i> | Diámetro de taladros de producción |
| <i>s</i> | Dimensión de la sección del túnel |
| <i>dt</i> | Distancia entre taladros |
| <i>\$</i> | Dólares americanos |
| <i>EV</i> | Eficiencia de la voladura |
| <i>EV_{AV}</i> | Eficiencia de la voladura respecto al avance |

| | |
|----------------------------------|--|
| EV_{FCP} | Eficiencia de la voladura respecto al factor de carga |
| EV_{FPP} | Eficiencia de la voladura respecto al factor de potencia |
| e' | Error de emboquille |
| E_p | Error de perforación |
| σ | Esfuerzo a compresión |
| FCP | Factor de carga promedio |
| FPP | Factor de potencia promedio |
| F_c | Factor teórico de carga |
| = | Igual |
| Ja | Índice de alteración de las paredes de las fracturas |
| Jw | Índice del caudal afluente |
| RQD | Índice de la calidad de la roca |
| Jr | Índice de rugosidades de las fracturas |
| Jn | Índice del número de familias de fracturas |
| kg | Kilogramo |
| lb | Libra |
| L | Longitud del taladro |
| M | Masa |
| > | Mayor que |
| < | Menor que |
| m | Metro |
| m^2 | Metro cuadrado |
| m^3 | Metro cúbico |
| mm | Milímetro |
| min | Minuto |
| N | Número de muestras |
| $N^{\circ}tal$ | Número de taladros |
| ρ_u | Peso específico de la roca |

| | |
|------------------|--|
| “ | Pulgada |
| s | Segundo |
| ton | Tonelada |
| t | Tonelaje |
| TMH | Tonelaje de voladura |
| <i>Ve</i> | Velocidad de perforación en roca estéril |
| <i>Vm</i> | Velocidad de perforación en roca mineral |
| <i>Va</i> | Volumen aparente |
| <i>Vr</i> | Volumen real |
| <i>V</i> | Volumen |

GLOSARIO

| | |
|---------------------------|---|
| Agente explosivo | Mezcla de sustancias combustibles y oxidantes que no son intrínsecamente explosivas por separado. |
| Altura de hastial | Distancia entre el piso de la cámara al inicio de la bóveda. |
| ANFO | Agente explosivo mezcla de nitrato de amónico gas-oíl. |
| Avance de voladura | Longitud de perforación en túneles. |
| Barreno | Agujero perforado en la roca para colocar explosivo. |
| Carga de columna | Carga de explosivo por encima de la carga de fondo y que llega hasta el taqueado. |
| Carga de fondo | Explosivo de alta potencia colocado en el fondo de un barreno. |
| Cartucho | Explosivo de forma cilíndrica. |
| Cebado axial | Sistema de iniciación de un sistema de explosivos mediante un cordón detonante. |

| | |
|-----------------------------|--|
| Cebo | Explosivo de alta sensibilidad y potencia donde se coloca el iniciador de la voladura. |
| CESEM | Centro de Estudios Superiores de Energía y Minas. |
| Circuito de voladura | Circuito utilizado para la iniciación de uno o más disparos. |
| Conector | Accesorio utilizado para unir los cordones detonantes. |
| Consumo específico | Cantidad de explosivo utilizada por tonelada o metro cúbico de roca volada. |
| Contorno | Perímetro del área a detonar en una voladura. |
| Cordón detonante | Cordón utilizado para iniciar el proceso de combustión y detonación dentro de las cargas de explosivo. |
| Cuele | Sección perforada en una roca utilizada para forzar una cara libre en una voladura. |
| Cuña | Cara libre artificial perforada en cada frente a volar. |
| Deflagración | Rápida reacción explosiva subsónica. |
| Detonador | Accesorio utilizado como iniciador del a voladura en forma de cápsula detonante. |

| | |
|----------------------|---|
| Dinamita | Explosivo el cual su sensibilizantes es el NG, inventado por Alfred Nobel. |
| EMO | Extractora Minera de Occidente. |
| Emulsión | Agente explosivo en el que el nitrato amónico está disuelto en agua y en forma de pequeñas gotas rodeadas de un combustible. |
| Esponjamiento | Aumento del volumen de una roca al ser volada. |
| Explosión | Reacción termoquímica de gases, líquidos o sólidos que produce una formación instantánea de gases a alta presión y temperatura. |
| Explosivo | Sustancia la cual al producir una alta liberación de energía se produce una sobrepresión a su alrededor |
| Frente | Cara libre en una voladura, cara frontal donde se desea realizar la detonación |
| Galería | Excavación subterránea lineal. |
| Hastial | Cara lateral de una excavación. |
| Iniciador | Accesorio utilizado como detonante. |
| Jackleg | Perforadora manual con émbolo de empuje. |

| | |
|-------------------------------|---|
| <i>Jet piercing</i> | Se trata de la combustión de oxígeno y un aceite de combustible alimentado a presión a través de una boquilla para producir una temperatura por encima de 2600 grados Celsius. Una corriente de agua se une a la llama, y el efecto combinado produce la desintegración de la roca. |
| <i>Jumbo</i> | Equipo de perforación horizontal el cual trabaja a través de un sistema mecánico de rotopercusión. |
| Malla | Esquema de perforación. |
| NG | Nitroglicerina ($C_3H_5(ONO_2)_3$). |
| Nonel | Sistema de iniciación de los detonadores. |
| Pega | Voladura. |
| Perforación específica | Volumen de perforación por tonelada o metro cúbico. |
| Piedra | Distancia desde un barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. |
| Pilar o corona | Parte superior de una cámara. |
| Polvorín | Área destinada para el almacenamiento de los explosivos, puede ser móvil o fija. |

| | |
|--|---|
| Potencia | Expresa la capacidad de un explosivo para realizar un trabajo. |
| Precorte | Corte de fisuración primaria en una roca. |
| Presión de barreno | Presión ejercida sobre las paredes del agujero de barreno perforado, esta presión es ejercida debido a los gases que genera el explosivo. |
| Presión de muerte | Presión que provoca un aumento de densidad en el explosivo lo cual genera que este pierda su sensibilidad para detonar. |
| Recorte | Voladura utilizada para dar los acabados un perfil final. |
| Retacado | Área de los barrenos sin cargue de explosivo rellenada con materiales inertes. |
| <i>Rock Quality Designation</i> | Designación de calidad de roca. |
| Saneo | Operación que consiste en desprendimiento de rocas sueltas posteriores a la voladura. |
| <i>Scooptram</i> | Cargador de bajo perfil para el trabajo subterráneo. |
| TNT | Trinitrotolueno. |

| | |
|---------------------------------|---|
| <i>Track drills</i> | Una máquina diseñada para funcionar horizontalmente para perforar agujeros a través de redes de carriles, especialmente para los tornillos de carril. |
| Velocidad de perforación | Ritmo medio de perforación de barrenos incluyendo los tiempos no productivos. |
| Voladura | Fragmentación y detonado de rocas atrás del uso de explosivos. |
| Veta | Estrato alargado de un mineral que se encuentra incrustado dentro de una formación rocosa descubrieron vetas de oro y diamantes filón, veta. |
| Zapateras | Barrenos de la parte inferior de frente. |

RESUMEN

El trabajo de graduación, “Principios para la creación de escenarios de optimización de la voladura en construcciones subterráneas”, busca ser una guía práctica para la realización de una voladura óptima en construcciones subterráneas de tal manera que se aproveche de la mejor manera posible los recursos con que esta se realiza tales como el explosivo, aceros, maquinaria, equipo, personal, entre otros.

En el capítulo se presentan las generalidades del proceso de una voladura y los factores principales que influyen en ella tales como el tipo y característica de las rocas, equipo de perforación, tipos de explosivos utilizados en construcciones subterráneas.

En el capítulo 2 se describen y desarrollan los métodos y ensayos para la determinación del tipo de roca, ensayos de laboratorio, análisis de laboratorio y análisis del tipo de roca; asimismo tablas de mapeo, sistema *RMR* de Bieniawski y sistema de *Q* de Barton utilizados para la fortificación de los frentes.

En el capítulo 3 se estudia la plantilla de perforación y los factores que en ella influyen tales el tipo de roca, sección de la labor, equipo de perforación, diámetro de perforación, el paralelismo de taladros y el diseño de la plantilla de perforación para diferentes tipos de roca como suave, media y dura.

En el capítulo 4 trata sobre los explosivos utilizados en la voladura, los criterios de selección para los mismos, las cantidades de explosivos a utilizar, cómo poder aprovechar de mejor manera la energía de detonación, toma de datos de campo y análisis de resultados.

Todos los capítulos se encuentran desarrollados de una manera secuencial la cual permite que el presente trabajo de graduación sirva de guía práctica tanto para la optimización de una voladura como también para estudios posteriores de minería que se deseen realizar en Guatemala.

OBJETIVOS

General

Desarrollar una metodología para optimizar los escenarios para voladuras en construcciones subterráneas.

Específicos

1. Establecer un escenario óptimo para la detonación de explosivos en diferentes tipos de estratos o mantos rocosos en construcción subterráneas.
2. Determinar las principales causas por las cuales falle un disparo o detonación.
3. Determinar los diferentes factores que afectan una detonación subterránea.
4. Establecer los procedimientos necesarios para la realización de escenarios que optimicen el uso de explosivos en construcción subterráneas.

INTRODUCCIÓN

En el desarrollo de una obra minera la operación principal es la voladura, la cual consiste básicamente en la detonación o volado del material por el cual se pretende abrir paso para la extracción de minerales o apertura de túneles para transporte o hidroeléctricas.

Al momento de realizar una detonación para que ésta sea exitosa se deben de prever circunstancias las cuales podrían ocasionar que la voladura falle como tal es el caso de mantos freáticos, suelos saturados, acuíferos y estudios geológicos mal realizados.

Entre los aspectos principales de estudio al momento de realizar un trabajo de voladura es el estudio del tipo de roca ya que dependiendo de las características de la misma tales como su dureza, densidad, entre otros dependerá el tipo de explosivos a utilizar los cuales pueden ser de deflagración, combustión o detonación.

La correcta elección del tipo de explosivos ayudará a reducir costos debido a que cada tipo de explosivos tienen un terreno ideal para actuar tal es el caso de los hidrogeles los cuales son utilizados generalmente para voladuras con presencia de agua y el *ANFO* el cual es un explosivo con un alto poder de ruptura el cual se utiliza cuando el escenario de la voladura no presenta.

En el momento de realizar una obra subterránea, en este caso la voladura, se deben de tener claros los principios que ayuden al aprovechamiento de la voladura y de esta manera lograr obtener el mayor avance posible.

Se establecerán los principios básicos para poder realizar una voladura que permita obtener el máximo provecho de una detonación, minimizando los factores que ponen en riesgo una voladura y a través del diseño de plantillas de perforación para rocas suaves, medias y duras.

1. GENERALIDADES

1.1. Antecedentes

La investigación realizada, se efectuó en la Mina Marlin en el municipio de San Miguel Ixtahucán, San Marcos, Guatemala en los frentes o áreas de trabajo de Grupo EMO S.A., por lo que se presentan datos referentes a los aspectos a analizar en el presente trabajo de graduación, tales como cantidad de explosivo, factores de carga, tipo de roca, entre otros.

1.1.1. Antecedentes de labores de excavación de material estéril de Grupo EMO S.A.

Las labores de excavación son el conjunto de todas las actividades relacionadas con el proceso de extracción del mineral de mina a la superficie, estas actividades pueden ser perforación, voladura, rezaga, refuerzo, entre otras.

1.1.1.1. Tipo de roca en los frentes de trabajo

En los frentes de trabajo existen dos tipos de roca los cuales son las rocas llamadas estériles y las rocas de frentes minerales; de los frentes de rocas minerales es donde se realiza la extracción de minerales y los frentes de roca estéril son los que sirven de acceso a las vetas de material mineral.

La roca de los frentes minerales es cuarzo mientras que la roca estéril se generaliza como un conglomerado de arita.

Figura 1. **Frente estéril**



Fuente: Rampa 4, Delmy 1, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

Figura 2. **Frente mineral**



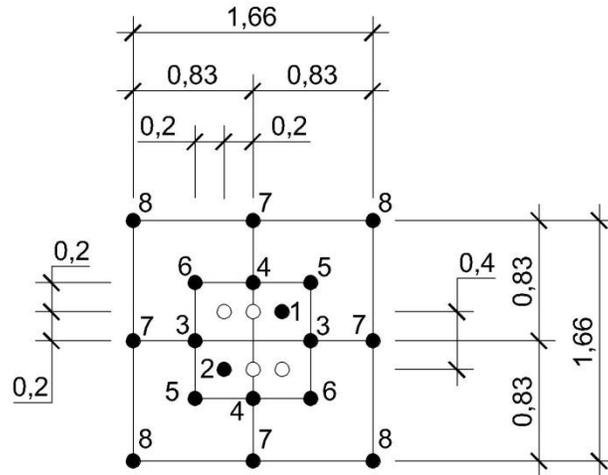
Fuente: Rampa 4, Delmy 1, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

Figura 3. **Agujero perforado en frente mineral**



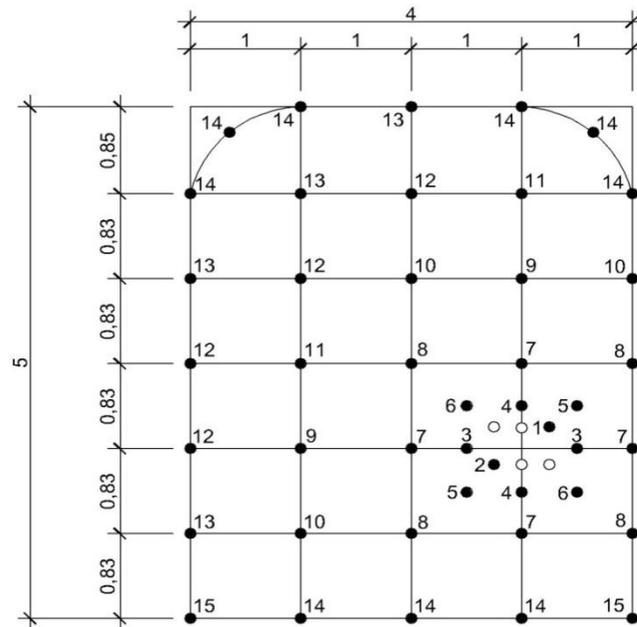
Fuente: Veta Rosa Sur, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

Figura 5. **Cuña utilizada para una sección de 5,00 * 5,00 metros**



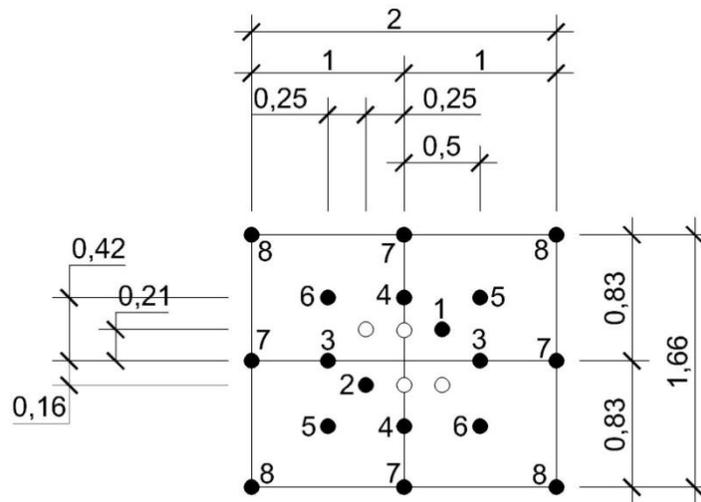
Fuente: basado en el diseño de cuña utilizado por Grupo EMO S.A.

Figura 6. **Plantilla de perforación: sección de 4,00 * 5,00 metros**



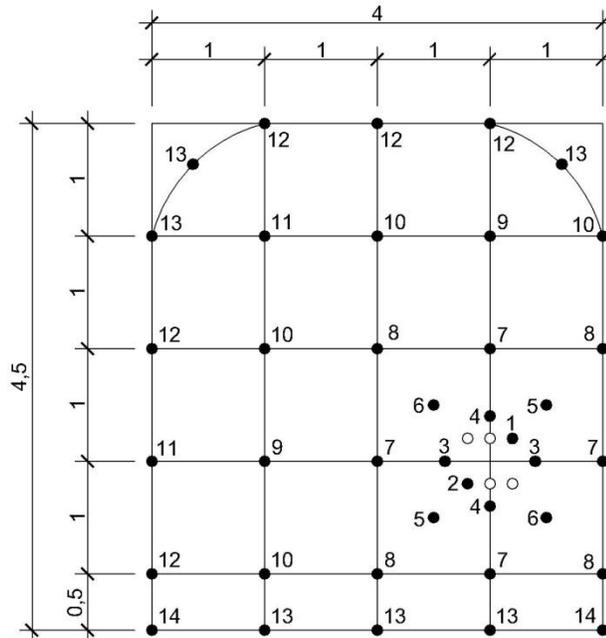
Fuente: basado en la plantilla de perforación utilizada por Grupo EMO S.A.

Figura 7. **Cuña: sección de 4,00 * 5,00 metros**



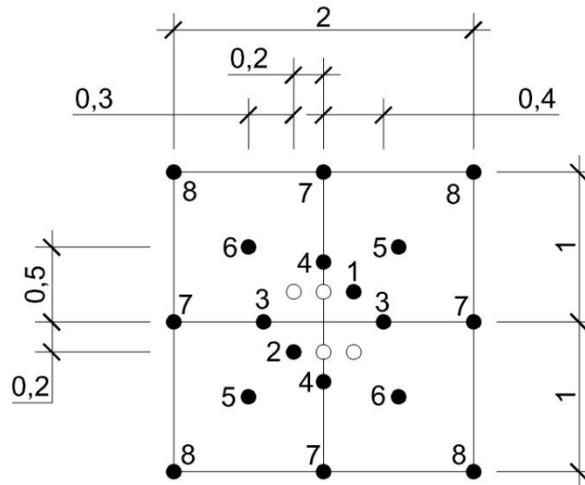
Fuente: basado el diseño de cuña utilizado por Grupo EMO S.A.

Figura 8. **Plantilla de perforación: sección de 4,00 * 4,5 metros**



Fuente: basado en la plantilla de perforación utilizada por Grupo EMO S.A.

Figura 9. **Cuña: sección de 4,00 * 4,50 metros**



Fuente: basado el diseño de cuña utilizado por Grupo EMO S.A.

En los diseños de cuña anteriores los taladros que se encuentran en blanco o vacíos son taladros de precorte y en el caso de los taladros vacíos de la cuña estos son cueles o quemados, los cuales fuerzan la cara libre.

1.1.1.4. Velocidades de perforación

La velocidad de perforación es la rapidez con la cual el equipo de perforación barrena la roca haciendo un agujero en la misma, el cual puede conocerse como taladro, para posteriormente colocar dentro del agujero el explosivo.

En el presente trabajo, el tiempo de perforación de la roca únicamente se tomará como un valor referencial, debido a que el tiempo de perforación no es un factor el cual repercuta en la optimización de la voladura sino en la planificación de la operación.

Tabla I. **Tiempos de perforación 1**

| Equipo | 1 | | Broca | 45 mm | | |
|-------------------------|---------|---------|-----------|------------|---|---|
| <i>Jumbo</i> | 3 | | Material | Estéril | | |
| Distancia perforada (m) | Tiempos | | | | Velocidad promedio de perforación (m/min) | Velocidad promedio de perforación (m/min) |
| | Minutos | Segundo | Milésimas | Tiempo (m) | | |
| 3,00 | 2 | 21 | 701 | 2,36 | 1,27 | 1,10 |
| 3,00 | 2 | 29 | 887 | 2,50 | 1,20 | |
| 3,00 | 2 | 33 | 912 | 2,57 | 1,17 | |
| 3,00 | 2 | 1 | 987 | 2,03 | 1,48 | |
| 3,00 | 2 | 59 | 446 | 2,99 | 1,00 | |
| 3,00 | 2 | 34 | 393 | 2,57 | 1,17 | |
| 3,00 | 2 | 3 | 378 | 2,06 | 1,46 | |
| 3,00 | 2 | 14 | 595 | 2,24 | 1,34 | |
| 3,00 | 2 | 34 | 123 | 2,57 | 1,7 | |
| 3,00 | 2 | 22 | 222 | 2,37 | 1,7 | |
| 3,00 | 2 | 13 | 123 | 2,22 | 1,35 | |
| 3,00 | 3 | 53 | 876 | 3,90 | 0,77 | |
| 3,00 | 2 | 43 | 13 | 2,72 | 1,10 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 674 | 3,21 | 0,93 | |
| 3,00 | 2 | 31 | 123 | 2,52 | 1,19 | |
| 3,00 | 3 | 55 | 987 | 3,93 | 0,76 | |
| 3,00 | 3 | 32 | 543 | 3,54 | 0,85 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 234 | 3,20 | 0,94 | |
| 3,00 | 2 | 34 | 126 | 2,57 | 1,17 | |
| 3,00 | 2 | 55 | 765 | 2,93 | 1,02 | |
| 3,00 | 2 | 28 | 432 | 2,47 | 1,21 | |
| 3,00 | 2 | 23 | 156 | 2,39 | 1,26 | |
| 3,00 | 2 | 51 | 876 | 2,86 | 1,05 | |
| 3,00 | 3 | 32 | 234 | 3,54 | 0,85 | |
| 3,00 | 3 | 43 | 432 | 3,72 | 0,81 | |
| 3,00 | 3 | 34 | 342 | 3,57 | 0,84 | |

Fuente: elaboración propia.

Tabla II. **Tiempos de perforación 2**

| Equipo | 1 | Broca | 45 mm. | | | |
|-------------------------|---------|----------|-----------|------------|---|---|
| <i>Jumbo</i> | 2 | Material | Estéril | | | |
| Brazo | 1 | | | | | |
| Distancia perforada (m) | Tiempos | | | | Velocidad promedio de perforación (m/min) | Velocidad promedio de perforación (m/min) |
| | Minutos | Segundo | Milésimas | Tiempo (m) | | |
| 3,00 | 2 | 42 | 532 | 2,71 | 1,11 | 1,01 |
| 3,00 | 2 | 23 | 653 | 2,39 | 1,25 | |
| 3,00 | 3 | 6 | 865 | 3,11 | 0,96 | |
| 3,00 | 3 | 11 | 421 | 3,19 | 0,94 | |
| 3,00 | 2 | 58 | 342 | 2,97 | 1,01 | |
| 3,00 | 2 | 56 | 876 | 2,95 | 1,02 | |
| 3,00 | 3 | 13 | 564 | 3,23 | 0,93 | |
| 3,00 | 2 | 38 | 234 | 2,64 | 1,14 | |
| 3,00 | 2 | 46 | 567 | 2,78 | 1,08 | |
| 3,00 | 2 | 49 | 890 | 2,83 | 1,06 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 352 | 3,21 | 0,94 | |
| 3,00 | 2 | 54 | 146 | 2,90 | 1,03 | |
| 3,00 | 2 | 34 | 452 | 2,57 | 1,17 | |
| 3,00 | 3 | 44 | 876 | 3,75 | 0,80 | |
| 3,00 | 2 | 31 | 234 | 2,52 | 1,19 | |
| 3,00 | 2 | 55 | 621 | 2,93 | 1,02 | |
| 3,00 | 3 | 32 | 146 | 3,54 | 0,85 | |
| 3,00 | 3 | 22 | 634 | 3,38 | 0,89 | |
| 3,00 | 2 | 53 | 657 | 2,89 | 1,04 | |
| 3,00 | 2 | 52 | 124 | 2,87 | 1,05 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 452 | 3,21 | 0,94 | |
| 3,00 | 2 | 51 | 532 | 2,86 | 1,05 | |
| 3,00 | 2 | 55 | 876 | 2,93 | 1,02 | |
| 3,00 | 3 | 6 | 32 | 3,10 | 0,97 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 523 | 3,21 | 0,93 | |
| 3,00 | 2 | 59 | 234 | 2,99 | 1,00 | |

Fuente: elaboración propia.

Tabla III. **Tiempos de perforación 3**

| Equipo | 1 | Broca | 45 mm | | | |
|-------------------------|---------|----------|-----------|------------|---|---|
| <i>Jumbo</i> | 2 | Material | Estéril | | | |
| Brazo | 2 | | | | | |
| Distancia perforada (m) | Tiempos | | | | Velocidad promedio de perforación (m/min) | Velocidad promedio de perforación (m/min) |
| | Minutos | Segundo | Milésimas | Tiempo (m) | | |
| 3,00 | 2 | 31 | 523 | 2,53 | 1,19 | 0,97 |
| 3,00 | 3 | 43 | 241 | 3,72 | 0,81 | |
| 3,00 | 3 | 12 | 578 | 3,21 | 0,93 | |
| 3,00 | 3 | 52 | 982 | 3,88 | 0,77 | |
| 3,00 | 3 | 3 | 412 | 3,06 | 0,98 | |
| 3,00 | 2 | 5 | 547 | 2,09 | 1,43 | |
| 3,00 | 3 | 9 | 235 | 3,15 | 0,95 | |
| 3,00 | 3 | 4 | 487 | 3,07 | 0,98 | |
| 3,00 | 3 | 23 | 346 | 3,39 | 0,89 | |
| 3,00 | 3 | 45 | 342 | 3,76 | 0,80 | |
| 3,00 | 3 | 22 | 124 | 3,37 | 0,89 | |
| 3,00 | 3 | 32 | 523 | 3,54 | 0,85 | |
| 3,00 | 2 | 43 | 465 | 2,72 | 1,10 | |

Fuente: elaboración propia.

Basado en los datos anteriores se determina la velocidad promedio de perforación para roca mineral y roca estéril, la cual sería:

$$V_e = \frac{1,10 + 1,01 + 0,97}{3} = 1,027 \frac{m}{s}$$

$$V_m = \frac{1,14 + 1,17 + 1,2}{3} = 1,17 \frac{m}{s}$$

Donde:

V_e: velocidad de perforación en roca estéril.

V_m: velocidad de perforación en roca mineral.

De los datos anteriores se concluye que la roca de cuarzo presenta una mayor dificultad de penetración, por lo que presenta una mayor dureza y abrasión hacia las brocas de perforación.

1.1.1.5. Cantidad de explosivos y accesorios utilizados

Las cantidades de explosivos utilizadas dependerán de la sección de la labor, el volumen, tonelaje y el tipo de roca que se desea detonar; partiendo del registro de explosivos y la sección se obtiene la eficiencia de la voladura la cual debe de tener un valor teórico de 95 % y los factores de carga y potencia respectivos para cada voladura; para las condiciones presentes en la Mina Marlin en los frentes de material estéril y mineral los datos registrados de consumo de explosivos se registran en las siguientes tablas son los siguientes:

- Consumo de explosivos para material estéril:

Tabla IV. **Consumo de explosivo: sección de 4,00 * 4,50 metros**

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (m ³) | ROTURA REAL (m ³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (TMH) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO DE EXPLOSIVO REAL (KG) |
|-----------------|-----------------|------------------------|----------------------------------|-------------------------------|------------------------|---------------------|---------------|-----------------------|------------------|--------------------------------|
| AXNACM 2B-3B | 3,50 | 2,00 | 63 | 36,0 | 139,86 | 79,92 | 6 | 40 | 42 | 174,75 |
| AXNACM3 | 3,70 | 3,00 | 67 | 54,0 | 147,85 | 119,88 | 7 | 50 | 42 | 204,75 |
| AXNPCM26 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 52 | 40 | 205,52 |
| AXNACM 2B-3B | 4,00 | 3,00 | 72 | 54,0 | 159,84 | 119,88 | 8 | 52 | 40 | 230,52 |
| AXNACM3 | 4,50 | 3,00 | 81 | 54,0 | 179,82 | 119,88 | 8 | 50 | 30 | 228,39 |
| AXNACM3 2B-3B | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 6 | 55 | 21 | 179,87 |
| AXNACM 2B-3B | 4,00 | 3,00 | 72 | 54,0 | 159,84 | 119,88 | 6 | 70 | 18 | 187,03 |
| AXNACM3 | 4,00 | 2,50 | 72 | 45,0 | 159,84 | 99,90 | 6 | 50 | 25 | 177,83 |
| AXNACM 2B-3B | 3,00 | 2,50 | 54 | 45,0 | 119,88 | 99,90 | 6 | 65 | 20 | 184,76 |
| AXNACM3 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 6 | 80 | 23 | 192,60 |
| AXNPCM27 | 2,00 | 1,50 | 36 | 27,0 | 79,92 | 59,94 | 5 | 16 | 18 | 135,03 |
| AXNPCM26 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 6 | 90 | 16 | 196,81 |
| AXNACM 2B-3B | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 65 | 15 | 209,20 |
| AXNACM3 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 71 | 37 | 214,68 |
| AXNACM3 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 50 | 38 | 204,29 |
| AXNACM26 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 86 | 17 | 219,92 |
| AXNPCM27 | 3,50 | 3,00 | 63 | 54,0 | 139,86 | 119,88 | 6 | 81 | 20 | 192,76 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,50 | 63 | 45,0 | 139,86 | 99,90 | 7 | 80 | 15 | 216,70 |
| E/C AXNPCM 26 | 3,00 | 1,50 | 54 | 27,0 | 119,88 | 59,94 | 4 | 43 | 25 | 124,33 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,60 | 63 | 46,8 | 139,86 | 103,90 | 7 | 45 | 30 | 200,89 |
| Sumidero Rpa. 4 | 3,50 | 3,00 | 63 | 54,0 | 139,86 | 119,88 | 8 | 50 | 35 | 228,96 |
| Sumidero Rpa. 4 | 3,50 | 3,00 | 63 | 54,0 | 139,86 | 119,88 | 10 | 50 | 45 | 280,09 |
| Sumidero Rpa. 4 | 3,50 | 3,10 | 63 | 55,8 | 139,86 | 123,88 | 9 | 55 | 50 | 258,15 |
| REFUGIO RPA. 4 | 3,50 | 3,00 | 63 | 54,0 | 139,86 | 119,88 | 7 | 45 | 35 | 201,46 |
| Totales | 84,2 | 62,2 | 1 515,6 | 1 119,6 | 3 364,63 | 2 485,51 | 163 | 1 391 | 697 | 4 849,26 |

Continuación de la tabla IV.

| FRENTE | Nonel NO.1 | Nonel NO.2 | Nonel NO.3 | Nonel NO.4 | Nonel NO.5 | Nonel NO.6 | Nonel NO.7 | Nonel NO.8 | Nonel NO.9 | Nonel NO.10 | Nonel NO.11 | Nonel NO.12 | Nonel NO.13 | Nonel NO.14 | Nonel NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|---------------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| AXNACM 2B-3B | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 0 | 3 | 7 | 3 | 5 | 5 | 5 | 0 | 6 | 0 | 46 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 5 | 3 | 4 | 4 | 5 | 4 | 5 | 0 | 8 | 0 | 50 |
| AXNPCM26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 3 | 3 | 0 | 2 | 3 | 0 | 4 | 5 | 7 | 0 | 40 |
| AXNACM 2B-3B | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 2 | 0 | 4 | 2 | 3 | 4 | 5 | 7 | 0 | 45 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 1 | 4 | 4 | 2 | 4 | 5 | 6 | 0 | 44 |
| AXNACM3 2B-3B | 2 | 1 | 2 | 2 | 4 | 3 | 6 | 2 | 4 | 3 | 2 | 4 | 2 | 5 | 5 | 47 |
| AXNACM 2B-3B | 2 | 2 | 2 | 3 | 3 | 3 | 4 | 3 | 3 | 4 | 5 | 4 | 4 | 5 | 0 | 47 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 2 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 | 3 | 0 | 5 | 39 |
| AXNACM 2B-3B | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 4 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 0 | 4 | 6 | 49 |
| AXNACM3 | 1 | 1 | 2 | 4 | 4 | 3 | 1 | 2 | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 0 | 5 | 41 |
| AXNPCM27 | 0 | 0 | 0 | 0 | 5 | 6 | 6 | 5 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 22 |
| AXNPCM26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 4 | 4 | 3 | 2 | 4 | 4 | 0 | 4 | 5 | 47 |
| AXNACM 2B-3B | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 3 | 3 | 0 | 4 | 5 | 46 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 0 | 5 | 4 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 0 | 7 | 10 | 54 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 0 | 4 | 5 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 6 | 7 | 0 | 50 |
| AXNACM26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 4 | 4 | 4 | 0 | 4 | 6 | 47 |
| AXNPCM27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 3 | 4 | 4 | 4 | 0 | 6 | 6 | 50 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 0 | 4 | 3 | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 0 | 4 | 4 | 7 | 46 |
| E/C AXNPCM 26 | 0 | 0 | 0 | 5 | 6 | 6 | 0 | 5 | 6 | 5 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 33 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 4 | 6 | 4 | 0 | 0 | 46 |
| Sumidero Principal. Rpa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 4 | 4 | 4 | 5 | 7 | 56 |
| Sumidero Principal. Rpa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 1 | 4 | 4 | 2 | 5 | 5 | 6 | 7 | 56 |
| Sumidero Principal. Rpa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 4 | 4 | 5 | 5 | 5 | 5 | 9 | 0 | 0 | 56 |
| REFUGIO RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 5 | 0 | 0 | 42 |
| Totales | 43 | 42 | 44 | 77 | 83 | 89 | 79 | 73 | 79 | 91 | 81 | 84 | 65 | 95 | 74 | 1 099 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla V. Consumo de explosivos, sección de 4,00 * 5,00 metros

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (m ³) | ROTURA REAL (m ³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (TMH) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO DE EXPLOSIVOS REAL (KG) |
|----------------|-----------------|------------------------|----------------------------------|-------------------------------|------------------------|---------------------|---------------|-----------------------|------------------|---------------------------------|
| AXNPCM26 | 3,00 | 3,00 | 60 | 60 | 133,20 | 133,20 | 5 | 80 | 32 | 168,62 |
| AXNACM3 | 3,70 | 3,00 | 74 | 60 | 164,28 | 133,20 | 7 | 50 | 38 | 204,29 |
| AXNPCM 26 | 3,70 | 3,00 | 74 | 60 | 164,28 | 133,20 | 6 | 95 | 40 | 202,02 |
| AXNACM3 | 3,50 | 3,00 | 70 | 60 | 155,40 | 133,20 | 7 | 100 | 25 | 227,83 |
| AXNPCM 27 | 3,70 | 3,00 | 74 | 60 | 164,28 | 133,20 | 7 | 40 | 37 | 199,18 |
| AXNACM3 | 4,00 | 3,00 | 80 | 60 | 177,60 | 133,20 | 7 | 60 | 30 | 208,39 |
| AXNPCM 26 | 3,70 | 2,50 | 74 | 50 | 164,28 | 111,00 | 6 | 65 | 36 | 186,57 |
| AXNACM3 | 2,50 | 2,50 | 50 | 50 | 111,00 | 111,00 | 3 | 36 | 22 | 95,49 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 2,50 | 70 | 50 | 155,40 | 111,00 | 7 | 90 | 30 | 223,39 |
| GE ROSA | 3,00 | 2,50 | 60 | 50 | 133,20 | 111,00 | 4 | 38 | 17 | 120,92 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,50 | 70 | 50 | 155,40 | 111,00 | 7 | 55 | 31 | 206,00 |
| AXNPCM 27 | 4,00 | 2,50 | 80 | 50 | 177,60 | 111,00 | 7 | 54 | 27 | 205,05 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,50 | 70 | 50 | 155,40 | 111,00 | 7 | 50 | 26 | 202,94 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,50 | 70 | 50 | 155,40 | 111,00 | 7 | 77 | 16 | 215,31 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,50 | 70 | 50 | 155,40 | 111,00 | 7 | 80 | 32 | 218,62 |
| AXNPCM 27 | 3,00 | 3,00 | 60 | 60 | 133,20 | 133,20 | 2 | 176 | 10 | 139,13 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,00 | 70 | 60 | 155,40 | 133,20 | 7 | 55 | 31 | 206,00 |
| AXNPCM 27 | 3,00 | 2,50 | 60 | 50 | 133,20 | 111,00 | 8 | 80 | 25 | 242,83 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,00 | 70 | 60 | 155,40 | 133,20 | 8 | 59 | 40 | 234,02 |
| AXNPCM 27 | 3,70 | 3,00 | 74 | 60 | 164,28 | 133,20 | 9 | 50 | 50 | 255,65 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 8 | 40 | 35 | 223,96 |
| AXNPCM 26 | 3,70 | 2,60 | 74 | 52 | 164,28 | 115,44 | 6 | 59 | 40 | 184,02 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 9 | 65 | 35 | 261,46 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 7 | 85 | 35 | 221,46 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 7 | 40 | 35 | 198,96 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 6 | 47 | 27 | 176,55 |
| AXNPCM 26 | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 7 | 106 | 30 | 231,39 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 6 | 52 | 26 | 178,94 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 8 | 69 | 20 | 236,76 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 7 | 50 | 33 | 203,73 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 9 | 50 | 35 | 253,96 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,00 | 70 | 60 | 155,40 | 133,20 | 8 | 50 | 30 | 228,39 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 3,10 | 70 | 62 | 155,40 | 137,64 | 8 | 50 | 50 | 230,65 |
| NPCM 26 N | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 6 | 50 | 30 | 178,39 |
| NPCM 26 S | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 7 | 55 | 30 | 205,89 |
| NPCM 26 N | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 7 | 50 | 31 | 203,50 |
| AXNPCM 27 | 3,70 | 3,00 | 74 | 60 | 164,28 | 133,20 | 7 | 50 | 35 | 203,96 |
| AXNPCM 27 | 3,70 | 3,10 | 74 | 62 | 164,28 | 137,64 | 7 | 0 | 37 | 179,18 |
| AXNPCM 27 | 3,50 | 2,60 | 70 | 52 | 155,40 | 115,44 | 7 | 60 | 30 | 208,39 |
| Totales | 109,20 | 109,20 | 2 722 | 2 184 | 6 042,84 | 4 848,48 | 265 | 2 418 | 1 219 | 7 972 |

Continuación de la tabla V.

| FRENTE | Nonel NO.1 | Nonel NO.2 | Nonel NO.3 | Nonel NO.4 | Nonel NO.5 | Nonel NO.6 | Nonel NO.7 | Nonel NO.8 | Nonel NO.9 | Nonel NO.10 | Nonel NO.11 | Nonel NO.12 | Nonel NO.13 | Nonel NO.14 | Nonel NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|----------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| AXNPCM26 | 2 | 2 | 1 | 4 | 0 | 5 | 0 | 5 | 3 | 5 | 2 | 3 | 7 | 0 | 0 | 39 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 8 | 0 | 0 | 45 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 1 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 8 | 6 | 0 | 0 | 47 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 0 | 4 | 6 | 52 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 6 | 0 | 0 | 43 |
| AXNACM3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 2 | 4 | 4 | 4 | 6 | 0 | 49 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 1 | 4 | 0 | 2 | 3 | 3 | 3 | 6 | 5 | 3 | 4 | 4 | 0 | 42 |
| AXNACM3 | 1 | 2 | 1 | 4 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 4 | 0 | 4 | 5 | 6 | 0 | 41 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 5 | 5 | 5 | 4 | 3 | 4 | 4 | 0 | 4 | 5 | 52 |
| GE ROSA | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 0 | 0 | 4 | 0 | 2 | 0 | 3 | 0 | 27 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 3 | 4 | 4 | 5 | 7 | 0 | 48 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 3 | 4 | 4 | 5 | 6 | 0 | 46 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 3 | 0 | 4 | 5 | 6 | 0 | 42 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 3 | 4 | 3 | 4 | 6 | 0 | 7 | 51 |
| AXNPCM 26 | 1 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 1 | 3 | 3 | 3 | 2 | 4 | 5 | 0 | 5 | 43 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 | 4 | 5 | 0 | 9 | 51 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 3 | 2 | 3 | 3 | 4 | 5 | 0 | 7 | 45 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 5 | 4 | 0 | 51 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 1 | 4 | 4 | 2 | 4 | 4 | 5 | 7 | 53 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 0 | 5 | 7 | 56 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 5 | 3 | 3 | 3 | 5 | 8 | 6 | 0 | 0 | 0 | 45 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 6 | 4 | 4 | 4 | 5 | 0 | 5 | 4 | 8 | 0 | 52 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 5 | 5 | 4 | 5 | 0 | 5 | 7 | 59 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 4 | 2 | 3 | 3 | 2 | 3 | 6 | 0 | 8 | 48 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 5 | 4 | 4 | 4 | 5 | 0 | 48 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 2 | 1 | 4 | 4 | 0 | 4 | 5 | 7 | 0 | 45 |
| AXNPCM 26 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 3 | 3 | 4 | 2 | 4 | 4 | 4 | 0 | 6 | 5 | 48 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 2 | 2 | 0 | 2 | 0 | 3 | 5 | 0 | 6 | 38 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 2 | 3 | 4 | 4 | 5 | 0 | 4 | 5 | 4 | 48 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 2 | 0 | 4 | 5 | 6 | 47 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 0 | 4 | 5 | 4 | 4 | 3 | 4 | 5 | 6 | 0 | 49 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 0 | 2 | 4 | 1 | 0 | 5 | 4 | 5 | 5 | 44 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 0 | 3 | 4 | 4 | 5 | 5 | 6 | 7 | 56 |
| NPCM 26 N | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 0 | 4 | 1 | 2 | 3 | 2 | 4 | 5 | 5 | 0 | 40 |
| NPCM 26 S | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 3 | 2 | 4 | 4 | 7 | 4 | 5 | 7 | 0 | 50 |
| NPCM 26 N | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 5 | 0 | 7 | 45 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 5 | 5 | 3 | 3 | 2 | 5 | 5 | 3 | 8 | 0 | 0 | 49 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 0 | 0 | 5 | 42 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 2 | 0 | 4 | 3 | 5 | 5 | 0 | 7 | 0 | 44 |
| Totales | 76 | 78 | 74 | 155 | 115 | 131 | 127 | 111 | 125 | 152 | 127 | 145 | 154 | 137 | 113 | 1 820 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla VI. Consumo de explosivo, sección de 5,00 * 5,00 metros

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (m ³) | ROTURA REAL (m ³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (m ³) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO DE EXPLOSIVO REAL |
|----------------|-----------------|------------------------|----------------------------------|-------------------------------|------------------------|---------------------------------|---------------|-----------------------|------------------|---------------------------|
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 98 | 50 | 280 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 7 | 62 | 37 | 210 |
| Rampa 4 | 3,50 | 2,50 | 87,50 | 62,50 | 194,25 | 138,75 | 9 | 60 | 20 | 257 |
| Rampa 4 | 3,50 | 2,50 | 87,50 | 62,50 | 194,25 | 138,75 | 8 | 60 | 46 | 235 |
| Rampa 4 | 3,00 | 2,50 | 75,00 | 62,50 | 166,50 | 138,75 | 10 | 77 | 45 | 294 |
| Rampa 4 | 4,00 | 3,00 | 100,00 | 75,00 | 222,00 | 166,50 | 10 | 68 | 50 | 290 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 9 | 65 | 39 | 262 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 9 | 50 | 48 | 255 |
| Rampa 4 | 3,70 | 3,10 | 92,50 | 77,50 | 205,35 | 172,05 | 8 | 75 | 49 | 243 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 95 | 25 | 275 |
| Rampa 4 | 3,70 | 3,00 | 92,50 | 75,00 | 205,35 | 166,50 | 9 | 50 | 50 | 256 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 8 | 106 | 22 | 255 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 9 | 60 | 37 | 259 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 60 | 39 | 259 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 52 | 48 | 256 |
| Galería Coral | 3,10 | 3,10 | 77,50 | 77,50 | 172,05 | 172,05 | 8 | 100 | 25 | 253 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 9 | 54 | 45 | 257 |
| Galería Coral | 4,00 | 3,10 | 100,00 | 77,50 | 222,00 | 172,05 | 10 | 50 | 45 | 280 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 74 | 20 | 264 |
| Galería Coral | 3,50 | 2,60 | 87,50 | 65,00 | 194,25 | 144,30 | 5 | 75 | 24 | 165 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 8 | 50 | 41 | 230 |
| Galería Coral | 3,50 | 2,60 | 87,50 | 65,00 | 194,25 | 144,30 | 6 | 75 | 22 | 190 |
| Rampa 4 | 3,50 | 3,00 | 87,50 | 75,00 | 194,25 | 166,50 | 9 | 50 | 50 | 256 |
| Galería Coral | 3,00 | 2,60 | 75,00 | 65,00 | 166,50 | 144,30 | 8 | 65 | 43 | 237 |
| Galería Coral | 3,70 | 2,80 | 92,50 | 70,00 | 205,35 | 155,40 | 7 | 0 | 42 | 180 |
| Rampa 4 | 3,70 | 3,10 | 92,50 | 77,50 | 205,35 | 172,05 | 7 | 0 | 37 | 179 |
| Galería Coral | 3,50 | 3,10 | 87,50 | 77,50 | 194,25 | 172,05 | 8 | 0 | 37 | 204 |
| Rampa 4 | 3,00 | 2,60 | 75,00 | 65,00 | 166,50 | 144,30 | 7 | 35 | 38 | 197 |
| Galería Coral | 3,70 | 2,80 | 92,50 | 70,00 | 205,35 | 155,40 | 8 | 63 | 50 | 237 |
| Totales | 101,60 | 84,60 | 2 540 | 2 115 | 5 638,80 | 4 695,30 | 241 | 1 729 | 1 124 | 7 017 |

Continuación de la tabla VI.

| FRENTE | NoneI NO.1 | NoneI NO.2 | NoneI NO.3 | NoneI NO.4 | NoneI NO.5 | NoneI NO.6 | NoneI NO.7 | NoneI NO.8 | NoneI NO.9 | NoneI NO.10 | NoneI NO.11 | NoneI NO.12 | NoneI NO.13 | NoneI NO.14 | NoneI NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|----------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 7 | 0 | 0 | 56 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 2 | 4 | 2 | 3 | 5 | 6 | 7 | 55 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 5 | 7 | 60 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 5 | 9 | 6 | 7 | 63 |
| Rampa 4 | 2 | | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 5 | 6 | 5 | 5 | 6 | 7 | 66 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 0 | 9 | 58 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 0 | 2 | 4 | 5 | 5 | 5 | 6 | 7 | 56 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 9 | 0 | 5 | 0 | 7 | 60 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 0 | 9 | 58 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 5 | 7 | 58 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 7 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 7 | 0 | 0 | 56 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 5 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 5 | 6 | 0 | 4 | 52 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 4 | 2 | 4 | 0 | 5 | 5 | 6 | 6 | 53 |
| Rampa 4 | 2 | 1 | 2 | 4 | 3 | 3 | 4 | 2 | 2 | 4 | 4 | 5 | 5 | 6 | 7 | 54 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 0 | 3 | 4 | 5 | 5 | 5 | 6 | 7 | 57 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 3 | 2 | 4 | 4 | 0 | 4 | 3 | 4 | 7 | 48 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 1 | 4 | 4 | 5 | 5 | 6 | 7 | 56 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 3 | 4 | 4 | 0 | 5 | 5 | 6 | 7 | 55 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 5 | 3 | 5 | 5 | 3 | 0 | 6 | 6 | 55 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 0 | 4 | 3 | 4 | 1 | 2 | 2 | 3 | 4 | 3 | 0 | 3 | 7 | 42 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 3 | 0 | 4 | 4 | 5 | 5 | 6 | 7 | 56 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 4 | 2 | 0 | 4 | 2 | 4 | 3 | 7 | 5 | 48 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 6 | 2 | 2 | 5 | 4 | 5 | 4 | 5 | 6 | 7 | 60 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 2 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 6 | 8 | 60 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 5 | 3 | 4 | 6 | 0 | 0 | 46 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 5 | 3 | 0 | 0 | 9 | 46 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 4 | 2 | 4 | 4 | 3 | 4 | 5 | 7 | 6 | 57 |
| Rampa 4 | 2 | 2 | 2 | | 5 | 6 | 5 | 5 | 5 | 3 | 5 | 5 | 5 | 0 | 0 | 50 |
| Galería Coral | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 0 | 6 | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 | 0 | 8 | 0 | 51 |
| Totales | 58 | 55 | 60 | 111 | 97 | 130 | 115 | 101 | 103 | 124 | 116 | 127 | 111 | 117 | 167 | 1,592 |

Fuente: elaboración propia.

1.1.1.6. Factores de carga y potencia promedios

- Factores de carga y potencia para material estéril:

Tabla VII. Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 4,50 metros

| FRENTE | FACTOR DE CARGA (KG/M ³) | FACTOR DE POTENCIA (KG/TM) |
|--------------------------|--------------------------------------|----------------------------|
| AXNACM 2B-3B | 2,77 | 1,25 |
| AXNACM3 | 3,07 | 1,38 |
| AXNPCM26 | 3,26 | 1,47 |
| AXNACM 2B-3B | 3,20 | 1,44 |
| AXNACM3 | 2,82 | 1,27 |
| AXNACM3 2B-3B | 2,86 | 1,29 |
| AXNACM 2B-3B | 2,60 | 1,17 |
| AXNACM3 | 2,47 | 1,11 |
| AXNACM 2B-3B | 3,42 | 1,54 |
| AXNACM3 | 3,06 | 1,38 |
| AXNPCM27 | 3,75 | 1,69 |
| AXNPCM26 | 3,12 | 1,41 |
| AXNACM 2B-3B | 3,32 | 1,50 |
| AXNACM3 | 3,41 | 1,53 |
| AXNACM3 | 3,24 | 1,46 |
| AXNACM26 | 3,49 | 1,57 |
| AXNPCM27 | 3,06 | 1,38 |
| AXNPCM 26 | 3,44 | 1,55 |
| E/C AXNPCM 26 | 2,30 | 1,04 |
| AXNPCM 26 | 3,19 | 1,44 |
| Sumidero principal rpa 4 | 3,63 | 1,64 |
| Sumidero principal rpa 4 | 4,45 | 2,00 |
| Sumidero principal rpa 4 | 4,10 | 1,85 |
| Refugio rampa 4 | 3,20 | 1,44 |
| Totales | 77,24 | 34,79 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla VIII. Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 5,00 metros

| FRENTE | FACTOR DE CARGA (KG/M ³) | FACTOR DE POTENCIA (KG/TM) |
|----------------|--------------------------------------|----------------------------|
| AXNPCM26 | 2,81 | 1,27 |
| AXNACM3 | 2,76 | 1,24 |
| AXNPCM 26 | 2,73 | 1,23 |
| AXNACM3 | 3,25 | 1,47 |
| AXNPCM 27 | 2,69 | 1,21 |
| AXNACM3 | 2,60 | 1,17 |
| AXNPCM 26 | 2,52 | 1,14 |
| AXNACM3 | 1,91 | 0,86 |
| AXNPCM 27 | 3,19 | 1,44 |
| GE ROSA | 2,02 | 0,91 |
| AXNPCM 26 | 2,94 | 1,33 |
| AXNPCM 27 | 2,56 | 1,15 |
| AXNPCM 26 | 2,90 | 1,31 |
| AXNPCM 26 | 3,08 | 1,39 |
| AXNPCM 26 | 3,12 | 1,41 |
| AXNPCM 27 | 2,32 | 1,04 |
| AXNPCM 27 | 2,94 | 1,33 |
| AXNPCM 27 | 4,05 | 1,82 |
| AXNPCM 27 | 3,34 | 1,51 |
| AXNPCM 27 | 3,45 | 1,56 |
| AXNPCM 26 | 3,20 | 1,44 |
| AXNPCM 26 | 2,49 | 1,12 |
| AXNPCM 27 | 3,74 | 1,68 |
| AXNPCM 26 | 3,16 | 1,43 |
| AXNPCM 27 | 2,84 | 1,28 |
| AXNPCM 27 | 2,52 | 1,14 |
| AXNPCM 26 | 3,31 | 1,49 |
| AXNPCM 27 | 2,56 | 1,15 |
| AXNPCM 27 | 3,38 | 1,52 |
| AXNPCM 27 | 2,91 | 1,31 |
| AXNPCM 27 | 3,63 | 1,63 |
| AXNPCM 27 | 3,26 | 1,47 |
| AXNPCM 27 | 3,30 | 1,48 |
| NPCM 26 Norte | 2,55 | 1,15 |
| NPCM 26 Sur | 2,94 | 1,32 |
| NPCM 26 Norte | 2,91 | 1,31 |
| AXNPCM 27 | 2,76 | 1,24 |
| AXNPCM 27 | 2,42 | 1,09 |
| AXNPCM 27 | 2,98 | 1,34 |
| Totales | 114,04 | 51,37 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla IX. Factores de carga y potencia, sección de 5,00 * 5,00 metros

| FRENTE | FACTOR DE CARGA (KG/M3) | FACTOR DE POTENCIA (KG/TM) |
|-----------------------|-------------------------|----------------------------|
| Rampa 4 | 3,20 | 1,44 |
| Rampa 4 | 2,40 | 1,08 |
| Rampa 4 | 2,94 | 1,32 |
| Rampa 4 | 2,69 | 1,21 |
| Rampa 4 | 3,91 | 1,76 |
| Rampa 4 | 2,90 | 1,30 |
| Rampa 4 | 2,99 | 1,35 |
| Rampa 4 | 2,92 | 1,31 |
| Rampa 4 | 2,63 | 1,18 |
| Rampa 4 | 3,15 | 1,42 |
| Rampa 4 | 2,76 | 1,24 |
| Rampa 4 | 2,92 | 1,32 |
| Rampa 4 | 2,96 | 1,33 |
| Rampa 4 | 2,96 | 1,34 |
| Rampa 4 | 2,93 | 1,32 |
| E/Carga galería Coral | 3,26 | 1,47 |
| Rampa 4 | 2,94 | 1,32 |
| E/Carga galería Coral | 2,80 | 1,26 |
| Rampa 4 | 3,02 | 1,36 |
| E/Carga galería Coral | 1,89 | 0,85 |
| Rampa 4 | 2,62 | 1,18 |
| E/Carga galería Coral | 2,17 | 0,98 |
| Rampa 4 | 2,92 | 1,32 |
| E/Carga galería Coral | 3,16 | 1,43 |
| E/Carga galería Coral | 1,94 | 0,88 |
| Rampa 4 | 1,94 | 0,87 |
| E/Carga galería Coral | 2,33 | 1,05 |
| Rampa 4 | 2,62 | 1,18 |
| E/Carga galería Coral | 2,56 | 1,15 |
| Totales | 80,46 | 36,24 |

Fuente: elaboración propia.

1.1.1.7. Eficiencia de voladura

La eficiencia de una voladura se puede estimar con base a los siguientes indicadores: el avance respecto a la perforación, factor de carga y potencia.

1.1.1.7.1. Eficiencia de voladura, avance respecto perforación

La eficiencia de voladura respecto al avance indica los metros avanzados respecto a la cantidad de metros barrenados; esta eficiencia se considera ideal cuando es de un 95 por ciento; se calcula con la siguiente fórmula:

$$EV_A = \frac{\sum \text{Metro avanzado}}{\sum \text{Metro barrenado}} * 100 \%$$

Donde:

EV_A: eficiencia de la voladura respecto al avance.

Por lo tanto la eficiencia de voladura respecto al avance es de:

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_A = \frac{62,20 \text{ m}}{84,20 \text{ m}} * 100\% = 73,87 \%$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_A = \frac{109,20 \text{ m}}{136,10 \text{ m}} * 100\% = 80,23\%$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_A = \frac{84,60 \text{ m}}{101,60 \text{ m}} * 100\% = 83,26 \%$$

1.1.1.7.2. Eficiencia de voladura respecto al factor de carga

El factor de carga es un indicador del consumo de explosivo, el cual depende de la cantidad de explosivo a utilizar respecto al volumen de roca a remover; se puede calcular de la siguiente manera:

$$FCP = \frac{\sum \text{Factores de carga}}{N}$$

Donde:

FCP: factor de carga promedio.

N: cantidad de muestras.

La eficiencia de voladura respecto al factor de carga promedio es de:

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{77,23 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{25} = 3,089 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{114,04 \frac{kg}{m^3}}{40} = 2,851 \frac{kg}{m^3}$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{80,46 \frac{kg}{m^3}}{30} = 2,682 \frac{kg}{m^3}$$

1.1.1.7.3. Eficiencia de voladura respecto al factor de potencia

El factor de potencia es un indicador del consumo de explosivo el cual depende del tipo de roca que se volará; entre mayor sea la dureza de la roca mayor será el factor de potencia. El factor de potencia promedio se puede calcular de la siguiente manera:

- $$FPP = \frac{\sum \text{Factores de potencia}}{N}$$

Donde:

FPP: factor de potencia promedio.

N: cantidad de muestras.

Por lo tanto la eficiencia de la voladura respecto a los factores es de:

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{34,79 \frac{kg}{TM}}{25} = 1,39 \frac{kg}{TM}$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{51,37 \frac{kg}{m^3}}{40} = 1,28 \frac{kg}{m^3}$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{36,24 \frac{kg}{m^3}}{30} = 1,208 \frac{kg}{m^3}$$

1.2. Justificación

Una plantilla de voladura bien diseñada aplicada en un ambiente controlado o escenario de detonación óptimo ayudará a maximizar el poder de detonación de cada explosivo lo cual permitirá que se pueda realizar un mejor avance en la apertura de los espacios y ambientes de una construcción subterránea.

Una plantilla de voladura diseñada para ser aplicada a un tipo de roca específico permitirá la reducción de costos y uso innecesario del equipo y maquinaria.

Las perforaciones realizadas en forma paralela y de igual longitud, de los agujeros que contendrán los explosivos permitirán un mejor aprovechamiento de la energía de detonación debido a que su radio de detonación tendrá una intersección más precisa con las ondas explosivas.

Una voladura controlada reducirá el riesgo de peligro de los obreros que realicen la voladura.

1.3. Planteamiento del problema

En las construcciones mineras una voladura fallida incurre en el atraso de los procesos de extracciones del material que se desee remover para realizar posteriormente la construcción subterránea; una mala voladura puede deberse a factores tanto climáticos, ambientales, mal manejo del equipo y carencia de conocimiento en el diseño en las plantillas de voladura.

Al referirse a los factores ambientales y climáticos se hace énfasis en los distintos tipos de mantos rocosos y acuíferos que pueden alterar las condiciones de detonación y el escenario de la voladura.

El mal manejo del equipo puede incurrir en perforaciones no paralelas que disminuyen el radio de detonación de cada explosivo y en daño directo del equipo y maquinaria.

El mal diseño de una plantilla de voladura puede provocar que se utilicen explosivos en proporciones no controladas lo cual puede llegar a causar gastos innecesarios o el fracaso directo de la voladura.

Por lo que es necesario que se tenga los conocimientos básicos para la reducción de riesgos en una voladura y en el diseño de la plantilla de la voladura o detonación.

1.4. Tipos de roca

Al momento de realizar una voladura en la mayoría de las veces se tendrá que perforar mantos rocosos por lo que es necesario conocer lo básico respecto a la estructura, propiedades y características de estos materiales.

Son tres los tipos principales de rocas los cuales se clasifican principalmente por sus características y su origen:

1.4.1. Rocas ígneas

Este tipo de rocas son formadas por solidificación de una masa fundida, en otras palabras son las rocas que surgen del magma interior fundido como las intrusiones y lavas. Se clasifican de la siguiente manera:

- Rocas ígneas intrusivas o plutónicas

Su textura es granular gruesa, los cristales de sus minerales presentan dimensiones aproximadamente similares, son llamadas rocas cristalinas.

- Rocas ígneas extrusivas, efusivas o volcánicas

Este tipo de rocas se formó debido a un enfriamiento brusco a poca profundidad o en la superficie, a este tipo de roca también se le llama roca porfíricas o pórfidas.

- Rocas ígneas filonianas o hipoabisales

Estas rocas presentan una textura granular e intermedia, poseen alta densidad y generalmente de color opaco. Algunos ejemplos de este tipo de roca son la pegmatita, lamprófidos y turmalina.

1.4.2. Rocas sedimentarias

Las rocas sedimentarias son formadas por rocas ya existentes las cuales ya han pasado por un proceso de desintegración, cuyos detritos fueron transportados y compactados en cuencas marinas durante el paso de los siglos.

También por la descomposición y acumulación de material orgánica o decantación de minerales.

- Las detríticas o clásticas se clasifican por su granulometría en:
 - Gruesas (sefitas): brechas, conglomerados, gravas.
 - Medias (psamitas): arenisca grauwaca, arcosas.
 - Finas (pelitas): pizarras, lutitas, arcillas filitas.
- Las orgánicas y químicas se clasifican por su composición en:
 - Calcáreas. Ejemplo: calizas.
 - Silíceas. Ejemplo: cuarcitas, sílex, diatomita.
 - Alumínicas. Ejemplo: laterita, bauxita.
 - Ferruginosas. Ejemplo: limonita, taconita.
 - Salinas. Ejemplo: yeso, anhidrita, gema.
 - Carbonáceas. Ejemplo: lignito, antracita.

1.4.3. Rocas metamórficas

Se derivan de la transformación de rocas ígneas o sedimentarias por efectos de calor, grandes presiones y cambios químicos debidos a fenómenos geológicos.

El reconocimiento de este tipo de rocas se puede realizar a través de la observación de aspectos físicos notorios tales como la exfoliación en láminas y también por el origen de la roca madre (gneiss y micacita provenientes del granito).

1.4.4. Rocas para la voladura

Las rocas que son detonadas es debido a que por su dureza característica tienden a ofrecer una alta resistencia a ser removidas, quebradas o perforadas a través de métodos mecánicos convencionales como tal sería el uso de excavadoras u otro tipo de maquinaria.

1.4.4.1. Rocas ígneas y metamórficas

Este tipo de rocas por ser de una alta dureza presentan mayor dificultad de perforación. El origen de estas rocas es plutónico o volcánico por lo que están asociadas a disturbios tectónicos que las han contorsionado y fisurado; las rocas ígneas y metamórficas se subdividen en:

- Por su granulometría fina y cuyas propiedades elásticas tienden a absorber la onda *shock* que se genera en la voladura antes que quebrarse. Ejemplo: filitas, gneiss, micasquijos, homfels.

- Por su granulometría gruesa como el granito, diorita y algunas cuarcitas solidificadas que presentan resistencia a la perforación.

1.4.4.2. Rocas sedimentarias

Estas rocas presentan resistencia a la voladura dependiendo del espesor de su bandeamiento el cual está en función de su tiempo de acumulación y su origen, entre más masiva y más definido y amplio el bandeamiento, es más difícil la voladura de la roca.

1.5. Características y propiedades de las rocas

El tipo de explosivo que se utilizará en la detonación de rocas estará directamente ligado a las características geológicas y mecánicas, debido a que dependiendo de estas características se podrá provocar una fractura en la roca la cual se pueda realizar de manera económica y eficiente.

Las principales propiedades y características de las rocas son:

- Densidad y peso específico
- Dureza
- Resistencia
- Elasticidad
- Plasticidad
- Abrasividad

1.5.1. Densidad

Esta característica de las rocas básicamente consiste en la relación existente entre la masa del material y el volumen del mismo. Este es uno de los factores principales para determinar la dificultad para la perforación de una roca.

Por la porosidad en cada cuerpo rocoso existen dos tipos de volúmenes los cuales son el volumen aparente (V_a), el cual incluye todos los poros y vacíos y el volumen real (V_r) el cual excluye todas las partes del cuerpo rocoso en las cuales no existe masa, tales como los poros y vacíos.

Partiendo de lo anterior se obtienen las siguientes densidades:

$$\text{Densidad aparente: } \delta_a = \frac{M}{V_a}$$

$$\text{Densidad real: } \delta_r = \frac{M}{V_r}$$

Donde:

M: masa

V_r: volumen real

V_a: volumen aparente

δ_a: densidad aparente

δ_r: densidad real

La densidad real siempre es mayor que la aparente debida a que el volumen aparente es mayor al considerar dentro del volumen los espacios que

no son propios del mismo material, por lo que podemos decir que los materiales porosos siempre tendrán su densidad real menor a la densidad aparente.

Las rocas muy densas requieren de explosivos de alta presión de detonación, mientras que las rocas de baja densidad requieren explosivos de menor rango de presión.

1.5.2. Dureza y tenacidad

La dureza de una roca se define como su oposición a la penetración; el aumento de la dureza es directamente proporcional a la densidad de la roca.

La tenacidad se define como la resistencia que opone una roca a la rotura; según su tenacidad las rocas se clasifican en: tenaces, intermedias y friables.

Tabla X. **Dureza de las rocas en la escala de MOHS y su resistencia a la compresión**

| CLASIFICACIÓN | DUREZA MOHS | RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (KG/CM ²) |
|---------------|-------------|---|
| Muy dura | +7 | + 2 039,36 |
| Dura | 6 – 7 | 1 223,62 – 2 039,36 |
| Media dura | 4,5 – 6 | 611,81 – 1 223,62 |
| Medio blanda | 3 – 4,5 | 305,90 – 611,81 |
| Blanda | 2 – 3 | 101,97 – 305,90 |
| Muy blanda | 1– 2 | -101,97 |

Fuente: elaboración propia, con base en la Tabla 1.1 de Instituto Tecnológico Geominero de España. Manual de perforación y voladura de rocas. p 19.

1.5.3. Resistencia

La resistencia de una roca es la oposición que esta presenta a ser destruida por efecto de fuerzas externas como cargas explosivas, cargas dinámicas o estáticas. Las rocas presentan tanto resistencia a compresión como a tensión o tracción.

Tabla XI. Resistencia a compresión de minerales comunes en rocas

| Mineral | Resistencia (kg/cm ²) |
|--|-----------------------------------|
| Cuarzo | 5 098,4 |
| Silicatos ferromagnésicos y aluminosilicatos | 2 039,36 – 5 098,4 |
| Calcita | 101,96 – 203,94 |

Fuente: elaboración propia.

1.5.4. Elasticidad

La elasticidad de la roca la propiedad de poder deformarse al aplicarle cargas y poder resistir esta carga sin presentar deformaciones permanentes o considerables.

Las propiedades elásticas de una roca están dadas por el módulo de elasticidad “E” y el coeficiente de Poisson “v”; el valor del módulo de elasticidad oscila entre $0,03 * 10^4$ a $1,7 * 10^5$ megapascales mientras que el valor del coeficiente de Poisson oscila entre 0,2 a 0,4 a excepción del cuarzo que oscila entre 0,07.

1.5.5. Plasticidad

La deformación plástica es aquella deformación la cual cuando se produce provoca que el material al cual se le ha aplicado la carga ya no regrese a su forma o estado original, cuando esta deformación llega a su punto o nivel máximo se produce la rotura de la roca.

Esta deformación se empieza a notar cuando la carga aplicada a la roca supera la carga límite de la deformación elástica; en el caso de rocas como el granito la deformación plástica la provocan las altas temperaturas.

1.5.6. Abrasividad

La abrasividad es el desgaste que se produce en una roca al rosarse o frotarse contra otro material de mayor dureza. Esta propiedad afecta principalmente a los materiales de perforación como las brocas las cuales se ven expuestas a un mayor desgaste.

1.6. Equipo de perforación

El equipo de perforación es fundamental al momento de realizar una voladura puesto que de este dependerá la primera fase del proceso de voladura el cual es la perforación o barrenado de la roca, para posteriormente colocar el explosivo el cual realizará el trabajo de voladura; la eficiencia del equipo de perforación repercutirá principalmente en el paralelismo de taladros y en el tiempo que tarde en realizarse la voladura puesto que entre mayor tiempo demore el equipo en perforar mayor tiempo durará la operación y la realización del proyecto así como en el caso del paralelismo de taladros que afectará los resultados obtenidos en la detonación.

1.6.1. Principios de la perforación en rocas

La perforación en rocas se realiza a través de la rotación y percusión de los martillos de perforación los cuales generando fricción y golpes de forma constante van pulverizando la roca dejando en su avance el agujero de donde se colocará el explosivo a utilizar.

Cuando una roca se barrena para determinar su resistencia a la penetración se debe de analizar la resistencia que la roca presenta al corte, la dureza y abrasividad de la misma.

La dureza de la roca afectará a la velocidad de penetración de la roca y en el caso de la abrasividad afectará a la perforación debido a que esta provocará un desgaste constante en el diámetro de las brocas lo cual puede llegar a cambiar considerablemente el diámetro final de los taladros.

Para la perforación en rocas se puede recurrir a los siguientes medios de perforación:

- Percusión simple, donde el golpe provocará un efecto de corte semejante al de un cincel golpeado por un martillo.
- Rotopercusión, este proceso es producido por el golpe, giro y corte provocado por el equipo de rotación al pegar con la roca, girar y vibrar dentro de la misma, los equipos más comunes que producen este efecto son las perforadoras neumáticas como las *jacklegs*, *track drills* y *jumbos* hidráulicos los cuales pueden ser sencillos o con paralelismo automático.

- Rotación, este produce el efecto de corte debido a la fricción y pulverizado con material muy duro.
- Fusión (*jet piercing*), para realizar la perforación a través de este proceso es necesario que se tenga una llama la cual funde tanto roca como mineral, este proceso se utiliza en yacimiento de hierro u otros metales los cuales se encuentran en concentraciones muy altas.

1.6.2. Tipos de equipos de perforación

La perforación en roca puede darse a través de distintos métodos tales como manuales, mecanizados o mecanizados rotativos; sin importar cual sea el tipo de perforación la finalidad será poder excavar un orificio el cual cumpla las características para poder alojar al explosivo dentro.

1.6.2.1. Manuales

Estos equipos son utilizados para diámetros pequeños de 25 a 50 milímetros de diámetro, son de percusión con aire comprimido; son utilizados para perforaciones de trabajo horizontal o para trabajos en techo.

1.6.2.2. Mecanizadas

Estos equipos pueden ser de percusión simple o de rotopercusión, se utilizan para diámetros de hasta 150 milímetros y con un máximo de 20 metros de profundidad, algunos ejemplos de estos equipos son los *track drill* y *jumbos* hidráulicos o neumáticos.

1.6.2.3. Mecanizadas rotatorias

Estos equipos son utilizados en tajos a cielo abierto y son de gran tamaño por lo cual necesitan ser transportados en camiones, orugas y deben de contar con tracción propia; el trabajo de perforación lo realizan a través de la presión (*pull down*), estos equipos trabajan con diámetros que van desde 6 hasta 15 pulgadas.

1.6.2.3.1. Componentes básicos de los equipos de perforación

- Martillos

Los martillos son las máquinas hidráulicas o manuales que accionan la barra de perforación.

- Los soportes

Los soportes son la parte del equipo de perforación en el cual se apoyará el equipo de perforación; estos pueden ser de distintos tipo tales como trípodes normales, patas de avance automático y en el caso de que la máquina sea de gran envergadura se deberá de realizar una estructura metálica especial la cual soporte el peso de la maquinaria.

- Las compresoras

Las compresoras se cargan al carro portátil en el cual se encuentra el equipo de perforación, estas pueden funcionar principalmente de forma eléctrica o por motor de combustión; pueden ser de pistones o rotatorias.

- Brocas

Las brocas son las herramientas por medio de las cuales se realiza el corte, el golpe y la pulverización de la roca; el material del cual se encuentren fabricadas estas dependerá de la dureza de la roca que se desea perforar aunque generalmente son de acero con una alta resistencia a la fuerza de impacto.

Las brocas dependiendo de la finalidad de la misma se pueden clasificar en 3 grupos los cuales son:

- De corte

Este tipo de broca es utilizado en perforaciones de pequeño diámetro que va desde 1 pulgada a 4 pulgadas.

- Rotatorias

Este tipo de roca se compone de tres conos dentados los cuales se encuentran en libre moviendo respecto al eje de la broca cuando esta se encuentra triturando la roca.

- Diamantinas

Estas son empleadas generalmente en labores de exploración geológica y en tajos largos; estas brocas por ser utilizadas en exploración en algunas ocasiones traen el centro hueco para poder extraer muestras de la exploración.

- Barras

Las barras son varillas de acero acoplables que transmiten el golpe y el giro a la broca; la broca se coloca en el extremo saliente de la barra.

1.6.3. Selección de equipos de perforación

Para seleccionar el tipo de equipo de perforación adecuado se deben de considerar los siguientes criterios:

- Economía
- Diseño mecánico
- Mantenimiento
- Capacidad de operación
- Adaptabilidad
- Condiciones del lugar de trabajo
- Velocidad de perforación

1.6.4. Condiciones de perforación

Para realizar una buena perforación se consideran los siguientes criterios:

- Diámetro

En cuestiones de diámetro se debe de considerar que el menor diámetro factible será aquel el cual sea el más económico a realizar y poder utilizar.

- Longitud

Esta dependerá de la longitud de perforación, se debe de utilizar un largo de barra el cual no provoque conflictos con la desviación angular del equipo.

- Rectitud

La rectitud de taladro deberá de guardarse ya que de esta depende el paralelismo de los taladros; para mantener una buena rectitud en el barreno se deben utilizar guidores, los cuales le indiquen la dirección al brazo de la máquina perforadora.

1.6.5. Velocidad de perforación

La velocidad de perforación se ve afectada por la fuerza hidráulica aplicada y por el tipo de limpieza que se tenga en el taladro, este puede ser limpiado a través de agua o aire comprimido, en el transcurso mismo de la perforación. La presión que se debe de manejar en las bombas de agua para realizar la limpieza de los barrenos es de 10 bares.

2. DETERMINACIÓN DEL TIPO DE ROCA MEDIANTE MAPEO GEOMECÁNICO Y ENSAYOS DE LABORATORIO

En el presente capítulo se realizará la descripción teórica más no práctica de cómo determinar el tipo de roca a través de tablas de mapeo, flujograma de mapeo, sistema RMR de Bieniawski y sistema Q de Barton puesto que estos puntos son utilizados no para el diseño y optimización de la voladura sino para realizar el refuerzo de las paredes del túnel, punto el cual no deja de ser importante debido a que del sostenimiento y refuerzo del túnel dependerá que se pueda seguir laborando dentro del mismo, que se pueda continuar con el avance, que no se derrumben las labores ya excavadas y que se cumpla con la seguridad industrial.

En el caso del *RMR* y el *Q* de Burton es necesario conocer el valor de *RQD* (*Rock Quality Designation*); por lo que antes de desarrollar los temas de *RMR* y *Q* de Burton se explicará la forma por medio de la cual se puede calcular el porcentaje de *RQD* y la clasificación que se le puede dar a la roca respecto a este dato.

En el caso de la determinación del tipo de roca a través de ensayos de laboratorio, resultados de laboratorio y análisis del tipo de roca; estos puntos si serán detallados, descritos y realizados con base de experimentación realizada y evaluación de la roca en el Centro de Investigaciones de Ingeniería (CII) y el Centro de Estudios Superiores de Energía y Minas (CESEM) de la Universidad de San Carlos de Guatemala.

2.1. Determinación del tipo de roca a través de tablas de mapeo

Esta actividad es realizada con la finalidad de poder definir de una forma muy sistemática y precisa el tipo de roca o macizo rocoso en el cual se están llevando a cabo las labores de excavación para poder establecer el tipo de refuerzo o sostenimiento que estas necesiten.

2.1.1. Flujograma de mapeo

El flujograma de mapeo es la representación gráfica del tipo de soporte a colocar dependiendo de las condiciones del terreno, los valores de *RQD*, *RMR* y *Q* de Burton. Su principal función es conocer el tipo de roca partiendo de su estructura, grado de fracturamiento, discontinuidades y resistencia.

Partiendo de los parámetros anteriores se buscará también conocer los factores influyentes los cuales pueden ser la presencia de agua, orientación de las discontinuidades, tamaño de las aberturas de la roca y esfuerzos.

2.2. *RQD(Rock Quality Designation)*

El *RQD* es un método por cual se puede designar la calidad de la roca, se establece a través del análisis de muestras de sondeo o por diamantinas.

2.2.1. Determinación del *RQD*

- Paso 1:

Extraer un testigo de un largo mínimo de 1,5 metros.

- Paso 2:

Medir y sumar el largo de los trozos de testigos mayores de 10 centímetros.

- Paso 3:

Contar las discontinuidades naturales del testigo.

Consideraciones:

Las medidas se toman con respecto al eje del testigo.

La sumatoria de trozos se expresa en porcentaje del intervalo de 1,5 metros.

El RQD será calculado a través de la siguiente fórmula:

$$RQD\% = \frac{\sum \text{Trozos} > 10 \text{ cm}}{150 \text{ cm}}$$

Tabla XII. **Clasificación de la roca respecto al porcentaje de RQD**

| RQD | Calidad de la roca |
|--------------|---------------------------|
| < 25% | Muy mala |
| 25 % – 50% | Mala |
| 50 % – 75 % | Regular |
| 75 % – 90 % | Buena |
| 90 % – 100 % | Muy buena |

Fuente: TORRES YUPANQUI, Luis. Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas y monitoreo de las masa rocosa. p. 19.

2.3. Sistema RMR de Bieniawski

El sistema de RMR (Rock Mass Rating) por sus siglas en inglés de Bieniawski corresponde a una Clasificación Geomecánica o Valoración de la Masa Rocosa. A continuación se dará una descripción del sistema RMR de Bieniawski en la versión de la clasificación de 1989.

Tabla XIII. Sistema RMR según Bieniawski

| A. Clasificación de parámetros y sus valoraciones | | | | | | | |
|--|------------------------------------|--|--|--|--|---|--|
| Parámetro | | Rango de valores | | | | | |
| 1 | Resistencia de la roca intacta | Índice de carga puntual | > 10 Mpa | 4-10 Mpa | 2-4 Mpa | 1-2 Mpa | Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial |
| | | Resistencia compresiva uniaxial | >250 Mpa | 100-250 Mpa | 50-100 Mpa | 25-50 Mpa | 5-25 Mpa 1-5 Mpa < 1 Mpa |
| | Valoración | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 1 0 | |
| 2 | Calidad testigo de perforación RQD | 90%-100% | 75%-90% | 50%-75% | 25%-50% | <25% | |
| | Valoración | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 | |
| 3 | Espaciamiento de discontinuidades | > 2 m | 0.6 - 2 m | 0.2 - 0.6 m | 60 - 200 mm | < 60 mm | |
| | Valoración | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | |
| 4 | Condición de las discontinuidades | Superficies muy rugosas, no continuas, cerradas- sin apertura, paredes rocosas sanas | Superficie ligeramente rugosa, Apertura < 1 mm, Paredes ligeramente intemperizadas | Superficie ligeramente rugosa, Apertura < 1 mm, Paredes altamente intemperizadas | Espejo de falla o Panizo < 5 mm de espesor o Apertura de 1-5 mm Juntas continuas | Panizo suave > 5 mm de espesor o Apertura > 5 mm Juntas continuas | |
| | | Valoración | 30 | 25 | 20 | 10 | 0 |
| 5 | Agua subterránea | Flujo por 10 m de longitud de túnel (1/m) | Ninguno | < 10 | 10,0 - 25,0 | 25 - 125 | > 125 |
| | | Presión de agua / principal máximo | 0 | < 0.1 | 0.1 - 0.2 | 0,2 - 0,5 | > 0.5 |
| | | Condición general | Completamente seco | Húmedo | Mojado | Goteo | Flujo |
| | Valoración | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 | |
| B. Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades (ver F) | | | | | | | |
| Orientaciones rumbo y buzamiento | | Muy favorable | Favorable | Regular | Desfavorable | Muy desfavorable | |
| Valoraciones | Túneles y minas | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 | |
| | Cimentaciones | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 | |
| | Taludes | 0 | -2 | -25 | -90 | | |
| C. Clases de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales | | | | | | | |
| Valoraciones | | 100-81 | 80-61 | 60-41 | 40-21 | < 21 | |
| Número de clase | | I | II | III | IV | V | |

Continuación de la tabla XIII.

| Descripción | Roca muy buena | Roca buena | Roca regular | Roca mala | Roca muy mala |
|---|------------------------------------|------------------------|--|-------------------------|-------------------------|
| D. Significado de las clases de rocas | | | | | |
| Número de clase | I | II | III | IV | v |
| Tiempo de autosostenimiento | 20 años span 15 m | 1 años span 10 m | 1 semana span 5 m | 10 hrs span 2.5 m | 30 minutos span 1 m |
| Cohesión de la masa roca Kpa | > 400 | 300 - 400 | 200 - 300 | 100 - 200 | < 100 |
| Ángulo de fricción de masa rocosa | > 45° | 35° - 45° | 25° - 35° | 15°-25° | < 15° |
| E. Pautas para la clasificación de las condiciones de las discontinuidades | | | | | |
| Longitud de discontinuidades- Persistencia Valoración | < 1 m, 6 | 1 - 3 m, 4 | 3 - 10 m, 2 | 10 - 20 m, 1 | > 20 m, 0 |
| Separación (apertura) Valoración | Cerrada, 6 | < 0.1 mm, 5 | 0.1 - 1 mm, 4 | 1 - 5 mm, 1 | > 5 mm, 0 |
| Rugosidad Valoración | Muy rugosa, 6 | Rugosa, 5 | Ligera mente rugosa, 3 | Lisa, 1 | Espejo de falla, 0 |
| Relleno (panizo) Valoración | Ninguno, 6 | Relleno duro < 5 mm, 4 | Relleno duro > 5 mm, 2 | Relleno suave < 5 mm, 1 | Relleno suave > 5 mm, 0 |
| Intemperización Valoración | Sana, 6 | Ligera, 5 | Moderada, 3 | Muy intemperizada, 1 | Descompuesta, 0 |
| F. Efecto de la orientación rumbo y buzamiento de las discontinuidades en tunelería | | | | | |
| Rumbo perpendicular al eje del túnel | | | Rumbo paralelo al eje del túnel | | |
| Avance con el buzam. Buzam. 45°-90° | Avance con el buzam. Buzam 20°-45° | | Buzamiento 45°-90° | | Buzamiento 20°-45° |
| Muy favorable | Favorable | | Muy desfavorable | | Moderado |
| Avance con el buzam. Buzam. 45°-90° | Avance con el buzam. Buzam 20°-45° | | Buzamiento 0° - 20°, independiente del rumbo | | |
| Moderado | Desfavorable | | Moderado | | |
| ** Modificado por Wickham et. al. (1972). | | | | | |

Fuente: BIENIAWSKI, Z. T. Engineering Rock Mass Classifications, A Wiley Interscience. USA. 1989.

2.3.1. Ejemplo ilustrativo de calificación del RMR

El manto rocoso de un túnel es un granito moderadamente intemperado con diaclasas buzando de 55° contra la dirección de avance. Los ensayos de índices y el registro de los testigos de las perforaciones de exploración, dan valores de resistencia a la carga puntual de 10 megapascales y un valor promedio de *RQD* de 80%. Las diaclasas que son lisas e intemperizantes con una separación menor a 2 milímetros, tienen espaciamiento de 400 milímetros, las condiciones del frente serán mojadas.

Tabla XIV. **Ejemplo ilustrativo de RMR**

| Tabla | Descripción | Valor | Valoración |
|--------|---------------------------------------|-----------------------------------|------------|
| 24:A.1 | Índice de carga puntual | 10 Mpa | 15 |
| 24:A.2 | RQD | 80 % | 17 |
| 24:A.3 | Espaciamiento de las discontinuidades | 400 mm | 20 |
| 24:E.4 | Condición de las discontinuidades | 2 mm | 6 |
| 24:A.5 | Agua subterránea | Mojado | 7 |
| 24:B | Ajuste por orientación de las juntas | 55 °, buzamiento contra el avance | -5 |
| | | Total | 60 |

Fuente: elaboración propia.

Partiendo de lo anterior se calcula:

- Módulo de deformabilidad *in situ* el cual se calculará de la siguiente manera:

$$E_m(GPA) = 2RMR - 100 \text{ (si } RMR > 50)$$

Tabla XV. **Clasificación del tipo de roca con base al RMR obtenido**

| Valoración RMR | | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | Menor a 20 |
|-------------------------------|--------------------|----------------------------|----------------------------|-----------------------------|-----------------------------|---------------------------------|
| Clasificación | | I | II | III | IV | V |
| Descripción | | Roca muy buena | Roca buena | Roca regular | Roca mala | Roca muy mala |
| Tiempo medio de sostenimiento | | 10 años para claro de 5 m. | 6 meses para claro de 4 m. | 1 semana para claro de 3 m. | 5 horas para claro de 15 m. | 10 minutos para claro de 0.5 m. |
| Parámetro geomecánico | Cohesión | 30 ton/m ² | 20 a 30 ton/m ² | 15 a 20 ton/m ² | 10 a 15 ton/m ² | Menor a 10 ton/m ² |
| Recomendados | Ángulo de fricción | Mayor a 45° | 40° a 45° | 35° a 40° | 30° a 35° | Menor a 30° |

Fuente: CÁCERES, Víctor Hugo. Aplicación de la mecánica de rocas en el diseño de túneles (según Barton y Bieniawski). <http://www.arqhys.com/contenidos/mecanica-tuneles.html>.

Consulta: 23 de agosto de 2012.

2.4. Sistema de Q de Barton

Este sistema fue propuesto por Barton del Instituto Geotécnico de Noruega, quienes propusieron un índice el Sistema Q, el cual tiene como propósito determinar las características del manto rocoso y el sostenimiento de las obras subterráneas.

Tabla XVI. **Clasificación de parámetros individuales para el índice de Calidad Tunelera Q (Según Barton et. Al., 1974)**

| 1 | Descripción | Valor | | Notas |
|---|--|-------------|-------------------|-------|
| | | RQD | | |
| A | Muy mala | 0-25 | | 1 |
| B | Mala | 25-50 | | |
| C | Regular | 50-75 | | |
| D | Buena | 75-90 | | 2 |
| E | Excelente | 90-100 | | |
| 2 | Número de familias de juntas | Jn | | |
| A | Masivo, con ninguna o pocas juntas | 0.5 - 1.0 | | |
| B | Un sistema de juntas | 2 | | |
| C | Un sistema de juntas más juntas aleatorias | 3 | | |
| D | Dos sistemas de juntas | 4 | | |
| E | Dos sistemas de juntas más juntas aleatorias | 6 | | |
| F | Tres sistemas de juntas | 9 | | 3 |
| G | Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias | 12 | | 4 |
| H | Cuatro o más sistemas de juntas, juntas aleatorias, fracturamiento severo tipo "cubos de azúcar", etc. | 15 | | |
| I | Rocas trituradas, material terroso | 20 | | |
| 3 | Número de rugosidad de las juntas | Jr | | |
| a | Paredes rocosas en contacto | | | |
| b | Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte | | | |
| A | Juntas discontinuas | 4 | | |
| B | Rugoso e irregular, ondulado | 3 | | 5 |
| C | Liso ondulado | 2 | | |
| D | Espejos de falla ondulado | 1.5 | | 6 |
| E | Rugoso o irregular planar | 1.5 | | |
| F | Liso, planar | 1.0 | | |
| G | Espejo de falla, planar | 0.5 | | |
| | c. Liso ondulado | | | |
| H | Zona conteniendo minerales arcillosos, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas. | 1,0 | | |
| I | Zona arenosa, gravosa o triturada, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas | 1,0 | | |
| 4 | Número de alteración de las juntas | Ja | Ángulo aproximado | |
| | a. Paredes rocosas en contacto | | | |
| A | Escaso recubrimiento, duro, relleno endurecido e impermeable | 0.75 | - | 7 |
| B | Juntas con paredes no alteradas, solo con coloración superficial | 1 | (25°-30°) | |
| C | Juntas con paredes ligeramente alteradas, capas de minel no blandas, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla | 2 | (25°-30°) | |
| D | Capas de limo o arcillas arenosas, pequeñas fracciones de arcilla (no blandos) | 3 | (20°-25°) | |
| E | Capas de materiales arcillosos blandos o de baja fricción, es decir caolinita, mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas turgentes (capas discontinuas, 1 - 2 mm o de menos espesor) | 4 | (8°-16°) | |
| | b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte | | | |
| F | Partículas arenosas, libre de arcilla, roca desintegrada, etc. | 4 | 25° - 30° | |
| G | Relleno de mineral de arcilla fuertemente sobreconsolidada, no blando (continuo, < 5 mm de espesor) | 6 | 16° - 24° | |
| H | Relleno de mineral arcilloso de media a baja sobre consolidación, blando (continuo < 5 mm de espesor) | 8 | 12° - 16° | |
| J | Relleno de arcillas turgentes, es decir montmorillonita (continuo, < 5 mm). Los valores de Ja dependen del porcentaje del tamaño de las partículas de la arcilla turgente y del acceso al agua | 8,0 - 12,0 | 6° - 24° | |
| | c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido corte | | | |
| K | Zonas o bandas de roca desintegrada | 6 | | |
| L | O triturada y arcillas (Ver G, H e I) | 8 | | |
| M | Para condiciones arcillosas | 8,0 - 12,0 | | |
| N | Zonas o bandas de limo o arcilla arenosa, fracciones pequeñas de arcilla, (no blandas) | 5 | | |
| O | Zona o bandas continuas de arcilla | 10,0 - 13,0 | | |
| P | Y R. (ver G, H e I para condiciones arcillosas) | 6,0 - 24,0 | | |

Continuación de la tabla XVI.

| 5 | Reducción de agua en las juntas | Jw | Presión del agua (Kgf/cm ²) | | |
|--|--|---------------------|---|--|-------------|
| A | Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir < 5 lt/min, localmente | 1 | < 1,0 | | |
| B | Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas | 0,66 | 1,0 - 2,5 | | 8 |
| C | Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno | 0,5 | 2,5 - 10,0 | | |
| D | Grandes flujos o altas presiones | 0,33 | 2,5 - 10,0 | | |
| E | Flujo excepcionalmente alto o presiones en la voladura, decayendo con el tiempo | 0,2 - 0,1 | > 10 | | 9 |
| F | Flujo excepcionalmente alto o presión continúa sin disminución | 0,1 - 0,05 | >10 | | |
| 6 | Factor de reducción de esfuerzos | σ_c/σ_1 | σ_t/σ_1 | | SRF |
| | a. Zonas de debilidad que intersectan la excavación las cuales pueden causar el aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel. | | | | |
| A | Ocurrencias múltiples de zonas de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada muy aflojada en los alrededores (a cualquier profundidad). | | | | 10 |
| B | Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación < 50 m). | | | | 5 |
| C | Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación > 50 m). | | | | 2,5 |
| D | Zonas múltiples de corte en roca competente (libre de arcilla), aflojamiento de la roca en los alrededores (a cualquier profundidad). | | | | 7,5 |
| E | Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación < 50 m) | | | | 5,0 |
| F | Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación > 50 m). | | | | 2,5 |
| G | Juntas abiertas y sueltas, roca severamente diaclasada o "cubos de azúcar" (a cualquier profundidad). | | | | 5,0 |
| | b. Roca competente, problemas de esfuerzos en roca | | | | 10 |
| H | Esfuerzos bajos, cerca de la superci | > 200 | > 13 | | 2,5 |
| J | Esfuerzos medianos | 200 - 10 | 13 - 0,66 | | 1,0 |
| K | Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser desfavorables para la estabilidad de las paredes). | 10-5 | 0,66 - 0,33 | | 0,5 - 2,0 |
| L | Estallidos moderados (roca masiva) | 5 - 2,5 | 0,33 - 0,16 | | 5,0 - 10,0 |
| M | Estallidos severos (roca masiva) | < 2,5 | < 0,16 | | 10,0 - 20,0 |
| | c. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas | | | | |
| N | Presiones rocosas moderadas | | | | 5,0 - 10,0 |
| O | Presiones rocosas severas | | | | 10,0 - 20,0 |
| | d. Rocas expansivas, actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua | | | | |
| P | Presiones rocosas de expansión, moderada | | | | 5,0 - 10,0 |
| R | Presiones rocosas de expansión, severas | | | | 10,0 - 20,0 |
| Notas | | | | | |
| 1. Cuando se reporta o mide un RQD [10 (influyendo 0) se usa un valor nominal de 10 para evaluar Q]. | | | | | |
| 2. Intervalos de RQD de 5, es decir 100, 95, 98; son suficientemente precisos. | | | | | |
| 3. Para intersecciones usar (3.0 x Jn) | | | | | |
| 4. Para intersecciones usar (2.0 x Jn) | | | | | |
| 5. Adicionar 1 si el espaciamiento medio del sistema de juntas relevantes es mayor que 3 m. | | | | | |
| 6. Jr=0,5 puede ser usado para juntas con espejos de falla que tienen alineaciones planares; se estipula que las alineación son orientadas para una resistencia mínima. | | | | | |
| 7. Los valores del ángulo de fricción residual, constituyen una guía aproximada a las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que estuvieran presentes | | | | | |
| 8. Los factores del C al F son estimados crudos, El Jw se incrementa si son instaladas medidas de drenaje. | | | | | |
| 9. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados. | | | | | |
| 10. Para campos de esfuerzos vírgenes fuertemente anisotrópicos (si fueran medidos): cuando $5 < \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_t a $0.8\sigma_t$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c a $0.6\sigma_c$ y σ_t a $0.6\sigma_t$ donde: σ_c = resistencia compresiva uniaxial, σ_t = resistencia a la tracción (carga puntual), σ_1, σ_3 esfuerzos principales máximo y mínimo. | | | | | |
| 11. Se disponen de pocos casos registrados, donde la profundidad de la corona, debajo de la superficie es menor que el ancho. Se sugiere para tales casos incrementar SRF de 2.5 a 5 | | | | | |

Fuente: Barton, Instituto Geotécnico de Noruega, Sistema Q.

El valor de Q de Barton se calcula de la siguiente manera:

$$Q = \left(\frac{RQD}{JN}\right) \left(\frac{JR}{JA}\right) \left(\frac{Jw}{SRF}\right)$$

Donde:

RQD: índice de calidad de la roca.

Jn: índice del número de familias de fracturas.

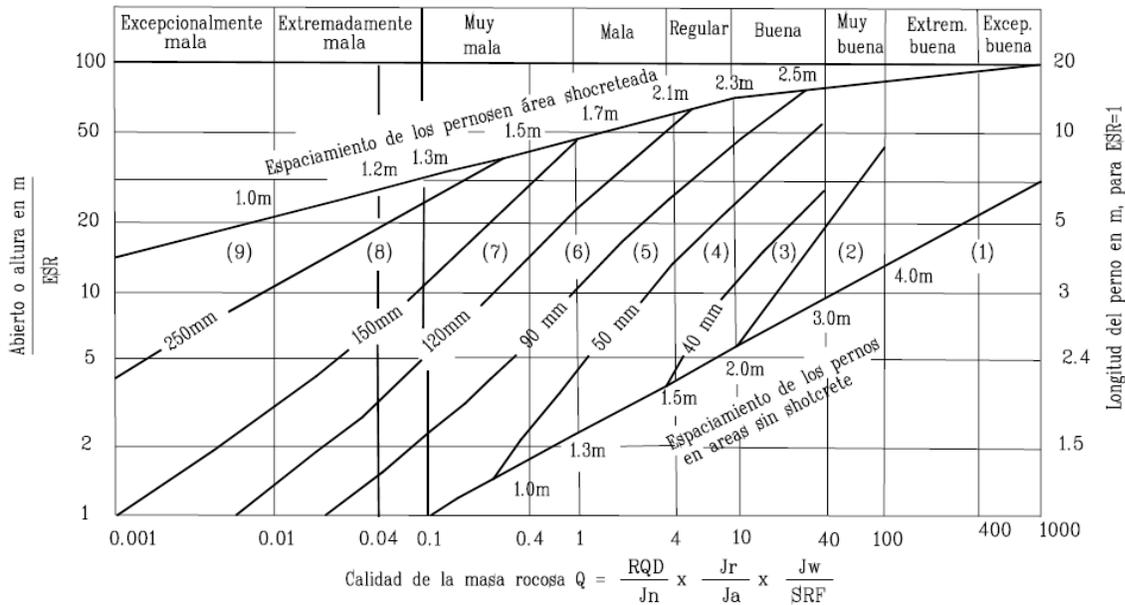
Jr: índice de rugosidades en las fracturas.

Ja: índice de alteración de las paredes de las fracturas.

Jw: índice del caudal afluyente.

Jn: índice del número de familias de fracturas.

Figura 10. **Categorías de sostenimiento estimadas**



Fuente: basada en el índice de calidad Tunelera Q (según Grimstad y Barton 1993).

Categorías de reforzamiento

- 1) Sin sostenimiento
- 2) Pernos esporádicos
- 3) Pernos sistemáticos
- 4) Pernos sistemáticos con shotcrete sin refuerzo, de 40-100 milímetros de espesor.
- 5) Shotcrete reforzado con fibras, 50-90 milímetros y pernos.
- 6) Shotcrete reforzado con fibras, 90-120 milímetros y pernos.
- 7) Shotcrete reforzado con fibras, 120 – 150 milímetros y pernos
- 8) Shotcrete reforzado con fibras, > 150 milímetros, con arcos de acero (cerchas) reforzados con shotcrete y pernos.
- 9) Revestimiento de concreto armado.

2.4.1. Pernos

Los pernos son utilizados para reforzar las labores trabajadas evitando el desplazamiento y desprendimiento de rocas anclándolas con el manto rocoso.

Los pernos básicamente se componen de una barra de acero con una de sus puntas roscadas, una platina y una rosca que acoplará ambos elementos.

Para la colocación de los pernos se utiliza equipos de perforación llamados perneadores que tienen una capacidad menor de perforación a comparación del *jumbo*; estos equipos se describen en los anexos y a continuación se presenta una imagen de un perneador convencional.

Tabla XVII. **Tipo de pernos utilizados en la fortificación de labores**

| Tipo de perno | Descripción | Costo | Capacidad de soporte |
|--|--|----------------------|-----------------------|
| Swellex de 5' a 7' | Estos pernos son de acero plegado y su trabajo es en base a la fricción inflándolos con agua a presión | \$ 10,00 \$ 14,00 | 1,2 Toneladas por pie |
| Pernos Split-set de 5' a 7' | Estos pernos son inyectados a presión trabajando a fricción respecto a las paredes del taladro se hacen de acero ranurado. | \$ 5,00 \$ 8,00 | 1,0 Ton por pie |
| Pernos de cabeza expansiva | Estos pernos trabajan a tensión y son utilizados con shotcrete. | | |
| Pernos cementados con Resina o con inyección de cemento | Estos pernos se componen de una varilla de acero corrugado que se inyecta en la roca con una resina o con cemento; la vida útil de estos pernos es de 5 años. Se utiliza para rocas con un <i>RQD</i> > 25 y una resistencia a la compresión > 26 Mpa. | | |

Fuente: elaboración propia.

Figura 11. **Fortificación de paredes del hastiales**



Fuente: Cámara 26, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

Figura 12. **Fortificación de frentes de voladura**



Fuente: Rampa 4, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala

Figura 13. **Fortificación de cúpula o corona**



Fuente: Rampa 4, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala

2.5. Determinación del tipo de roca a través de ensayos de laboratorio

Para la determinación del tipo de roca, los ensayos más prácticos y sencillos que se pueden realizar son los ensayos de compresión no confinada, densidad, peso específico o volumétrico, inspección visual realizados en campo y el análisis de caracterización macroscópica.

2.5.1. Ensayo de compresión no confinada para muestras de roca extraídas de la Mina Marlin

Este ensayo permite conocer la resistencia a compresión de la roca, la norma a seguir para este ensayo es la ASTM C-42; partiendo de la dureza a compresión podrá realizar el diseño de la plantilla de perforación. A continuación se describe el ensayo para las muestras de roca de Mina Marlin.

- Paso 1:

Se tomaron 3 muestras de roca las cuales 2 de ellas fueron extraídas de núcleos de exploración y la otra muestra de un frente estéril.

Figura 14. Frente de extracción de la muestra



Fuente: Rampa 4, Delmy 1, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

- Paso 2:

Extracción del testigo de la roca extraída de la mina.

Figura 15. **Máquina extractora de núcleos**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

Figura 16. **Extracción de núcleo de la muestra de roca**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 3:

Se miden y cortan los testigos para darles las dimensiones normadas.

Tabla XVIII. **Altura y diámetro de testigos a ensayar**

| Testigo | Diámetro (cm) | Altura (cm) |
|---------|---------------|-------------|
| 1 | 5 | 9,9 |
| 2 | 5 | 9,6 |
| 3 | 4,5 | 9,4 |

Fuente: elaboración propia.

Figura 17. **Medición de núcleos**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 4:

Se obtienen tres testigos en forma de probeta.

Figura 18. **Testigos para realizar ensayo**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 5:

Nivelación de testigos con azufre.

Tabla XIX. **Altura nivelada de testigos a ensayar**

| Testigo | Diámetro (cm) | Altura (cm) | Altura corregida (cm) |
|---------|---------------|-------------|-----------------------|
| 1 | 5 | 9,9 | 10,5 |
| 2 | 5 | 9,6 | 10,3 |
| 3 | 4,5 | 9,4 | 9,4 |

Fuente: elaboración propia.

Figura 19. **Testigo 1 nivelado con azufre**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

Figura 20. **Testigo 2 nivelado con azufre**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

Figura 21. **Testigo 3 nivelado con azufre**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 6: aplicación de carga axial a los testigos.

La carga registrada que soportaron los cilindros fue de:

- Testigo 1: $22\ 000\ \text{lb} * 0,454\ (\text{kg/lb}) = 9\ 979\ \text{kg}$.
- Testigo 2: $27\ 000\ \text{lb} * 0,454\ (\text{kg/lb}) = 12\ 247\ \text{kg}$.
- Testigo 3: $10\ 200\ \text{lb} * 0,454\ (\text{kg/lb}) = 4\ 626,6\ \text{kg}$.

Figura 22. **Carga aplicada al testigo 1**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

Figura 23. **Carga aplicada al testigo 2**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

Figura 24. **Carga aplicada al testigo 3**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 7:

Figura 25. **Testigos ensayados destruidos**



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 8:

Cálculo de la resistencia a compresión de los testigos.

Tabla XX. **Carga última registrada en cilindros**

| Testigo | Diámetro (cm) | Altura (cm) | Altura corregida (cm) | Carga última (kg) |
|---------|---------------|-------------|-----------------------|-------------------|
| 1 | 5 | 9,9 | 10,5 | 9 979 |
| 2 | 5 | 9,6 | 10,3 | 12 247 |
| 3 | 4,5 | 9,4 | 9,4 | 4 626,6 |

Fuente: elaboración propia.

- Testigo 1:

$$A = \frac{\pi}{4} (5 \text{ cm})^2 = 19,63 \text{ cm}^2$$

$$\sigma = \frac{9979 \text{ kg}}{19,63 \text{ cm}^2} = 508,35 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

- Testigo 2:

$$A = \frac{\pi}{4} (5 \text{ cm})^2 = 19,63 \text{ cm}^2$$

$$\sigma = \frac{12247 \text{ kg}}{19,63 \text{ cm}^2} = 623,89 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

- Testigo 3:

$$A = \frac{\pi}{4} (4,5 \text{ cm})^2 = 15,90 \text{ cm}^2$$

$$\sigma = \frac{4626,6 \text{ kg}}{15,90 \text{ cm}^2} = 290,98 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

2.5.2. Pesos unitarios de muestras de roca tomadas de frentes estériles de Mina Marlin

Este ensayo se realiza con los mismos cilindros del ensayo a compresión.

Figura 26. Cilindros sobre platillo de balanza



Fuente: Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC.

- Paso 5:

Los cilindros fueron pesados y medidos en el Centro de Investigaciones de Ingeniería, USAC; los pesos obtenidos fueron:

Tabla XXI. **Peso de testigos**

| Testigo | Peso (g) | Diámetro (cm.) | Altura (cm.) |
|---------|----------|----------------|--------------|
| 1 | 0,4729 | 5 | 9,9 |
| 2 | 0,4734 | 5 | 9,6 |
| 3 | 0,3605 | 4,5 | 8,9 |

Fuente: elaboración propia.

- Paso 6: cálculo de volumen y peso unitario de los cilindros.

- Testigo 1:

$$V = \frac{\pi}{4} (0,05 \text{ m})^2 * (0,099 \text{ m}) = 0,000194586 \text{ m}^3$$

- Testigo 2:

$$V = \frac{\pi}{4} (0,05 \text{ m})^2 * (0,096 \text{ m}) = 0,000188495 \text{ cm}^2$$

- Testigo 3:

$$V = \frac{\pi}{4} (0,045 \text{ m})^2 * (0,089) = 0,0001415 \text{ cm}^2$$

- Testigo 1:

$$\rho_u = \frac{0,4729 \text{ kg}}{0,000194586 \text{ m}^3} = 2\,430,29 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^3}$$

- Testigo 2:

$$\rho_u = \frac{0,4734 \text{ kg}}{0,000188495 \text{ cm}^3} = 2\,511,47 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^3}$$

- Testigo 3:

$$\rho_u = \frac{0,3605 \text{ kg}}{0,0001415 \text{ cm}^3} = 2\,546,83 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^3}$$

2.5.3. Densidad de rocas según muestras tomadas de frentes estériles de Mina Marlin

- Paso único:

Se divide el peso unitario de la roca entre la gravedad para obtener su densidad.

- Testigo 1:

$$= \frac{2430,29 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{9,8 \frac{\text{m}}{\text{s}^2}} = 247,99 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Testigo 2:

$$\delta = \frac{2562,27 \frac{kg}{m^3}}{9,8 \frac{m}{s^2}} = 261,46 \frac{kg}{m^3}$$

- Testigo 3:

$$\delta = \frac{2546,83 \frac{kg}{m^3}}{9,8 \frac{m}{s^2}} = 259,88 \frac{kg}{m^3}$$

2.6. Resultados de laboratorio

El resumen de resultados de laboratorio obtenidos en los análisis de las rocas de muestra extraídos de los frentes estériles de los túneles de la Mina Marlín son los siguientes:

Tabla XXII. Resultado obtenidos de ensayo a compresión

| Testigo | Peso (g) | Diámetro (cm) | Altura (cm) | Altura Nivelada (cm) | Carga (kg) | Esfuerzo (kg/cm ²) | Factor de corrección | Esfuerzo corregido (kg/cm ²) | Esfuerzo corregido (PSI) |
|---------|----------|---------------|-------------|----------------------|------------|--------------------------------|----------------------|--|--------------------------|
| 1 | 472,90 | 5,00 | 9,90 | 10,50 | 21 753 | 502,53 | 1 | 502,53 | 7 147,53 |
| 2 | 473,40 | 5,00 | 9,60 | 10,30 | 26 723 | 617,34 | 1 | 616,34 | 8 780,55 |
| 3 | 360,50 | 4,50 | 8,90 | 9,40 | 10 110 | 288,34 | 1 | 288,34 | 4 101,12 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XXIII. **Peso unitario en roca**

| Muestra | Resultado (kg/m ³) |
|---------|--------------------------------|
| 1 | 2 432,79 |
| 2 | 2 511,47 |
| 3 | 2 546,83 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XXIV. **Densidad en roca**

| Muestra | 1 | 2 | 3 |
|--------------------------------|--------|--------|--------|
| Resultado (kg/m ³) | 247,99 | 261,46 | 259,88 |

Fuente: elaboración propia.

2.7. Análisis del tipo de roca

El análisis del tipo de roca se realizó en el Centro de Estudios Superiores de Energía y Minas (CESEM), el análisis realizado fue el de caracterización macroscópica; en este análisis se describen las características físicas fácilmente observables en la roca, así como sus compuestos ya definidos por su composición y características.

Para poder realizar este análisis se necesita tener un fragmento de roca del frente o túnel que se desea analizar.

Tabla XXV. **Resultados de análisis de caracterización macroscópica**

| Característica | Descripción |
|--------------------------|--|
| Estructura | Compacta |
| Textura | Cristalina |
| Nombre | Roca ígnea intrusita – granito |
| Color | Gris claro – blancuzco |
| Composición | Síalico, (SiO ₂ + 65 %) |
| Observaciones | Se observan minerales accesorios de pirita |
| Utilidad práctica | Se utiliza en construcción como masas pulidas constituye una fuente importante de minerales con interés económico. |

Fuente: elaboración propia.

3. DETERMINAR LA PLANTILLA DE PERFORACIÓN

Para determinar la plantilla de perforación es necesario conocer aspectos tales como el tipo de roca, la sección de labor que se desea trabajar así como los diámetros de los taladros a utilizar para que partiendo de esto se pueda generar un diseño de plantilla.

La plantilla de perforación dependerá de las características antes mencionadas debido a que el tipo de roca determinara la dureza de la misma; la selección de la labor determinará la cantidad de volumen a detonar y el diámetro de perforación dará el confinamiento y espaciamiento entre taladros.

3.1. Factores que influyen en el diseño de la plantilla de perforación

El diseño de una plantilla de perforación se encuentra ligado al área de la sección transversal de túnel, roca a detonar y diámetro de broca; el correcto análisis de dichos factores permitirán diseñar una plantilla de perforación que cumpla con los requerimientos para el tipo de labor a trabajar.

3.1.1. Tipo de roca

Conocer el tipo de roca es indispensable, debido a que partiendo del tipo de roca se podrán conocer las propiedades y características generales del manto rocoso que intervendrán en la voladura; el aspecto más importante a considerar en los tipos de roca es la dureza ya que de esta dependerá la cantidad de explosivo a utilizar, la su energía de detonación y la cantidad de taladros por voladura.

3.1.1.1. Parámetros de la roca

- Dureza:

Indica la oposición que tiene la roca a la penetración.

- Tenacidad:

Es el indicador de la resistencia a las fuerzas de compresión, tensión.

- Densidad:

Indicador de la dificultad para volar una roca y varía de 1.0 a 4.5 gramos sobre centímetro cúbico.

- Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas:

Velocidad de las ondas para atravesar rocas.

- Resistencia mecánica:

Resistencia a las fuerzas de corte.

- Módulo de Young:

Resistencia elástica a la deformación.

Los datos que podremos obtener dependiendo del tipo de roca serán:

- Distancia entre taladros:

Tabla XXVI. **Distancia entre taladros**

| Dureza de roca | Distancia entre taladros (m) |
|----------------|------------------------------|
| Tenaz | 0,50 a 0,55 |
| Intermedia | 0,60 a 0,65 |
| Friable | 0,70 a 0,75 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 187.

- Coeficiente de roca:

Tabla XXVII. **Coeficiente de roca**

| Dureza de roca | Coeficiente de roca (m) |
|----------------|-------------------------|
| Tenaz | 2,00 |
| Intermedia | 1,50 |
| Friable | 1,00 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 187.

- Dureza de la roca:

Las rocas según su dureza pueden tener la siguiente clasificación.

Tabla XXVIII. Clasificación de rocas por su dureza relativa escala protodyakonov

| CATEGORIA | GRADO DE DUREZA | TIPO DE ROCA | COEFICIENTE DE DUREZA | PESO VOLUMETRICO | COEFICIENTE DE EXPANSIÓN |
|-----------|---|---|-----------------------|------------------|--------------------------|
| I | Extremadamente duras, altamente tenaces | Cuarцитas y basaltos muy duros y densos | 20 | 2,80 a 3,00 | 2,20 |
| II | Muy duras y tenaces | Granitos muy duros, frescos y pórfidos | 15 | 2,60 a 2,70 | 2,20 |
| III | Duras y tenaces | Granito compacto y rocas graníticas (ácidas), calizas y areniscas muy duras, conglomerados cementados, minerales de hierro compactados, andesita y gneiss | 10 | 2,50 a 2,60 | 2,20 |
| IV | Duras, con tenacidad intermedia | Calizas duras, granito blando, areniscas duras, mármol duro, dolomitas | 8 | 2,50 | 2,00 |
| V | Relativamente duras, intermedias | Areniscas comunes, minerales de hierro. | 6 | 2,50 | 2,00 |
| VI | Dureza media, tenacidad intermedia y baja | Esquisto arcilloso duro, arenisca dura, calcita, conglomerado blando | 4 | 2,80 | 2,00 |
| VII | Semiduras, intermedias a friables | Diferentes tipos de esquistos no duros y calizas | 3 | 2,50 | 1,80 |
| VIII | Blandas, friables, terrosas, sueltas | Arcillas compacta, hulla Grava, arena, suelos Loes (acarreo aluvial) | 1 0,8 0,5 | 1,80 | 1,30 a 1,40 |
| IX | Movedizas | Detritos, suelos aguados | 0,3 | --- | --- |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 57.

- Tenacidad de rocas para voladura

Tabla XXIX. **Clasificación generalizada de rocas para voladura**

| Tenaces | Intermedias | Friables |
|---|--|-------------------------------------|
| Gneiss | Riolita | Roas alteradas varias |
| Granito-gabro | Andesita | Serpentina |
| Aplita | Dacita | Yeso- anhidrita |
| Sienita-monzonita | Traquita | Piarra- filita |
| Diorita-granodiorita | Fonolita | Lutita – arcilla compacta |
| Basalto- dolerita | Obsidiana (vidrio volcánico) | Conglomerado y brecha no compactada |
| Norita | Toba y brecha volcánica | Carbón – antracita |
| Caliza silicificada | Arenisca cementada | Marga |
| Cuarcita – chert | Pizarra metamórfica | Caliza ligera |
| Hematina silícea - <i>hornfeld</i> | Caliza-dolomita | Travertino |
| Minerales de hierro densos (magnetita – pirrotita) | Mármol – baritina | Arenisca |
| Andesita – dacitas frescas | Conglomerado cementado | Pómez – tufita |
| Pórfidos duros: diles y lamprófidios duros y densos | Pórfido de cobre | Minerales de hierro |
| Cuarzo con oro - wolframio | Minerales de cobre, plomo, zinc y estaño | Suelos compactos |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 58.

3.1.1.2. Clasificación del tipo de roca de la Mina Marlin

El tipo de roca que se encuentra en la Mina Marlin para las labores de trabajo partiendo del análisis de roca es un granito por lo que según la clasificación dada por las tablas 43 y 44 se concluye que la roca es una roca muy dura y tenaz.

3.1.2. Selección de la labor

Una labor se puede definir como todo hueco excavado, ya sea vertical o frontal, hecho con la finalidad de explotar un yacimiento mineral, hidrocarburo asimismo como para la construcción de una obra civil.

En el caso de túneles de hidroeléctricas una labor será el hueco que se va perforando a través de una montaña para la posterior construcción de un túnel. Las labores también son conocidas como las secciones que se deben de trabajar y excavar en cada frente para poder avanzar en la perforación.

Existen varios tipos de labores entre las cuales se encuentran:

- Pozos:

Pueden realizarse de forma vertical o inclinada.

- Socavones:

Estos son básicamente galerías de acceso al yacimiento desde el exterior; pueden estar ubicadas en laderas y en el caso de las minas subterráneas pueden estar situadas por encima del nivel del valle. El nombre de socavón generalmente se le otorga a la galería del nivel más bajo de la mina.

- Transversales:

Estas son galerías las cuales se realizan de forma perpendicular para cortar las capas de mineral.

- Estériles:

Estas son galerías cuya dirección paralela se encuentra rumbo a las capas y muros de la misma.

- Recortes:

Los recortes son galerías de pequeña longitud con dirección perpendicular a las vetas.

- De preparación:

- Guías: galerías que siguen el rumbo de las vetas.
- Sobreguías
- Chimeneas
- Coladeros

- De arranque o explotación:

- Talleres

- Auxiliares:

- Cubos

- De reconocimiento:

- Calicatas
- Sondeos

3.1.2.1. Criterios para la selección de la labor

Para la selección del tipo de labor se deben de considerar los siguientes aspectos:

- Minería:
 - Dimensiones del equipo y maquinaria a utilizar.
 - El ancho mínimo deberá de ser igual al ancho del equipo a utilizar más 1 metro más de holgura; medio metro entre cada hastial y el equipo.
 - La altura mínima deberá de ser igual a la altura del equipo a utilizar más un 1,00 metro más de altura para prever los servicios como drenajes, agua, electricidad y mangueras de ventilación.
 - En el caso de utilizar equipos de carga como *scooptram* se deberá de tomar en cuenta para la selección de la labor la altura que alcanzara el cucharón del equipo para llenar a los camiones de rezaga.
 - Se deberá de considerar la altura de los camiones de rezaga la cual no deberá de ser mayor a la altura que puedan alcanzar los cucharones de *scooptram*.
 - Capacidad de procesamiento del mineral por parte de la planta de producción.

- Hidroeléctricas:
 - En el caso de las hidroeléctricas lo que definirá la sección de la labor será el caudal de agua que se desea transportar a través del túnel; este caudal definirá la sección la cual podría ser en forma de herradura o en forma circular.
 - Para definir las dimensiones de la labor se debe de considerar al túnel como un canal a sección llena.
 - La sección más estable para distribuir los esfuerzos actuantes en un túnel es la sección circular; pero generalmente se planifican sección en forma de herradura para posteriormente con el revestimiento generar una sección circular debido a que el equipo necesita una superficie plana de tránsito.

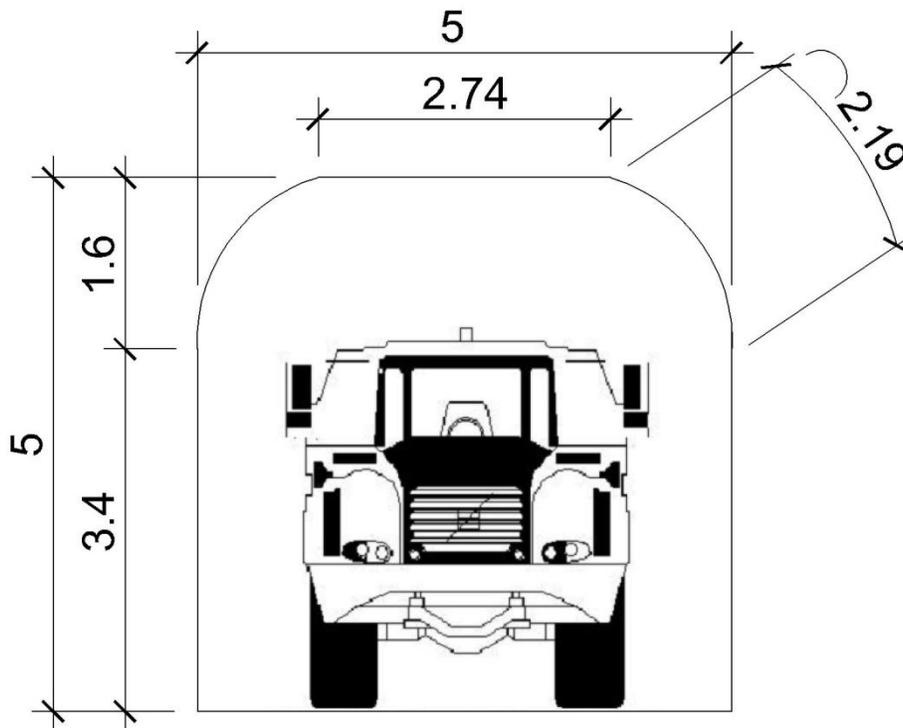
- Túneles y otros tipo de construcciones:
 - Para los túneles se deberá de considerar la finalidad del túnel, el cual puede ser utilizado como vía de tránsito vehicular o como en el caso de las hidroeléctricas como un transporte de líquidos.
 - En el caso de ser utilizado con un túnel de transporte vehicular, la sección de la labor deberá de cumplir con los requerimientos de tránsito necesarios entre los cuales se puede mencionar:
 - Altura mínima igual a la altura del vehículo más alto previsto para el uso del túnel más una altura adicional mínima de 1,50 metros.

- Ancho de carriles mínimo de 4,00 metros.
- Se recomienda utilizar un ancho de túnel mínimo de 4 carriles o 16 metros para poder facilitar la evacuación del túnel al momento de suceder algún accidente; esto se considera debido a los túneles son espacios confinados.

3.1.2.2. Tipos de labores utilizadas en Mina Marlin

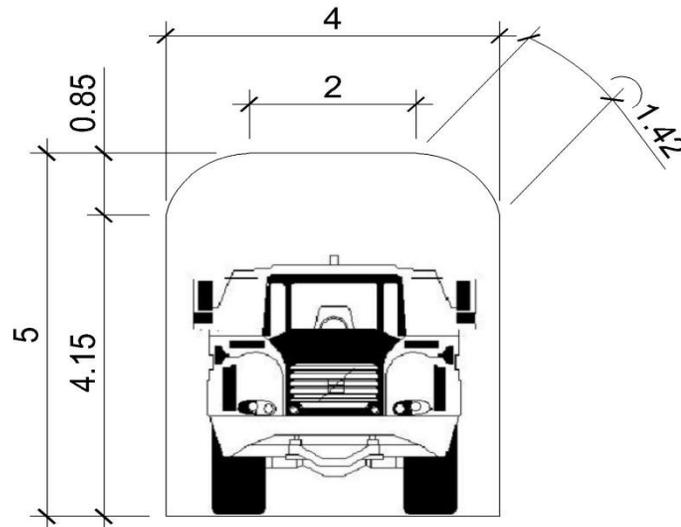
Las labores utilizadas en Mina Marlin son de:

Figura 27. Labor con una sección de 5,00 * 5,00 metros



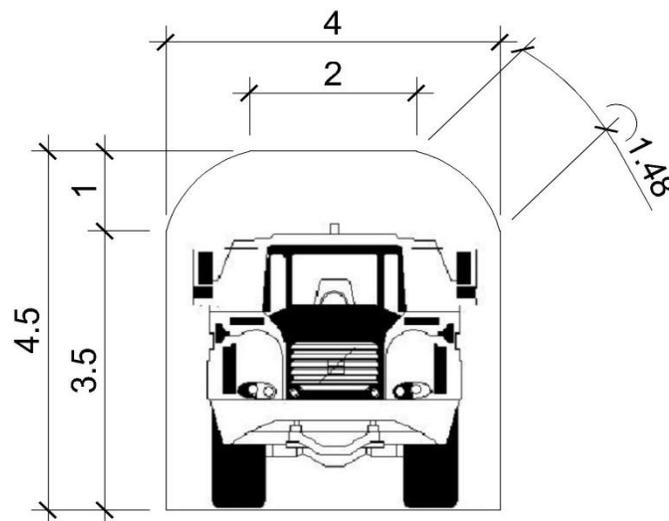
Fuente: elaboración propia, con base en las secciones de trabajo de la Mina Marlin.

Figura 28. Labor con una sección de 4,00 * 5,00 metros



Fuente: elaboración propia, con base en las secciones de trabajo de la Mina Marlin.

Figura 29. Labor con una sección de 4,00 * 4,50 metros



Fuente: elaboración propia, con base en las secciones de trabajo de la Mina Marlin.

3.1.3. Diámetro de perforación

El diámetro de perforación es el diámetro que tendrá el barreno con el cual se perforará la roca para hacer los agujeros donde se colocará el explosivo. El diámetro de perforación será el que ayude a determinar la longitud de perforación; los diámetros de perforación utilizados en una malla serán los de los barrenos de la cuña y los barrenos de la malla donde se colocará el explosivo, llamados taladros de producción.

El diámetro del barreno de perforación donde se depositará el explosivo, se escoge dependiendo de las características de los explosivos que se utilizarán, en el caso del *ANFO* o explosivos colocados a granel sin ningún tipo de empaque se pueden utilizar cualquier tipo de diámetro de perforación, pero en el caso de utilizar hidrogeles o emulsiones empaquetadas en cilindros se debe de prever que el diámetro de perforación deberá de ser mayor al diámetro de los paquetes de explosivos.

3.1.4. Paralelismo de taladros

El paralelismo entre taladros busca que todos los taladros barrenados en el frente se perforen paralelamente el uno del otro para que de esta manera se pueda tener una distribución uniforme de la energía del explosivo.

Si la perforación de los taladros se realiza de forma convergente o de una manera irregular los explosivos fallarán por desensibilización provocando tiros quedados, asimismo también es importante guardar el paralelismo entre taladros debido a que si se realiza una perforación divergente la onda de choque del explosivo se disipa al no poder complementarse con las ondas de choque de los otros explosivos.

Si los taladros no se encuentran perforados paralelamente la eficiencia de la voladura se verá afectada y el impacto de la voladura será deficiente, variara la cantidad de carga de taladro y la fragmentación del material.

El paralelismo de taladros dependerá del diseño de la malla en el sentido que el diseño de la mañana dará el espaciamiento entre taladros pero principalmente dependerá de la destreza y responsabilidad del operador del equipo de perforación, debido a que si este es inexperto la probabilidad de que un agujero sea perforado de una manera incorrecta aumentan.

Se debe de tomar en cuenta que los equipos de perforación no tendrán un paralelismo exacto debido a que existe la desviación angular del equipo, por lo que es importante considerar este factor al momento de realizar el diseño de malla debido a que limitará la longitud de perforación; al momento en que la desviación sea ya muy pronunciada la barra de perforación se quedará atascada en el agujero perforado.

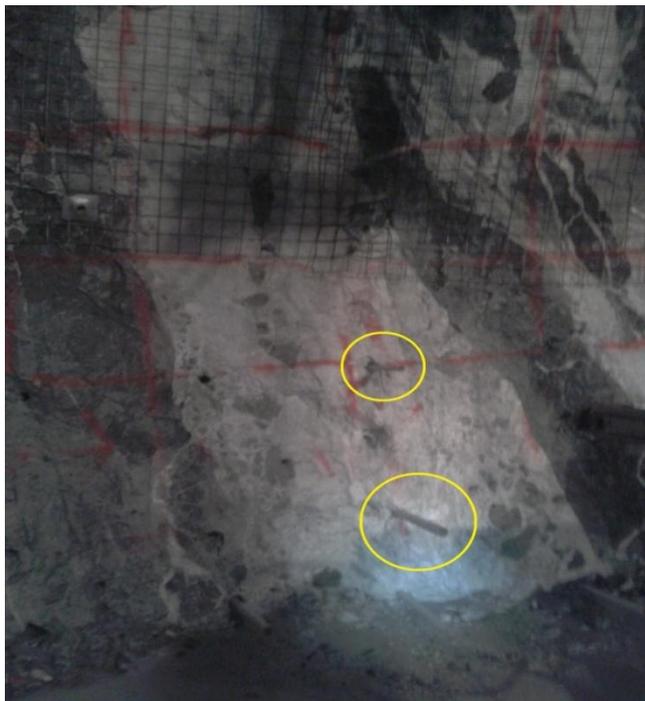
Otros factores que influirán en el paralelismo de taladros son:

- Error en la colocación y posicionamiento del equipo
- Error en la colocación de los guidores
- Fuerza de perforación
- Rotación de la barra y el barreno
- Percusión del equipo
- Tipo de roca
- Regulación de las presiones de perforación de los equipos
- Brocas en buenas condiciones

Las presiones de perforación y de percusión de los equipos deben de oscilar entre de 80 a 120 bares.

Una forma de poder corregir la desviación entre taladros, procurando mejorar el paralelismo, es utilizar guidores que pueden ser palos, tubos de pvc o varillas de acero; su modo de empleo es perforando cuatro agujeros de una longitud no muy profunda, los cuales deberán perforarse con el mayor cuidado posible de manera tal que el paralelismo sea el más exacto posible, para que la posición y dirección que tengan los guidores posteriormente sirva de guía para la perforación de los otros agujeros.

Figura 30. **Guiadores utilizados en perforación de plantilla**



Fuente: Rampa 4, Delmy 1, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

3.2. Diseño de plantilla de perforación estándar para tipos de roca suave, media y dura

La plantilla de perforación es la que indicará la distribución de donde se deben de perforar los agujeros para colocar el explosivo; la plantilla dependerá de la longitud de la perforación, el diámetro de perforación, sección de la labor y en especial de la dureza de la roca.

Las partes de una plantilla de perforación son las siguientes:

- Cuña
 - Cueles o quemados
 - Cuadradores
 - Cortes o arranques
- Alzados
- Pateros
- Precorte

3.2.1. Cortes o arranques

Toda voladura de túneles dependerá fundamentalmente de la apertura de la cavidad inicial o cara libre de la voladura, a esta apertura se le llama corte, cuele o arranque; su función principal es ser una cara libre secundaria además de la del frente para que de esta manera se facilite la ruptura del resto de la sección y tal manera que los taladros del núcleo y de la periferia rompan hacia la dirección de esta cavidad.

3.2.2. Distribución y denominación de taladros

Los taladros deben de distribuirse de forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

- Arranque o cueles

Estos taladros son lo que fuerzan la cara libre de la voladura su carga debe de ser de 1,3 a 1,5 veces más que el resto.

- Ayudas

Son los taladros que se encuentran alrededor de los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial.

- Cuadradores

Los cuadradores son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

- Alzas o techos

Estos taladros son los que forman el techo o bóveda del túnel.

- Arrastre o pisos

Estos taladros corresponden al piso del túnel o galería.

3.2.3. Procedimiento de cálculo para el diseño de la plantilla de perforación

- Paso 1:

Definir la sección del túnel a trabajar.

- Paso 2:

La distribución de los taladros tendrá un espaciamiento teórico sugerido el cual generalmente solo es utilizado en el procedimiento de cálculo de la plantilla para posteriormente ser; la distancia entre taladros está dada por:

Tabla XXX. **Distancia entre taladros**

| Dureza de roca | Distancia entre taladros (m) |
|----------------|------------------------------|
| Tenaz | 0,50 a 0,55 |
| Intermedia | 0,60 a 0,65 |
| Friable | 0,70 a 0,75 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 187.

- Paso 3: Cálculo del número de taladros.

La cantidad de taladros a perforar dependerá de los siguientes factores:

- Tipo de roca
- Confinamiento del frente
- Fragmentación que se desea
- Diámetro de las brocas
- Clase de explosivo
- Método de iniciación a emplear

Una manera exacta y precisa para calcular la cantidad de taladros es:

$$N^{\circ}tal. = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c * a * H)$$

$$P = 4\sqrt{a * H}$$

Donde:

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel en m.

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.

c: coeficiente o factor de roca.

s: dimensión de la sección del túnel en metros cuadrados (cara libre).

El coeficiente o factor de la roca se obtendrá de la tabla XXXIII.

- Paso 4:

Se distribuyen los taladros en la sección restando al número de taladros los taladros del arranque o cuña; la distribución se debe de realizar de la forma más simétrica posible.

- Paso 5:

Se estimará la longitud de perforación ideal dependiendo del diámetro de perforación con el que se realizará la perforación. El diámetro de perforación de los taladros de producción servirá para calcular la longitud de perforación; la cual se calcula de la siguiente manera:

$$L = 0,15 + (34,1 * \phi_2) - (39,4 * \phi_2^2)$$

Donde:

L: longitud del taladro en m.

Φ_2 : diámetro de los taladros vacíos en m.

Si se utilizan varios taladros vacíos o de cuele, Φ_2 deberá de cambiar por:

$$\Phi_2 = \Phi_1 \sqrt{\text{No. de taladros}}$$

Donde:

Φ_2 : diámetro de los taladros vacíos en m.

No. tal. : número de taladros.

Φ_1 : diámetro de taladros de producción en m.

3.2.4. Diseño de plantilla de perforación para labores de trabajo en Mina Marlin, San Marcos, Guatemala

Datos generales:

- Tipo de roca: dura y tenaz.
- Coeficiente de la roca: 2 (ver tabla XXXIII)
- Distancia entre taladros: 0,55 (ver tabla XLV)
- Diámetro de perforación para la cuña: 102 milímetros
- Diámetro para los taladros de trabajo: 45 milímetros.
- La cuña utilizada será la presentada en los antecedentes.
- Taladros de la cuña: 22.

Como el diámetro de taladros a utilizar será el mismo para todas las labores la longitud de perforación será:

$$L = 0.15 + (34.1 * 0,102) - (39.4 * 0,102^2) = 3,21 \text{ metros}$$

3.2.4.1. Diseño de plantilla de perforación, labor de 4,00 * 4,50 metros

$$N^{\circ}tal. = 10\sqrt{4 * 4,5} = 42,2 \approx 43 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ}tal. = \left(\frac{16,97}{0.55}\right) + (2 * 4 * 4,5) = 66.8 \approx 67 \text{ taladros}$$

$$P = 4\sqrt{4 * 4,5} = 16,97 \text{ m}$$

$$\text{Taladros para distribuir} = 67 - 22 = 45 \text{ taladros}$$

3.2.4.2. Diseño de plantilla de perforación, labor de 4,00 * 5,00 metros

$$N^{\circ}tal. = 10\sqrt{4 * 5} = 44.7 \approx 45 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ}tal. = \left(\frac{16.89}{0.55}\right) + (2 * 4 * 5) = 72,52 \approx 73 \text{ taladros}$$

$$P = 4\sqrt{4 * 5} = 17.89 \text{ metros}$$

$$\text{Taladros para distribuir} = 73 - 22 = 51 \text{ taladros}$$

3.2.4.3. Diseño de plantilla de perforación para una labor de 5,00 * 5,00 metros

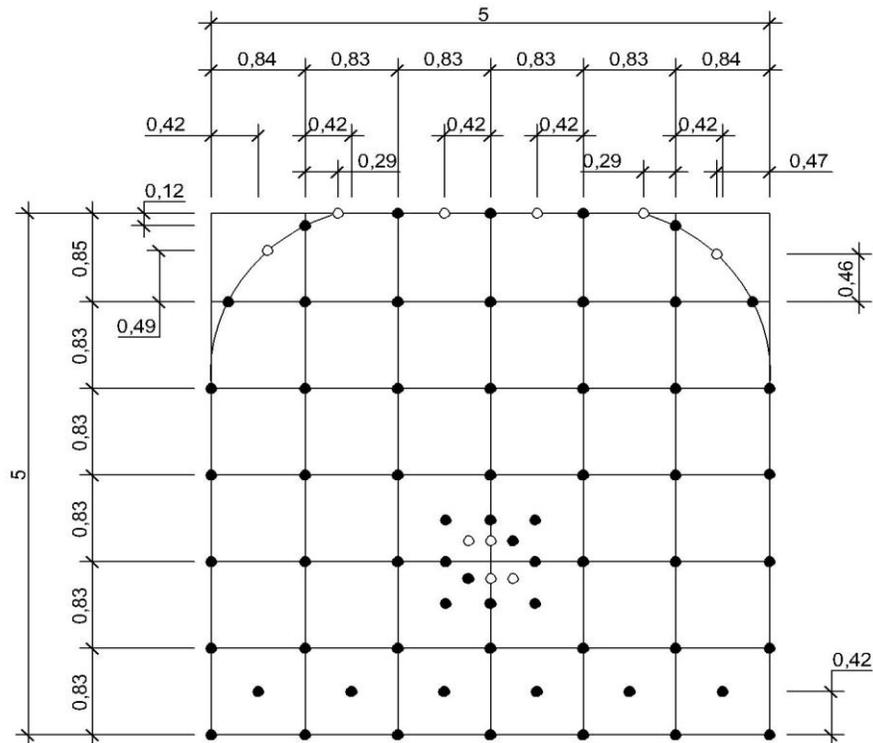
$$N^{\circ}tal. = 10\sqrt{5 * 5} = 50 \approx 50 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ}tal. = \left(\frac{20}{0.55}\right) + (2 * 5 * 5) = 86,37 \approx 87 \text{ taladros}$$

$$P = 4\sqrt{5 * 5} = 20 \text{ metros}$$

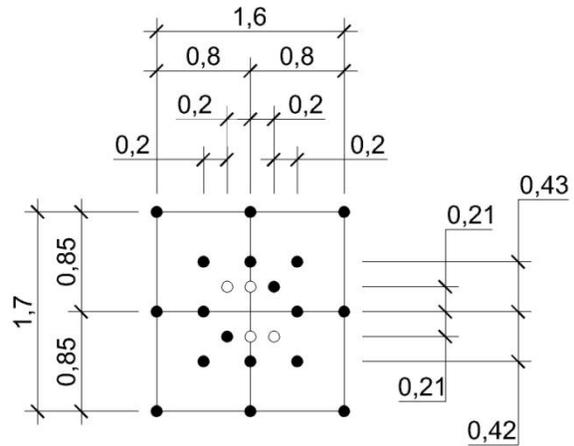
$$\text{Taladros para distribuir} = 87 - 22 = 65 \text{ taladros}$$

Figura 31. Plantilla de perforación modificada: sección de 5,00 * 5,00 metros



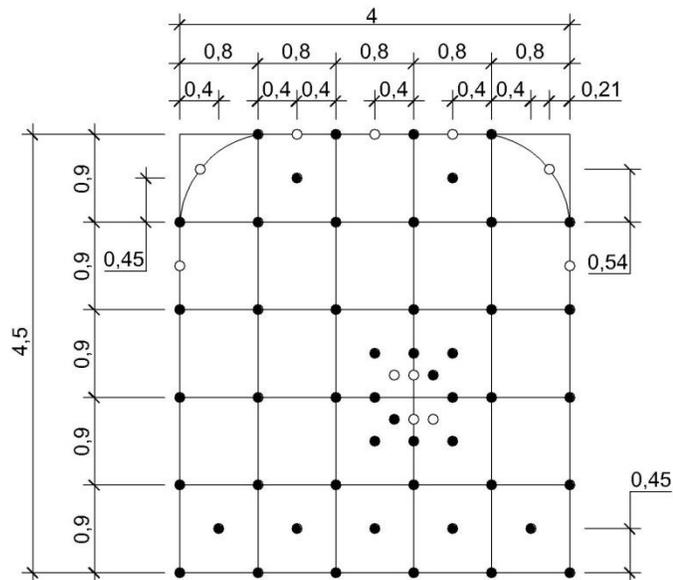
Fuente: elaboración propia.

Figura 34. **Cuña modificada: sección de 4,00 * 5,00 metros**



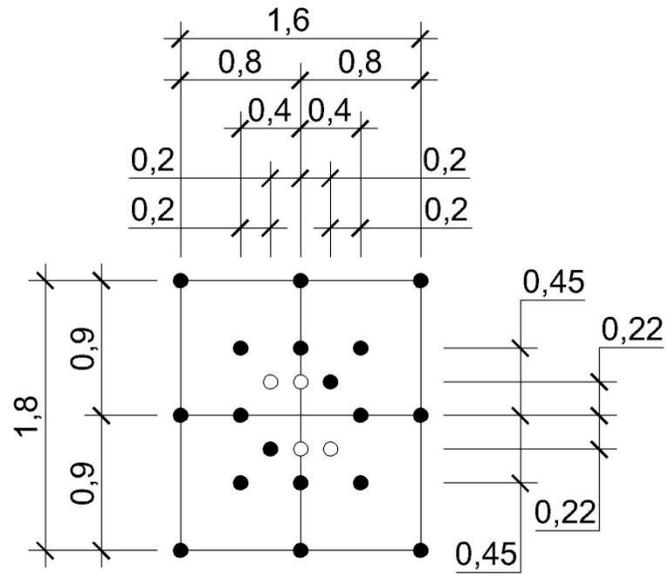
Fuente: elaboración propia.

Figura 35. **Plantilla de perforación modificada: sección de 4,00 * 4,50 metros**



Fuente: elaboración propia.

Figura 36. **Cuña modificada: sección de 4,00 * 4,50 metros**



Fuente: elaboración propia.

4. VOLADURA

La voladura en roca se basa en dos procesos dinámicos los cuales son:

- Fragmentación
- Deslizamiento

El primer proceso consiste en la fragmentación de las rocas a producir, a la distribución de los mismos y la granulometría de los mismos. Este proceso es de vital importancia debido que de este dependerá la rezaga del material volado; además que el material volado y su fragmentación está ligada para lo que este material será utilizado.

El segundo proceso consiste el movimiento de la masa rocosa triturada como resultado de la voladura. Se buscará que este material se proyecte de la manera más conveniente para facilitar el paleo o acarreo.

Figura 37. **Escombrera resultante de una voladura de un frente mineral**



Fuente: Rampa 4, Delmy 1, Mina Marlin, San Marcos, Guatemala.

4.1. Tipos de explosivos utilizados en voladuras

La función de los explosivos es el destroce, arranque y fragmentación de las rocas; esto se lleva a cabo a través de un proceso físico químico el cual consiste en que cierta cantidad de explosivo de masa determinada expanda su volumen de forma instantánea y de esta manera producir el destroce deseado.

Cualquier explosivo sin importar sus características tendrá que pasar por uno de los siguientes procesos: combustión, deflagración y detonación.

- **Combustión:**

Es toda reacción química capaz de desprender calor.

- **Deflagración:**

En este proceso la descomposición del explosivo consiste en la conductividad térmica, es un proceso exotérmico. Es un fenómeno superficial en el cual el frente deflagrado se propaga a una velocidad menor de 1 000 m/s.

- **Detonación:**

Este proceso se caracteriza por tener una gran velocidad de propagación y por ser un proceso físico-químico; en este se producen una gran cantidad de productos gaseosos que generan altas temperaturas y gran fuerza expansiva.

Los explosivos utilizados en voladuras generalmente son los explosivos industriales los cuales se clasifican en dos grandes grupos según sea la velocidad de onda de choque.

- Explosivos rápidos y detonantes:

Su velocidad oscila entre los 2 000 y 7 000 metros sobre segundo.

- Explosivos lentos y deflagrantes:

Su velocidad de onda de choque es menor a 2 000 metros sobre segundo.

Los explosivos deflagrantes son:

- Pólvoras
- Compuesto pirotécnicos
- Compuestos propulsores para artillería cohetería

Este tipo de explosivos son poco utilizados en aplicaciones de minería o ingeniería civil salvo en el caso de rocas ornamentales.

Los explosivos detonantes se dividen en:

- Primarios:

Tienen una alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios, algunos de estos compuestos son los usados en detonadores y multiplicadores (fulminato de mercurio, pentrita, hexolita).

- Secundarios:

Son los que se aplican al arranque de rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil.

Los explosivos de uso minero y civil se dividen en dos grupos:

- Agentes explosivos:

Estas mezclas no llevan, salvo algún caso, ingredientes intrínsecamente explosivos. Los principales son:

- ANFO
 - AIANFO
 - Hidrogeles
 - Emulsiones
 - ANFO pesado
- Explosivos convencionales:

Para su fabricación se necesitan sustancias directamente explosivas que actúan como sensibilizadores de mezclas, los más conocidos son:

- Gelatinosos
- Pulverulentos
- De seguridad

4.1.1. Agentes explosivos secos

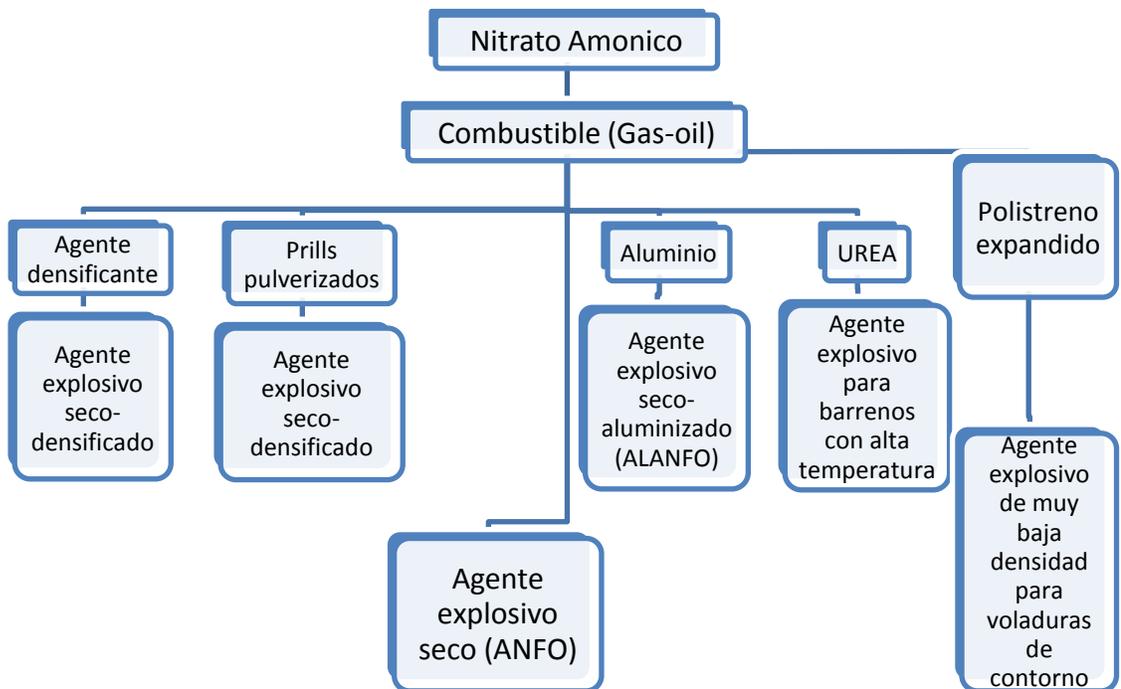
Estos explosivos no utilizan agua para su fabricación y una de sus principales características es que no son sensibles a los detonadores. Estos tipos de explosivos tienen como componente común al nitrato amónico.

4.1.1.1. Nitrato amónico

Este agente químico es una sal inorgánica blancuzca cuya composición química es (NH_3NO_3) y su temperatura de fusión es de 160,6 grados Celsius. Este componente netamente no es un explosivo debido a mezclarse con cantidad de un combustible y reacciona violentamente con el aportando de oxígeno.

La densidad del nitrato amónico poroso es de 0,8 gramos sobre centímetro cúbico, mientras que la densidad del nitrato amónico es de 1,40 hasta 1,45 gramos sobre centímetro cúbico.

Figura 38. **Agentes explosivos secos con base de nitrato amónico**



Fuente: elaboración propia, con base en Instituto Tecnológico Geominero de España. Manual de perforación y voladura de rocas. p. 150.

4.1.2. ANFO

El ANFO es un agente explosivo el cual es formado de la mezcla de nitrato aluminico con un combustible líquido como el gas-oíl, el cual presenta un punto bajo de volatilidad.

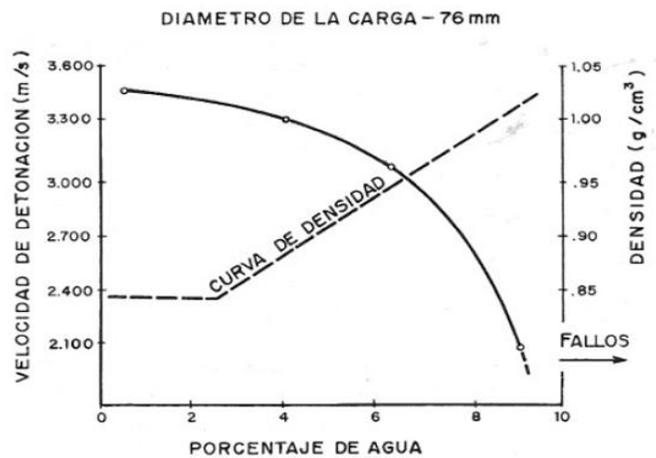
La reacción del sistema equilibrado en oxígeno es:



La influencia que tiene el porcentaje de combustible sobre la energía desprendida y velocidad de detonación quedan indicadas en la siguiente figura:

Uno de los defectos potenciales del ANFO es que su poder de detonación disminuye dependiendo directamente de la cantidad de agua que se tenga.

Figura 39. Influencia del agua sobre la velocidad de detonación

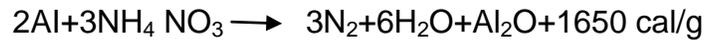


Fuente: Instituto Tecnológico Geominero de España. Manual de perforación y voladura de rocas. p. 152.

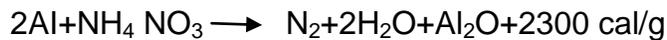
4.1.3. ALANFO

Cuando la energía que resulta por unidad de longitud es pequeña debido a que la densidad del ANFO es baja, es necesario aumentar la energía de detonación de este agente explosivo agregándole productos como el aluminio.

La reacción química del ANFO mezclado con aluminio es:



Pero si el porcentaje de aluminio aumenta la reacción química que se lleva a cabo es la siguiente:

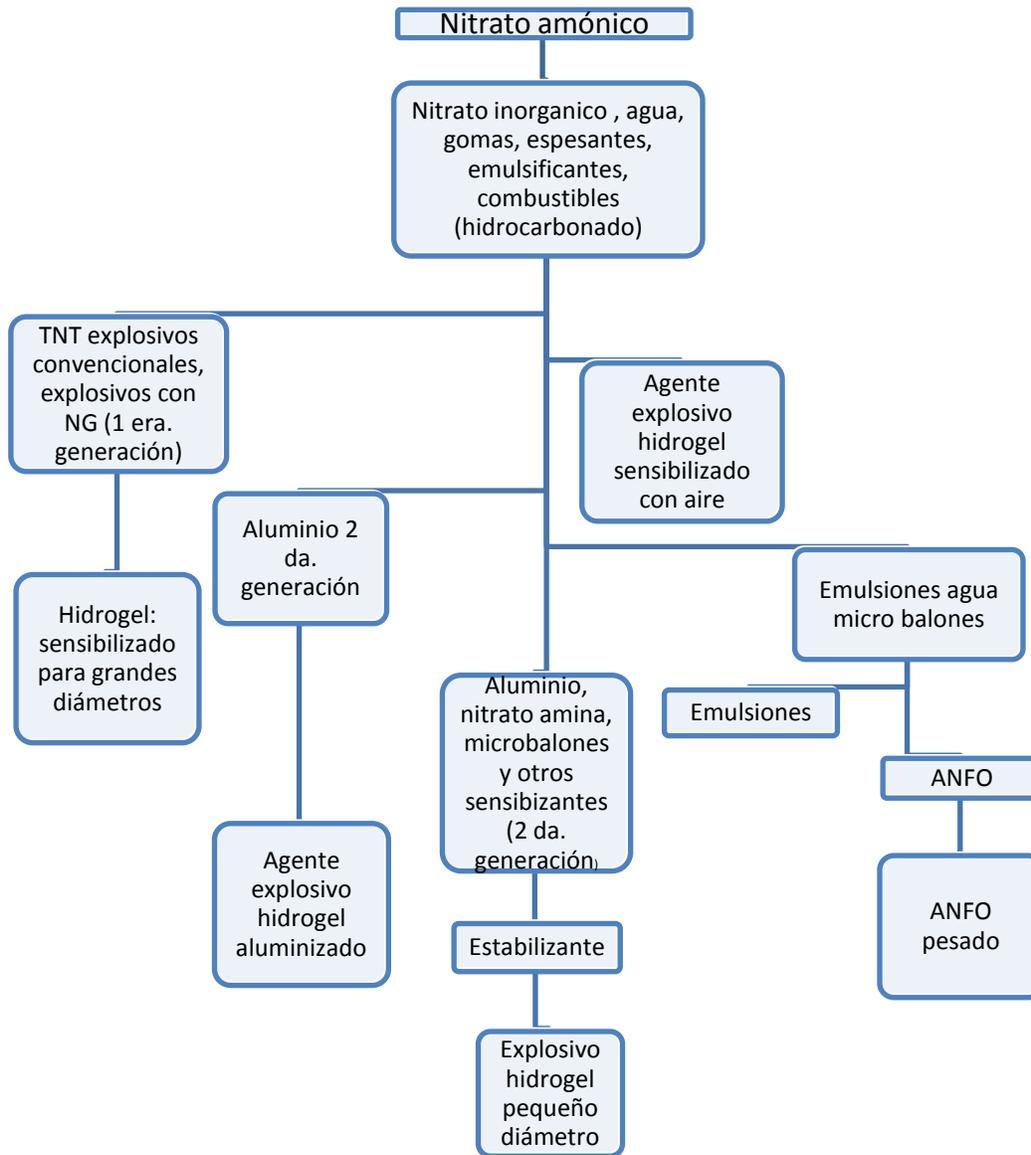


4.1.4. Hidrogeles

Los hidrogeles son soluciones acuosas saturadas de nitrato amónico que junto a otros oxidantes como el nitrato de sodio y/o el de calcio, en las que se encuentran dispersos los combustibles, sensibilizantes, agentes espesantes y gelatinizantes.

Entre sus principales características se puede mencionar: alta velocidad de detonación y alta densidad por lo cual poseen un alto poder de ruptura y una elevada resistencia al agua.

Figura 40. Explosivos producidos en base al NA



Fuente: elaboración propia, con base en Instituto Tecnológico Geominero de España. Manual de perforación y voladura de rocas. p. 154.

4.1.5. Emulsiones

Este tipo de explosivos posee las mismas características de los explosivos anteriormente citados pero poseen una mayor potencia y resistencia al agua, este tipo de explosivos también son llamados agua en aceite.

Desventajas:

- Menor tiempo de vida útil.
- Su sensibilidad al iniciador y su simpatía son más susceptibles a fallas que en las dinamitas.
- Efecto canal.
- Los detritos en el taladro aíslan los cartuchos.

4.1.6. ANFO pesado

Este explosivo es una mezcla simple de emulsión con base de *ANFO*, esta combinación es utilizada para lograr una mayor obtención de energía en el poder de detonación del explosivo.

Ventajas presentes en el *ANFO* pesado:

- Mayor energía de detonación.
- Mayor sensibilidad.
- Elevada resistencia al agua.
- Con este tipo de explosivo se pueden efectuar variaciones en la carga lineal a lo largo del taladro, esto se realiza para lograr una variación en la energía de detonación.

4.1.7. Explosivos gelatinosos

Explosivo compuesto de nitroglicerina retenida en nitrocelulosa, obteniendo un producto de fácil manipulación y consistencia plástica. La energía de este explosivo es mayor a la energía de la nitroglicerina, la mezcla obtenida genera una mezcla con balance de oxígeno igual a cero.

Ventajas de estos explosivos son:

- Mayor potencia.
- Densidades entre 1,2 hasta 1,5 gramos sobre centímetro cúbico.
- Altas velocidades de detonación entre 5000 a 6000 metros sobre segundo.
- Resistencia al agua.

Desventajas de los explosivos gelatinosos:

- Se necesitan especiales cuidados en su transporte y fabricación para evitar accidentes o detonaciones inesperadas.
- Son explosivos demasiados sensibles por lo que algún golpe con la maquinaria podría activarlos; esto es de especial cuidado y riesgo cuando existen sobrantes dentro de los barrenos.
- Un alto período de tiempo expuesto a este explosivo produce dolor de cabeza porque la nitroglicerina dilata los vasos sanguíneos.

Por su elevado poder de detonación estos explosivos se utilizan principalmente para el destroce de rocas duras y muy duras, en barrenos con presencia de agua o para voladuras bajo presión de agua.

4.1.8. Explosivo pulverulento

Este explosivo contiene nitroglicerina inferior al 15%, este grupo de explosivos se dividen en explosivos pulverulentos de base activa y base inerte.

Las principales características de estos explosivos son:

- Las velocidades de detonación es de 3000 a 4500 metros sobre segundo.
- Las densidades de estos explosivos oscilan entre 0,9 a 1,2 gramos sobre metro cúbico.
- No presentan resistencia al agua.
- La carga de columna es la ideal para rocas blandas y semiduras.

4.1.9. Pólvoras

La pólvora para el uso con fines mineros se compone principalmente de:

Tabla XXXI. Principales componentes de la pólvora con fines mineros

| Compuesto | Porcentaje |
|------------------|------------|
| Nitrato potásico | 75-80 |
| Azufre | 10-15 |
| Carbón | 10-15 |

Fuente: elaboración propia.

La velocidad de detonación siempre será menor a 2 000 metros sobre segundo y su granulometría oscilara entre 0,1 milímetros a 4 milímetros. Entre sus aspectos generales esta energía específica de 23 800 kilogramos por metro sobre kilogramo y una temperatura máxima de 200 ° centígrados. Actualmente el uso de la pólvora se ha limitado a minas de yeso.

4.1.10. Explosivos de dos componentes

Este tipo de explosivos están compuestos por dos tipos de sustancias las cuales por separado no producirían ningún efecto de volatilidad, ruptura, ni liberación de energía.

Ejemplos de este tipo de explosivos es el nitrato amónico pulverizado mezclado con nitrometano o mezclado con cualquier otro tipo de combustible de cohetería. Estos explosivos se utilizan en pequeñas cantidades y generalmente se usan para cimentaciones, nivelaciones, zanjas y cableados.

4.1.11. Dinamitas

Estos explosivos generalmente se encuentran compuestos por un elemento sensibilizador, combinada con aditivos portadores de oxígeno y combustibles no explosivos más algunos aditivos para corregir la higroscopicidad de los nitratos todos en balanceados de tal manera que se mantenga el consumo de oxígeno.

Las principales ventajas de la dinamita son:

- Sensibles al fulminante No. 6, 8 y otros iniciadores como el cordón detonante, directamente.

- Potencias elevadas, gran efecto triturador.
- Altas densidades de 1,05 hasta 1,5 gramos sobre centímetro cúbico.
- Elevadas velocidades de detonación, entre 3 500 y 6 000 metros sobre segundo.
- Gran resistencia al agua y estabilidad química.
- Instituya en caso de trabajo en condiciones de alta presión hidrostática, en condiciones donde el efecto canal es muy crítico, donde se desea una propagación taladro a taladro por simpatía, para trabajos en condiciones de temperaturas extremadamente bajas.
- Muy raras fallas por insensibilidad a la iniciación.
- Buena capacidad de transmisión de la detonación.
- Adaptables a casi toda condición de voladura y gran facilidad de carguío aun en taladros de condiciones difíciles como los de sobre cabeza.

Desventajas:

- Sensibilidad a estímulos subsónicos con riesgo de reacción al impacto o calor extremo y otro.
- Cefalea transitoria al inhalar aroma o vapores.

Su empleo está preferentemente dirigido a pequeños diámetros de taladro, en subterráneo, túneles, minas, canteras y obras viales.

Las dinamitas se clasifican en:

- Gelatinas
- Semigelatinas
- Pulverulentas
- Especiales

Tabla XXXII. **Explosivos comerciales – componentes principales**

| EXPLOSIVOS COMERCIALES – COMPONENTES PRINCIPALES | | | |
|--|---|--|--|
| TIPO | OXIDANTES | COMBUSTIBLES | SENSIBILIZADOR |
| Dinamitas | Sólidos Nitrato de amonio granulados | Sólidos Materiales absorbentes, pulpa de madera, celulosa | Líquido Nitroglicerina y otros. |
| ANFO y otro nitrocarbonitratos granulares | Sólidos Nitrato de amonio granulados | Sólido-líquido Petróleo dieses, carbón y otros aceites | Aire Poros vacíos de aire en los prills de nitrato de amonio |
| Hidrogeles (slurry) (dispersión de aceite en agua) | Sólidos Nitrato de amonio granulados | Sólido-líquido Petróleo, aluminio, sensibilizantes orgánicos, gomas | Sólido-líquido Nitrato de monometil amina, mononitrato de etileno glicol, aluminio en polvo y otros gasificantes. |
| Emulsiones (dispersión de agua en aceite) | Líquido Soluciones de nitrato de amonio y otras sales | Líquido Petróleo, aceites, emulsificantes, parafinas | |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 29.

Figura 41. **Clasificación práctica de los explosivos**



Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 29.

4.1.12. Características y propiedades de los explosivos

Los explosivos presentan características y propiedades muy particulares entre sí, las cuales permiten escoger a través del debido análisis del frente de trabajo cual es el tipo de explosivo que se adecua de mejor manera a la labor a desarrollar.

4.1.12.1. Potencia y energía

La potencia se define como la energía disponible para poder realizar un trabajo o poder producir efectos mecánicos.

La potencia se puede expresar como el porcentaje de nitroglicerina que contiene una dinamita, como potencia relativa por peso, potencia relativa por volumen o por referida a tantos porcientos de otro explosivo patrón llamado *ANFO*, el cual tiene un valor de 100.

4.1.12.2. Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la velocidad a la cual la onda de detonación se transmite o propaga a en el explosivo, este parámetro define el ritmo de liberación de energía.

La velocidad de detonación se encuentra estrictamente ligada a la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo.

Los factores que pueden influir en provocar una velocidad de detonación baja son el no tener el suficiente régimen de energía para iniciar la detonación asimismo como el envejecimiento del explosivo debido a que este reduce el número y cantidad de burbujas de aire especialmente en los explosivos gelatinosos.

4.1.12.3. Densidad

La densidad de los explosivos es directamente proporcional a su poder de rotura en las rocas, entre mayor la densidad mayor su poder de rotura; la densidad de los explosivos oscila entre 0,8 a 1,6 gramos sobre centímetro cúbico.

El mayor cuidado que se debe de tener con los explosivos es con los de baja densidad debido a que estos pueden presentar una mayor sensibilidad con el cordón detonante provocando una iniciación temprana de la voladura y en el caso de los explosivos con densidad alta debe de procurarse que estos no aumente demasiado su densidad al momento de la voladura de modo que se produzca su densidad muerta.

La concentración lineal de carga lineal se calcula de la siguiente manera:

$$q_1 \left(\frac{Kg}{m} \right) = 7,854 * 10^{-4} * \rho_e * \phi^2$$

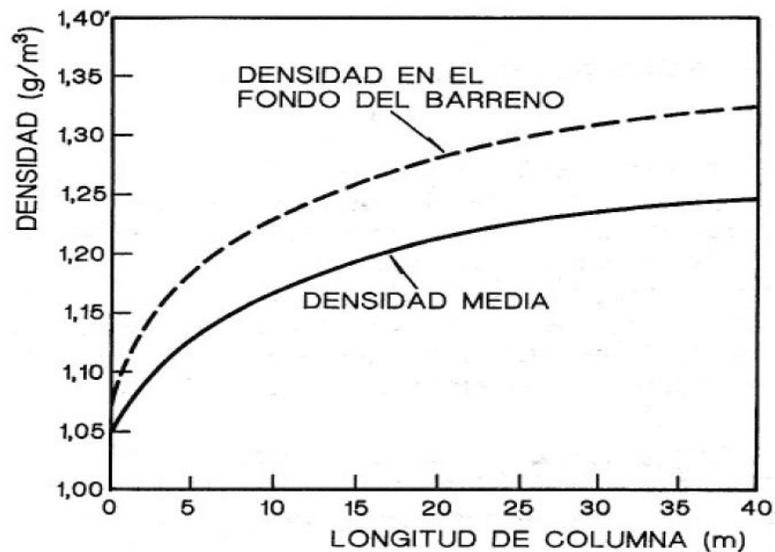
Donde:

ρ_e : densidad del explosivo $\left(\frac{g}{cm^3} \right)$.

ϕ : diámetro de carga (mm).

La densidad de un explosivo se ve afecta por .la longitud de la columna de carga que se presente, en la siguiente figura se presente la variación de la densidad del explosivo respecto a la longitud de la carga o longitud de columna.

Figura 42. **Curvas de densidad de una emulsión**



Fuente: Instituto Tecnológico Geominero de España. Manual de perforación y voladura de rocas. p. 143.

4.1.12.4. Presión de detonación

La presión de detonación tendrá como función provocar la rotura en la roca, una forma de poder calcularla es la siguiente:

$$PD = 432 * 10^{-6} * \rho_e * \frac{VD^2}{1 + 0,8 * \rho_e}$$

Donde:

PD: Presión de detonación (MPa).

ρ_e : Densidad del explosivo ($\frac{g}{cm^3}$).

VD: Velocidad de detonación ($\frac{m}{s}$)

La presión de detonación de los explosivos comerciales oscila entre los 500 megapascales y 1 500 megapascales.

4.1.12.5. Estabilidad

La estabilidad en los explosivos trata sobre la descomposición que podrían llegar a tener sus componentes químicos, que en condiciones normales no deben degradarse ni deteriorarse en períodos cortos de tiempo; la prueba de Abel es un ensayo práctico para determinar la estabilidad, esta prueba consiste en calentar el explosivo a una temperatura y tiempo específico, observando el momento en que se inicia su descomposición.

4.1.12.6. Resistencia al agua

La resistencia al agua es la capacidad de un explosivo de poder resistir períodos prolongados de tiempo en medios acuosos, los explosivos los cuales presentan una alta resistencia al agua son los hidrogeles y emulsiones en contra posición al *ANFO*.

La escala propuesta para la resistencia al agua es: nula, limitada, buena, muy buena y excelente; en el caso de la resistencia nula el explosivo se descompone en contacto con el agua casi de manera inmediata como tal es el caso del *ANFO* y en el caso de los explosivos con una buena o excelente resistencia pueden pasar horas en un medio acuso sin presentar cambios hasta por 12 horas, un ejemplo de este tipo de explosivos son los hidrogeles.

4.1.12.7. Sensibilidad

La sensibilidad depende puede ser de dos tipos los cuales son:

- Acción controlada:

Esta sensibilidad es cuando se utiliza un detonador como iniciador.

- Acción incontrolada:

Esta se produce cuando el explosivo es sensibilizado por algún agente externo como el calor, fricción, impacto o choque.

4.1.12.8. Sensibilidad con iniciadores

Existen dos tipos principales de iniciadores los cuales son los detonadores y multiplicadores; en el caso de los detonadores son utilizados en explosivos gelatinosos o emulsiones y en el caso de los multiplicadores son utilizados con agentes explosivos debido a que estos requieren una mayor presión y velocidad de detonación, a los multiplicadores también se les puede llamar cartucho cebo.

4.1.12.9. Sensibilidad a la fricción e impacto

Esta sensibilidad se produce en explosivos los cuales son capaces de detonar por efectos externos tales como la fricción e impacto; en algunos otros casos pueden ser detonados por estímulos subsónicos.

Es importante conocer este tipo de sensibilidad debido a que de la sensibilidad dependerá el cuidado en la manipulación que se tendrá con los explosivos.

4.1.12.10. Sensibilidad a altas temperaturas

Esta sensibilidad es la que es capaz de provocar una explosión debido a la descomposición del explosivo expuesto a altas temperaturas el cual en su proceso de descomposición desprende gases los cuales llegan al punto de ignición haciendo que el explosivo se deflague.

La temperatura de descomposición de un explosivo varía dependiendo del tipo de explosivo pero en el caso de los explosivos industriales los cuales son utilizados en construcciones subterráneas la temperatura de descomposición o del punto de ignición oscila entre 180 a 230 grados Celsius.

4.1.12.11. Diámetro crítico

El diámetro crítico es la dimensión mínima que debe de tener un explosivo para poder realizar su trabajo detonante debido a que por debajo de este diámetro la onda de choque no se propaga lo cual provoca una velocidad de detonación muy por debajo del régimen de trabajo. En el diámetro crítico principalmente influyen factores tales como el tamaño de las partículas de los explosivos, su densidad y confinamiento.

4.1.12.12. Transmisión de la detonación

Este fenómeno también es llamado detonación por simpatía y consiste en que cuando un cartucho de explosivo detona induce al otro a detonar. Para poder evitar que la detonación por simpatía suceda se debe de buscar una separación adecuada entre cada barreno para que las columnas de explosivos no aumenten su densidad y provoquen que el explosivo no detone o que este detone por simpatía. Una regla práctica para poder establecer la distancia mínima entre barrenos es buscar dejar una distancia mínima de 2 veces el diámetro del barreno o una máxima de 8 veces el diámetro del barreno.

4.1.12.13. Desensibilización

La desensibilización es un fenómeno el cual provoca que un explosivo presente mayor resistencia a la iniciación, este fenómeno puede ser causado por dos razones las cuales son:

- Presión hidrostática
- Presiones dinámica

En el caso de la presión hidrostática para que esta suceda se deben de tener barrenos muy profundos y no es muy frecuente que se produzca esta desensibilización.

En el caso de la desensibilización dinámica se pueden distinguir tres diferentes causas las cuales son:

- Desensibilización por cordón detonante

Los cordones detonantes de medio gramaje pueden provocar que los explosivos como los hidrogeles y emulsiones se vuelvan insensibles a cualquier sistema de cebado, esto se debe a que los cordones detonantes de medio gramaje no inician correctamente a estos explosivos.

- Presión ejercida por cargas adyacentes

Esta desensibilización al igual que la anterior provoca una presión extra en el explosivo lo cual genera que este aumente su densidad la única diferencia es que en lugar de ser provocada por un efecto de canal este aumento de densidad puede ser provocado por:

- Las ondas de choque de otros barrenos que detonan los cuales comprimen el explosivo.
- Debido a que los barrenos se van deformando lateralmente disminuyen de manera considerable el área de confinamiento del explosivo.
- Compresión del explosivo debido al retacado.

4.1.12.14. Resistencia a las bajas temperaturas

Esto sucede con los explosivos que contienen nitroglicerina debido a que en temperaturas las cuales están por debajo de los 8° centígrados se congela y ya no se logra producir la detonación deseada.

4.1.12.15. Humos

Los productos derivados de una detonación con explosivos industriales son vapor de agua, dióxido de carbono, nitrógeno, sólidos y líquidos. Entre los gases producidos existen gases altamente tóxicos como el monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno. Al conjunto de todos estos gases en una sola masa se le conoce como humos.

4.1.12.16. Plasticidad

La plasticidad es la capacidad que tiene un explosivo de poder moldearse, esta característica es contraria a la elasticidad y a la rigidez; los principales factores que afectan esta característica son el tiempo y la temperatura.

4.1.12.17. Viscosidad

La viscosidad es la oposición de un fluido a los esfuerzos axiales de corte; en el caso de los explosivos la viscosidad le da a estos una consistencia ligosa aglutinada. La viscosidad es propia de las emulsiones, aceites y slurries.

4.1.12.18. Fluidez

Fluidez es la capacidad de poder desplazarse en un recipiente para tomar la forma del mismo, esto se produce a causa de la poca cohesión que existe entre las partículas. En el caso de los explosivos esta propiedad es importante cuando se realiza carguío por métodos mecanizados.

4.1.12.19. Flujo

Es la capacidad que presenta los explosivos granulares secos para poder desplazarse bajo su propio peso desde el recipiente que los contiene al punto de donde se depositará la carga.

4.1.12.20. Compactación

Esta característica es capacidad que tienen los explosivos de poder unificarse para conformar una masa coherente con una pérdida completa de su fluidez y reducción de su detonabilidad.

4.1.12.21. Friabilidad

Esta característica consiste en la descomposición del material explosivo debido a una polvorización ocasionada por un manejo excesivo, transporte neumático o mala manipulación; esto ocasiona que se liberen a la atmósfera partículas de estos explosivos y contaminen el ambiente. En rocas la friabilidad representa la facilidad de los minerales de fracturarse homogéneamente, una roca friable es ideal para la voladura.

4.1.12.22. Homogeneidad

La homogeneidad es uniformidad que existirá en un explosivo dependiendo de una característica física específica como en el caso de los explosivos acuosos y dinamitas se toma la textura uniforme, en los pulverulentos su pulverización y en los granos su distribución granulométrica.

Se debe de tener especial cuidado con la homogeneidad debido a que cuando un material es muy uniforme podrá llenar de mejor manera los vacíos del taladro con lo que se mejorará el acoplamiento pero cuando este es demasiado se tenderá a desensibilizar al explosivo.

4.1.12.23. Porosidad

Son los huecos contenidos en las partículas granulares de los explosivos. Este es un factor fundamental en el nitrato amónico debido a que de este dependerá la absorción de petróleo como es el caso del *ANFO*

4.2. Criterios para la selección del tipo de explosivos

Los factores a considerar en la selección de explosivos son: precio del explosivo, diámetro de carga, características de la roca, volumen de roca a volar, presencia de agua, condiciones de seguridad y atmósferas explosivas.

4.2.1. Precio del explosivo

El criterio básico para la selección de un explosivo en base a su costo es el escoger un tipo barato de explosivo con el cual se pueda tener el mayor avance utilizando la menor cantidad posible del explosivo.

El explosivo más barato es el *ANFO* el cual llega a tener un consumo total entre el 50 % y 80 %, es el más fácil de almacenar, transportar y manipular.

Un inconveniente del *ANFO* es su baja resistencia al agua y su baja densidad; al ser este de baja densidad se puede prestar a ser compactado de fácil manera al momento de realizar la voladura y provocar un tiro quedado.

El principal objetivo de una voladura es realizar el arranque con un coste mínimo, y que en rocas duras se puede llegar a compensar ampliamente la utilización de explosivos caros, pero más potentes o cargas selectivas formadas por un explosivo denso y de alta energía en el fondo y otro menos denso y de energía media en la columna. Para un diseño geométrico de voladura fijado, teniendo un diámetro de perforación dado el costo se reducirá utilizando un explosivo que proporcione la potencia requerida al menor costo por unidad de longitud de barreno cargada.

4.2.2. Diámetro de carga

Existen explosivos los cuales su velocidad de detonación se encuentra estrechamente relacionada con el diámetro de perforación, como en el caso del *ANFO*, para lo cual se deben de tomar las siguientes consideraciones:

- Con barrenos de diámetro inferior a 50 milímetros es preferible, a pesar de disparar los costos utilizar hidrogeles o dinamitas encartuchadas.
- Entre 50 y 100 milímetros el *ANFO* es adecuado en las voladuras en banco como carga de columna y en las voladuras de interior aumentando la densidad hasta un 20 % con cargadores neumáticas.
- Los hidrogeles son los generalmente utilizados en el cebado debido a que son los explosivos más sensibles al detonador.

- Por encima de los 100 milímetros, no existen problemas con el *ANFO*, aunque en rocas duras es preferible diseñar las columnas de forma selectiva y con un buen sistema de iniciación.

4.2.3. Características de la roca

Las características de las rocas son todas esas particularidades propias de cada tipo de roca las cuales permiten el poder clasificarlas y analizarlas para el diseño de la labor que se desea efectuar; es importante conocer las características de la roca para poder conocer su comportamiento en el desarrollo de la labor de trabajo.

4.2.3.1. Rocas masivas resistentes

En este tipo de macizos rocosos tanto las fracturas como los planos de debilidad son muy escasos, por lo que los explosivos deberán de crear una mayor cantidad de superficies nuevas basándose en su energía de tensión. Los explosivos ideales para este tipo de rocas son los explosivos con una elevada densidad y velocidad de detonación: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

4.2.3.2. Rocas muy fisuradas

Para este tipo de macizos es recomendable utilizar explosivos los cuales tengan una alta energía de gases como en el caso del *ANFO* debido a que cuando se utilizan explosivos con alta energía de tensión las grietas radiales se interrumpen con grietas ya preexistentes y el gas que ocasiona la ruptura de rocas escapa de igual manera por las rupturas ya preexistentes.

4.2.3.3. Rocas conformadas en bloques

Estos tipos de macizos rocosos tienen un gran espaciamiento entre discontinuidades que conforman bloques voluminosos donde el factor principal a considerar es la geometría de la voladura; para este tipo de macizos es recomendable utilizar *ALANFO* o el *ANFO* pesado.

4.2.3.4. Rocas porosas

En este tipo de rocas es aconsejable utilizar explosivos con baja densidad y velocidad de detonación como tal es el caso del *ANFO*.

Se debe de buscar mantener los gases la mayor cantidad de tiempo posible dentro de los taladros por lo que se recomienda:

- Controlar la longitud y material de retacado.
- Dimensionar la piedra, burden, correctamente.
- Cebar en fondo.
- Reducir la presión de barreno, mediante el desacoplamiento de las cargas o adición de materiales inerte.

4.2.4. Volumen de roca a volar

Los volúmenes de excavación a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivos a efectuar dentro de las operaciones de arranque.

4.2.5. Condiciones atmosféricas

En los explosivos que contienen NG las bajas temperaturas influyen de tal manera que congelan a temperaturas inferiores a los 8 grados Celsius por lo que cuando se trabaja a temperaturas inferiores a esta se utilizan sustancias como el Nitroglicol que vuelve la temperatura mínima de trabajo a -20 grados Celsius.

Con el desarrollo de los hidrogeles, esos riesgos han desaparecido prácticamente, pero aún presentan el inconveniente de que a bajas temperaturas disminuye su sensibilidad y se necesita de una mayor energía de iniciación. En el caso del *ANFO* las bajas temperaturas no son un problema como en las altas temperaturas que provocan la evaporación del combustible.

4.2.6. Humos

Los humos representan un problema solamente en áreas que no se encuentren bien ventiladas, por lo que este tipo de criterio solo se considera en detonaciones subterráneas en la elección de explosivos.

4.2.7. Presencia de agua

La detonación de la mezcla explosiva se altera cuando existe una presencia mayor al 10% de humedad; por lo que seprocede de la siguiente manera:

- Si la presencia de agua es relativamente pequeña el *ANFO* deberá de encartuchar dentro de fundas de plástico, para que de esta manera alcance densidades cercanas a 1,1 gramos sobre centímetro cúbico.

- Si la cantidad de agua es considerablemente alta se debe de practicar el desagüe de los barrenos con una bomba e introducir a continuación una vaina de plástico y proceder a la carga del *ANFO*.
- En el caso que el agua presente en el frente de voladura no pueda desaguarse se utilizaran hidrogeles o emulsiones bombeados o vertidos o bien sea encartuchados.
- En el caso de que el agua se bombeable es recomendable la utilización de *ANFO* pesado.

4.2.8. Problemas de entorno

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea. Cuando el terreno está sujeto a muchas vibraciones se debe de utilizar un explosivo con una alta energía de tensión como es el caso del *ANFO*.

Se recomienda en lugares muy confinados reducir la cantidad de explosivos como el *ANFO* debido a que este tiene una alta concentración de gases nitrosos, se debe de evitar explosivos con alto contenido de NA.

4.2.9. Condiciones de seguridad

El principal criterio de seguridad para la selección de explosivos es utilizar explosivos los cuales su grado de sensibilidad sea bajo para que no se activen por la acción y/o operación de maquinaria pesada, acción subsónica, entre otras; para evitar este tipo de incidentes los explosivos más recomendados son los explosivos como hidrogeles y emulsiones.

4.3. Cantidad de explosivo a utilizar

La cantidad de explosivo que se utiliza en una voladura dependerá de la cantidad de material rocoso que se desee mover y de las características y propiedades del mismo, ya que al aumentar la cantidad de metros cúbicos a detonar y la dureza de la roca mayor será la cantidad de explosivo que se utilizara en la voladura.

La cantidad de material a remover dependerá del área transversal de la labor y la profundidad de los taladros con los que se trabajar, al aumentar la cantidad de metros cúbicos que se desean remover también tendera a aumentar el factor de carga de la voladura.

4.3.1. Procedimiento para el cálculo de la cantidad de carga

La cantidad de carga estará en función de:

- La sección del túnel
- Tenacidad de la roca

Los factores que influyen en la cantidad de carga son:

- El número taladros
- Diámetro del taladro
- Profundidad de los taladros
- Tipo de explosivos

Para determinar la cantidad de carga se deberán de utilizar factores de carga dependiendo del tipo de roca a volar; los factores de carga son indicadores que relacionan la cantidad de kilogramos de explosivo a utilizar por metro cúbico dependiendo del tipo de roca; a continuación se presenta una tabla con factores de carga promedio dependiendo del tipo de roca.

- Factor de carga:

Tabla XXXIII. **Factor de carga**

| Tipo de roca | Factor de carga (kg/m ³) |
|---------------|---|
| Muy difíciles | 1,5 a 1,8 |
| Difíciles | 1,3 a 1,5 |
| Fáciles | 1,1 a 1,3 |
| Muy fáciles | 1,0 a 1,2 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 187.

Tabla XXXIV. **Tipo de roca según esfuerzo de rotura**

| Clasificación | Tipo de roca |
|---------------|--|
| Muy difíciles | Granito, conglomerado y arenisca. |
| Difíciles | Arenisca sacaroide y arena esquístosa. |
| Fáciles | Esquistos, arcilla, esquistos arcillosos y lutita. |
| Muy fáciles | Arcilla esquístosa o rocas muy suaves. |

Fuente: elaboración propia, basado en EXSA, Manual práctico de voladura. p. 187.

4.3.1.1. Cálculo para la cantidad de carga

- Cálculo del área de la sección la labor

$$A = a * H$$

Donde:

A: área transversal

a: ancho de túnel.

H: altura del túnel

- Cálculo del volumen de roca a detonar

$$V = A * L$$

Donde:

L: longitud de taladros en m.

A: área transversal.

V: volumen de roca.

- Cálculo del tonelaje de material a detonar

$$t = V * \rho u$$

t: tonelaje.

V: volumen.

ρu : peso específico de la roca.

- Cálculo de la cantidad de kilogramos de explosivo a utilizar

$$Q_t = F_c * V$$

Donde:

Q_t: carga total.

F_c: factor de carga teórico.

V: volumen.

- Distribución de la cantidad de carga promedio por taladro
 - Carga promedio de taladro

$$Q_p = \frac{Q_t}{N^{\circ}tal}$$

Donde:

Q_p: carga promedio por taladro.

Q_t: carga total de explosivo en kg.

Para reducir la carga explosiva, de modo que el corte sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros de arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas.

4.3.2. Cálculo de la cantidad de explosivo a utilizar para los frentes de trabajo en Mina Marlin

Datos generales:

- Tipo de roca según esfuerzo de rotura: muy difícil.
- Diámetro de perforación para la cuña: 102 milímetros
- Factor de carga teórico: 1,8 kilogramo sobre metro cúbico.
- Peso específico de la roca: 2,49703 tonelada sobre metro cúbico.

La longitud de perforación será:

$$L = 0.15 + (34.1 * 0,102) - (39.4 * 0,102^2) = 3,21 \text{ metros}$$

4.3.2.1. Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 5,00 * 5,00 metros

- Cálculo del área de la sección la labor

$$A = 5,00 * 5,00 = 25 \text{ m}^2$$

- Cálculo del volumen de roca a detonar

$$V = 25 * 3,21 = 80,25 \text{ m}^3$$

- Cálculo del tonelaje de material a detonar

$$t = 80,25 \text{ m}^3 * 2,49703 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3} = 200,39 \text{ ton}$$

- Cálculo de la cantidad de kilogramos de explosivo a utilizar.

$$Qt = 1,8 \frac{kg}{m^3} * 80,25m^3 = 144,45 kg$$

- Distribución de la cantidad de carga promedio por taladro.

$$Qp = \frac{144,45 kg}{87 taladro} = 1,6 \frac{kg}{taladro}$$

4.3.2.2. Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 4,00 * 4,50 metros

- Cálculo del área de la sección la labor

$$A = 4,00 * 4,50 = 18m^2$$

- Cálculo del volumen de roca a detonar

$$V = 18 * 3,21 = 57,78, \quad ^3$$

- Cálculo del tonelaje de material a detonar

$$t = 57,78 m^3 * 2,49703 \frac{ton}{m^3} = 144,28 ton$$

- Cálculo de la cantidad de kilogramos de explosivo a utilizar

$$Qt = 1,8 \frac{kg}{m^3} * 57,78m^3 = 104,004 kg$$

- Distribución de la cantidad de carga promedio por taladro

$$Qp = \frac{104,004 \text{ kg}}{67 \text{ taladro}} = 1,55 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

4.3.2.3. Cantidad de explosivo a utilizar, sección de 4,00 * 5,00 metros

- Cálculo del área de la sección la labor

$$A = 4 * 5 = 20m^2$$

- Cálculo del volumen de roca a detonar

$$V = 20 * 3,21 = 64,2 m^3$$

- Cálculo del tonelaje de material a detonar

$$t = 54,891m^3 * 2,49703 \frac{\text{ton}}{m^3} = 137,06 \text{ ton}$$

- Cálculo de la cantidad de kilogramos de explosivo a utilizar

$$Qt = 1,8 \frac{\text{kg}}{m^3} * 64,2m^3 = 115,56 \text{ kg}$$

- Distribución de la cantidad de carga promedio por taladro

$$Qp = \frac{115,56, \text{kg}}{73 \text{ taladro}} = 1,28 \frac{\text{kg}}{\text{taladro}}$$

4.4. Tipos de retardo

Un retardo es un fulminante eléctrico el cual su numeración indicará el tiempo de espera que tendrá antes de dar inicio a las reacciones químicas de los explosivos; se encuentra compuesto de elementos químicos los cuales le brindan un tiempo de combustión considerable.

- Selección de sistema de retardo

Existen principalmente dos tipos de retardos los cuales son:

- Período largo (*long delay, DL*):

Estos retardos tienen intervalos de medio segundo cada uno.

- Período corto (*short delay, SD*):

Estos retardos van desde milisegundos a microsegundos graduados generalmente en intervalos de 0,025 segundos.

- Consideraciones generales para la selección y numeración de retardos:
 - La numeración se debe de realizar de menor a mayor partiendo de la cuña hacia los hastiales, cúpula y pateros.
 - Se deben de considerar retardos sin un intervalo de tiempo amplio para que no se den tiros quedados.

Tabla XXXV. **Tipo de retardos: retardo largo, grupo 1 y grupo 3**

| No. de retardo largo | Microretardos (Grupo 1) | | Microretardos (Grupo 3) | |
|----------------------|-------------------------|-----------------|-------------------------|-----------------|
| | Serie 1 (25 ms) | Serie 2 (42 ms) | Serie 3 (20 ms) | Serie 4 (30 ms) |
| 500 ms | | | | |
| Instantáneo | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 1 - 0,5 s | 1 - 25 ms | 41 ms | 1 - 20 ms | 30 ms |
| 2 - 1,0 s | 2 - 50 ms | 83 ms | 2 - 40 ms | 60 ms |
| 3 - 1,5 s | 3 - 75 ms | 125 ms | 3 - 60 ms | 90 ms |
| 4 - 2,0 s | 4 - 100 ms | 167 ms | 4 - 80 ms | 120 ms |
| 5 - 2,5 s | 5 - 125 ms | 209 ms | 5 - 100 ms | 150 ms |
| 6 - 3,0 s | 6 - 150 ms | 251 ms | 6 - 120 ms | 180 ms |
| 7 - 3,5 s | 7 - 200 ms | 293 ms | 7 - 140 ms | 210 ms |
| 8 - 4,0 s | 8 - 225 ms | 335 ms | 8 - 160 ms | 240 ms |
| 9 - 4,5 s | 9 - 250 ms | 377 ms | 9 - 180 ms | 270 ms |
| 10 - 5,0 s | 10 - 300 ms | 419 ms | 10 - 200 ms | 300 ms |
| 11 - 5,5 s | 11 - 325 ms | 469 ms | 11 - 220 ms | 330 ms |
| 12 - 6,0 s | 12 - 350 ms | 519 ms | 12 - 240 ms | 360 ms |
| | 13 - 382ms (+32) | 569 ms (+50) | 13 - 260 ms | 390 ms |
| | 14 - 414 ms | 619 ms | 14 - 280 ms | 420 ms |
| | 15 - 446 ms | 669 ms | 15 - 300 ms | 450 ms |
| | 18 - 542 ms | 819 ms | 16 - 480 ms | |
| | 20 - 612 ms | 919 ms | 17 - 510 ms | |
| | 25 - 787 ms | 1169 ms | 18 - 540 ms | |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 136.

Tabla XXXVI. **Retardo largo (LD)**

| Retardo Largo LD | | | | | | | | | |
|------------------|---|-----|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Número | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Retardo (ms) | 0 | 490 | 800 | 1 125 | 1 400 | 1 675 | 1 950 | 2 275 | 8 050 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 136.

Tabla XXXVII. **Retardo corto (SD)**

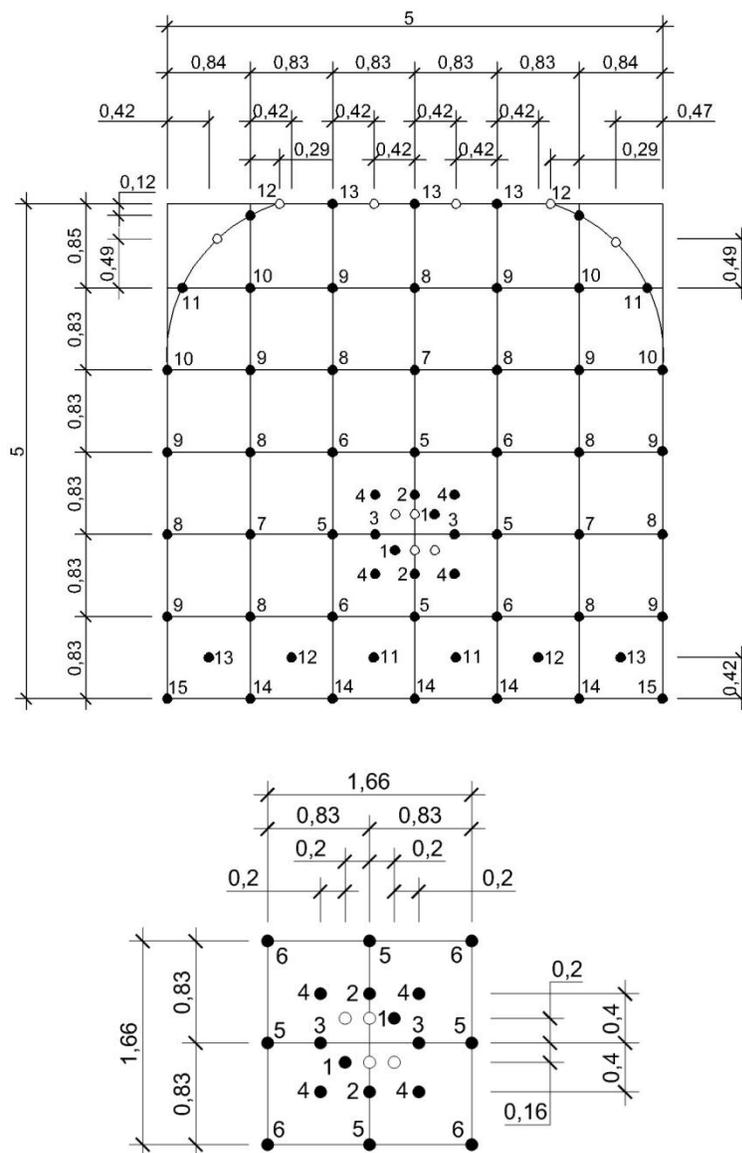
| Retardo Largo LD | | | | | | | | | |
|------------------|---|-----|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Número | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Retardo (ms) | 0 | 490 | 800 | 1 125 | 1 400 | 1 675 | 1 950 | 2 275 | 8 050 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura. p. 136.

4.4.1. Configuración de retardos para plantillas de perforación para los frentes de Mina Marlin

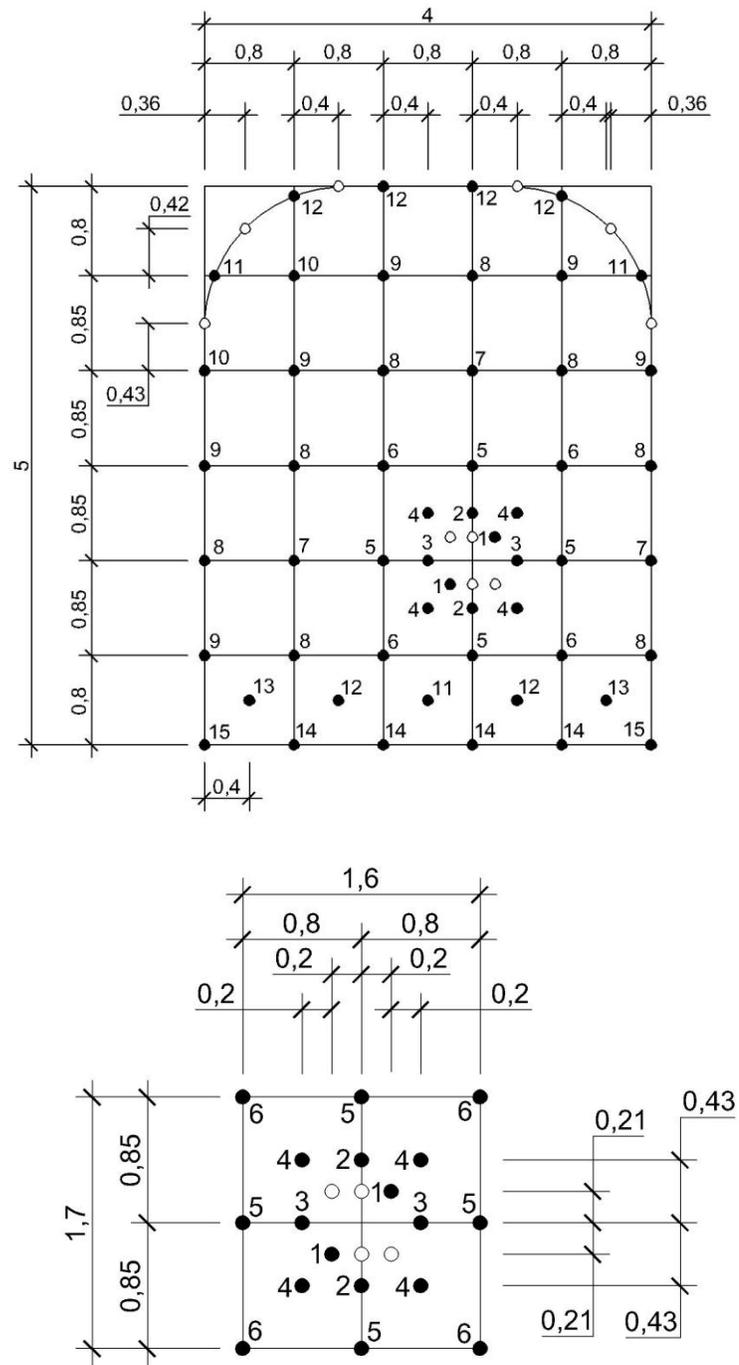
Se utilizarán retardos SD, los cuales llevarán la siguiente configuración:

Figura 43. Configuración de retardos: sección de 5,00 * 5,00 metros



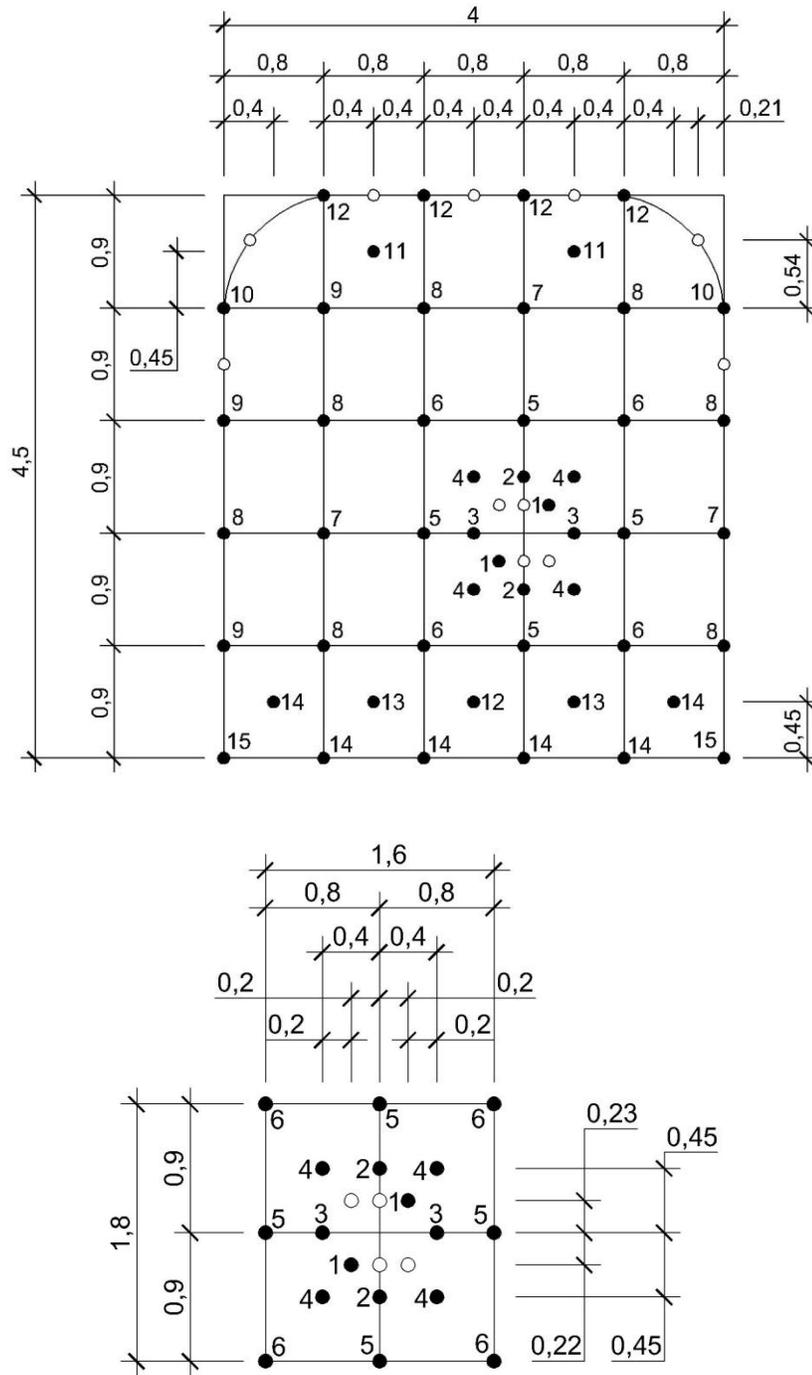
Fuente: elaboración propia.

Figura 44. Configuración de retardos: sección de 4,00 * 5,00 metros



Fuente: elaboración propia.

Figura 45. Configuración de retardos: sección de 4,00 * 4,50 metros



Fuente: elaboración propia.

4.5. Parámetros de carguío de explosivos

El carguío del explosivo es la parte más crítica y delicada de la operación de voladura debido al riesgo que se corre al trabajar manipulando explosivos; ya que si no se cuenta con el permiso correspondiente de parte del Ejército de Guatemala o la entidad encargada del monitoreo de explosivos, dependiendo del país donde se realiza la operación o no se cuenta con la experiencia suficiente en la manipulación de explosivos un error por más insignificante que sea puede causar la muerte de quienes se encuentran realizando la operación por lo que es importante seguir un procedimiento y cumplir las normas de seguridad industrial para evitar cualquier tipo de accidente.

A continuación se describirá como se debe de realizar un correcto y seguro procedimiento de carguío de explosivos.

- **Objetivo**

El principal objetivo de realizar de la mejor manera posible el carguío de explosivos es garantizar que las tareas de carguío y voladura de frentes dentro de las labores subterráneas, se realicen de una manera segura y eficiente sin lesiones a personas ni daños a equipo e instalaciones.

- **Responsables**

Como en toda operación que se realiza en cualquier proyecto deben de existir responsables a cargo de la labor los cuales en este caso serían todos los que participen en el procedimiento del carguío pero en especial. Este procedimiento debe ser conocido y aplicado por todo el personal que trabaja en manipulación y carguío de frente.

- Equipo de protección personal (EPP)
 - Casco minero
 - Mascarilla
 - Filtros contra partículas y vapores
 - Gafas antiempañantes
 - Overol con cinta reflectivas
 - Cinturón minero
 - Autorrescatador
 - Tapones auditivos
 - Botas con protección metatarso y plantilla de metal de seguridad
 - Guantes de algodón con punto PVC
 - Lámpara minera y arnés

- Herramientas
 - Cargador
 - Punzón
 - Cargador de ANFO.

- Procedimiento
 - Recibir y comprender las instrucciones de la tarea, asignada durante el reparto al inicio de la jornada.
 - Revisar el EPP
 - Chequeo de la maquinaria a utilizar.
 - Transportar los explosivos del polvorín al frente donde serán utilizados.

- Acuñar el frente de ser necesario según procedimientos de acuñadura.
 - Proceder a la inspección del frente por parte del supervisor.
 - Soplar con aire comprimido los agujeros perforados.
 - Realizar el carguío del frente.
 - Cargar el frente bajo la supervisión del experto en explosivos.
 - Al finalizar de realizar el carguío del frente se procederá a evacuar el área y llevar los explosivos al polvorín.
 - Se retirara toda herramienta y equipo del frente cargado.
- Restricciones:
 - Los cebos no deberán ser preparados en el interior de los polvorines.
 - Los cebos deberán prepararse en el momento de proceder a cargar la frente y su número no debe ser mayor que los necesarios para dicha voladura.
 - Los productos explosivos no deben ser removido de su envoltorio original antes de ser cargados dentro del barreno.
 - No se deberá de realizar ninguna tarea ajena al cargue de explosivos a una distancia no menor de 15 metros.
 - El carguío se debe de realizar iniciando por la parte superior del frente.
 - El carguío de la parte inferior del frente se debe de realizar después de retirado el equipo de levante.
 - Se debe de realizar el carguío con un cargador neumático con manguera antiestática y unión a tierra de la instalación de carguío.
 - La presión del cargador de ANFO debe de ser no mayor a 7 bares, controlada a través de un manómetro.

- Se debe de utilizar la cantidad exacta de explosivos.
 - Retirar el explosivo sobrante.
 - La mecha lenta debe de ser de 10 pies como mínimo conectada a un fulminate No. 8, si se quema más de un disparo el largo deberá de ser de 20 pies.
 - Se deberá evacuar el área a detonar para poder proceder a la detonación.
 - Se deberá realizar el amarre correspondiente de los fulminantes envolviéndolos en forma paralela con el cordón detonante y sobre éste cinta aisladora, por parte del experto de explosivos.
 - Evacuar la zona a detonar.
 - Esperar treinta minutos para poder realizar la inspección de un frente.
 - La tarea será suspendida o postergada su ejecución hasta nueva orden cuando:
 - No estar capacitado y autorizado para el cargue de frentes de voladura.
 - El equipo o herramientas presenta desperfectos que puedan ocasionar un incidente / accidente.
- Riesgos potenciales
 - Mala interpretación de la tarea a realizar.
 - Equipo de EPP en mal estado o inadecuado.
 - Maquinaria o equipo con mal funcionamiento, que podría provocar accidentes/incidentes.

- Que los estopines o explosivos primarios detonen y consecutivamente los explosivos como el ANFO y los hidrogeles.
- Una detonación no controlada.
- Que el frente no se encuentre en condiciones óptimas para la detonación.
- Si la operación de cargue y limpieza de los agujeros se realiza simultáneamente se puede provocar la detonación de un cebo.
- Caídas y/o lesiones.
- El mal manejo de explosivos.
- Si no se retira del frente toda la herramienta y equipo se podría provocar una detonación anticipada.

4.6. Aprovechamiento de la energía del explosivo

Otro principio importante para la optimización de la voladura es aprovechar de la mejor manera la energía del explosivo; debido a que la energía del explosivo se disipa a través del sonido, la onda de choque, el calor provocado por la voladura y la potencia del explosivo por lo que se deberá de buscar la manera por medio de la cual la energía del explosivo pueda realizar su trabajo de fracturación y rompimiento de la roca de la mejor manera.

La energía del explosivo podrá aprovecharse de la mejor manera aplicando los siguientes principios y formas de carguío:

- Energía potencial del explosivo:

La energía potencial de un explosivo es el trabajo máximo que este podrá realizar al momento de generar la expansión de su volumen cambiando de estado sólido o líquido a esta gaseoso.

- Confinamiento del explosivo:

- El confinamiento de explosivo buscara que este se encuentre depositado correctamente dentro de los barrenos y que no deje de existir dentro del barreno contacto entre explosivos o con el cordón detonante.El buen confinamiento del explosivo evitara que existan tiros sopladados o que se disipe la energía libera por el explosivo en la longitud de taladro.
- La carga de fondo deberá de ser un $1/3$ de la longitud de avance y para la cúpula esta deberá de ser $1/6$ de la longitud de avance.

- Columna de carga:

La columna de carga será la columna de explosivo la cual se formara dentro del barreno perforado la cual deberá de tener una longitud igual a $2/3$ de la longitud total del barreno; en rocas con una dureza considerable se recomienda cargar el barreno hasta una longitud de barreno igual a la longitud de barreno menos 60 centímetro.

- Taqueado del explosivo:

El taco del explosivo será la longitud libre que existe desde la boquilla del barreno a donde inicia el explosivo ya confinado y depositado dentro del barreno.

En rocas duras se recomienda que exista un taco mínimo de 60 centímetros para aumentar el poder rompedor del explosivo y forzar a los gases abrir o buscar nuevas grietas por medio de las cuales fracturar la roca.

- Tacos

Los tacos son elementos que tienen el propósito de no dejar escapar los gases del explosivo a través de la boquilla, confinando los gases de los explosivos, lo cual hará que los gases busquen otros orificios para escapar.

Los tacos pueden ser de:

- Cilindros de arcilla de un diámetro igual al diámetro del taladro y de una altura máxima de 2" o 5 centímetros.
 - Cartón mojado introducido en el agujero.
 - Cualquier material que impida el escape de gases del explosivo.
- Protección del explosivo

Se deberá evitar que los explosivos como el *ANFO* entren en contacto con el agua debido a que si esto sucede el *ANFO* perderá su propiedad y ya no cumplirá su función rompedora; si no se puede evacuar el agua del lugar de la detonación el explosivo tendrá que ser envuelto en plástico y se realizará la detonación lo más pronto posible para evitar que el explosivo se deshaga.

- Carga explosiva en los taladros de la cúpula

La cantidad de explosivo utilizado en la cúpula deberá de ser de un 40 % a un 50 % menos que la carga de los otros taladros para evitar la sobre-excavación lo cual repercutirá en gastos al aumentar el volumen de relleno del recubrimiento.

4.7. Toma de datos de campo en base a al diseño realizado

Se analizó el desarrollo de la labor de trabajo en el avance del túnel de la Mina Marlín aplicando los valores de diseño propuestos en el presente trabajo de graduación, los resultados obtenidos se presentan a continuación.

4.7.1.1. Cantidad de explosivos y accesorios utilizados

Se monitorio el uso de explosivos en las labores de desarrollo del túnel de la Mina Marlín, para verificar que se cumpliera con los valores de diseño planteados, guardando así el factor de carga propuesto para el tipo de roca.

Tabla XXXVIII. Consumo de explosivo: sección de 4,00 * 4,50 metros

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (M ³) | ROTURA REAL (M ³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (TMH) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO DE EXPLOSIVOS REAL(KG) |
|---------------------|-----------------|------------------------|----------------------------------|-------------------------------|------------------------|---------------------|---------------|-----------------------|------------------|--------------------------------|
| AX NA CM 3 | 3,25 | 2,95 | 58,50 | 53,10 | 146,08 | 132,59 | 3,50 | 35 | 20 | 107 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 58,50 | 55,80 | 146,08 | 139,33 | 3,50 | 40 | 20 | 110 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,00 | 58,50 | 54,00 | 146,08 | 134,84 | 3,50 | 25 | 45 | 105 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 2,80 | 58,50 | 50,40 | 146,08 | 125,85 | 3,50 | 28 | 48 | 107 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 2,90 | 58,50 | 52,20 | 146,08 | 130,34 | 3,50 | 25 | 45 | 105 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 2,80 | 58,50 | 50,40 | 146,08 | 125,85 | 3,00 | 50 | 60 | 107 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 2,90 | 58,50 | 52,20 | 146,08 | 30,34 | 3,00 | 45 | 60 | 104 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,00 | 58,50 | 54,00 | 146,08 | 134,84 | 4,00 | 15 | 30 | 111 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 58,50 | 55,80 | 146,08 | 139,33 | 3,50 | 30 | 35 | 106 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 58,50 | 55,80 | 146,08 | 139,33 | 4,00 | 10 | 20 | 107 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,00 | 58,50 | 54,00 | 46,08 | 134,84 | 4,00 | 15 | 15 | 109 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,00 | 58,50 | 54,00 | 146,08 | 134,84 | 4,00 | 14 | 30 | 110 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,05 | 58,50 | 54,90 | 146,08 | 137,09 | 3,00 | 50 | 50 | 106 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 58,50 | 55,80 | 146,08 | 139,33 | 3,00 | 60 | 40 | 110 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 58,50 | 55,80 | 146,08 | 139,33 | 3,00 | 50 | 35 | 104 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 3,25 | 3,00 | 58,50 | 54,00 | 146,08 | 134,84 | 3,00 | 45 | 50 | 103 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 2,90 | 58,50 | 52,20 | 146,08 | 130,34 | 3,00 | 55 | 35 | 106 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 2,90 | 58,50 | 52,20 | 146,08 | 130,34 | 3,00 | 60 | 20 | 107 |
| Totales | 58,50 | 53,70 | 1 053 | 966,60 | 2 629,37 | 2 413,63 | 61 | 652 | 658 | 1 925 |

Continuación de la tabla XXXVIII.

| FRENTE | None1 NO.1 | None1 NO.2 | None1 NO.3 | None1 NO.4 | None1 NO.5 | None1 NO.6 | None1 NO.7 | None1 NO.8 | None1 NO.9 | None1 NO.10 | None1 NO.11 | None1 NO.12 | None1 NO.13 | None1 NO.14 | None1 NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|---------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 1 | 3 | 4 | 3 | 3 | 7 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 47 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 6 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 49 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 3 | 7 | 2 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 46 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 3 | 3 | 3 | 3 | 5 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 43 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 1 | 3 | 2 | 4 | 3 | 6 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 43 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 4 | 3 | 6 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 46 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 3 | 6 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 48 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 2 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 49 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 3 | 7 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 47 |
| AX NP CM 3 | 2 | 1 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 49 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 4 | 3 | 5 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 45 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 4 | 3 | 5 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 45 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 1 | 4 | 4 | 3 | 3 | 7 | 2 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 45 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 6 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 49 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 3 | 4 | 3 | 3 | 7 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 48 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 3 | 2 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 50 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 3 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 48 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 6 | 2 | 0 | 2 | 5 | 2 | 6 | 2 | 46 |
| Totales | 36 | 35 | 33 | 63 | 67 | 67 | 54 | 114 | 50 | 18 | 36 | 90 | 36 | 108 | 36 | 843 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XXXIX.

Consumo de explosivos, sección de 4,00 * 5,00 metros

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (M ³) | ROTURA REAL (M ³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (TMH) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO REAL DE EXPLOSIVO (KG) |
|---------------------|-----------------|------------------------|----------------------------------|-------------------------------|------------------------|---------------------|---------------|-----------------------|------------------|--------------------------------|
| AX CHIMENEA x CM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 18 | 119,53 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,00 | 33 | 24 | 119,21 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 14 | 15 | 121,20 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 6 | 118,18 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 18 | 119,53 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 26 | 120,44 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 20 | 119,76 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 2,00 | 65 | 40 | 162,31 | 99,88 | 3,50 | 57 | 16 | 117,81 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 3,25 | 2,80 | 65 | 56 | 162,31 | 139,83 | 3,50 | 55 | 23 | 117,60 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 3,50 | 53 | 37 | 118,18 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,00 | 31 | 6 | 116,18 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 2,80 | 65 | 56 | 162,31 | 139,83 | 4,50 | 13 | 4 | 119,45 |
| AXCIMENEA RAMPA 4 | 3,25 | 2,80 | 65 | 56 | 162,31 | 139,83 | 4,00 | 30 | 23 | 117,60 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 13 | 7 | 119,79 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 11 | 118,74 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 8 | 118,40 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 5 | 118,07 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,50 | 10 | 7 | 118,29 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 450 | 12 | 8 | 119,40 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,00 | 28 | 31 | 117,50 |
| AX NP CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,00 | 30 | 38 | 119,29 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 4,00 | 36 | 11 | 119,24 |
| AXNPCM 27 | 3,25 | 2,80 | 65 | 56 | 162,31 | 139,83 | 4,00 | 44 | 21 | 124,37 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 3,50 | 56 | 50 | 121,15 |
| AX NA CM 3 | 3,25 | 3,10 | 65 | 62 | 162,31 | 154,82 | 3,50 | 56 | 19 | 117,65 |
| TOTAL | 81 | 75 | 1 625 | 1 504 | 4 057,67 | 3 755,53 | 104,00 | 651 | 452 | 2 976,58 |

Continuación de la tabla XXXIX.

| FRENTE | None1 NO.1 | None1 NO.2 | None1 NO.3 | None1 NO.4 | None1 NO.5 | None1 NO.6 | None1 NO.7 | None1 NO.8 | None1 NO.9 | None1 NO.10 | None1 NO.11 | None1 NO.12 | None1 NO.13 | None1 NO.14 | None1 NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|---------------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| AX CHIMENEA x CM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 53 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 5 | 1 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 51 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 6 | 2 | 3 | 5 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 53 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 2 | 6 | 2 | 3 | 2 | 51 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 53 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 53 |
| CHIMENEA CM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 3 | 3 | 8 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 51 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 54 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 54 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 1 | 4 | 2 | 53 |
| AXCIMENEA RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 3 | 7 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 50 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 53 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 51 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 6 | 2 | 2 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 54 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 7 | 5 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AX NP CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 7 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 52 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 51 |
| AXNPCM 27 | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 3 | 8 | 5 | 1 | 2 | 6 | 2 | 4 | 2 | 49 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 5 | 2 | 2 | 6 | 2 | 3 | 2 | 51 |
| AX NA CM 3 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 6 | 2 | 3 | 6 | 2 | 4 | 2 | 54 |
| TOTAL | 50 | 50 | 50 | 100 | 90 | 91 | 75 | 191 | 141 | 48 | 71 | 149 | 49 | 98 | 50 | 1 303 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XL. Consumo de explosivo, sección de 5,00 * 5,00 metros

| FRENTE | METRO BARRENADO | PROMEDIO DE AVANCE (M) | ROTURA TEÓRICA (M³) | ROTURA REAL (M³) | TONELAJE TEÓRICO (TMH) | TONELAJE REAL (TMH) | SACOS DE ANFO | Dinamita 1 1/2" X 16" | Dinamita 1" X 8" | CONSUMO REAL DE EXPLOSIVO (KG) |
|---------------|-----------------|------------------------|---------------------|------------------|------------------------|---------------------|---------------|-----------------------|------------------|--------------------------------|
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,00 | 81 | 75 | 202,88 | 187,28 | 5,00 | 30 | 57 | 146,44 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,90 | 81 | 73 | 202,88 | 181,03 | 4,50 | 36 | 124 | 144,51 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,00 | 81 | 75 | 202,88 | 187,28 | 5,00 | 30 | 52 | 145,88 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 2,90 | 81 | 73 | 202,88 | 181,03 | 5,00 | 30 | 41 | 144,63 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,80 | 81 | 70 | 202,88 | 174,79 | 4,50 | 36 | 121 | 144,17 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 2,80 | 81 | 70 | 202,88 | 174,79 | 5,00 | 28 | 61 | 145,89 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 28 | 61 | 145,89 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,80 | 81 | 70 | 202,88 | 174,79 | 4,50 | 38 | 115 | 144,50 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 2,50 | 81 | 63 | 202,88 | 156,06 | 5,00 | 30 | 57 | 146,44 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 26 | 58 | 144,55 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 26 | 61 | 144,89 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 26 | 62 | 145,01 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,80 | 81 | 70 | 202,88 | 174,79 | 4,50 | 35 | 120 | 143,56 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 25 | 60 | 144,28 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 25 | 61 | 144,39 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,90 | 81 | 73 | 202,88 | 181,03 | 4,50 | 32 | 120 | 142,06 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,90 | 81 | 73 | 202,88 | 181,03 | 4,50 | 32 | 125 | 142,63 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 25 | 50 | 143,15 |
| GALERIA CORAL | 3,25 | 2,80 | 81 | 70 | 202,88 | 174,79 | 4,50 | 35 | 125 | 144,13 |
| RAMPA 4 | 3,25 | 3,10 | 81 | 78 | 202,88 | 193,52 | 5,00 | 25 | 62 | 144,51 |
| TOTAL | 65 | 59 | 1 625 | 1 473 | 4 057,67 | 3 676,88 | 97 | 598 | 1 593 | 2 891,51 |

Continuación de la tabla XL.

| FRENTE | Nonel NO.1 | Nonel NO.2 | Nonel NO.3 | Nonel NO.4 | Nonel NO.5 | Nonel NO.6 | Nonel NO.7 | Nonel NO.8 | Nonel NO.9 | Nonel NO.10 | Nonel NO.11 | Nonel NO.12 | Nonel NO.13 | Nonel NO.14 | Nonel NO.15 | CONSUMO DE NONELES |
|---------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|-------------|--------------------|
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 62 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 62 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 8 | 4 | 4 | 3 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 8 | 4 | 4 | 3 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 4 | 2 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 61 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 3 | 4 | 5 | 5 | 2 | 61 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 7 | 7 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 58 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 3 | 3 | 3 | 9 | 6 | 4 | 3 | 4 | 5 | 5 | 2 | 57 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 6 | 3 | 3 | 4 | 5 | 5 | 2 | 58 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 3 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 61 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 62 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 8 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 61 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 2 | 3 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 59 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 61 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 3 | 3 | 8 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 60 |
| GALERIA CORAL | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 62 |
| RAMPA 4 | 2 | 2 | 2 | 4 | 4 | 4 | 3 | 9 | 8 | 4 | 4 | 4 | 5 | 5 | 2 | 62 |
| TOTAL | 40 | 40 | 40 | 80 | 74 | 74 | 59 | 174 | 155 | 78 | 77 | 78 | 98 | 100 | 40 | 1207 |

Fuente: elaboración propia.

4.7.1.2. Factores de carga y potencia promedios

Los factores de carga y potencia obtenidos en el monitoreo realizado para evaluar la optimización de la voladura y que esta estuviera trabajando dentro de los parámetros de diseño propuesto, se presentan a continuación.

Tabla XLI. Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 4,50 metros

| FRENTE | FACTOR DE CARGA TEÓRICO (KG/M3) | FACTOR DE CARGA REAL (KG/M3) | FACTOR DE POTENCIA TEÓRICO (KG/TM) | FACTOR DE POTENCIA REAL (KG/TM) |
|---------------------|---------------------------------|------------------------------|------------------------------------|---------------------------------|
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,88 | 0,72 | 0,75 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,90 | 0,72 | 0,76 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,87 | 0,72 | 0,75 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,89 | 0,72 | 0,76 |
| AX NP CM 3 | 1,80 | 1,81 | 0,72 | 0,72 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,87 | 0,72 | 0,75 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 1,80 | 1,76 | 0,72 | 0,71 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,80 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| Totales | 32 | 32,91 | 12,98 | 13,18 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XLII. Factores de carga y potencia, sección de 4,00 * 5,00 metros

| FRENTE | FACTOR DE CARGA TEÓRICO (KG/M3) | FACTOR DE CARGA REAL (KG/M ³) | FACTOR DE POTENCIA TEORICO (KG/TM) | FACTOR DE POTENCIA REAL (KG/TM) |
|---------------------|---------------------------------|---|------------------------------------|---------------------------------|
| AX CHIMENEA x CM 27 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AX NP CM 3 | 1,8 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,8 | 1,86 | 0,72 | 0,75 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,85 | 0,72 | 0,74 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,81 | 0,72 | 0,73 |
| AX CHIMENEA x CM 27 | 1,8 | 1,81 | 0,72 | 0,72 |
| AX NA CM 3 | 1,8 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AX NP CM 3 | 1,8 | 1,79 | 0,72 | 0,72 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AXCIMENEA RAMPA 4 | 1,8 | 1,81 | 0,72 | 0,72 |
| AX NA CM 3 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AX NP CM 3 | 1,8 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 1,8 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AX NP CM 3 | 1,8 | 1,82 | 0,72 | 0,73 |
| AX NA CM 3 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,74 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,81 | 0,72 | 0,72 |
| AX NP CM 3 | 1,8 | 1,84 | 0,72 | 0,73 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 1,8 | 1,83 | 0,72 | 0,73 |
| AXNPCM 27 | 1,8 | 1,91 | 0,72 | 0,77 |
| AXCHIMENEA RAMPA 4 | 1,8 | 1,86 | 0,72 | 0,75 |
| AX NA CM 3 | 1,8 | 1,81 | 0,72 | 0,72 |
| TOTAL | 45,00 | 45,79 | 18,02 | 18,34 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XLIII. **Factores de carga y potencia, sección de 5,00 * 5,00 metros**

| FRENTE | FACTOR DE CARGA TEÓRICO (KG/M ³) | FACTOR DE CARGA REAL (KG/M ³) | FACTOR DE POTENCIA TEÓRICO (KG/TM) | FACTOR DE POTENCIA REAL (KG/TM) |
|---------------|---|--|---------------------------------------|------------------------------------|
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,77 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,80 | 0,72 | 0,72 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,77 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,75 | 0,72 | 0,70 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,76 | 0,72 | 0,70 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,76 | 0,72 | 0,71 |
| GALERIA CORAL | 1,80 | 1,77 | 0,72 | 0,71 |
| RAMPA 4 | 1,80 | 1,78 | 0,72 | 0,71 |
| TOTAL | 36,00 | 35,59 | 14,42 | 14,25 |

Fuente: elaboración propia.

4.7.1.3. Eficiencia de voladura

Los resultados de la eficiencia de la voladura obtenidos de la labor de avance en el túnel de la Mina Marlín, partiendo de los valores de diseño propuestos (95 % de eficiencia), se presentan a continuación.

4.7.1.3.1. Eficiencia de voladura, avance respecto perforación

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_A = \frac{53,70 \text{ m}}{58,50 \text{ m}} * 100\% = 91,795 \%$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_A = \frac{75 \text{ m}}{81 \text{ m}} * 100\% = 92,59\%$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_A = \frac{59 \text{ m}}{65 \text{ m}} * 100\% = 90,77 \%$$

4.7.1.3.2. Eficiencia de voladura respecto al factor de carga

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{32,91 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{18} = 1,828 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{45,79 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}}{25} = 1,8316 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FCP} = \frac{35,59 \frac{kg}{m^3}}{20} = 1,78 \frac{kg}{m^3}$$

4.7.1.3.3. Eficiencia de voladura respecto al factor de potencia

- Sección de 4,00 * 4,50 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{13,18 \frac{kg}{TM}}{18} = 0,732 \frac{kg}{TM}$$

- Sección de 4,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{18,34 \frac{kg}{m^3}}{25} = 0,734 \frac{kg}{m^3}$$

- Sección de 5,00 * 5,00 metros:

$$EV_{FPP} = \frac{14,25 \frac{kg}{m^3}}{20} = 0,7125 \frac{kg}{m^3}$$

Tabla XLIV. Cuadro comparativo de factores de avance

| SECCIÓN | FACTOR DE AVANCE ANTIGUO | FACTOR DE AVANCE TEÓRICO | FACTOR DE AVANCE NUEVO |
|-------------|--------------------------|--------------------------|------------------------|
| 4,00 X 4,50 | 73,87% | 95,00% | 91,80% |
| 4,00 X 5,00 | 80,23% | 95,00% | 92,59% |
| 5,00 X 5,00 | 83,26% | 95,00% | 90,77% |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XLV. Cuadro comparativo de factores de carga

| SECCIÓN | FACTOR DE CARGA ANTIGUO | FACTOR DE CARGA TEÓRICO | FACTOR DE CARGA NUEVO |
|-------------|-------------------------|-------------------------|-----------------------|
| 4,00 X 4,50 | 3,089 | 1,8 | 1,828 |
| 4,00 X 5,00 | 2,851 | 1,8 | 1,831 |
| 5,00 X 5,00 | 2,682 | 1,8 | 1,78 |

Fuente: elaboración propia.

Tabla XLVI. Cuadro comparativo de factores de potencia

| SECCIÓN | FACTOR DE CARGA ANTIGUO | FACTOR DE POTENCIA TEÓRICO | FACTOR DE POTENCIA NUEVO |
|-------------|-------------------------|----------------------------|--------------------------|
| 4,00 X 4,50 | 1,39 | 0,72 | 0,732 |
| 4,00 X 5,00 | 1,28 | 0,72 | 0,734 |
| 5,00 X 5,00 | 1,208 | 0,72 | 0,7125 |

Fuente: elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. La metodología para realizar una voladura no puede idealizarse ni establecerse de manera tal que se pueda estandarizar para todas las voladuras de una misma obra civil, debido a que no se puede tener una previsión y control total de todos los factores que influirán en la misma.
2. Un escenario ideal para la voladura en construcciones subterráneas será aquel en el que se minimicen los factores externos influyentes y se estimen las condiciones geológicas, garantizando e incrementando la eficiencia de la voladura.
3. Los principales factores que afectan a una voladura subterránea son la mala selección de explosivos, presencia de agua en los frentes de trabajo, mala perforación de la plantilla e inexperiencia por parte del personal operativo.
4. No se garantiza una voladura efectiva en su totalidad debido a que en el momento de realizarla no se puede tener una descripción exacta del manto geológico a trabajar y de la forma en que la roca a detonar reaccionará al momento de ser volatizada.
5. Aplicando los criterios para la selección de explosivos, aprovechamiento de la energía y consideraciones mencionadas en el presente trabajo de graduación, se puede garantizar la efectividad de la voladura en un 90 % respecto al avance, con factores de carga y potencia cercanos a los factores teóricos.

RECOMENDACIONES

1. Trabajar con personal altamente calificado para obtener los resultados deseados en la realización de la voladura debido a que a efectos de diseño todo puede indicar que la voladura si será optimizada pero sin la supervisión adecuada no se podrá lograr el avance deseado.
2. Tener especial cuidado respecto a lo que seguridad industrial se refiera ya que los trabajos en obras de construcción subterráneos, presentan grandes riesgos laborales en exceso perjudiciales para la salud.
3. Los explosivos puestos en práctica son agentes de destrucción por lo que se recomienda nunca jugar o realizar bromas de cualquier tipo con ellos.
4. Realizar un nuevo estudio de roca cuando se perciba que el macizo rocoso ya es diferente o que los factores de carga y avance empiezan a tener una variabilidad considerable.
5. Contar con un experto geotécnista o geomecánico para el monitoreo constante de los frentes y las labores de sostenimiento.

BIBLIOGRAFÍA

1. BARTON, N; LIEN, R; and LUNDE, J., "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support", *Rock Mechanics*. Vol. 6, No. 4. 1974.53 p.
2. BIENIAWSKI, Z. T. "Engineering rock mass classifications". New York: Wiley. 1989. 272 p.
3. CÁCERES, Víctor Hugo. "Aplicación de la mecánica de rocas en el diseño de túneles (según Barton y Bieniawski)". [en línea]. <<http://www.arqhys.com/contenidos/mecanica-tuneles.html>>.[Consulta: 23 de agosto de 2012].
4. CARRASCO, Francias; ROSALES, Graciela. "Manual de procedimiento para el registro geotécnico de sondajes". [en línea]. <<http://es.scribd.com/doc/63747299/34/SISTEMA-RMR-DE-BIENIAWSKI-CSIR>>. [Consulta: 23 de agosto de 2012].
5. LÓPEZ JIMENO, Carlos. Cálculo y diseño de voladuras en túneles con Microordenador - Programa DISVOL TUN. - I Seminario de Ingeniería de Arranque con Explosivos en Proyectos Subterráneos. Fundación Gómez-Pardo. Marzo 1986. P. irr.
6. EXSA. *Manual práctico de voladura*. Perú: EXSA, 2004. 333 p.

7. Instituto Tecnológico Geominero de España. *Manual de perforación y voladura de rocas: Tecnología y Seguridad Minera*. España: ITG 1994. 541 p.
8. Sandvik. *Technical Specification*. 6-233 S-D, 2007-06-01, Sandvik DD310-26C. 4 p. [En línea]. [http://mc.sandvik.com/sandvik/1281/Internet/MANorway/se03605.nsf/Alldocs/Products*5CDrill*rigs*and*rock*drills*5CUnderground*drill*rigs*5CMining*jumbos*2ADD310/\\$FILE/DD310-26C_6233sd.pdf](http://mc.sandvik.com/sandvik/1281/Internet/MANorway/se03605.nsf/Alldocs/Products*5CDrill*rigs*and*rock*drills*5CUnderground*drill*rigs*5CMining*jumbos*2ADD310/$FILE/DD310-26C_6233sd.pdf). [Consulta: 25 de agosto de 2012.]
9. Sandvik. *Technical Specification*. 6-221 S-E, 2003-01-22, AXERA D05-126 (H), 4 p. [En línea]. [http://www2.sandvik.com/sandvik/5800/Internet/S000878.nsf/ba29d0e3a4fef98c41256792003694b2/109bf2f92bf5bd2105256e3d005f7fc9/\\$FILE/Axera%20D05-126%20\(H\)_6221se.pdf](http://www2.sandvik.com/sandvik/5800/Internet/S000878.nsf/ba29d0e3a4fef98c41256792003694b2/109bf2f92bf5bd2105256e3d005f7fc9/$FILE/Axera%20D05-126%20(H)_6221se.pdf). [Consulta: 25 de agosto de 2012].
10. Sandvik. *Technical Specification*. 8-232 S-D, 2007-06-01, Sandvik DS310. 4 p. [En línea]. [http://www.miningandconstruction.sandvik.com/SANDVIK/1281/Internet/MANorway/SE03605.NSF/Alldocs/Products*5CDrill*rigs*and*rock*drills*5CUnderground*drill*rigs*5CRock*support*drill*rigs*2ADS310/\\$FILE/DS310_8232sd.pdf](http://www.miningandconstruction.sandvik.com/SANDVIK/1281/Internet/MANorway/SE03605.NSF/Alldocs/Products*5CDrill*rigs*and*rock*drills*5CUnderground*drill*rigs*5CRock*support*drill*rigs*2ADS310/$FILE/DS310_8232sd.pdf). [Consulta: 25 de agosto de 2012].
11. TORRES YUPANQUI, Luis. *Determinación de las propiedades físico-mecánicas de las rocas y monitoreo de las masa rocosa*. Huaraz: UNASAM. 2004. 219 p.

APÉNDICES

UNIVERSIDAD DE SAN CARLOS
DE GUATEMALA
FACULTAD DE INGENIERÍA



CENTRO DE ESTUDIOS SUPERIORES
DE ENERGÍA Y MINAS
- CESEM -
Tel.: 24 18 91 39

Guatemala, 22 de Febrero de 2012

Señor
Juan Antonio Rivera Ticas
Lote 32 sección "C" Colonia Palinche
Tel. 55199609 - 44715828

Señor Rivera:

Por este medio me es grato saludarle y desearle éxitos en las actividades que realiza. Al mismo tiempo me permito presentarle el resultado de la Caracterización Macroscópica de la muestra de roca, recibida el día 20 de Febrero de 2012, con ubicación en **Mina Marlín, Guatemala**.

Muestra

| | |
|--------------------|---|
| Estructura: | Compacta |
| Textura: | Cristalina |
| Nombre: | Roca Ígnea intrusita - Granito |
| Color: | Gris claro - Blancuzco |
| Composición: | Síalico, (SiO ₂ + 65%) |
| Observaciones: | Se observan minerales accesorios de pirita. |
| Utilidad Práctica: | Se utiliza en construcción como masas pulidas, constituye una fuente importante de minerales con interés económico. |

Sin otro particular, me suscribo.

Respetuosamente,

"Id y enseñad a todos"


Ing. Carla Gordillo de Marchena
Geólogo - Minero
Profesora - Investigadora





PESO UNITARIO EN ROCA

INFORME No. S.C. - 226

O.T. No. 29551

INTERESADO: Juan Antonio Rivera Ticas Carné No. 200815261

PROYECTO: Trabajo de graduación "Principios para la creación de escenarios de optimización de voladura en construcciones subterráneas"

FECHA: 4 de mayo de 2012

RESULTADOS:

| Muestra | RESULTADO kg/m ³ |
|---------|--------------------------------|
| 1 | 2,432.79 |
| 2 | 2,511.47 |
| 3 | 2,546.83 |

OBSERVACIONES:

- Material proporcionado por el interesado.
- Roca proveniente de Mina Marlin, e identificado como material estéril.

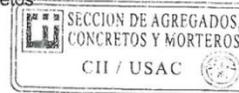
ATENTAMENTE,



Vo.Bo.

Inga. Telma Maricela Cano Morales
Directora CII/USAC

Inga. Dilma Yánet Mejicanos Jol
Jefa Sección de Concretos
M.C.





RESISTENCIA A COMPRESION DE NUCLEOS DE ROCA
NORMA ASTM C- 42

INFORME No. S.C. - 136

O.T. No. 29551

INTERESADO: Juan Antonio Rivera Ticas Carné No. 200815261
PROYECTO: Trabajo de graduación "Principios para la creación de escenarios de optimización de voladura en construcciones subterráneas"
DIRECCION: Casa M8 residenciales bosques del porvenir Aldea El Durazno Chimaltenango.
FECHA: 9 de abril de 2012

I.- RESULTADOS

| TESTIGO | Peso g | Diámetro cm | Altura cm | Altura Nivelada | Carga Kg. | Esfuerzo kg/cm ² | Factor de Corrección | Esfuerzo Corregido kg/cm ² | Esfuerzo Corregido PSI |
|---------|-----------|----------------|--------------|--------------------|--------------|--------------------------------|-------------------------|---|------------------------------|
| 1 | 472.90 | 5.00 | 9.90 | 10.50 | 21,753 | 502.53 | 1 | 502.53 | 7147.53 |
| 2 | 473.40 | 5.00 | 9.60 | 10.30 | 26,723 | 617.34 | 1 | 617.34 | 8780.55 |
| 3 | 360.50 | 4.50 | 8.90 | 9.40 | 10,110 | 288.34 | 1 | 288.34 | 4101.12 |

II.- OBSERVACIONES

- Nucleos 2 y 3 extraídos y proporcionados por el interesado.
- Norma aplicada ASTM C-42
- Roca proveniente de Mina Marlin, e identificado como material esteril.
- El nucleo No. 1 fue extraído el 22 de marzo de 2012.
- Los Nucleos 2 y 3 fueron extraídos por el interesado.
- Los Nucleos fueron ensayados el 22 de marzo de 2012.

ATENTAMENTE,

Vo. Bo.

Telma Maricela Cazo Morales
Directora CIVUSAC



Inga. Dilma Yaret Mejicanos Jd
Jefa Sección de Agregados, Concretos y Morteros.



MC

ANEXOS

Densidad y peso específico de rocas

| DENSIDAD Y PESO (kg/m³) ESPECÍFICO DE ROCAS | | | |
|---|---------------|--------------------|-------------|
| Arcilla | 1 750 (banco) | Gravas | 1840 a 2000 |
| Arenisca | 2 200 a 2 480 | Lutita | 1750 a 2100 |
| Arenisca gris | 2 000 a 2 800 | Lutita negra | 2400 a 2800 |
| Arenisca seca | 1 780 a 2 140 | Marga | 1500 a 2000 |
| Andesita | 2 200 a 2 790 | Mármol | 2600 a 2730 |
| Anortita | 2 600 a 2 900 | Micasquisto | 2500 a 2900 |
| Antracita | 1 250 a 1 450 | Norita | 2700 a 3000 |
| Antracita | 4 450 | Nefelina a sienita | 2500 a 2700 |
| Baritina | 2 770 a 3 280 | Oliviano | 3100 |
| Basalto | 2 300 a 2 400 | Pizarra | 2700 a 2800 |
| Brucita | 2 600 a 2 900 | Puita (pómez) | 800 |
| Caliza | 1 800 a 2 790 | Porfirita | 2500 a 2600 |
| Caliza ligera | 2 280 a 2 800 | Peridotito | 3100 a 3300 |
| Conglomerado | 2 400 a 2 650 | Riolita | 2400 a 2600 |
| Cuarcita | 2 700 a 2 950 | Rocas trapeanoas | 2600 a 2800 |
| Diorita | 2 820 a 3 100 | Traquita | 2600 |
| Diabasa | 2 800 a 3 100 | Tierra común | 1540 a 2000 |
| Dolomita | 2 800 a 2 900 | Talco (banco) | 2600 a 2800 |
| Dacita | 2 450 | Tufos | 2000 a 2600 |
| Granito | 2 640 a 2750 | Sienita | 2800 |
| Gabro | 2 850 a 3000 | Serpentina | 2600 |
| Yeso | 2330 a 3300 | Sal gema | 2160 a 2600 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura, Perú, Edición 2004. Página 54.

Densidad y peso específico de minerales

| DENSIDAD Y PESO ESPECÍFICO DE MINERALES (gr/cm³) | | | |
|--|-------------|-------------|-------------|
| Apatito | 3,16 a 3,22 | Fluorita | 3,15 a 3,20 |
| Aragonito | 2,95 | Galena | 7,40 a 7,60 |
| Anhidrita | 2,80 a 3,00 | Granate | 3,20 a 4,20 |
| Azufre | 2,00 | Greenockita | 4,90 |
| Augita | 3,20 a 3,60 | Halita | 2,20 a 2,30 |
| Blenda | 3,90 a 4,20 | Hermatita | 4,50 a 5,30 |
| Barita | 4,30 a 4,60 | Leucita | 2,45 a 2,50 |
| Bauxita | 2,50 a 3,00 | Limonita | 2,70 a 4,30 |
| Bismutita | 6,70 | Magnetita | 5,00 a 5,20 |
| Casiterita | 6,80 a 7,10 | Marcasita | 4,80 a 4,90 |
| Calcopirita | 4,10 a 4,30 | Molibdenita | 4,70 |
| Calcosina | 5,75 | Nefelina | 2,58 a 2,64 |
| Crisocola | 2,10 | Opalo | 1,90 a 2,50 |
| Calcita | 2,72 | Olivino | 3,30 a 3,50 |
| Cuarzo | 2,05 a 3,53 | Oligisto | 4,90 a 5,10 |
| Corindón | 3,90 a 4,20 | Ortoza | 2,55 a 2,80 |
| Cerusita | 6,55 | Pirita | 4,90 a 5,10 |
| Cinabrio | 8,10 | Plagioclasa | 2,62 a 2,74 |
| Diamante | 3,50 a 3,53 | Rejalgar | 3,60 |
| Dolomita | 2,80 a 2,90 | Rodocrosita | 3,50 |
| Espinela | 3,50 a 4,10 | Rutilo | 4,20 a 4,30 |
| Epídota | 3,30 a 3,50 | Siderita | 3,70 a 3,90 |
| Estibina | 4,60 | Topacio | 3,52 a 3,57 |
| Energita | 4,50 | Yeso | 2,31 a 2,34 |

Fuente: EXSA, Manual práctico de voladura, Perú, Edición 2004. Página 54.

- Equipo de perforación utilizado en Mina Marlin S.A.

El equipo de perforación utilizado Mina Marlin son:

- Sandvik DD310-26C

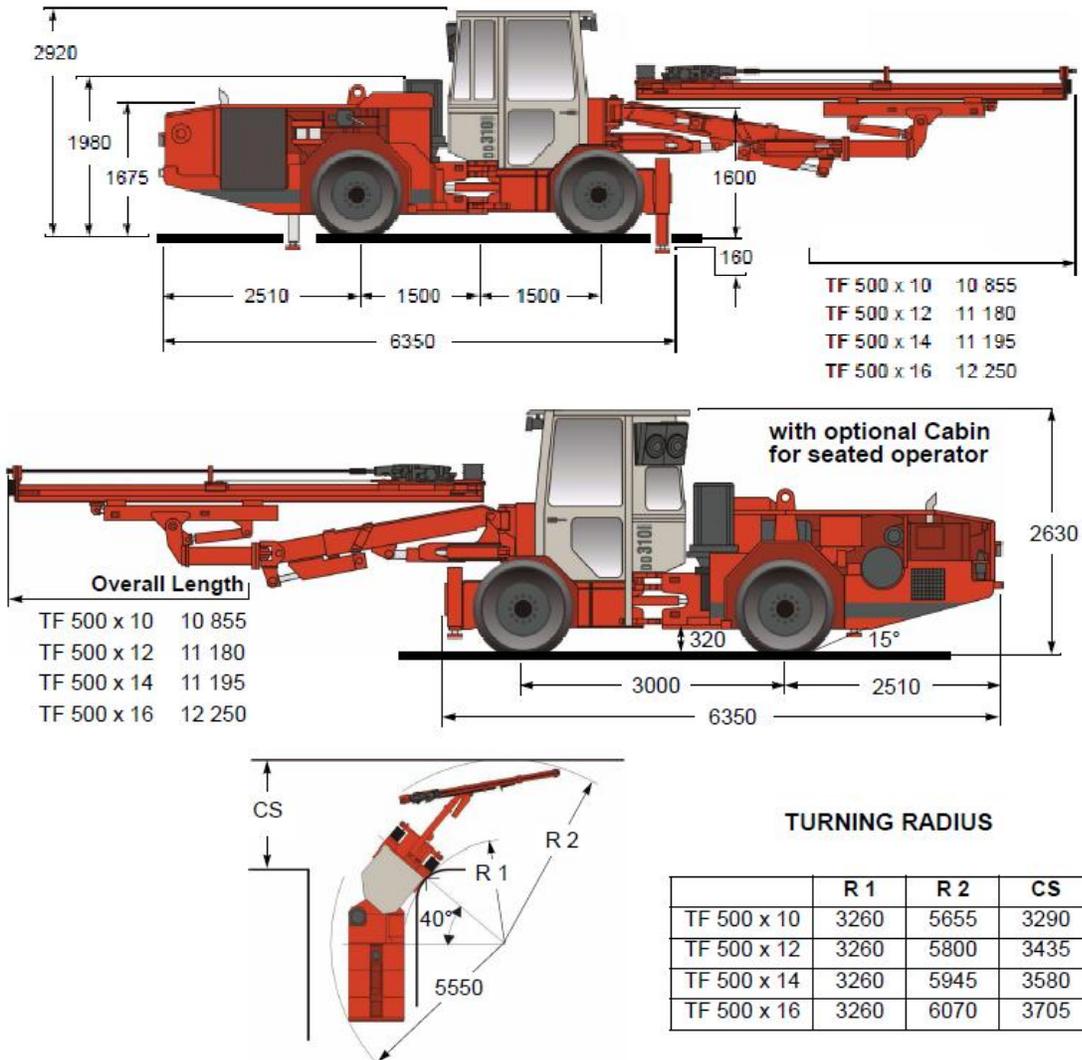
Es un *Jumbo* el cual es un equipo electro-hidráulico de pluma utilizado para el desarrollo de minas y túneles con secciones de hasta 38 m².

- CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES

- ✓ Transportista 1 x TC 5
- ✓ Cabina de seguridad 1 x FOPS / ROPS
- ✓ *Rock Drill* 1 x HLX5
- ✓ Alimentación 1 x TF 500
- ✓ *Boom* 1 x B 26 F
- ✓ Sistema de control 1 x THC 560
- ✓ *Powerpack* 1 x 560 HP (55 kW)
- ✓ *Shank* dispositivo de lubricación 1 x 10-1 KVL
- ✓ Compresor de aire 1 x CT 10
- ✓ Bomba de agua 1 x 1 WBP
- ✓ Interruptor 1 x 05 MSE
- ✓ Carrete de cable 1 x 1 TCR
- ✓ Longitud 10 855 mm
- ✓ Anchura 1 750 mm
- ✓ Altura 2 920 mm
- ✓ Peso (sin opciones) 12 000 kg
- ✓ Velocidad
- ✓ Horizontal 12 kmh

- ✓ 14% = 01:07 = 8 ° 5 kmh
- ✓ Accesibilidad en pendientes, máx 35%
- ✓ Nivel de ruido <85 dB (A)

Dimensiones generales de equipo Sandvik DD310-26C



Fuente: *Technical Specification*, 6-233 S-D, 2007-06-01, Sandvik DD310-26C

Todas las dimensiones se encuentran dadas en milímetros.

- Sandvik DS310

Este equipo de perforación es conocido comúnmente como un *Jumbo* pereador el cual al igual que los *Jumbos* de perforación funciona a través de un sistema electro-hidráulico el cual puede ser operado por una sola persona. Este equipo es utilizado para poder realizar labores de refuerzo dentro de las labores colocando mallas sujetadas con los pernos a la roca que se desea reforzar.

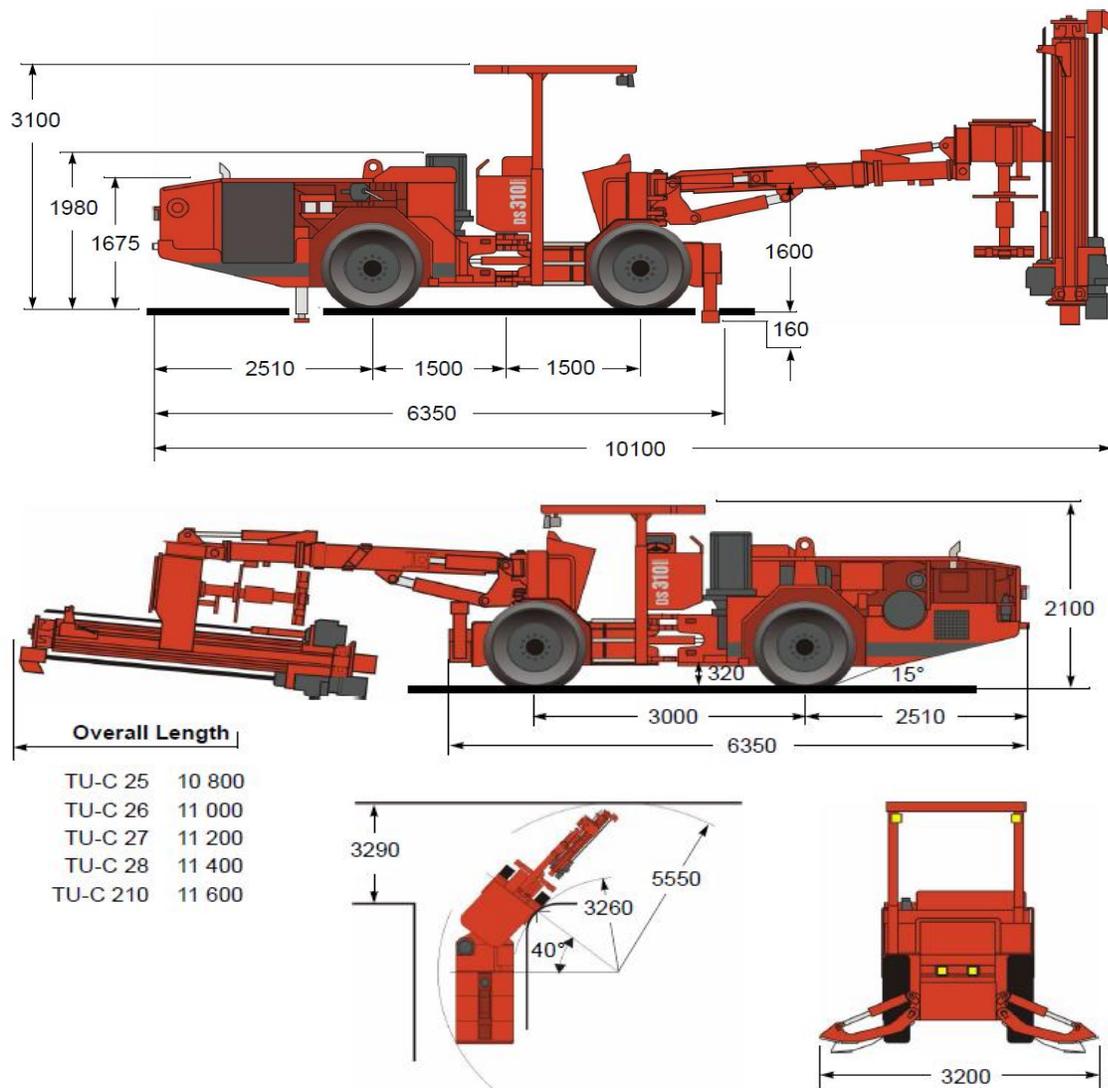
Su diseño modular puede manejar todos los tipos de tornillos comunes o combinaciones de longitudes de 1,5 a 3,0 m (5 'a 10').

- CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES

- ✓ Transportista 1 x TC 5
- ✓ Tejadillo de seguridad 1 x FOPS / ROPS
- ✓ Roca taladro de 1 x 200 HYDRASTAR
- ✓ Pernos de cabeza 1 x TU-C
- ✓ *Boom* 1 x B 26 XL B
- ✓ Sistema de control 1 x THC 560 B
- ✓ *Powerpack* 1 x 560 HP (55 kW)
- ✓ *Shank* dispositivo de lubricación 1 x 10-1 KVL
- ✓ Compresor de aire 1 x CT 10
- ✓ Bomba de agua 1 x 1 WBP
- ✓ Interruptor 1 x 05 MSE
- ✓ Carrete de cable 1 x 1 TCR
- ✓ Longitud de 10 800 mm
- ✓ Anchura 1 750 mm
- ✓ Altura 2 100/100 mm 3
- ✓ Peso (sin opciones) 13 000 kg

- ✓ Velocidad
 - ❖ Horizontal 12 kmh
 - ❖ 13% = 1; 7 = 8 ° 5 kmh
- ✓ Accesibilidad en pendientes, máx 35%
- ✓ Nivel de ruido <98 dB (A)

Dimensiones generales de equipo Sandvik DS310



Fuente: Technical Specification, 8-232 S-D, 2007-06-01, Sandvik DS310

Todas las dimensiones se encuentran dadas en milímetros.

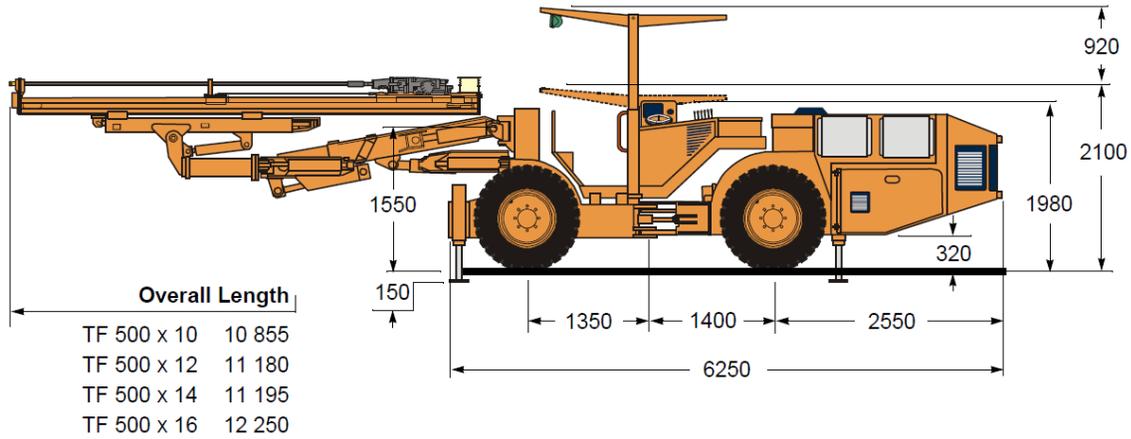
- Axera D05-126 (H)

Es un *Jumbo* el cual es un equipo electro-hidráulico de pluma utilizado para el desarrollo de minas y túneles con secciones de hasta 38 m².

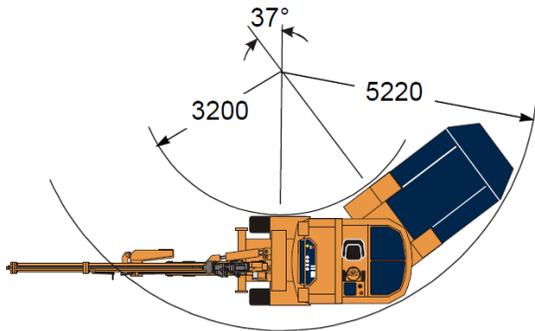
- CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES

- ✓ Transportista 1 x 05 CB
- ✓ *Rock Drill* 1 x HL 510 S-38
- ✓ *Boom* 1 x B 26 F
- ✓ Alimentación 1 x TF 500
- ✓ Longitud de 11 420 mm
- ✓ Anchura 1 750 mm
- ✓ Altura del techo hacia abajo 2 100 mm
- ✓ Techo hasta 3 020 mm
- ✓ Radio de giro 5 220/2 980 mm
- ✓ Velocidad
 - ❖ horizontal 12 kph
 - ❖ 13% = 01:07 = 8 ° 5 kph
- ✓ Accesibilidad en pendientes, maxi 35%
- ✓ Nivel de ruido <98 dB (A)
- ✓ Peso 11 000 kg

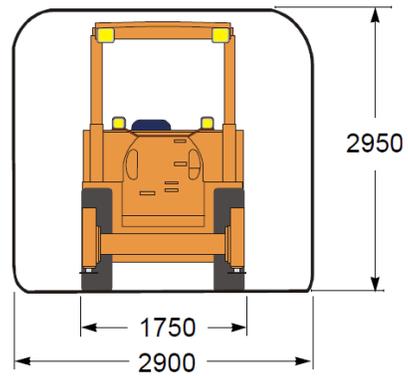
Dimensiones generales de equipo Axera D05-126



TURNING RADIUS



MINI OPERATING SECTION



Fuente: Technical Specification, 6-221 S-E, 2003-01-22, AXERA D05-126 (H)