

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO CÁMARA DE AIRE CON EL EXPLOSIVO *FORTIS EXTRA*, MINA PASO DIABLO, CARBONES DEL ZULIA S.A, ESTADO ZULIA.

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
Por el Br. **Montiel R. Nestor E.**
Para optar al título de:
Ingeniero de Minas

Caracas, Junio 2014

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO CÁMARA DE AIRE CON EL EXPLOSIVO *FORTIS EXTRA*, MINA PASO DIABLO, CARBONES DEL ZULIA S.A, ESTADO ZULIA.

Tutor Académico: Prof. Contreras José

Tutor Industrial: Ing. Espinoza Donald

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela

Por el Br. **Montiel R. Nestor E.**

Para optar al título de:

Ingeniero de Minas

Caracas, Junio 2014

Caracas, 13 de Junio de 2014

Los abajo firmantes, miembros del Jurado designado por el Consejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por el Bachiller Nestor E. Montiel R., titulado:

**OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA APLICANDO CÁMARA DE AIRE CON EL
EXPLOSIVO *FORTIS EXTRA*, MINA PASO DIABLO,
CARBONES DEL ZULIA S.A, ESTADO ZULIA.**

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique que se hacen solidarios con las ideas expuestas por el autor, lo declaran APROBADO.

Prof. Omar Márquez

Jurado

Prof. Miguel Castillejo

Jurado

Prof. José Contreras

Tutor Académico

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a la mi querida hija Karen y esposa

Zuleidi, quienes me dieron la fuerza para salir a delante.

A mis padres que siempre me han apoyado.

A la memoria de mi querida abuela Carmen Reverol

(Majita), quien físicamente no se encuentra con nosotros pero su recuerdo perdurará en nuestras vidas por siempre.

AGRADECIMIENTO

Le agradezco a DIOS sobre todas las cosas por habernos dado la oportunidad de estar hoy aquí realizando uno de nuestros más anhelados sueños.

A mis padres quienes me infundieron la ética y el rigor que guía nuestro transitar por la vida.

A la ilustre Universidad Central de Venezuela y a sus profesores por darme la oportunidad de formar parte de ella y haberme formado como profesional.

Al Departamento de Minas de la Universidad Central de Venezuela, a sus profesores y empleados, por todo el apoyo prestado.

A la empresa Carbones del Zulia S.A., por confiar en mí.

Al profesor e Ing. José Contreras quien me brindo su invaluable colaboración, permitiendo ampliar mis conocimientos en el área de perforación y voladura y por todo el interés puesto en la misma.

A mi tutor Industrial Ing. Donald Espinoza por su apoyo, comprensión y confianza.

A todos mis familiares y amigos que de una forma u otra han contribuido en este aprendizaje, gracias por su ayuda en todo momento.

A todas aquellas personas (Superintendencia de Perforación y Voladura, Departamento de Ingeniería de Mina y la Superintendencia de Geología, de la empresa Carbones del Zulia S.A.) que de una u otra forma colaboraron en la realización de este trabajo.

Gracias a todos....

Montiel R. Nestor E.

**OPTIMIZACIÓN DEL DISEÑO DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA APLICANDO CÁMARA DE AIRE CON EL
EXPLOSIVO *FORTIS EXTRA*, MINA PASO DIABLO,
CARBONES DEL ZULIA S.A, ESTADO ZULIA.**

Tutor Académico: Prof. Contreras José. Tutor Industrial: Ing. Donald Espinoza

**Trabajo Especial de Grado. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela
Geología, Minas y Geofísica. Departamento de Minas 2014, 144 páginas.**

Palabras Claves: Perforación, voladuras, fragmentación, carbón, Mina Paso Diablo, optimización, macizo rocoso.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo Optimizar los diseños de perforación y voladura, en función de las características del macizo rocoso, la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la técnica de cámara de aire, para mejorar la fragmentación del material volado.

El estudio se centró en la búsqueda de relaciones teóricas y prácticas que definen el comportamiento de las características del macizo rocoso y del explosivo en los resultados de la granulometría.

Una vez establecido el factor de carga para cada piso del manto de carbón y mediante el uso de programación lineal, se calculó cada una de los parámetros que intervienen en el proceso de voladura, como el retiro, el espaciamiento, el retacado del barreno, la sobreperforación, longitud de la cámara de aire y la cantidad de explosivo. Determinado una geometría específica para cada factor de carga, garantizando la cantidad óptima de explosivo por cada piso de manto de carbón.

ÍNDICE

	Pág.
DEDICATORIA.....	IV
AGRADECIMIENTO	V
RESUMEN.....	VI
ÍNDICE	VII
INTRODUCCIÓN	1
<u>CAPÍTULO I GENERALIDADES DE LA INVESTIGACIÓN</u>	<u>3</u>
1.1- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	4
1.2- OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.2.1- Objetivo General	5
1.2.2- Objetivos Específicos.....	5
1.3- JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.4- ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN.....	7
1.5- LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	7
<u>CAPÍTULO II DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO</u>	<u>8</u>
2.1- CARBOZULIA S.A.....	9
2.1.1- Reseña histórica	9
2.1.2- Estructura organizativa.....	10
2.2- MINA PASO DIABLO.....	16
2.2.1- Ubicación geográfica general.....	16
2.2.2- Características físico natural de la Mina Paso Diablo	17
2.2.3- Geología.....	20
2.2.4 Ciclo productivo.....	31
<u>CAPÍTULO III BASES TEÓRICA</u>	<u>33</u>
3.1 ANTECEDENTES.....	34
3.2- PERFORACIÓN.....	35
3.2.1- Principio de perforación	35
3.3- TIPOS DE PERFORACIÓN.....	35
3.3.1- Perforación por percusión	35
3.3.2- Perforación por rotación.....	36
3.3.3- Perforación por rotopercusión	36
3.4- PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS.....	37
3.4.1- Velocidad de detonación	37
3.4.2- Densidad.....	38
3.4.3- Presión de detonación.....	38
3.4.4- Potencia.....	39
3.4.5- Resistencia al agua	39
3.4.6- Sensibilidad	39
3.4.7- Emanación de gases	40
3.4.8- Inflamabilidad	40
3.4.9- Estabilidad química	40
3.4.10- Balance de oxígeno	41

3.5- TIPOS DE EXPLOSIVO	41
3.5.1- Nitrato de amonio.....	41
3.5.2- ANFO.....	41
3.5.3- ANFO Pesado.....	42
3.5.4- Dinamita.....	44
3.5.5- Hidrogeles	44
3.5.6- Emulsiones explosivas	45
3.6- MEZCLA EXPLOSIVA FORTIS EXTRA	46
3.7- DESPRENDIMIENTO DE ENERGIA Y FUERZA.....	46
3.7.1- Energía calculada	47
3.7.2- Factor de energía.....	48
3.8- SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS	50
3.9- EL MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA.....	51
3.9.1- Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca	54
3.9.2- Influencia de las características de la roca	55
3.9.3- Influencia de las características de los explosivos.....	56
3.10- FACTORES QUE AFECTAN AL DISEÑO DE VOLADURAS	57
3.10.1- Factores que afectan al rendimiento de la voladura	58
3.10.2- Factores geométricos.....	59
3.10.3- Factores inherentes a la roca	59
3.10.4- Factores inherentes al explosivo.....	60
3.11- PARÁMETRO DE DISEÑO DE VOLADURAS	60
3.11.1- Retiro y espaciamento	60
3.11.2- Sobreperforación	61
3.11.3- Retacado.....	63
3.12- FACTOR DE CARGA.....	63
3.13- RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE	64
3.14- DECKING	66
3.15- AIR-DECKS.....	66
3.16- MID-COLUMN.....	67
3.17- SISTEMA DE VOLADURA BAJO MANTO.....	67
3.18- ACCESORIO DE VOLADURA	68
3.18.1- Cordón detonante	68
3.18.2- Booster de pentolita.....	69
3.18.3- Mecha de seguridad.....	70
3.18.4- Detonador corriente # 8.....	70
3.18.5- Detonador no eléctrico de retardo (Nonel).....	71
3.19- MODELO DE PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN	73
3.19.1- Ecuación de Kuznetsov	73
3.19.2- Ecuación de Larsson.....	74
3.19.3- Fórmula de SveDeFo.....	75
3.19.4- Estimación del factor de roca	75
3.19.5- Factor de roca (Cunningham).....	76
3.19.6- Modelo de fragmentación de Kuz- Ram	77
3.19.7- Ecuación de Rosin – Rammler	77
3.19.8- Índice de uniformidad n	78
3.19.9- Limitaciones del modelo	80
3.20- SISTEMA DE VOLADURAS CON CÁMARA DE AIRE	80
3.21- DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA SPLIT-DESKTOP	81
3.21.1- Adquisición y escalamiento de imágenes.....	82

3.21.2- Delineación de los fragmentos	83
3.21.3- Editando y delineando imágenes binarias	84
3.21.4- Cálculo de la curva de tamaños	85
3.21.5- Presentación y exportación de los resultados de la curva de tamaños	85
CAPÍTULO IV MARCO METODOLÓGICO	87
4.1- TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	88
4.2- DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	88
4.3- INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS.....	88
4.4- POBLACIÓN Y MUESTRA	89
4.5- ANÁLISIS DE LOS DATOS.....	89
4.6- METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	89
CAPÍTULO V RESULTADOS	90
5.1- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL EXPLOSIVO Y EL MACIZO ROCOSO PERTENECIENTE A LA MINA PASO DIABLO.....	91
5.1.1- Características y propiedades de la mezcla explosiva Fortis Extra (70/30).....	91
5.1.2- Características y propiedades del macizo rocoso.	93
5.2-.DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	98
5.2.1- Parámetros de diseños de perforación y voladura propuestos	102
5.3- ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE VOLADURA CON CÁMARA DE AIRE.....	105
5.4- PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN CON EL MODELO KUZ-RAM.	105
5.4.1- Variables relacionadas con el macizo rocoso.	105
5.4.2- Variables relacionadas con la geometría de la voladura.....	106
5.4.3- Variables relacionadas al explosivo.	106
5.5- RESULTADOS DE LA FRAGMENTACIÓN REAL POR IMÁGENES CON EL SOFTWARE SPLIT DESKTOP.....	108
5.6- EVALUACIÓN DE LOS DESNIVELES DE PISOS DE LOS BANCOS A SER INTERVENIDOS POR EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	110
CAPÍTULO VI ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS	113
6.1- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL EXPLOSIVO FORTIS EXTRA.....	114
6.2- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO.....	116
6.3- ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE VOLADURA CON CÁMARA DE AIRE.....	118
6.4- DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	119
6.5- PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN CON EL MODELO KUZ-RAM.	121
6.6- FRAGMENTACIÓN POR IMÁGENES CON EL SOFTWARE SPLIT DESKTOP.....	123
6.7- EVALUACIÓN DE LOS DESNIVELES DE PISOS DE LOS BANCOS A SER INTERVENIDOS POR EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.	125
CONCLUSIONES.....	128
RECOMENDACIONES.....	130
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	131

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura N°1. Estructura organizativa de carbozulia s. A.	11
Figura N°2. Ubicación geográfica de la empresa carbozulia.	16
Figura N°3. Bosque característico de la zona.....	18
Figura N°4. Drenajes principales que atraviesan la mina paso diablo.	20
Figura N°5. Secuencia estratigráfica presente en la mina paso diablo.	30
Figura N°6. Ciclo productivo de la mina paso diablo.	32
Figura N°7. Carro perforador por percusión.	36
Figura N°8. Perforadora rotopercutiva con martillo en fondo.	37
Figura N°9. Plano de chapman-joujuet.	38
Figura N°10. Estructura del anfo pesado.	43
Figura N°11. Variación de la potencia y la densidad del anfo según el porcentaje de emulsión.	44
Figura N°12. Fases de una emulsión.....	46
Figura N°13. Esfuerzo generados en función del tiempo a diferentes distancias en el centro del barreno.....	52
Figura N°14. Tipos de fisuras en las proximidades del barreno.....	53
Figura N°15. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.....	54
Figura N°16. Parámetros que afectan el rendimiento de una voladura.	59
Figura N°17. Retiro y espaciamiento.	61
Figura N°18. Sobreperforación.	61
Figura N°19. Ángulos en la sobreperforación.....	62
Figura N°20. Ensayo de resistencia a la compresión simple.....	64
Figura N°21. Perfil de voladura bajo manto.....	68
Figura N° 22. Apariencia física del cordón detonante.	69
Figura N°23. Apariencia física del booster de pentolita.....	69
Figura N°24. Características internas del detonador.	71
Figura N°25. Apariencia física del detonador no eléctrico de retardo (nonel).....	72
Figura N°26. Apariencia física del para plug.	73
Figura N°27. Factor de roca a por cunningham.	77
Figura N°28. Curva de distribución.	78
Figura N°29. Imagen típica de una pila de material en bruto.....	83
Figura N°30. Delineación de la imagen de material en bruto.	84
Figura N°31. Curva de tamaños de la imagen de una pila de material en bruto generada con split- desktop.	85
Figura N°32. Herramienta solver celda objetivo.....	100
Figura N°33. Herramienta solver celdas a combinar.	100
Figura N°34. Adquisición y análisis con el software split desktop voladura #4 M024T7BM7X.	109
Figura N°35. Adquisición y análisis con el software split desktop voladura #1 M012T7FF5O.	109
Figura N° 36. Perfil de carga de utilizado actualmente en la mina paso diablo.	126
Figura N°37. Perfil de carga de propuesto en el presente trabajo.	127

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla N°1. Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.....	56
Tabla N°2. Relación entre la resistencia a la compresión y el factor de carga.	64
Tabla N°3. Propiedades técnicas de la mezcla explosiva fortis extra.	92
Tabla N°4. Características técnicas de la mezcla explosiva fortis extra.	92
Tabla N°5. Densidad de la mezcla explosiva fortis extra tomadas en campo.	92
Tabla N°6. Propiedades de la mezcla explosiva blend.	93
Tabla N°7. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 9o.	94
Tabla N°8. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8i.	94
Tabla N°9. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8k.	94
Tabla N°10. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8m.	94
Tabla N°11. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 7m.	95
Tabla N°12. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 7o.	95
Tabla N°13. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6k.	95
Tabla N°14. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6m.	95
Tabla N°15. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6o.	96
Tabla N°16. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6q.	96
Tabla N°17. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 5m.	96
Tabla N°18. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 5o.	96
Tabla N°19. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 4m.	97
Tabla N°20. Factor de carga para los distintos pisos de manto de carbón según la resistencia a la compresión simple.	97
Tabla N°21. Parámetros de diseños de perforación y voladura.	101
Tabla N°22. Parámetros para voladura frente completo con diámetro 9 ^{7/8} ".	102
Tabla N°23. Parámetros para voladura frente completo con diámetro 8".	103
Tabla N°24. Parámetros para voladura bajo manto con diámetro 9 ^{7/8} ".	103
Tabla N°25. Parámetros para voladura bajo manto con diámetro de 8".	104
Tabla N°26. Diseños utilizados actualmente en la mina paso diablo.	104
Tabla N°27. Predicción de la fragmentación kuz - ram para voladuras de frete completo con diámetro de 9 ^{7/8} ".	106
Tabla N°28. Predicción de la fragmentación kuz – ram para voladuras de frete completo con diámetro de 8" propuesto.	107
Tabla N°29. Predicción de la fragmentación kuz - ram para voladura bajo manto con diámetro de 9 ^{7/8} ".	107
Tabla N°30. Predicción de la fragmentación kuz - ram para voladura bajo manto con diámetro de 8".	108
Tabla N°31. Predicción de la fragmentación kuz - ram para los diseños utilizados actualmente en la mina paso diablo.	108
Tabla N°32. Granulometría adquirida con el software split desktop.	109
Tabla N°33. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #1 M012T7FF5O.	110
Tabla N°34. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #2 M012T7BM5M. ..	111
Tabla N°35. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #3 M012T7FF5M.	111
Tabla N°36. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #4 M024T7BM7X.	112

ÍNDICE DE GRÁFICOS

	Pág.
Gráfico N°1. Densidad del explosivo tomado en campo.....	115
Gráfico N°2. Propiedades de la mezcla explosiva blen.....	115
Gráfico N°3. Factor de carga asociado a cada piso de los mantos de carbón.....	117
Gráfico N°4. Comparación porcentual entre la altura de la cámara de aire y la longitud de la carga explosiva.....	119
Gráfico N° 5. Curvas granulométricas kuz - ram comparativo entre los patrones recomendados y utilizados actualmente en el yacimiento.	122
Gráfico N° 6. Comparación del kuz - ram para los tamaños de los pasantes p ₅₀ , p ₇₀ y p _{99,95}	123
Gráfico N° 7. Comparación entre la granulometría real y el kuz - ram en voladura frente completo.	124
Gráfico N°8. Comparación entre la granulometría real y el kuz - ram en voladura bajo manto.	125
Gráfico N°9. Desniveles del área de la voladura #3 m012t7ff5o.	126

INTRODUCCIÓN

La optimización de los procesos mineros a cielo abierto en la actualidad, es una herramienta que le permite a las diferentes empresas que extraen los recursos minerales aumentar la vida de sus proyectos mineros, obtener recursos minerales de menor tenor, incrementar las reservas probadas del mineral de interés y obtener utilidades mayores, entre otros.

Debido a esto se plantea una propuesta destinada a optimizar el diseño de perforación y voladura (P&V) en la Mina Paso Diablo, para mejorar la fragmentación del material volado, ya que esta operación es uno de los procesos de mayor relevancia en la extracción minera y su misión específica es condicionar la roca (mineral o estéril), para su posterior tratamiento, de forma económica y sustentable.

Por tal motivo la presente investigación contara con seis (6) capítulos, los cuales estarán distribuidos de la siguiente manera:

Capítulo I, conformado por las generalidades de la investigación, entre las cuales se encuentran el planteamiento del problema, los objetivos de la investigación, la justificación, alcance y limitaciones encontradas en la realización del proyecto.

Capítulo II Descripción del medio físico, dará a conocer la reseña histórica, descripción y estructura de la empresa, ubicación del área, características físico natural, la geología y el ciclo productivo, entre otros.

Capítulo III Marco teórico, donde encontraremos los antecedentes de la investigación, los cuales servirán de apoyo para sustentar dicho proyecto, así como las bases teóricas, dentro de las cuales encontraremos conceptos y fórmulas matemáticas relacionadas a la perforación, voladuras, mezcla explosiva, macizo rocoso, entre otros.

En el Capítulo IV, en éste se ubica el marco metodológico conformado por: tipo de investigación, diseño de la investigación, instrumentos y técnicas, población, muestra, análisis de los datos y metodología utilizada en la investigación.

Capítulo V Resultados de la investigación, en él se recopilan todos los datos necesarios para poder determinar las características del macizo roco, así como aspectos generales de la perforación y voladura, mezcla explosiva *Fortis extra* y la técnica cámara de aire,

para ejecutar los diseños propuestos, así como también las predicciones de la fragmentación de la roca por medio del modelo matemático KUZ-RAM y la cuantificación de la granulometría real obtenidas en las voladuras con el software Split-desktop.

Capítulo VI análisis de los resultados, en éste se busca explicar el análisis de los resultados obtenidos, luego de haber realizado todos los cálculos pertinentes para lograr los objetivos propuestos en la investigación.

CAPÍTULO I
GENERALIDADES DE LA INVESTIGACIÓN

En el capítulo se describirá el problema que originó dicha investigación, así como los objetivos fundamentales para su desarrollo, la justificación, alcance y limitaciones encontradas en el transcurso de la investigación.

1.1- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Las operaciones de arranque en la Mina Paso Diablo se efectúan mediante proceso de voladura de rocas, esto debido a la dureza de la roca, siendo el método de arranque indirecto empleando perforación y explosivos, el método más económico, confiable y rápido para el desarrollo común de las operaciones de producción en este yacimiento. En la actualidad, se utilizan patrones diseñados para voladuras con mezclas ANFO/Emulsión, desarrollados en años anteriores, donde no se han tomado en cuenta las características de la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la aplicación de la técnica cámara de aire para definir nuevas configuraciones.

Se ha observado que ocasionalmente la fragmentación, no es la adecuada en algunos de los estratos volados, en particular en los estratos más duros, el material queda mal fragmentado dando como resultado grandes bloques de rocas, lo que trae como consecuencias baja productividad y disponibilidad mecánica de los equipos de carga y acarreo, a su vez se traduce en un aumento en el costo de producción de material removido. En los estratos de menor dureza se observa sobre fragmentación y proyecciones indebidas de rocas, demostrando que la distribución de energía en estas zonas no es la apropiada, indicando que se ha incurrido en un consumo innecesario de explosivos.

Se presume que estas variaciones en la fragmentación, están vinculadas con ciertas características del macizo rocoso del sector en extracción actual de la Mina, la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la aplicación de la técnica con cámara de aire utilizada en el yacimiento, donde no existe un estudio previo que permita optimizar los diseños de voladuras. Es conveniente que se promueva la optimización del diseño de voladuras, tomando en cuenta las variables que sean necesarias para el mismo. Con esto, se espera que estas variaciones en la fragmentación sean progresivamente corregidas, mejorando la producción en el proceso de carga y acarreo de estéril en la Mina Paso Diablo.

1.2- OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1- Objetivo General

Optimizar los diseños de perforación y voladura, en función de las características del macizo rocoso, la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la técnica de cámara de aire, para mejorar la fragmentación del material volado, en la Mina Paso Diablo, Carbones del Zulia S.A., estado Zulia.

1.2.2- Objetivos Específicos

- ✓ Recopilar las propiedades y características del macizo rocoso y del explosivo Fortis Extra utilizado en la Mina Paso Diablo.
- ✓ Definir los parámetros que intervienen en el diseño de perforación y voladura pertinente a la Mina Paso Diablo.
- ✓ Estandarizar el sistema de voladura con cámara de aire, para ser utilizado en la Mina Paso Diablo.
- ✓ Corroborar los ajustes de los diseños de perforación y voladura mediante el modelo de predicción de la fragmentación Kuz-Ram.
- ✓ Ajustar los diseños de perforación y voladura en función de las características del macizo rocoso, la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la técnica con cámara de aire, para ser implementado en las Operaciones de Arranque de la Mina Paso Diablo.

1.3- JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio tiene como propósito optimizar los diseños de perforación y voladuras utilizados en la actualidad en la Mina Paso Diablo operada por la empresa Carbones del Zulia S.A. El desarrollo de esta investigación es pertinente debido a los altos costos que representa el arranque del material mediante la utilización de perforación y explosivos. La conveniencia e importancia de esta investigación se describe a continuación:

Técnico: Cuando se obtiene sobrefragmentación de la roca, se está incurriendo en un gasto innecesario ya que se ha utilizado una cantidad de explosivo mayor a la necesaria. Si al contrario, los resultados son grandes bloques de rocas mal fragmentados, se estaría afectando la productividad de forma negativa para los equipos de carga y acarreo, además de incurrirse en pérdidas de producción.

Económico: Al optimizar los diseños de perforación y voladura se pretende que disminuyan los costos por explosivos, así como también los costos de material removido, logrando mejorar la productividad de los equipos de carga y acarreo, empleados en la Mina Paso Diablo y cumplir con las metas planteadas por la empresa.

Metodológica: Actualmente en la Mina Paso Diablo existen variaciones en la fragmentación de la roca, se presume que esta desviación se debe a algunas características, propiedades de la roca y del explosivo que no se ha tomado en consideración para llevar a cabo las voladuras. Dicho problema podría disminuirse optimizando los diseño de perforación y voladura, empleando criterios como propiedades y características de la roca, propiedades de la mezcla explosiva *Fortis Extra* y la técnica con cámara de aire, los cuales no se han tomado en cuenta en los diseños aplicados actualmente en el yacimiento.

Seguridad y Ambiente: Se espera disminuir las voladuras secundarias, ya que de esta forma, se evitaría una mayor generación de partículas en suspensión, vibraciones, ruido y gases tóxicos. Todo esto como garantía de un ambiente de trabajo seguro para los trabajadores de la Mina Paso Diablo.

1.4- ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

El trabajo de investigación se basa en la optimización del diseño de perforación y voladura, con el propósito de implementar mejoras en función de todo el ciclo productivo realizado en la empresa.

Dicho estudio se desarrolló con información obtenida a partir de las perforaciones y voladuras llevadas a cabo en el periodo de enero – abril del año 2014, en el sector Transición de la Mina Paso Diablo, CARBOZULIA S.A.

1.5- LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

Las principales limitaciones que se han podido detectar en la elaboración de este trabajo fueron las siguientes:

- ✓ Todas las voladuras efectuadas fueron ejecutadas en un solo frente, lo que no permitió estudiar el comportamiento de todos los avances de la minas.
- ✓ El número de voladuras presenciadas durante el campo no fueron suficientes para realizar una evaluación continua del análisis realizado, ya que por normativas legales en cuanto a la seguridad, los pases dentro de la mina no eran posibles en horarios fuera de lo establecido.
- ✓ La Baja disponibilidad de los equipos de carga y acarreo, no permitieron realizar un estudio detallado de cómo afecta la mala fragmentación en estos equipos.
- ✓ Por motivo de seguridad de la empresa no es posible realizar una voladura con los patrones planteados.

CAPÍTULO II
DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO

En el siguiente capítulo se dará a conocer la descripción del medio físico, es decir, la reseña histórica, descripción y estructura de la empresa, ubicación del área, características físico natural, la geología y el ciclo productivo, entre otros.

2.1- CARBOZULIA S.A.

2.1.1- Reseña histórica

En 1876 el Ingeniero Wenceslao Briceño Méndez, descubre los grandes afloramientos de carbón que existe en el Guasare; pero no fue hasta 1972 cuando el Ministerio de Energía y Minas, inicia los estudios geológicos certificando la existencia del carbón con una historia de 30 millones de años y a partir de 1973 otorga a la Corporación de Desarrollo del Zulia (CORPOZULIA), las concesiones por 70.000 hectáreas para la explotación de la cuenca carbonífera del Guasare.

En 1976 se crea Carbones del Zulia S.A. (CARBOZULIA), filial de la Corporación para el Desarrollo de la Región Zuliana (CORPOZULIA) y el Fondo de Inversiones de Venezuela (FIV). El 25 de abril de 1986, por decisión del Ejecutivo Nacional, Petróleos de Venezuela, S.A. (PDVSA) adquiere las acciones que CORPOZULIA y el FVI tenía en CARBOZULIA y se firma el convenio de arrendamiento a PDVSA.

El 2 de agosto de 1988, concluyó la creación de Carbones del Guasare, S.A. La empresa se dedica a partir de esa fecha a la exploración del yacimiento "PASO DIABLO". En 1990 se inicia la exoneración de los impuestos sobre la renta otorgado por el Ejecutivo Nacional por un periodo de 5 años. Tres años más tarde, Carbones del Guasare S.A., llega a ser una empresa mixta cuyos socios son CARBOZULIA, filial de PDVSA en un 49%, la empresa AGIPCOAL de Italia con un 48% y por SOFIMARA de Banco de Maracaibo con un 3%.

En 1999 la empresa Carbones del Guasare firma un contrato por 5 años con la empresa *Morrinson Knudse* (MK) perteneciente a la empresa *Washington Group*, la cual implemento mejoras en el proceso, reduciendo los costos y aumentando la eficiencia operacional de la mina. Para el año 2004 el Ejecutivo Nacional transfiere nuevamente a CORPOZULIA las acciones mineras que tenía PDVSA.

“En 2010 la empresa PEABODY COAL VENEZUELA LIMITED, vende sus acciones a CARBOZULIA, la cual represente el dos por ciento (2%) del capital social suscrito y en circunstancia de CARBONES DEL GUASARE, S.A., pasando a tener CARBOZULIA la propiedad del cincuenta y uno por ciento (51%), del capital suscrito. En consecuencia, la empresa CARBONES DEL GUASARE, S.A., pasa a ser una empresa del Estado” (Gaceta Oficial N-39.643). Para ese mismo año “se ordena la transferencia a Petróleos de Venezuela, S.A. (PDVSA), del setenta por ciento (70%) de las acciones comunes, nominativas, no convertibles al portador que actualmente tiene CORPOZULIA, en la empresa del Estado CARBOZULIA” (Gaceta Oficial N-39.982). Dicha transferencia se hizo efectiva el 8 de Octubre del año 2013, con el nombre de Carbones del Zulia S.A, (CARBOZULIA).

2.1.2- Estructura organizativa

2.1.2.1- Descripción de la empresa

Carbones del Zulia S.A., es una empresa que realiza labores de exploración, producción, transporte y comercialización de carbón. Se encuentra constituida bajo la figura de una empresa Socialista, a cargo de Petróleos de Venezuela, S.A. (PDVSA). Está cuenta con una Gerencia General, la cual se encarga de coordinar y ejercer las funciones de administrar los presupuestos a través de la asistencia ejecutiva; también establece los lineamientos sobre los que se fundamentan la planificación a largo plazo mediante el departamento de soporte técnico y desarrollo, por ultimo define las estrategias a seguir en las operaciones de la mina bajo los estatutos especificados en las legislaciones ambientales y laborales por medio del Departamento de seguridad y Ambiente. Según el Departamento de Ingeniería de Mina 2014.

2.1.2.2- Estructura organizativa de la Gerencia General de la empresa

La empresa cuenta con un organigrama por su forma de distribución Vertical, ya que presentan las unidades ramificadas de arriba abajo a partir del Presidente, en la parte superior y desagregan los diferentes niveles jerárquicos en forma escalonada general, debido a que muestran la organización completa, dando a primera vista un panorama de todas las relaciones entre las divisiones y gerencias o entre los cargos, según su naturaleza. (Ver Figura N°1).

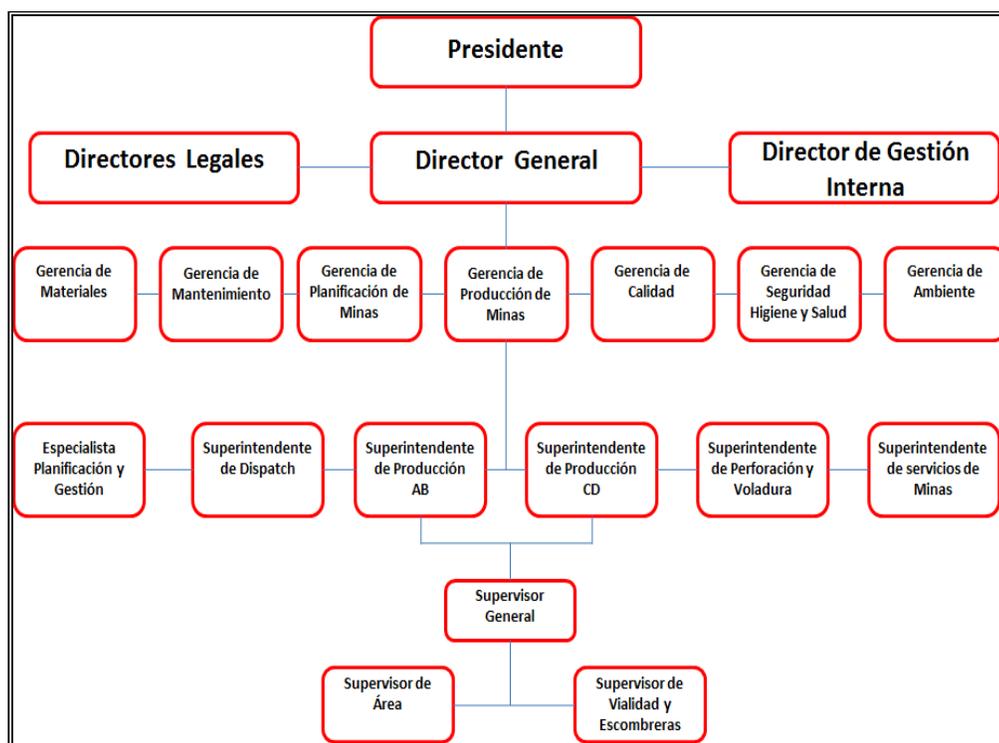


Figura N°1. Estructura Organizativa de Carbozulia S. A.

Fuente. Gerencia de Ingeniería de Mina, Carbones del Zulia S.A., (CARBOZULIA 2014).

De acuerdo a la Gerencia de Ingeniería de Mina, la gerencia general cuenta con los siguientes Departamentos o Subgerencias para el logro de sus objetivos:

➤ **Gerencia de Producción de Mina**

Se encarga de coordinar y definir las acciones operativas necesarias para llevar a cabo la secuencia de explotación en los frentes de acuerdo a lo establecido en la planificación

de mina. Una de las responsabilidades de esta gerencia, es la de garantizar las condiciones necesarias para que las operaciones conserven niveles de estandarización permitiendo así, que las labores de mina sean lo más eficientes posible. Para el cumplimiento de la producción juega un papel muy importante el *Dispatch*®, el cual es un sistema de administración minera a gran escala que utiliza los sistemas modernos de computación y comunicación de datos, junto con la tecnología del Sistema de Posicionamiento Global (GPS), con el propósito de proporcionar asignaciones óptimas en forma automática para los camiones de acarreo

La Gerencia de Producción cuenta con un personal de Servicio de Mina, los cuales garantizan las condiciones de trabajo de la mina.

✓ Superintendencia de Servicio de Mina.

Esté Departamento se encarga del bombeo de las aguas, construcción de alcantarillas, arrastre de cable eléctrico, colocación de plantas de iluminación, construcción de rampas, fabricación de señales de vialidad entre otras.

➤ **Gerencia de Ingeniería de Mina**

Establece los lineamientos para las secuencias de explotación de los mantos de carbón en plazos definidos para ser ejecutadas por la Gerencia de Producción, fundamentado en la información suministrada por la Gerencia de Ingeniería de Mina, la cual especifica las reservas minables a través del Departamento de Geología. Por otra parte, elabora los diseños y los planes de desarrollo de las escombreras, además de definir las estrategias que impliquen labores de construcciones nueva o desmantelamiento de infraestructura de mina.

Por otro lado la Gerencia de Ingeniería de Mina, además de coordinar las labores de exploración, elaboración del modelo geológico y efectuar los cálculos de las reservas mineras a través del Departamento de Geología, y el Departamento de Topografía, también se encarga de llevar a cabo los trabajos de Perforación y Voladura de roca.

✓ Superintendencia de Geología

El Departamento de Geología, tiene como función principal la evaluación anual de las reservas del yacimiento, haciendo énfasis en la cuantificación actualizada de las reservas probadas para los futuros desarrollos mineros; la redefinición geométrica del yacimiento, así como también, realiza la evaluación estructural del mismo, proporcionando a la unidad de planificación la información necesaria para la elaboración mensual y trimestral de los planes de minas. Del mismo modo, elabora planes de los pozos que se van a perforar, a través de un modelo geológico, para luego proceder a realizar las perforaciones que han sido planificadas.

✓ Departamento de Topografía

Este Departamento es el encargado del levantamiento topográfico de toda la actividad productiva de la mina. Se basa en el sistema de posicionamiento global (GPS), en donde las coordenadas utilizadas son las UTM (*Universal Transversal Mercator*).

El trabajo de topografía consiste en realizar levantamiento diario del piso y frente de las palas, las pilas de remanejo, las pilas de trituración, el replanteamiento de puntos geológicos, levantamientos de escombreras, replanteo de puntos de vías y todos aquellos puntos que sean importantes para la planificación de la mina.

✓ Superintendencia de Perforación y Voladura

Su función es realizar las operaciones correspondientes a la elaboración de barrenos la cual se lleva a cabo siguiendo un plan de mina, donde el primer paso es realizar las labores de perforación. Otra función es el de realizar los cálculos del patrón de voladura de los explosivos necesarios para cada barreno, de acuerdo al tipo de material que se desea volar.

➤ **Gerencia de Mantenimiento**

Su responsabilidad radica en garantizar que el inventario de equipos pesados y livianos, encuentre futuro disponible para la ejecución de las labores de mina. De su

desempeño depende que las estadísticas de disponibilidades físicas de dicho inventario sea el más óptimo posible.

➤ **Gerencia de Control de Calidad y Laboratorio**

Su función es obtener y evaluar la calidad del carbón requerida por el mercado nacional e internacional, garantizando que los cargamentos cumplan con los requerimientos de tonelaje y calidad que los clientes establecen, mediante el muestreo de las labores de perforación en las actividades de exploración, trituración, embarque etc. Además, el departamento se encarga de codificar cada uno de los mantos, por medio de un número y una letra según su calidad y sus características. El mejor manto es aquel que posea alto poder calorífico, bajo contenido de cenizas, bajo porcentaje de humedad y bajo contenido de azufre.

✓ Departamento de Trituración

Control de planta en donde se realiza la disminución de tamaño del carbón. Para ellos se utilizan dos trituradoras y tres apiladores que se encargan de apilar según las especificaciones de control de calidad. Además, aquí se procede a cargar las gandolas que van hacia el puerto y en donde el carbón es transportado a su destino final.

➤ **Gerencia de Materiales**

Gestiona los procesos de adquisición y administración del inventario de repuestos de los equipos de minería y auxiliares, además de todos los materiales de seguridad requeridos por el personal de la mina para el ejercicio de sus funciones.

➤ **Gerencia de Seguridad, Higiene y Salud**

Tiene como papel principal verificar y hacer cumplir los estatutos de seguridad laboral tanto para el personal operativo como administrativo. Efectúa evaluaciones integrales y regulares de las instalaciones donde se desarrollan las labores del personal en todos los niveles, como mecanismo de resguardo de la integridad física y mental de estos.

La seguridad industrial inicia desde el momento en que el operario llega a la industria hasta la culminación de sus labores cotidianas. La vestimenta debe ser apropiado para cada labor, el calzado preferiblemente debe ir reforzado en la punta con una platina metálica, la protección auditiva, respiratoria y ocular depende del material y la máquina con que se esté laborando, los camiones y vehículos deben conducir por el lado contrario, es decir por el lado izquierdo de la mina, se debe ceder el paso a los camiones cargados, etc. Los elementos básicos de protección son:

Cascos de acuerdo a la norma.

- ✓ Botas punta de acero
- ✓ Guantes.
- ✓ Gafas requeridas.
- ✓ Elementos reflectivos.
- ✓ Tapa oídos de acuerdo a la norma.
- ✓ Protección respiratoria (tapa boca) si se requiere.

➤ **Gerencia de Ambiente**

Su objetivo fundamental es reforestar y condicionar las áreas que han sido afectadas por la explotación minera y así minimizar el impacto ambiental. Entre las actividades importantes realizadas por este departamento encontramos el monitoreo de aguas y aire procedentes de la mina, áreas verdes para deforestación, áreas verdes recuperadas, construcción de lagunas de sedimentación para el control de partículas en el agua. Es el área encargada de controlar y coordinar la gestión ambiental de la mina bajo las leyes y normas del Estado venezolano.

2.2- MINA PASO DIABLO

2.2.1- Ubicación geográfica general

El Yacimiento Carbonífero del Guasare, depositario de la Mina Paso Diablo, donde la Carbones del Zulia S.A., realiza sus operaciones mineras “se encuentra ubicado en las coordenadas 797.137 (este) y 1.220.566 (norte) referidas al sistema *Universal Transversal Mercator (UTM)*.

Este se localiza en el estado Zulia, Municipio Mara, Parroquia Luis de Vicente específicamente en la parte sur (bloque Norte de Carichuano) de la mina Paso Diablo de CARBOZULIA. Geográficamente se localiza a unos 120 km al noroeste de la ciudad de Maracaibo en el pie de monte oriental de la Sierra de Perijá y al oeste del Sinclinal de Manuelote. La misma se encuentra enmarcada dentro de la cuenca del río Guasare. Dicha mina limita al Norte con el río Guasare y por el Sur con el Caño Norte, guasare.com. (2005-2006). Ver figura N°2.



Figura N°2. Ubicación geográfica de la empresa Carbozulia.

Fuente. Gerencia de Ingeniería de Mina, Carbones del Zulia S.A., (CARBOZULIA 2014).

2.2.2- Características físico natural de la Mina Paso Diablo

➤ Geomorfología

El paisaje de montaña de la Mina Paso Diablo, fue modelado durante la época del Terciario, y consiste de un conjunto montañoso perteneciente a la estribación final de la Sierra de Perijá (Monte de Oca, Sierra Majayura, Sierra del Indio).

El relieve de la mina Paso Diablo en general, se encuentra en el pie de monte de la Sierra de Perijá; es de tipo mixto y está conformado por un área de colinas y un área llana o de pendientes suaves. El relieve de colinas representa más del 70% de la zona y se ubica de manera homogénea en todo el área; está compuesto principalmente por colinas asimétricas más o menos alargadas con una dirección preferencial de toda la sierra NNE-SSO; se observan desniveles de hasta 500m siendo los desniveles de 100 a 200m los más frecuentes en el área; las pendientes varían entre moderadamente abruptas (10-18°) y abruptas (18-30°), siendo las pendientes de 10 a 23° las más comunes. Las líneas de cresta presentan una geometría lineal con algunas curvas sinuosas, su tope es ancho y tienden a ser planos y redondeados, sus laderas son convexas y el drenaje es medianamente encajado dentro de las colinas y en sus adyacencias. Esta área presenta cotas de altitud máximas y mínimas de 220 y 50 msnm respectivamente. (Departamento de Ambiente Carbones del Zulia, S.A, 2014).

➤ Clima

Según el estudio técnico ambiental e inventario forestal realizado en Carbones del Guasare en el 2005, el área estudiada presenta un clima semi-árido con moderado exceso de agua en épocas de lluvia, mega térmico o cálido. La temperatura media anual oscila entre 26,7°C y 29,5°C, y la evaporación promedio anual es de 2.052,7mm. El período de menor evaporación es de Octubre a Diciembre. La velocidad promedio de los vientos en la zona es de 3,2 km/h a una altura de 10 metros de la superficie del suelo con dirección predominante norte –noroeste (datos tomados de la estación Carichuano).

Vegetación

El área de estudio corresponde al bosque seco tropical (bs-t) como se observa en la figura N°3; según la clasificación de Ewel y Madriz (1976). La vegetación está compuesta de árboles y arbustos de especies deciduas con mediana variabilidad y altura media.



Figura N°3. Bosque característico de la zona.

Fuente. Departamento de Ambiente CARBOZULIA, (2014).

Las especies más abundantes y que se encuentran en los tres estratos del bosque son principalmente: Carreto (*Aspidospermopolynuron*); Guaimaro (*Brosimunalicastrum*); canaleta (*Cordiasp*) y Gateado (*Astroniumgraveolens*).

Se observó que la mayoría de las especies vegetales que conforman el bosque seco tropical, se encuentran en los estratos inferiores del bosque, de algunas especies en número considerable desde el sotobosque hasta los arbolitos con diámetro de 10 y 15cm., otras especies como el Jobo se observa bastante cercano a los cursos de agua y en pendientes de difícil acceso.

Para el área sur de Paso Diablo se encontraron varias especies de valor, con altura y diámetros para ser aprovechados como productos forestales primarios, algunas de estas especies son: Balaustre, Cacahuito, Canalete, Canaguato, Carreto, Dividive, Drago, Ébano, jobo, entre otros. (Departamento de Ambiente Carbones del Zulia, S.A, 2014).

➤ **Suelos**

Los horizontes de suelo que constituyen el terreno, están conformados por la capa vegetal, cuyo espesor es en promedio de 1 m. El material subsiguiente está representado por un horizonte de un suelo residual de color rojizo. El mismo mantiene sus características principales hasta el límite con la roca del macizo hasta alcanzar una profundidad que oscila entre 1 y 2 m. Por su parte la granulometría se encuentra entre 2 y 0,060 mm, lo cual corresponde a un suelo de tamaño arena.

En el área de estudio, la litología consiste principalmente de arenisca, lutitas, caliza y abundantes lechos de carbón. Los suelos derivados de las areniscas son de poco espesor ya que son muy susceptibles de erosionarse, son poco fértiles y bien drenados.

Los suelos provenientes de caliza poseen partículas de limo fino y arcilla, de textura fina, su estructura le confiere una alta permeabilidad y buen drenado, excepto en condiciones de saturación. (Departamento de Ambiente Carbones del Zulia, S.A, 2014).

➤ **Hidrografía**

El área donde Carbones del Zulia S.A. realiza sus actividades está dentro de la cuenca del río Guasare el mismo lleva al oeste una trayectoria casi SSO-NNE para cambiar su rumbo a partir del cerro Los Manantiales a N-S, luego a partir del cerro Cinco de Julio hacia el este cambia de nuevo su rumbo a E-O, hasta que se une con el río Socuy para formar el río Limón.

Los principales drenajes presentes en la cuenca del río Guasare están representados por los ríos Cachirí y Socuy (figura N°4). Los cauces naturales intermitentes más importantes lo constituyen los caños denominados Baqueta, Carichuano, Paso Diablo, Tigre y Norte. El resto del drenaje natural, está representado por pequeñas quebradas y canales de desagüe o drenajes naturales, configurados por la topografía natural de la zona. (Departamento de Ambiente Carbones del Zulia, S.A, 2014).



Figura N°4. Drenajes Principales que atraviesan la Mina Paso Diablo.
Fuente. Tomado de Google Earth, Recuperado el 10 febrero 2014.

2.2.3- Geología

Geología Regional

Las unidades litológicas que constituyen la mina Paso Diablo y que se ubican en el sinclinal de Manuelote son las Formaciones Guasare, Paso Diablo, Marcelina y Misoa, en donde la Formación Marcelina contiene los carbones que son económicamente explotables.

Consideraciones sobre la Formación Paso Diablo y Marcelina

Según el Léxico Estratigráfico (CIEN, 1997), la Formación Paso Diablo fue definida y descrita por Hedberg y Sass (1937), en la zona del Sinclinal de Manuelote, sin embargo Sutton (1946), publicó en un trabajo en inglés que las areniscas superiores de la Formación Paso Diablo correspondían a la Formación Misoa por lo que separó la unidad, llamando la unidad inferior Marcelina, quedando las areniscas de Misoa,

suprayacente. De acuerdo con el Código de Nomenclatura Estratigráfica (*Amer. Comm. Strat. Nomencl.*, 1961, Art. 14-a) el procedimiento apropiado hubiera sido conservar el término Paso Diablo en un sentido restringido, i.e. excluyendo las areniscas de Misoa. Por no haberse aplicado este criterio, la Formación Marcelina es sinónima, en su mayor parte, de la Formación Paso Diablo.

La Formación Marcelina ha sido utilizada más ampliamente en diversos trabajos desde que fue definida por Sutton (1946), actualmente todos los trabajos realizados en la mina Paso Diablo utilizan esta definición; mientras que la Formación Paso Diablo solo se ha reconocido en el sinclinal de Manuelote, apareciendo aún además en los cuadros de correlación donde ambas formaciones se han mantenido vigentes.

Formación Guasare (Paleoceno)

Es la formación más antigua presente en la cuenca carbonífera del Guasare. Descrita originalmente por Garner (1926), posee su localidad tipo al margen sur del río Guasare, a unos 4 km aguas arriba de El Carbón y 300 m bajo la desembocadura del caño Colorado, en el límite norte del distrito Mara, estado Zulia.

En los afloramientos de los ríos Guasare, Socuy y Cachirí, la formación consiste en calizas pardo grisáceo a gris amarillento o gris, generalmente glauconíticas. Algunas capas son ricas en restos de *Ostrea* y *Venezulia*. Intercaladas con las calizas, se presentan lutitas y limolitas grises a parduscas y areniscas grises, calcáreas y glauconíticas. En el subsuelo del campo Alturitas la litología consiste principalmente en lutitas gris oscuro, arenosas, macizas o laminadas, areniscas marrón claro, calcáreas y glauconíticas, limolitas y arcilitas grises con esférulas de limolita, y en menor proporción caliza arenosa gris y algunas capas muy delgadas de carbón: esta litología es representativa de la transición lateral, a los sedimentos deltaicos del Grupo Orocué. En la sección tipo, el espesor (incompleto) de la Formación Guasare es de unos 120 m. En el río Cachirí es de 390 m, y en el río Socuy, de 370 m. En el subsuelo de Alturitas, es de 165 a 193 m.

Los afloramientos de la Formación Guasare se presentan a lo largo de una faja de 50 a 60 km de ancho, que se extiende a lo largo de los contrafuertes de la sierra de Perijá, desde el río Guasare, hasta el área sur del distrito Perijá. Aflora en la isla de Toas, y al lado oriental del Lago de Maracaibo, se encuentra en las cabeceras del río Misoa, extendiéndose por todo el subsuelo del lago.

En la sierra de Perijá y la mayor parte de la plataforma de Maracaibo, la Formación Guasare yace concordantemente sobre la Formación Mito Juan. Al sureste del lago, yace sobre la Formación Colón. En el tope, el contacto es transicional con la Formación Marcelina en Perijá y en la costa occidental del lago. Hacia el este, al desaparecer Marcelina por erosión, el contacto pasa a ser discordante con la Formación Misoa.

Sutton (1947) menciona que en el área de la sección tipo se han descrito *Venericardia sp.*, *Turitella negritoensis*, *Ostra sellaeformis* y *Perulata crassiuscula*. En la isla de Toas, el mismo autor cita una fauna de foraminíferos y microfósiles, entre los cuales están *Haplophragmoides sp.*, *Eponides lotus*, *Cibicides praecursorius* y *Venericardia (Venericar) toensis*. Sutton (*op. cit.*) añade una lista de fósiles recobrados en el pozo DM-1 en el distrito Mara, con varios de los fósiles hallados en la isla de Toas, y otros como *Nodosaria latejugata*, *Discorbis midwayensis* var. *Soldadoensis*, *Cibicides howelli*, *Vaginulinopsis wilcoxensis*, etc. En el subsuelo de Alturitas, Key (1960) menciona una microfauna escasa, con *Haplophragmoides sp.*, *Miliammina fusca.*, *Trochammina sp.* y *Cytherella sp.* Kuil et al. (1955) determinan el contenido palinológico de la formación.

La fauna y el contenido palinológico, permiten establecer firmemente la edad paleocena de la Formación Guasare.

La Formación Guasare correlaciona, hacia el sur de Perijá, con las formaciones Barco y Catatumbo del Grupo Orocué; hacia el este y sureste del Lago de Maracaibo, la formación correlaciona con la porción inferior de la Formación Trujillo y con la Formación Ranchería del noroeste de Trujillo.

La Formación Guasare representa la sedimentación de plataforma, desarrollada en la porción central de la cuenca de Maracaibo durante el Paleoceno. Su litología y contenido fosilífero, corresponden a un ambiente marino nerítico, el cual estuvo sujeto

a influencias de tipo deltaico, especialmente hacia el suroeste, donde se observa la interdigitación de la típica litología de Guasare con los sedimentos del Grupo Orocué.

Formación Paso Diablo (Paleoceno-Eoceno Temprano)

Los afloramientos consisten principalmente de areniscas macizas, ligeramente calcáreas, sobre todo en la base de la unidad, de color gris claro, areniscas laminadas gris claro interestratificadas con arcillas y limolitas gris oscuro a gris claro, localmente carbonáceas y micáceas, y numerosas capas de carbón (lignito sub-bituminoso) que varían en espesor desde 1 m en el tope hasta 18 m en la parte inferior de la formación. En la base de la formación las areniscas son muy calcáreas, casi margas, mientras que en la parte media y superior dominan areniscas macizas con nódulos y concreciones ferruginosas de hasta 0,5 m diámetro; tienen estratificación cruzada y planar frecuente, y localmente se encuentran lentes y capas de conglomerados con cemento ferruginosos. Los intervalos cubiertos constituyen aproximadamente un 25% de la sección, y son probablemente arcillas. Cerca de algunas capas de carbón, sobre todo en la sección del caño Sierra Azul, se encuentran capas de "roca quemada" o "lavas - diques de basalto" que constituyen los remanentes de capas de carbón oxidadas por combustión espontánea, fenómeno frecuente en áreas de afloramiento de carbón, reportado ya desde el siglo pasado por Briceño Mendez (1876) en el caño El Paso del Diablo, el cual deriva su nombre precisamente por los incendios subterráneos que allí se producían. Estas rocas fueron analizadas científicamente por Moticska (1977) quien explica el fenómeno en detalle.

El espesor del neoestratotipo, medido con plancheta y corregido por las numerosas repeticiones y fallas mediante fotografías aéreas detalladas, es de 461 m, Scherer *et al.* (1997). Hedberg y Sass (1937) reportan un espesor aproximado de 1000 m para la sección hoy inexistente del caño El Paso del Diablo. Gordon Young (1956), posiblemente en conocimiento del informe interno de Hedberg (1929), en la 1a Edición del LEV reporta 848 m (2800 pies) para la sección tipo y 1075 m (3350 pies) en la sección del río Guasare.

Los afloramientos de la formación están en gran parte limitados a la Sierra de Perijá y al levantamiento de Totumo-Inciarte en el distrito Mara del estado Zulia. Se conoce en el subsuelo de los campos Concepción, Mara, La Paz y Alturitas.

El contacto inferior con la Formación Guasare es concordante y gradacional y se coloca en la base del último afloramiento de lutitas con restos de plantas y/o en el tope de la última capa de calizas fosilíferas grises y amarillentas de la Formación Guasare. El contacto superior con las formaciones Mostrencos y Misoa es concordante y gradacional y se coloca en la base de una gruesa secuencia de areniscas laminadas de color pardo grisáceo.

Los fósiles son raros en la formación, y los que se han reportado tienen escaso valor diagnóstico de edad. G. Young (LEV, 1956) reporta foraminíferos arenáceos de los géneros *Ammobaculites*, *Haplophragmoides*, *Trochammina* y *Textularia*.

Por su posición estratigráfica encima de la Formación Guasare del Paleoceno y debajo de las formaciones Mostrencos y Misoa del Eoceno Temprano, la edad de la Formación Paso Diablo se considera Paleoceno-Eoceno Temprano. Es equivalente lateral de todo o gran parte de la Formación Los Cuervos (antiguamente "Tercer Horizonte de Carbón") en el estado Táchira.

La secuencia litológica de unos 14 ciclotemas de carbón y la granulometría de las areniscas sugieren un ambiente deltáico a paludal regional, con periódicas invasiones marinas en la parte inferior y en el tope de la sección.

Formación Marcelina (Paleoceno)

El nombre de Formación Marcelina fue introducido y publicado originalmente por Sutton (1946), para designar la unidad denominada por Garner (1926) Paquete de Carbón de La Rosa. Tal como fue descrita por Sutton, la formación equivale a la parte inferior de la Formación Paso Diablo de Hedberg y Sass (1937). González de Juana (1951) comentó e ilustró esta equivalencia. Sutton (*op. cit.*) estableció la localidad tipo de la formación en el río Guasare, desde el tope de una caliza maciza, 550 m aguas arriba de la desembocadura del caño Colorado, hasta la base de una unidad de areniscas

gruesas y masivas, a 50 m bajo la boca del caño Santa Rosa, también afluente del Guasare. Las secciones de referencia establecidas por Miller y San Juan (1963), están respectivamente en el río Socuy, entre los caños Pedrú y La Arena, al oeste del embalse Socuy y en el río Cachirí, unos 700 m aguas abajo de la confluencia con la quebrada La Cruz (caño del Norte).

Sutton (*op. cit.*, 1947) describe la litología de la formación como una intercalación de areniscas, lutitas, lutitas arenosas y capas de carbón. En la base de la unidad, las areniscas son macizas, gruesas, de color gris claro y localmente calcáreas. Más arriba se hacen delgadas, están intercaladas con lutitas color gris y presentan planos de estratificación con mica y carbón. Las lutitas son de color gris oscuro a negro, con fractura concoidal o de lápices. Tanto en las areniscas como en las lutitas, se encuentran nódulos de arenisca y caliza arenosa de color gris azulado, de forma alargada y midiendo de 1.2 a 2.4 m de largo por 0.6 a 1.2 m de diámetro. El carbón es de tipo subbituminoso a bituminoso, y se presenta principalmente hacia la base de la formación, en capas de 2 hasta 10 m de espesor. En el río Socuy, Miller y San Juan (*op. cit.*) mencionan además, capas de caliza y areniscas calcáreas con restos de moluscos. Las calizas son generalmente delgadas, aunque en la parte inferior de la sección, señalan una capa de 3 m. Ruíz (1983), describe en detalle la litología de la Formación Marcelina a partir de núcleos, en el área tipo, y señala areniscas gris claro a blancuzco, de grano muy fino a medio, subangulares, moderadamente escogidas, con pequeñas cantidades de mica y feldespatos; areniscas limosas gris oscuro, a veces micáceas; conglomerados oligomícticos (asperonoes) y polimícticos; lodolitos y lutitas gris oscuro a negro, arcilla gris y carbón. Dicho autor indica la existencia de 25 a 30 mantos importantes de carbón, con espesores de 1 a 13 m.

En la Formación Marcelina se observa un conjunto de rocas alteradas por el calor de la oxidación (combustión) de mantos de carbón, las cuales fueron señaladas por Hedberg y Sass (*op. cit.*, 1946) González de Juana (*op. cit.*) y Sutton (*op. cit.*). Interpretadas erróneamente como de origen ígneo, fueron estudiadas en forma detallada por Moticska (1977), quien determinó tres tipos principales: porcelanitas producto de limolitas carbonáceas y en parte de areniscas finas, calizas y conglomerados; brechas

soldadas y flujos de brechas formados por fragmentos líticos embebidos en roca fundida, y lavas (para-lavas) formadas por la fusión completa del material rocoso. Todas estas variedades presentan diversas tonalidades de rojo, marrón y ocre.

En la sección tipo, la Formación Marcelina tiene alrededor de 610 m de espesor (Sutton, *op. cit.*).

Los afloramientos de la Formación Marcelina abarcan una faja de unos 54 km de largo, por no más de 4 km de ancho, que va desde unos 3 km al norte del río Guasare, hasta la confluencia del caño Colorado con el río Palma, al sur (Motiscka, *op. cit.*), en el distrito Perijá. Miller y San Juan (*op. cit.*) señalan su extensión en la vertiente occidental de la sierra de Montes de Oca, en el valle del río Ranchería, Colombia. La formación desaparece hacia el este, en el Lago de Maracaibo, por erosión.

El contacto de la Formación Marcelina con la Formación Guasare infrayacente, es concordante y transicional. Hacia el sur del macizo de El Totumo, el contacto entre ambas formaciones se hace más difícil de determinar, al ir desapareciendo los rasgos característicos de cada una.

El contenido fosilífero de la formación es pobre y poco diagnóstico, Key (1960) menciona escasos ejemplares de *Miliammina fusca*, *Haplophragmoides sp.* y *Trochammina sp.* Mederos y Castro (1983) citan varias especies de polen en una muestra de lutita carbonosa de la mina Paso Diablo, cerca del área tipo, siendo las más abundantes *Proxapertites operculatus*, *P. cursus* y *Palmacidites sp.* Ruíz (*op. cit.*, 1983) cita gasterópodos como *Andícula thompsoni* y *Amaurellina cf. moroicana*.

Las evidencias palinológicas (Kuyl *et al.*, 1955, Mederos, 1983) y su posición estratigráfica respecto a la Formación Guasare, dan una edad paleocena para la Formación Marcelina.

La Formación Marcelina correlaciona, hacia el sur, con la Formación Los Cuervos, del Grupo Orocué. Hacia el oeste, correlaciona estrechamente con la Formación Cerrajón del Paleoceno, en la cuenca de Ranchería, al NE de Colombia (Caceres *et al.*, 1980)

La Formación Marcelina representa un ambiente sedimentario de tipo paludal, originado por el avance deltáico del Paleoceno, sobre los ambientes de plataforma de la Formación Guasare, Ruíz (1983) al analizar el ambiente de la formación, indica la

presencia de ciclotemas incompletos, relacionados con los grupos de carbón identificados en el área de la mina Paso Diablo.

Formación Misoa (Eoceno)

Garner (1926) introdujo el nombre Formación Cerro Misoa, para designar una unidad compuesta de areniscas y lutitas intercaladas, la cual aflora en el cerro del mismo nombre. La localidad tipo de la sierra Misoa, designada por Garner (*op. cit.*), fue extendida por Sutton (1946) hacia el este, a lo largo del río Misoa, hasta el flanco de la serranía de Trujillo.

Las características de los sedimentos de la Formación Misoa, dependen de su posición en la cuenca, del ambiente de sedimentación, de la distancia entre ellos y de la fuente de los mismos. Hacia el noreste hay más lutitas y areniscas de grano fino, mientras que hacia el sur y sureste, el porcentaje de arena aumenta al 80 y 90% de la sección, y los granos se hacen más gruesos. Se encuentran areniscas, limolitas y lutitas intercaladas en distintas cantidades, en toda la sección y hacia el este, en la sierra, algunas capas de caliza en la parte inferior. En el área del lago se encuentran capas delgadas de caliza, en la parte inferior (Miembro C-7).

Las areniscas presentan tamaños variados de grano, pero en general, son de grano fino y gradan a limolitas y luego a lutitas. Son generalmente puras, micáceas, frecuentemente carbonáceas y generalmente bien estratificadas a macizas. Se presentan en unidades compuestas, con espesores normales de varias decenas de metros, las cuales localmente se agregan para totalizar espesores de centenares de metros, formando serranías pronunciadas.

Las lutitas tienen composición variable, casi siempre son micáceas, arenosas a limolíticas, con abundantes estratos delgados, estrías y películas de arena, limo y material carbonáceo (incluyendo restos de hojas), que les den un aspecto laminado con estructura "flaser". Se presentan tanto en forma de intercalaciones menores en las unidades compuestas de arenisca-limolita, como en secuencias que alcanzan varios centenares de metros de espesor, entre complejos de areniscas. Las lutitas han sido

depositadas en ambientes de prodelta, de aguas someras, e interdeltáico, principalmente, y son diferenciables por las delgadas capas de lignito y por el material carbonáceo que contienen.

Las calizas son escasas y se presentan en la base de la formación, en la región suroriental y en el subsuelo del lago. Generalmente son bioclásticas, con foraminíferos grandes, algas y fragmentos de moluscos. En las antiguas referencias se denominaban Segundo Horizonte de Orbitoideos.

En la región descrita por Brondijk (1967), se mencionó un espesor compuesto de 5.000 m, y sugirió una probable variación de 3.500 a 5.500 m. La unidad adelgaza hacia el oeste, donde se encuentra reducida por la erosión. Al norte del lago, frente a Maracaibo, hay 3.000 m preservados, con aproximadamente 1.500 m erosionados. En el campo Urdaneta norte y en Cabimas, hay 4.600 m. En el lado oeste del lago, en los pozos UD-Sur y SOL, se encuentran 1.000 m preservados, con aproximadamente 500 m erosionados, mientras que en Bachaquero, hay 3.500 m preservados bajo la Formación Paují.

En el alto del campo petrolífero de Ceuta, el espesor total es menor de 1.600 m y en el alto estructural de Lama-Icotea, hay un mínimo de 200 m, mientras que en los flancos aumenta hasta 3.700 m.

La Formación Misoa se reconoce en el subsuelo del Lago de Maracaibo y al oeste del mismo, desde el campo Mara a Alturitas, al suroeste se extiende hacia el campo de Tarra, donde se relaciona lateralmente con la Formación Mirador. En la superficie se presenta en una extensa faja, alrededor del lado este del lago, hasta el macizo de Avispa, en Mérida septentrional.

La Formación Misoa representa un proceso sedimentario que varía desde deltaico alto, al suroeste y sur, a deltáico bajo y marino somero al norte y noreste. Van Veen (*op. cit.*) al estudiar núcleos del centro del lago y material de los afloramientos en el área tipo, encontró tres tipos de acumulaciones de arena: 1) barras de meandro (espolones aluviales), 2) rellenos de canales de distributarios, y 3) barras de desembocadura y/o barras litorales. Las dos primeras corresponden al ambiente sedimentario de alto delta, mientras que la tercera, estaría en el bajo delta y zona litoral adyacente. Ghosh et al.

(1989) reconocen ambientes que varían desde fluvial a deltaico y próximo costero, en las áreas de Lagunillas y Urdaneta, a nerítico interno, en la parte sur del área de Lagunillas y en la de Barúa-Motatán.

Existen numerosos sinónimos del término Misoa. Algunos, caídos en desuso desde hace mucho tiempo, se aplicaron a afloramientos restringidos: Formación Cañadones, Arenisca de La Rosa, Arenisca de Bocorrón (Garner *op. cit.*), Capas de Palmarejo y Formación Paparro (Liddle, 1928, 1946). Las formaciones Mostrencos, Orumo y Escuque (Hedberg y Sass, 1937-a, b), fueron más claramente definidas, pero en términos regionales, parecen ser variantes normales de la Formación Misoa, con rango de miembros locales.

Geología Local

Según Sutton (*op. cit.*, 1947) éste describe la litología presente en la zona como una intercalación de areniscas, lutitas, lutitas arenosas y capas de carbón. El carbón es de tipo subbituminoso a bituminoso, y se presenta principalmente hacia la base de la formación, en capas de 2 hasta 10 m de espesor.

La zona de explotación actual correspondiente al área Nor-Oeste, sector Transición. En el área futura a extraer se encuentra el grupo de los mantos del uno (1) al nueve (9). Estos a su vez presentan variación por cada número dependiendo de la continuidad de las capas. La figura N°5 muestra los espesores de mantos de carbón correspondiente al grupo de los superiores (cuyos extremos son el 4O y el 9K).

Los mantos inferiores, correspondientes al grupo que va del 3 al 1, no es contemplado dentro de la extracción, estos afloran hacia el Oeste del área de concesión.

A continuación se muestra la columna estratigráfica del yacimiento explotado en la mina paso diablo. Superintendencia de Geología (2014).

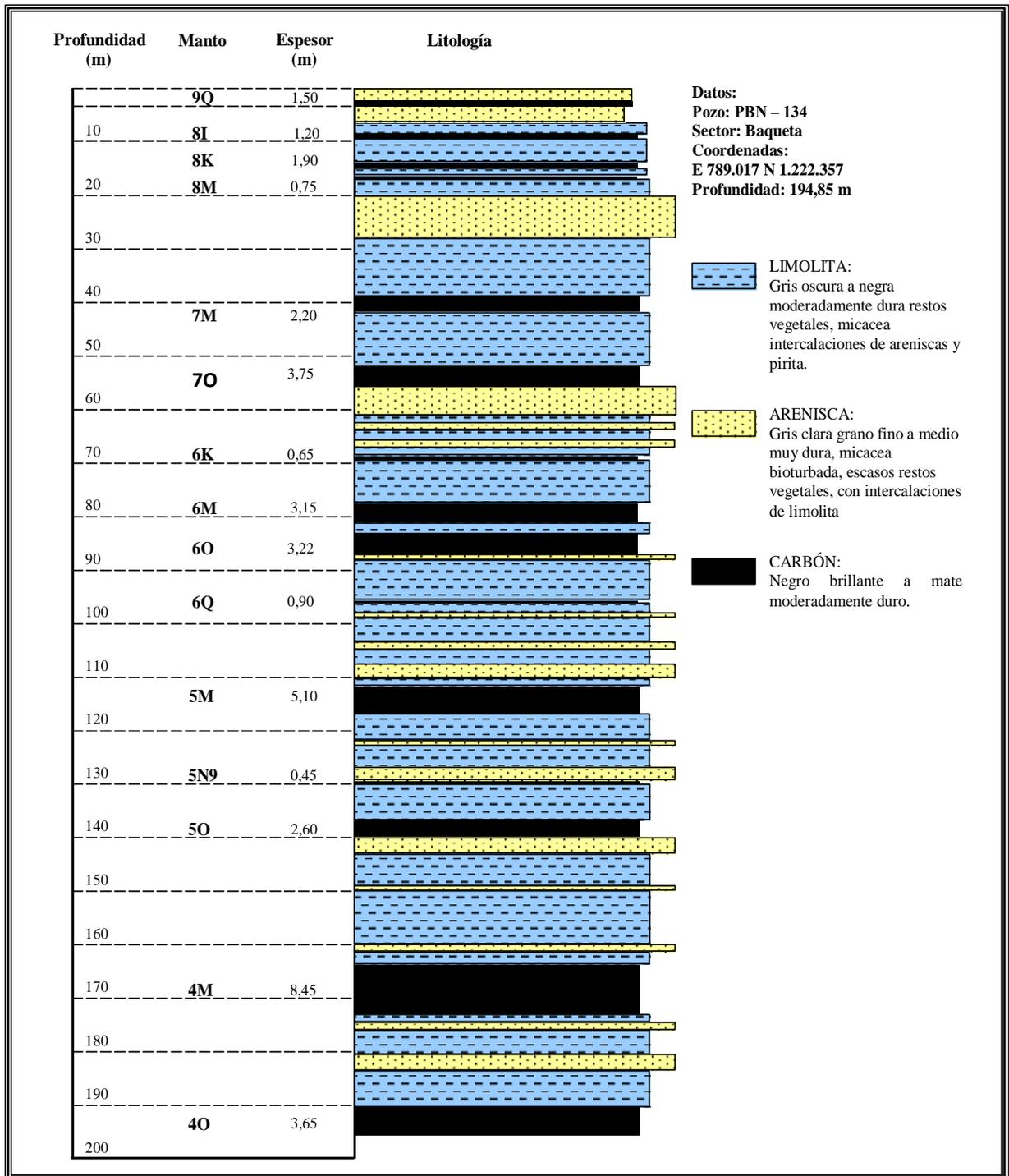


Figura N°5. Secuencia estratigráfica presente en la Mina Paso Diablo.
Fuente. Superintendencia de Geología, Carbones del Zulia S.A., 2014.

2.2.4 Ciclo productivo.

La actividad extractiva del carbón a cielo abierto, contempla un conjunto de etapas y fases, las cuales son interdependientes. Las etapas principales de la actividad desarrollada por Carbozulia son las siguientes:

Primero se realizan estudios para conocer la cantidad de mineral presente en los estratos mediante la perforación exploratoria.

Luego de obtener un valor rentable de las reservas en las fases de exploración inicia la remoción de la capa vegetal, esto con la finalidad de preparar el terreno para la pronta explotación.

Una vez removida la capa vegetal entra en juego la perforación y voladura del macizo rocoso; lo que conlleva a la carga y acarreo del material estéril fragmentado hacia las escombreras.

Luego de remover el material no pagable, se inicia la etapa de obtención del carbón, la cual contempla las actividades de arranque, carga y acarreo del carbón hacia los patios de remanejo o trituradoras primarias (de acuerdo al inventario con que se cuente).

Ya en las trituradoras el carbón es reducido de tamaño, y se transporta por medio de cintas a los patios de apilamiento (tipo chevron).

Luego se cargan las gandolas y se transporta el material hasta el puerto de embarque, donde nuevamente es apilado el carbón. La fase siguiente es el transporte por medio de cintas del carbón hasta las gabarras y la parte final es el embarque de los buques con lo cual se completa la venta de productos de carbón. El proceso productivo de carbón efectuado por Carbozulia, es mostrado en la figura N°6.

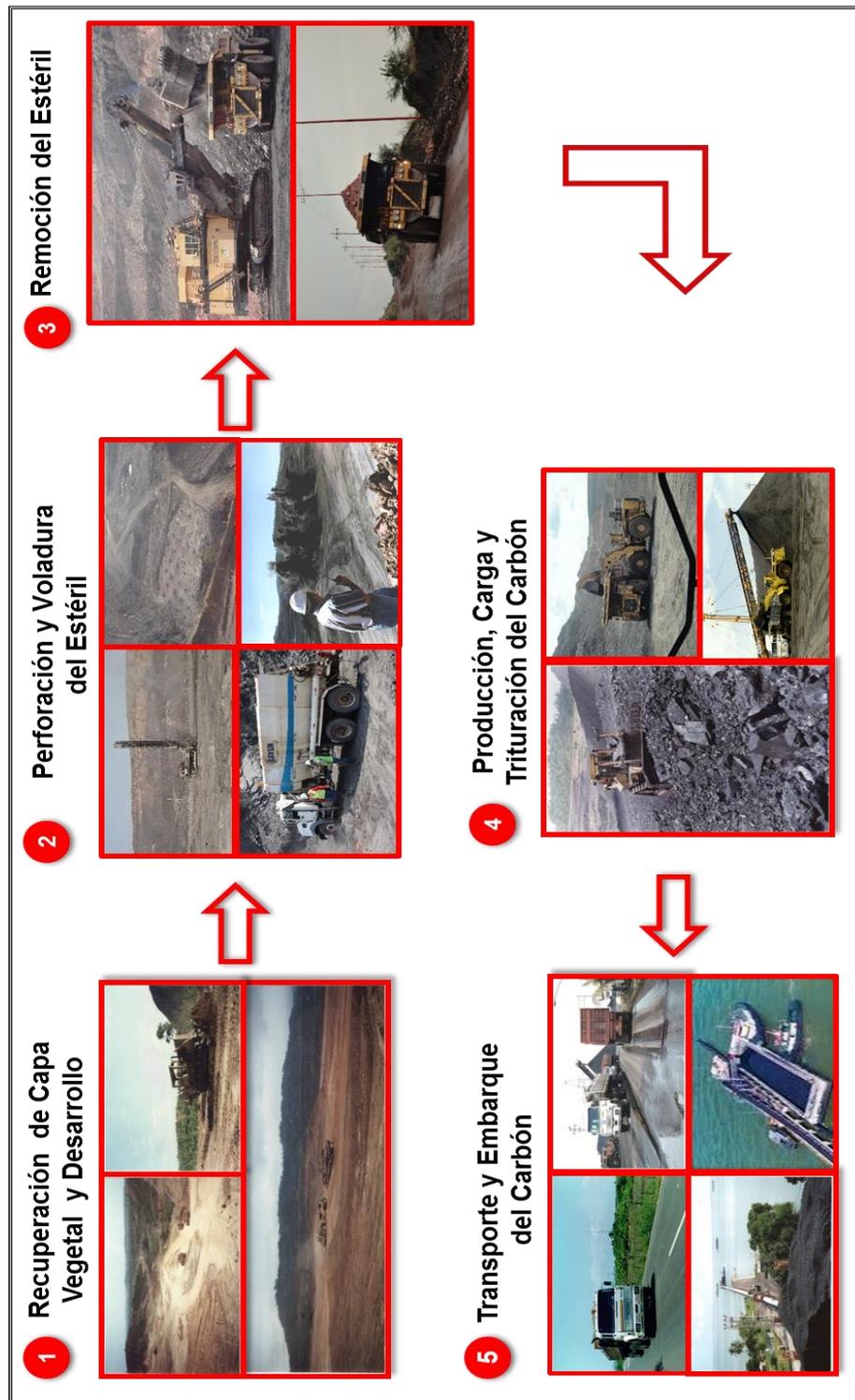


Figura N°6. Ciclo productivo de la Mina Paso Diablo.
Fuente. Gerencia de Ingeniería de Mina, Carbones del Zulia S.A, 2014.

CAPÍTULO III
BASES TEÓRICA

A continuación, se darán a conocer algunos estudios relacionados con el proyecto de investigación, los cuales servirán de apoyo para proponer el diseño de optimización de perforación y voladura en la Mina Paso Diablo, así como también se suministrarán las bases teóricas, las cuales permitirán llevar a cabo dicho trabajo.

3.1 ANTECEDENTES

Artigas (2011) “*Diseñar patrones de perforación y voladura para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 de la empresa PMG S.A. El Callao estado Bolívar*”. Tesis, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Universidad Central de Venezuela.

Expone una propuesta para el diseño de los patrones de perforación y voladura que normalicen la fragmentación del material que actualmente es extraído en la Mina Choco 10. Mediante cálculos teóricos realizados y la evaluación de la fragmentación obtenidas en las voladuras ejecutadas en el mineral. Manteniendo los factores de carga constante se planteó el reacomodo de la geometría de las mallas de perforación de manera de minimizar el área de menor influencia del explosivo y hacer más eficiente la rotura del material

El uso del Kuz-Ram como modelo de predicción de la fragmentación previo a la realización de la voladura, es el principal aporte de este trabajo en la investigación a realizarse.

Arnaudez (2005) “*Optimización de los Patrones de Voladura en Función de las Características del explosivo y de la Roca Perteneciente a la Mina Paso Diablo, edo. Zulia*”. Tesis, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Universidad Central de Venezuela.

Propuso optimizar los patrones de perforación y voladura que se utilizaban en la Mina Paso Diablo, mediante la realización de ensayos geomecánicos. De esta manera se calculó la cantidad de explosivo que se necesitaba en cada bloque litológico que comprende el material estéril, para poder ser fragmentado satisfactoriamente. Una vez obtenido el factor de carga mediante el uso de la programación lineal, calculó cada una

de las variables que intervienen en el proceso de voladura, como el retiro, el espaciamento, el cuello del barreno, la sobreperforación y la cantidad de explosivo. La relación entre la resistencia a la compresión de la roca y el factor de carga es uno de los aportes que se tomarán de este trabajo para la investigación. También se utilizará la programación lineal para el cálculo de los parámetros de diseño.

3.2- PERFORACIÓN

3.2.1- Principio de perforación

Para la rotura de la roca se realizan dos operaciones básicamente: la penetración (perforación) y la fragmentación de la roca (voladura). La primera se realiza a través de un orificio o corte, generalmente por medios mecanizados, hidráulicos o térmicos, con la finalidad de introducir explosivos dentro de los mismos u otros propósitos, lograr la apertura de un túnel, galería o pozo, para extraer un mineral de tamaño y forma específicamente deseados, etc. La segunda busca aflojar y fragmentar grandes masas de material, convencionalmente mediante energía química, hidráulica, entre otras. Existen varios métodos de perforación de las rocas, los cuales pueden ser clasificados de diversas maneras en función de ciertas características. De acuerdo con los parámetros de los equipos de perforación: dimensión del barreno, método de montaje del equipo de perforación y fuente de energía. Por otro lado, Hartman (1987) propone los métodos de acuerdo con el tipo de ataque: mecánico, térmico, hidráulico.

3.3- TIPOS DE PERFORACIÓN

3.3.1- Perforación por percusión

El componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujado hacia delante golpea la culata de la barra, la energía cinética del pistón se transmite desde el martillo hasta el elemento de corte de la barra de perforación, a través del varillaje, en

forma de onda de choque (ver figura N°7). El desplazamiento de esta onda se realiza a alta velocidad y su forma depende de las características de diseño del pistón.

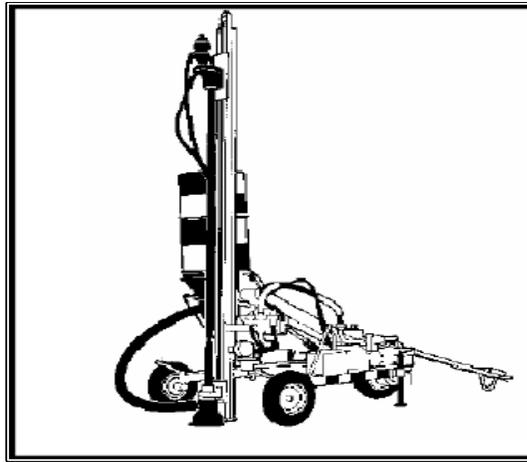


Figura N°7. Carro Perforador por percusión.
Fuente. Freitas 2002.

La onda de choque se desplaza hasta alcanzar la broca o elemento de corte de la barra de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje, produciendo calor y desgaste de las roscas.

3.3.2- Perforación por rotación

La perforación por rotación imparte dos acciones básicas por medio de la broca a la roca: empuje axial y torque. La energía se transmite a la broca a través de un tubo de perforación que gira y presiona las brocas contra la roca. Los elementos cortantes de las brocas, generan entonces una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma. Tiene como misión hacer que la broca actúe sobre distintos puntos de la roca en el fondo del barreno.

3.3.3- Perforación por rotopercusión

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por

medio de un elemento final (broca). Los equipos rotopercutivos se clasifican según donde se encuentre colocado el martillo: en cabeza o en fondo.

La perforación por rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones: percusión y rotación. La percusión se basa en los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo) (ver figura N°8). Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.



Figura N°8. Perforadora rotopercutiva con martillo en fondo.
Fuente. Manual CM-785 Atlas Coppco (s/f).

3.4- PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

3.4.1- Velocidad de detonación

La velocidad de detonación (VOD) de un explosivo es la rapidez en la cual la zona de reacción (detonación) se propaga a través del explosivo, a lo largo de una columna de explosivo. Cada explosivo tiene su propia velocidad de detonación que depende de la composición química, densidad, confinamiento y diámetro de la carga. Los explosivos que existen en el mercado poseen velocidades que varían aproximadamente desde 1500 m/s hasta más de 7.100 m/s.

3.4.2- Densidad

La densidad de un explosivo es una de las propiedades más importante a considerar en el momento de diseñar una voladura; el conocimiento de la misma es necesario para el cálculo de huecos de cualquier tamaño con el óptimo factor de carga y distribución de la misma. Consiste en la comparación de la densidad del explosivo con la densidad del agua y se expresa en unidades de gr/cc. La densidad de la mayoría de los explosivos comerciales se encuentra en un intervalo de 0,8 gr/cc hasta 1,6 gr/cc Gil (2001).

El aumento excesivo de la densidad de un explosivo puede ocasionar que éste no detone. Esta medida de densidad se denomina normalmente como densidad crítica, y es muy común en los explosivos pulverulentos utilizados en huecos muy profundos o con alta presión hidrostática; es por ello que a grandes profundidades con fines geofísicos o de exploración, se empleen explosivos en envases especiales.

3.4.3- Presión de detonación

La presión de detonación, es la presión en la zona de reacción detrás del frente de detonación en el plano Chapman-Jouquet (ver figura N°9). Esto es un indicador importante de la habilidad de un explosivo a realizar un trabajo.

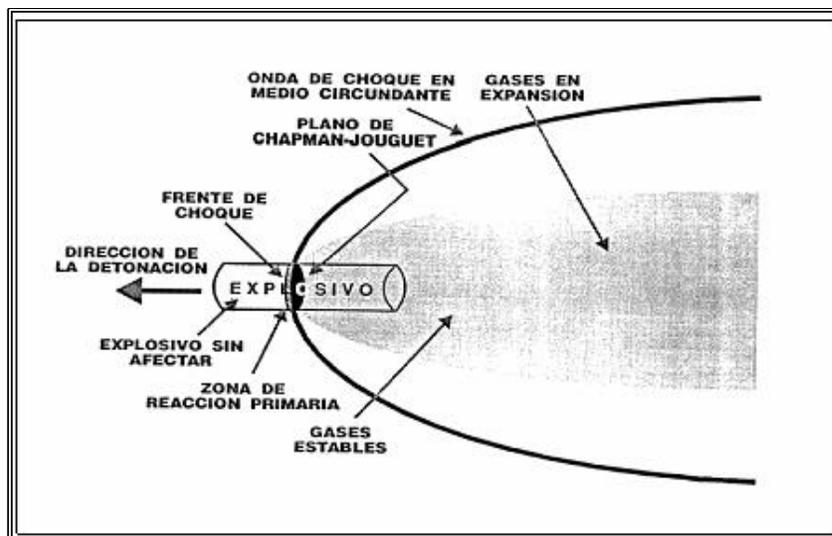


Figura N°9. Plano de Chapman-Jouquet.
Fuente. Freites, 2002.

La presión de detonación se puede estimar como una función de la densidad del explosivo y del cuadrado de la velocidad de detonación, que es la velocidad a la cual viaja la onda explosiva, la cual se encuentra representada en la ecuación N°1.

$$P_d = 0,25 * \rho * V_d^2 * 10^{-6}$$

Ecuación N°1.

Donde:

ρ = Densidad (grs/cm³).

V_d = Velocidad de detonación, (m/seg.).

3.4.4- Potencia

El término potencia se comenzó a utilizar con la aparición de la dinamita, con el cual se definían sus diferentes grados. La primera dinamita se fabricó absorbiendo la nitroglicerina en *kieselguhr* (o tierra de diatomeas), diciéndose que su potencia equivalía al porcentaje de nitroglicerina en la mezcla; el *kieselguhr* fue sustituido por otras sustancias, haciéndose necesario establecer métodos para medir esta potencia. En tal sentido, estos métodos se implementaron para establecer comparaciones entre las mezclas preparadas y las dinamitas originales.

3.4.5- Resistencia al agua

Indica la propiedad de un explosivo al absorber y retener la humedad, siendo expresada por el número de horas en las cuales un producto puede ser sumergido en agua estática sin perder sus características. El efecto del agua sobre un explosivo expuesto a ella, puede dar origen a diversos fenómenos como lo son el enfriamiento, descomposición y corrosión.

3.4.6- Sensibilidad

Es la habilidad de un explosivo a ser iniciado por un estímulo externo. Esta capacidad varía según el tipo de producto, así por ejemplo, para la mayoría de los explosivos gelatinosos se emplean detonadores, mientras que los agentes explosivos requieren en

general de un multiplicador o cartucho cebo de mayor presión y velocidad de detonación

3.4.7- Emanación de gases

Los gases resultantes de la detonación de los explosivos comerciales y agentes de voladuras, en su mayoría no son tóxicos, tales como el bióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua; sin embargo, con ellos también se generan, aunque en menor proporción, gases altamente tóxicos como el monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno. La presencia de gases tóxicos en la reacción explosiva es la más importante restricción para su empleo en minería subterránea, ya que implica un gran riesgo de envenenamiento para el personal que labora en ellas. En la minería a cielo abierto, esto no representa mayor peligro, pues la ventilación es suficiente para dispersar los gases.

3.4.8- Inflamabilidad

Esta propiedad se refiere a la facilidad con la cual un explosivo o agente de voladura pueda ser inflamado por acción del calor. Muchas dinamitas arden fácilmente, pudiéndose generar una detonación, sin embargo, los “*slurries*” o gelatinas son más difíciles de quemar que la dinamita y en algunos casos, es necesario mantener una fuente de llama en un contacto permanente que, después de haber evaporado todo el contenido de humedad, permite al explosivo mantener la combustión.

3.4.9- Estabilidad química

Se refiere a la propiedad de un explosivo de permanecer inalterado químicamente durante el tiempo en almacenamiento. En general, los explosivos industriales son muy estables, pudiéndose mantener almacenados, bajo condiciones favorables de empaclado y temperatura, durante largos períodos de tiempo sin sufrir alteración. La medida establecida para los explosivos comerciales, determina su tiempo máximo de almacenamiento, sirviendo como guía para el usuario al establecer el plan de rotación de inventarios.

3.4.10- Balance de oxígeno

El oxígeno que interviene en la reacción química de un explosivo es tomado de su propia composición química, debido a que por la rapidez y violencia de la misma no da tiempo a tomarlo del ambiente. La suficiencia de las moléculas de oxígeno en la mezcla, determina la toxicidad de los gases generados por la reacción. De allí, que los fabricantes de explosivos hayan desarrollado fórmulas químicas con sustancias portadoras de oxígeno tales como el nitrato de amonio, con el fin de garantizar la oxidación completa de las moléculas de carbono, hidrógeno y nitrógeno.

3.5- TIPOS DE EXPLOSIVO.

3.5.1- Nitrato de amonio

Es el componente básico de la mayoría de los explosivos industriales. El nitrato de amonio es poroso tiene su más amplia aplicación con la mezcla del gasoil #2, para formar lo que comercialmente se denomina ANFO (*Amonium Nitrate / Fuel Oil*). El nitrato de amonio (NH_3NO_4) se produce la reacción de amoníaco (NH_3) con ácido nítrico (HNO_3).

3.5.2- ANFO

Es producido por la mezcla de perlas o *prills* de nitrato de amonio poroso con gasoil. Debido a la estructura microcristalina y micro-porosa del *prill*, este puede absorber hasta 11% de gasoil (solamente 5,7% es necesario). para un óptimo desempeño del explosivo, la relación de masa entre *prills* de nitrato de amonio con respecto al gasoil (*diesel*) debería ser 94,3% NA / 5,7% gasoil. Para efectos prácticos, 100 kilogramos de nitrato de amonio poroso deberá mezclarse con 6 kilogramos de gasoil (7,5 litros) para producir 106 kilogramos de ANFO.

El ANFO genera una baja velocidad de detonación con una moderada presión de detonación. Esto resulta en una buena energía de gas que empuja la roca.

Los factores que afectan el desempeño del ANFO son:

- ✓ Humedad: si la humedad es alta, ocurre una combustión incompleta con la presencia de humos naranjas (NOx).
- ✓ Contenido de gasoil: un ANFO con poco contenido de gasoil puede resultar una combustión incompleta, con la presencia de humos naranjas. En cambio, si se añade mucho gasoil también puede resultar una combustión incompleta, resultando un pobre desempeño del ANFO. El ideal contenido de gasoil debería ser de 5,7%; pero en la práctica se trata de fabricar ANFO con un contenido de gasoil de 6% debido a que el desempeño del ANFO se ve más afectado con déficit de gasoil en comparación si hay exceso del mismo.
- ✓ Espacios vacíos en cada prill.
- ✓ Tamaño de prill: menor tamaño, mayor VOD.
- ✓ Grado de confinamiento: mayor confinamiento, mayor VOD.
- ✓ Densidad: mayor densidad, mayor VOD hasta que se alcanza la densidad crítica.
- ✓ Cordón detonante: tiende a deflagrar de una importante cantidad de explosivo.

3.5.3- ANFO PESADO

En la tecnología actual de voladuras es incuestionable que el ANFO constituye el explosivo básico. Diversos intentos se han dirigido hacia la obtención de una mayor energía de este explosivo, desde la trituración de los prills de nitrato de amonio de alta densidad hasta el empleo de combustibles líquidos de alta energía, como las nitroparafina, el metanol y el nitropropano, pero comercialmente no han prosperado.

El ANFO pesado, es una mezcla de emulsión base con ANFO, abre una nueva perspectiva en el campo de los explosivos.

El ANFO presenta unos huecos intersticiales que pueden ser ocupados por un explosivo líquido como la emulsión que actúa como una matriz energética.

En la figura N°10 se observa la estructura del ANFO pesado.

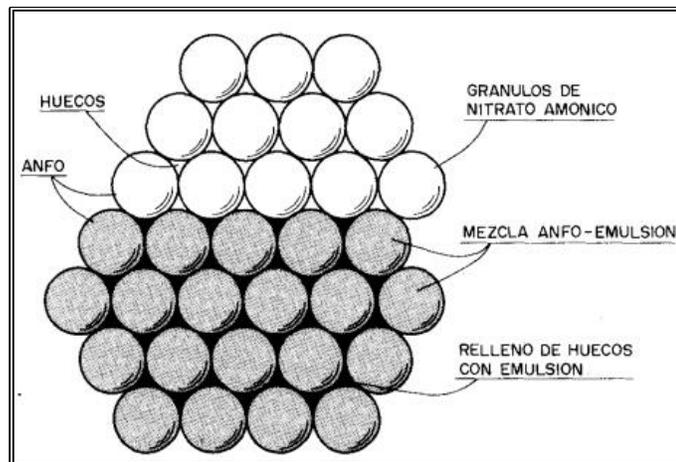


Figura N°10. Estructura del ANFO pesado.

Fuente. Bampffield y Morrey, 1984.

Aunque las propiedades de este explosivo dependen de los porcentajes de mezcla, las ventajas principales que presentan son:

- ✓ Mayor energía.
- ✓ Mejor característica de sensibilidad.
- ✓ Gran resistencia al agua
- ✓ Posibilidad de efectuar cargas con variación de energía a lo largo del barreno.

La fabricación es relativamente fácil, pues la matriz emulsión puede ser preparada en una planta fija y transportada en un camión cisterna hasta un depósito de almacenamiento o ser bombeada a un camión mezclador. Con estos camiones pueden prepararse in-situ las mezclas de emulsión con nitrato de amonio y gas-oil en las proporciones adecuadas a las condiciones de trabajo.

En la figura N°11 se muestra la variación de la potencia relativa en volumen (ANFO = 100) en una mezcla explosiva en función del porcentaje de emulsión.

Puede verse como la mezcla 30/70 es superior en potencia a un ALANFO del 5% y una mezcla 40/60 es casi comparable a un ALANFO 10%. Curiosamente, cuando la matriz emulsión aumenta por encima del 40% la potencia disminuye debido a que la separación de las partículas de ANFO resulta elevada para que estos actúen eficientemente como puntos calientes y propagadoras de la onda de choque.

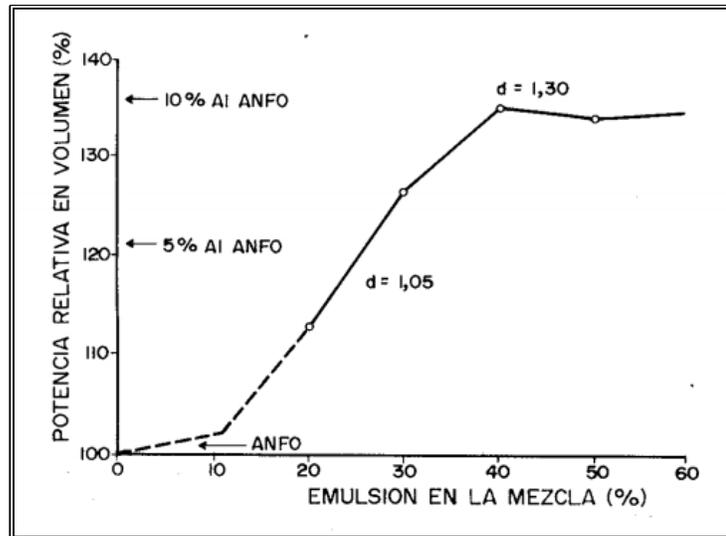


Figura N°11. Variación de la potencia y la densidad del ANFO según el porcentaje de emulsión.
Fuente. Bampffield y Morrey, 1984.

3.5.4- Dinamita

La nitroglicerina fue el primer alto explosivo utilizado en voladuras comerciales. La nitroglicerina es extremadamente sensible al choque, la fricción y al calor, lo que la hace extremadamente peligrosa. En Suecia en 1865, Alfred Nobel encontró que si este líquido tan peligroso se mezclaba con un material inerte, el producto resultante era seguro de manejar y era mucho menos sensible al choque, la fricción y al calor. A este producto se le llamo dinamita.

3.5.5- Hidrogeles

Es un término usado para denominar a los explosivos a base de agua. A diferencia de otros explosivos, estos contienen en su fase oxidante agua y en su fase combustible ingredientes sólidos suspendidos en una solución. Estas dos fases se ligan con eslabones moleculares. Están constituidos por: nitrato de amonio, aluminio y TNT como sensibilizador, aserrín, gomaguar, y agua. Poseen una resistencia al agua excelente y la potencia, que es una característica fundamental de aplicación, es equivalente o superior a la de los explosivos convencionales, pudiendo ajustarse en

función de la formulación del hidrogel. Las energías desarrolladas oscilan en el rango de las 700 a las 1500 cal/g.

3.5.6- Emulsiones explosivas

Consisten en productos “*water in oil* / agua en aceite” de una solución de sal oxidante (gotas – *droplets*) que está disperso en una fase continua de combustible y se mantienen unidas por emulsificantes/surfactantes. Fue patentada por *Atlas Powder* (hoy en día Orica) en 1966.

Las emulsiones sensitivas se preparan en forma de mezcla de agua en aceite en las que existen dos fases presentes, una fase externa y otra fase interna; esto es análoga a la mezcla de agua y aceite. Ambas fases están separadas, pero con una agitación apropiada y emulsificante, un líquido puede ser disperso en otro, formando una emulsión. La fase interna está compuesta de una solución de sales oxidantes suspendidas, rodeadas por la fase externa de combustible.

El emulsificante actúa como puente entre el oxidante y el combustible, siendo un lado compatible con el oxidante y otro con el combustible; la emulsión así formada se sensibiliza químicamente o con micro esferas de vidrio/plástico.

En la figura N°12, se puede observar un ejemplo de cómo se ve una emulsión según sus fases.

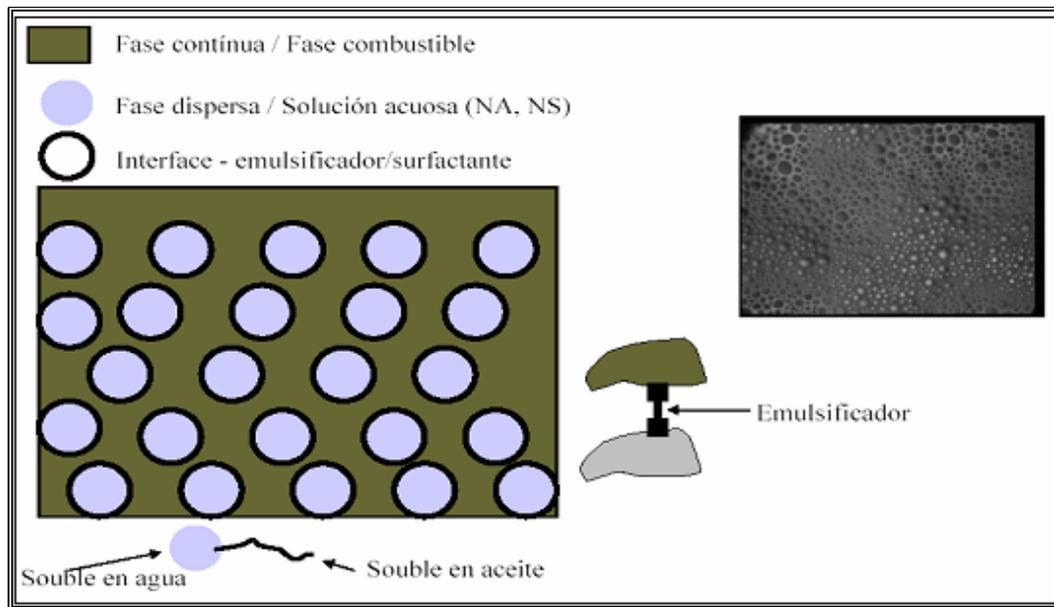


Figura N°12. Fases de una emulsión.
Fuente. Freites, 2002.

3.6- MEZCLA EXPLOSIVA *FORTIS EXTRA*

Es una mezcla entre emulsión y ANFO, la cual produce una sustancia de mayor densidad y con una mejor continuidad entre los gránulos que la componen. De la mayor o menor cantidad de emulsión y ANFO con que se rellenan los espacios entre los gránulos, dependerá que el producto final sea mayor o menor resistente al agua y tendrá mayor o menor densidad.

3.7- DESPRENDIMIENTO DE ENERGIA Y FUERZA

El propósito de la aplicación de explosivos durante la voladura es el de realizar un trabajo útil. El trabajo puede ser la fragmentación de roca, mena, o carbón, o el corte del acero o concreto durante la demolición. La energía del explosivo inicial es almacenada como energía química y en la detonación es liberada y usada. La utilización de energía explosiva está regulado por las leyes de conservación de energía, masa y tiempo. Sin embargo, la energía es usada para hacer lo siguiente, durante la detonación dentro del barreno:

- ✓ Trituración alrededor de la pared del barreno.

- ✓ Rotura de la formación (radial y tensión).
- ✓ Esquilar.
- ✓ Calor y luz.
- ✓ Movimiento de masa.
- ✓ Vibración del suelo.
- ✓ Explosión aérea.

La energía explosiva es liberada en la roca circundante, en dos formas diferentes: presión de detonación y presión de barreno. La detonación o presión de choque, ejerce una fuerza de fragmentación sobre la roca. La presión del barreno es debido al aumento del gas y es más lento de actuar. Este puede ser responsable de alguna fragmentación, pero sin duda es la primera causa de remoción de roca.

La energía o fuerza de un explosivo es una medida de la habilidad que tiene para trabajar sobre lo que lo rodea. Esta energía puede ser medida o calculada.

3.7.1- Energía calculada

La energía explosiva es calculada usando técnicas establecidas, basadas en leyes de la termodinámica, siguiendo estrictos principios químicos y matemáticos. Los valores obtenidos de esta manera representan el trabajo teórico disponible de los explosivos, asumiendo una eficiencia de 100%. La eficiencia del explosivo está en un rango de 30 a 90%.

La energía puede ser expresada en términos de peso o de volumen de explosivo. Puede también ser expresada como un número absoluto o relativo. Estas posibilidades llevan a cuatro medidas de salida de energía.

- ✓ **Fuerza de peso absoluto (AWS):** Esta es la medida de la cantidad absoluta de energía (en calorías) disponible en cada gramo de explosivo.
- ✓ **Fuerza de volumen absoluto (ABS):** Esta es la medida de la cantidad absoluta de energía (en calorías) disponible en cada centímetro cúbico de explosivo. Esta es obtenida multiplicando el valor AWS por la densidad del explosivo, la ecuación $N^{\circ}2$ muestra la fuerza de volumen absoluto.

$$\boxed{ABS = AWS * De}$$

Ecuación N°2.

- ✓ **Fuerza de peso relativo (RWS):** Esta es la medida de la energía disponible por peso de explosivo comparado a un peso equivalente de ANFO. Esta fuerza viene representada por la ecuación N°3, la cual divide el valor AWS del explosivo por el valor AWS del ANFO, y todo se multiplica por 100.

$$\boxed{RWS = \left[\frac{AWS}{AWS_{ANFO}} \right] * 100}$$

Ecuación N°3.

- ✓ **Fuerza de volumen relativo (RBS):** Esta es una medida de la energía disponible en un volumen de explosivo comparado a un volumen equivalente de ANFO a una densidad de 0.81 g/cc. Esta es calculada dividiendo el valor ABS de un explosivo por el valor ABS del ANFO y multiplicándolo por 100, como se muestra en la ecuación N°4.

$$\boxed{RBS = \left[\frac{ABS}{ABS_{ANFO}} \right] * 100}$$

Ecuación N°4

La energía teórica disponible en el barreno puede ser calculada por el valor AWS o ABS, con las ecuaciones N°5 y N°6:

$$\boxed{\text{Energía (Kcal/ft barreno)} = 0,155 * \text{Diametro}^2 * ABS}$$

Ecuación N°5.

$$\boxed{\text{Energía (Kcal/ft barreno)} = 0,155 * \text{Diametro}^2 * De * AWS}$$

Ecuación N°6.

3.7.2- Factor de energía

Antes de la venida de las mezclas, los geles de agua, y emulsiones, el factor de carga fue un buen indicador de la cantidad de energía usada para romper una cantidad de

roca, debido a que normalmente la energía explosiva aumenta con la densidad del explosivo. Sin embargo, con las mezclas, los geles de agua, y las emulsiones, la energía puede variar enormemente, aun cuando la densidad del explosivo permanezca igual. Consecuentemente, un mejor método fue necesitado para relacionar la cantidad de energía explosiva requerida para fragmentar una cantidad dada de roca. Esta es conocida como el factor de energía.

Ha habido muchas aproximaciones termodinámicas para calcular la cantidad de energía teórica de un explosivo. La detonación de un explosivo es básicamente una reacción química, produciendo una tremenda cantidad de energía de calor en forma de una rápida expansión de gases de alta temperatura. En los explosivos, la energía puede ser medida o calculada para determinar la salida termoquímica al mismo tiempo de la detonación.

Además de la salida de energía termoquímica del explosivo, se necesita considerar otros parámetros en la formulación de un factor de energía para definir con más exactitud el efecto del explosivo en la roca. La eficiencia total del explosivo durante la detonación debe ser considerada. La eficiencia total es una función de muchas variables, algunas de las cuales son internas o inherentes del explosivo en virtud de su formulación química, y algunas de las cuales son externas y partes del diseño de voladura o de las condiciones encontradas en el sitio.

Desde la salida de muchos explosivos costosos, tales como RDX y PETN, que no son usados comúnmente como explosivos comerciales, otro buen ejemplo de un explosivo altamente eficiente es la emulsión. Las variables externas que pueden afectar la eficiencia total de un explosivo, son: las condiciones de agua, el diámetro de la carga, la longitud de la carga, la magnitud de confinamiento, la temperatura, las condiciones de presión ambiental, la ruptura de la carga debido al cordón detonante, y los efectos de la detonación de las cargas adyacentes en las proximidades cercanas, causando un efecto de presión muerta.

El factor de energía (EF) es definido como la cantidad de energía explosiva en kilocalorías (Kcal.) y su relación de distribución en una cantidad dada de roca. Por consiguiente esta se expresa en la ecuación 7:

$$EF = \frac{Q}{\text{Volumen de Roca}}$$

Ecuación N°7.

El factor de energía puede ser expresado en yardas cúbicas o toneladas.

Más a menudo, el valor AWS es suministrado ya que este es independiente de la densidad.

3.8- SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS

En la superficie de minas y canteras todo el rango de explosivos puede encontrar aplicación por la variedad de combinaciones de las condiciones presentes en ella.

La mejor colocación de explosivos o combinaciones de explosivos para un conjunto de condiciones dadas, puede solamente ser determinada después de que muchos factores han sido considerados, cada uno apuntando a un requerimiento particular del explosivo tales como potencia, densidad, grado de resistencia al agua, sensibilidad de detonación y propagación, etc. Los principales factores para tomarse en cuenta son:

- ✓ **Depósitos en estratos que van a ser volados:** Estos podrían variar considerablemente desde láminas de pizarra suave hasta granitos duros y masivos. En el mejor caso una baja densidad, baja potencia del explosivo podría ser suficiente, mientras que para el último una alta potencia, alta densidad de explosión serían requeridas.
- ✓ **Grado de fragmentación requerido:** Esto dependerá del tipo de equipo de carga utilizado y más específicamente en el tamaño del cucharón utilizado en la máquina cargadora. Otras cosas serán iguales, el alto grado de fragmentación podría ser requerido para una draga que para un cargador tipo pala. Para un esquema de colocación de barrenos dado el grado de fragmentación obtenido dependerá de la concentración de la energía del explosivo provisto en los barrenos perforados y serán gobernados por la potencia y la densidad del explosivo empleado.
- ✓ **Condiciones del barreno:** Estas podrían variar de completamente mojadas a completamente secas. Para condiciones secas puede ser empleado cualquier tipo de explosivo que tenga la apropiada potencia y densidad para el banco a ser explotado.

Para condiciones húmedas un tipo de explosivo resistente al agua, (por ejemplo nitroglicerina, gelatina o slurry) se requiere. Donde los barrenos están parcialmente llenos con agua, un explosivo con resistencia al agua debe ser usado a fin al menos hasta que la columna de carga esté arriba del nivel del agua.

- ✓ **Diámetro del barreno:** Este puede variar considerablemente de 48 mm a 300 mm (12") o más. El diámetro del barreno puede influir en el tipo de explosivo que deba ser usado, y generalmente a diámetro más pequeño corresponde mayor sensibilidad dada por la composición del explosivo (para iniciar y propagarse a través de la columna).

3.9- EL MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA

Castilla (2013), en la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases: Una primera fase, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo, y una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s.

Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la figura N°13, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción.

Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- ✓ Reflexión de las ondas de compresión.
- ✓ Expansión de los gases.

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menor impedancia, parte de ella se transmite a éste como onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción.

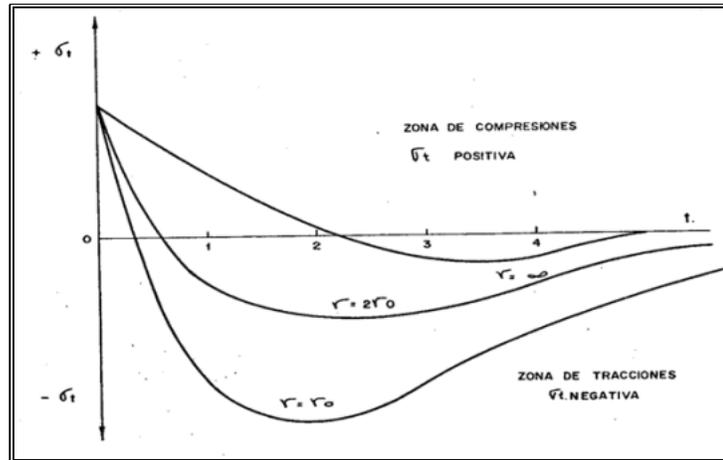


Figura N°13. Esfuerzo generados en función del tiempo a diferentes distancias en el centro del barreno.

Fuente. Langefors, 1974.

Se entiende por impedancia característica (Z) el producto de la densidad del medio (ρ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo (c). Así, se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo:

La impedancia de la roca se define con la ecuación N°8 de la siguiente forma:

$$Z_{Roca} = \rho_{Roca} * c_{Roca}$$

Ecuación N°8.

Siendo:

ρ : densidad de la roca.

c : Velocidad de propagación de las ondas en la roca.

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor.

Del mismo modo, se puede definir la ecuación N° 9, impedancia del explosivo:

$$Z_{Explosivo} = \rho_{Explosivo} * c_{Explosivo}$$

Ecuación N°9.

Dónde:

ρ : densidad del explosivo.

c : Velocidad de detonación del explosivo.

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos (figura N°14).

- ✓ Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- ✓ Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar.

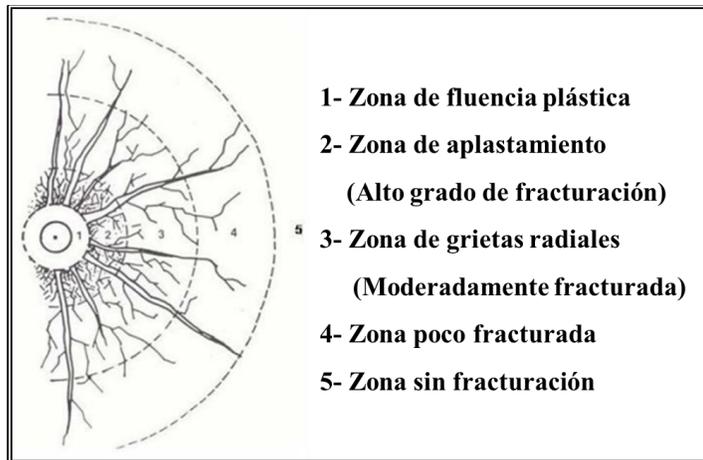


Figura N°14. Tipos de fisuras en las proximidades del barreno.

Fuente. Castilla, 2013.

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aún en el caso de explosivos de elevado poder rompedor.

En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del barreno, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento que permite la ampliación del radio

fisurado y el desconchamiento de la roca en esa cara libre en tanta mayor profundidad cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre. Ver figura N°15.

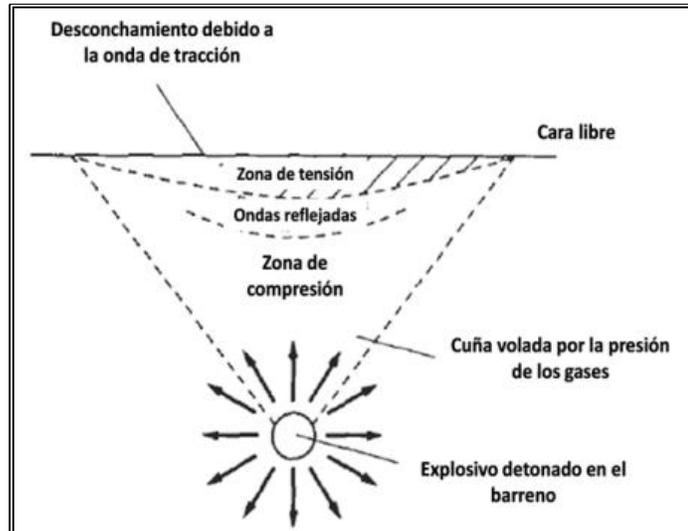


Figura N°15. Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.
Fuente. Castilla, 2013.

A esta primera fase de formación de grietas y desconchamiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndolas totalmente y lanzando la roca hacia adelante en su frente libre.

3.9.1- Factores que influyen en el mecanismo de rotura de la roca

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar.

Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca.

Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el mejor explosivo, sino en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar.

3.9.2- Influencia de las características de la roca

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación.

Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada. Esto no es exacto pues además del término dureza se debe incluir el aspecto fragilidad.

Una roca dura pero frágil (cuarcita por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son ampliadas. La roca arranca y fragmenta fácilmente.

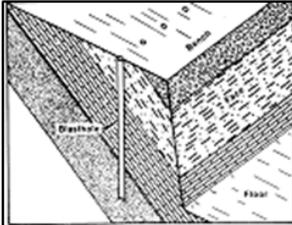
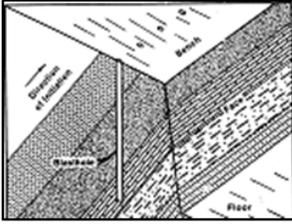
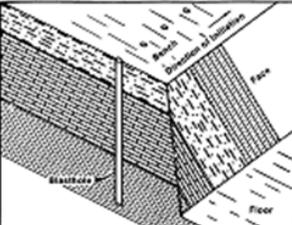
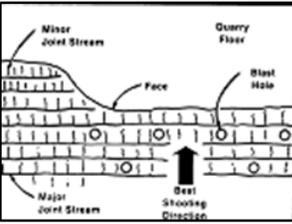
En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo.

En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque.

Las rocas extremadamente duras pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son fragmentadas.

Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso. La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca o su formación en estratos, facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además de sobre las creadas por la propia onda de detonación (Véase la tabla N°1).

Tabla N°1. Influencia de la estratificación del macizo rocoso en la voladura.

Estratificación	Posibles Efectos	
Buzamiento Hacia el Frente	Sobreexcavación en Cresta de Banco	
Buzamiento Hacia Atrás Del Frente	Posibles Repié	
Paralelo a los Estratos	Estratos de Distintas Dureza: Frentes Irregulares	
Perpendicular a los Estratos	Dirección Óptima de Salida de la Voladura	

Fuente. Castilla, 2013.

Esta existencia preliminar de fisuras puede ser una ventaja si se presentan en forma, dimensiones y situación en el espacio que coincidan con la granulometría que se desea obtener en la voladura. En caso contrario representarían un notable inconveniente.

3.9.3- Influencia de las características de los explosivos

Cada tipo de explosivo tiene una formulación diferente que le proporciona un comportamiento también diferente cuando es iniciado de manera adecuada. Aquellos

parámetros que tienen mayor influencia en el mecanismo de fragmentación de la roca se detallan a continuación.

- ✓ **Presión de detonación:** De acuerdo con la expresión de cálculo de la presión de detonación, las presiones de detonación más elevadas corresponden a explosivos de alta densidad y crece además con el cuadrado de la velocidad de detonación. Siendo esta presión de detonación responsable de esa fisuración inicial, se puede observar que la misma ha de ser más efectiva para explosivos muy rompedores.
- ✓ **Volumen de gases:** Al igual que para la etapa de fisuración un explosivo de alta velocidad de detonación, la segunda etapa en la rotura de la roca depende en mayor grado del volumen de gases producido por el explosivo.
- ✓ **Impedancia:** La onda de detonación se transmite tanto mejor a la roca cuando más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca.

Para escoger el explosivo más adecuado, se debe igualar la impedancia de la roca con la del explosivo, de lo que se deduce que rocas blandas precisan explosivos de menor velocidad de detonación mientras que rocas duras precisan explosivos de alta velocidad de detonación.

3.10- FACTORES QUE AFECTAN AL DISEÑO DE VOLADURAS

De manera previa al desarrollo y cálculo de las voladuras de rocas, es necesario distinguir aquellos factores sobre los que es posible actuar de los que viene impuestos por condicionantes ajenos que no pueden ser modificados. Así es posible distinguir factores de diseño y factores dependientes del macizo rocoso en el que se está trabajando.

Siempre hay que tener en cuenta que, por definición, en macizo rocoso es un medio heterogéneo que debe ser considerado como tal, de modo que hay que asumir que siempre que se apliquen conceptos generales, o fórmulas más o menos desarrolladas de cálculo de voladuras, son derivadas de modelizaciones y generalizaciones más o menos simplificadas de un medio heterogéneo. Así, se debe actuar siempre con cautela en la aplicación de las mismas, así como hacer todas las pruebas necesarias para comprobar que dichas modelizaciones teóricas, son aplicables al macizo rocoso que se

estudiando. Además muchas de las citadas fórmulas de cálculo son derivadas de resultados empíricos, con lo que siempre existirá una cierta incertidumbre en los desarrollos.

En todo caso, los conceptos desarrollados son de aplicación generalizada en el área del diseño de voladuras, con lo que su validez está totalmente contrastada.

3.10.1- Factores que afectan al rendimiento de la voladura

El diseño de voladuras es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación.

Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuándo se diseñó la misma. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado.

El objetivo de una voladura es buscar unos resultados óptimos en fragmentación y desplazamiento, además, de no afectar a elementos ajenos a la voladura.

Para lograr este objetivo, y evaluar el correcto rendimiento de una voladura se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

- ✓ **Una correcta cantidad de energía.** Para lograr los resultados deseados hace falta la cantidad de explosivo adecuada en cada caso.
- ✓ **Una correcta distribución de energía.** El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución nos puede dar lugar a una fragmentación no deseada o bien, a concentraciones de energía tales que afecten a elementos ajenos a la misma.
- ✓ **Un correcto confinamiento de energía.** Para que el explosivo trabaje correctamente es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

Así se obtienen tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos, hace que el rendimiento obtenido no se corresponda con el deseado. (Ver figura N°16).

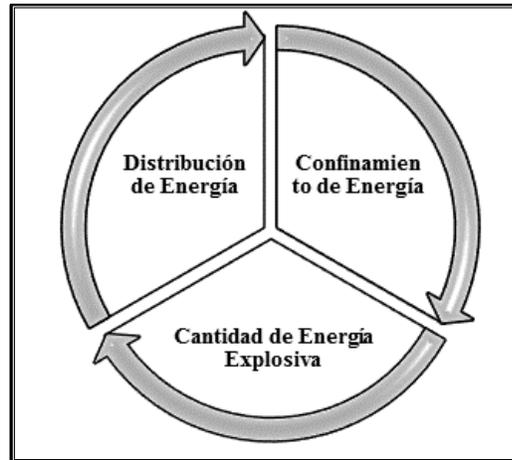


Figura N°16. Parámetros que afectan el rendimiento de una voladura.
Fuente. Castilla, 2013.

3.10.2- Factores geométricos

Dentro de los factores controlables de las voladuras pueden considerarse aquellos factores que están directamente relacionados con el método de explotación, de modo que se pueden definir a medida de los resultados buscados. Estos son:

- ✓ Diámetro del barreno o de la carga.
- ✓ Altura de banco.
- ✓ Longitud de barreno.
- ✓ Inclinación de barreno.
- ✓ Número de barrenos.
- ✓ Distribución de los barrenos.

3.10.3- Factores inherentes a la roca

A diferencia de los factores anteriores, y como se ha descrito anteriormente, el macizo rocoso es un medio heterogéneo por definición. Así, existen parámetros que no se

pueden controlar, pero que sí es imprescindible tener en cuenta para la obtención de un rendimiento óptimo de voladura. Entre estos factores se encuentran los siguientes:

- ✓ Densidad de la roca.
- ✓ Resistencia o dureza de la roca.
- ✓ Velocidad sísmica del macizo rocoso.

3.10.4- Factores inherentes al explosivo

Con los factores anteriores, bien controlables, bien impuestos, existen otro conjunto de factores sobre los que es necesario actuar para el diseño de una voladura.

Estos son los factores inherentes al explosivo empleado, que son los siguientes:

- ✓ Densidad del explosivo.
- ✓ Velocidad de detonación.
- ✓ Presión de detonación.
- ✓ Potencia del explosivo.
- ✓ Carga de explosivo.
- ✓ Secuenciación de la voladura.

3.11- PARÁMETRO DE DISEÑO DE VOLADURAS

3.11.1- Retiro y espaciamiento

El retiro “R” es la distancia mínima desde el eje de un barreno al frente libre.

En la figura N°17, se puede ver ilustrado parámetros como el retiro, espaciamiento y altura de banco.

El espaciamiento “E” es la distancia entre barrenos de una misma fila. Estas variables dependen básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de las rocas y de los explosivos, de la altura de banco, del grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado.

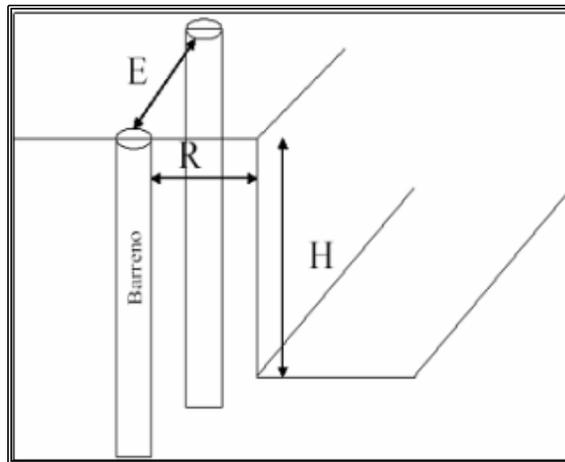


Figura N°17. Retiro y espaciado.
Fuente. Freites, 2002.

3.11.2- Sobreperforación

La sobreperforación “J” es la longitud de barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista.

En la figura N°18 se observa un esquema de sobreperforación.

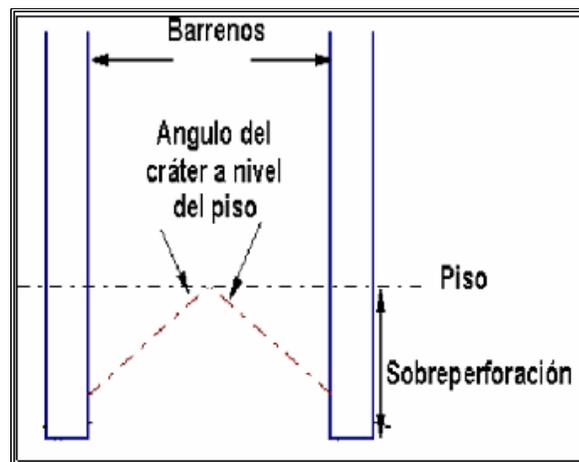


Figura N°18. Sobreperforación.
Fuente. Freites, 2002.

La rotura en el fondo de barreno se produce en forma de conos invertidos cuyos ángulos con la horizontal dependen de la estructura del macizo y de las tensiones residuales. Normalmente, varían entre 10° y 30°. Como se muestra en la figura N° 19.

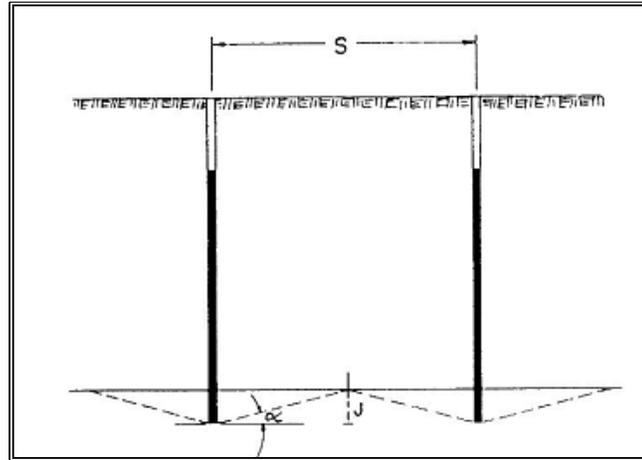


Figura N° 19. Ángulos en la sobreperforación.
Fuente. I.U.T.M. 2002.

El valor de la sobreperforación para que se produzca la intersección de las superficies cónicas al nivel de banco vale normalmente “ $S_p = 0,33 * R$ ” pues se cumple que “ $E = 1$ a $1,4 R$ ” y además “ $J = \text{tag } \alpha \times (E/2)$ ”, tomando “ α ” los valores indicados.

Si la sobreperforación es pequeña no se producirá el corte en la rasante proyectada, resultando la aparición de repiés con un considerable aumento de los costes de carga.

Pero, si la sobreperforación es excesiva se producirá:

- ✓ Un aumento de los costos de perforación y voladura.
- ✓ Un incremento del nivel de vibraciones.
- ✓ Una fragmentación excesiva en la parte alta del banco interior, que provocara problemas en la perforación del mismo y afectara en las zonas finales de corta estabilidad de los taludes.
- ✓ Un aumento de riesgo de descabezamiento y sobre excavación al acentuarse el componente vertical de desplazamiento de la roca.

Para disminuir la sobreperforación es recomendable la utilización de explosivos que proporcionen una elevada concentración de energía por unidad de longitud en la parte inferior de la carga y perforar barrenos inclinados.

3.11.3- Retacado

El retacado es la longitud de barreno que en la parte superior se rellena con un material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca. Si el retacado es insuficiente se producirá un escape prematuro de los gases a la atmósfera, generándose problemas de onda aérea y riesgo de proyecciones. Por el contrario, con un retacado excesivo se obtendrá gran cantidad de bloques procedentes de la parte alta del banco, poco esponjamiento de la pila de material y un nivel de vibración elevado.

3.12- FACTOR DE CARGA

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cúbico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras; el factor de carga se calcula mediante la ecuación N°10.

$$\boxed{F. C = \frac{Q}{R * E * H}}$$

Ecuación N°10.

Donde:

Q = Cantidad de explosivo (Kg).

R = Retiro (m).

E = Espaciamiento (m).

H = Altura de banco (m).

El Factor de Carga se puede estimar a través de la resistencia a la compresión de la roca. Kutuzov en 1979 establece un sistema de correlación entre la resistencia a la compresión de la roca y el factor de carga. La cual se puede ver en la siguiente tabla N°2. Este sistema permite calcular el factor de carga mediante una interpolación sencilla.

Tabla N°2. Relación entre la resistencia a la compresión y el factor de carga.

FACTOR DE CARGA (Kg/m ³)		RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (Mpa)
Limites	Valor Medio	
0,12 - 0,18	0,15	10 - 30
0,18 - 0,27	0,225	20 - 45
0,27 - 0,38	0,32	30 - 65
0,38 - 0,52	0,45	50 - 90
0,52 - 0,68	0,60	70 - 120
0,68 - 0,88	0,78	110 - 160
0,88 - 1,10	0,99	145 - 205
1,10 - 1,37	1,235	195 - 250
1,37 - 1,68	1,525	235 - 300
1,68 - 2,03	1,855	> 285

Fuente. Kutunov, 1978.

3.13- RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE

El objetivo de este ensayo es obtenerla resistencia a la compresión sin confinar de núcleos de roca intacta, para su uso en las clasificaciones ingenieriles. En la figura N°20, se muestra la forma en que son ejercidos los esfuerzos principales σ_1 y la ecuación N°11 muestra la resistencia a la compresión simple σ_c .

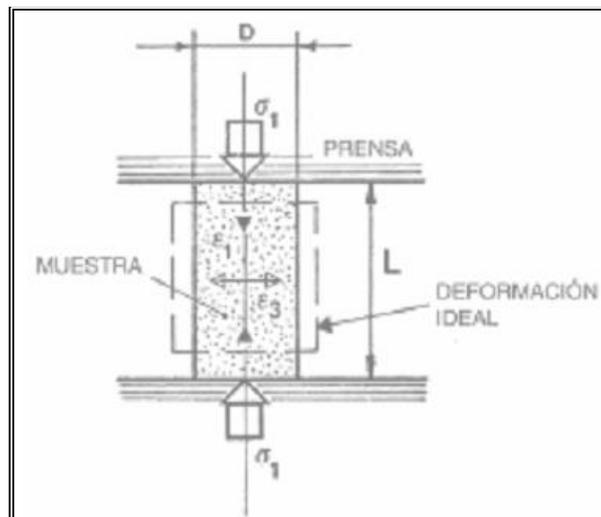


Figura N°20. Ensayo de resistencia a la compresión simple.

Fuente. Castillejo, 2000.

Los testigos de roca son generalmente de forma cilíndrica, estando apropiadamente preparados, serán sometidos a una compresión monoaxial a lo largo del eje del cilindro, mientras se registra simultáneamente los componentes de deformación axial y lateral, además de la compresión monoaxial de la roca, el ensayo debe ser realizado aumentando de manera uniforme la carga. La situación ideal es reproducir un estado uniforme de los esfuerzos en toda la sección del cilindro, el cual en la práctica es difícil de conseguir.

Para la realización de este ensayo se debe cumplir con varios requisitos:

- ✓ La muestra deber ser completamente cilíndrica y tener una altura “H” de 2 a 2,5 veces el diámetro “D”.
- ✓ El diámetro debe ser igual o superior al diámetro NX (54mm).
- ✓ El diámetro debe ser 10 veces igual o mayor al tamaño máximo de grano de la muestra.
- ✓ Los extremos de la muestra deben ser perpendiculares al eje central del cilindro, paralelos entre sí, planos y libres de irregularidades.
- ✓ Medir el diámetro con precisión de “1” milímetro.
- ✓ Medir la altura de la muestra con precisión de “1” milímetro.
- ✓ Cargar a una rata constante de esfuerzo hasta que ocurra la falla (5 a 10 kg/cm²/s), hasta que ocurra la falla.

$$\sigma_c = \frac{P}{A} = \frac{4 * P}{\pi * D^2}$$

Ecuación N°11.

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión simple.

P = Carga aplicada.

A = Área de la sección dela muestra.

D = Diámetro de la muestra.

3.14- DECKING

Decking es una técnica utilizada por los ingenieros explosivistas para separar cargas explosivas, esto se usa cuando se tiene por ejemplo estratos de un material el cual no le hace falta ser volado para poder extraerlo, como por ejemplo carbón, o cuando las condiciones litológicas no te permitan utilizar cargas continuas. Las cargas explosivas pueden ser separadas de varias formas, una es utilizando el dentrito de perforación, gas bag, air bag etc.

Una buena guía para calcular cual debe ser el *decking* mínimo aceptable, se puede calcular a través de la ecuación N°12 de la siguiente forma.

$$\boxed{Td = 6 * D}$$

Ecuación N°12.

Donde:

$Td = \textit{Decking}$ (in)

$D = \text{Diámetro del barreno}$ (in).

El tamaño del *decking*, en barrenos con agua puede ser hasta el doble que en un barreno seco, ya que el agua es capaz de transmitir energía producida por un explosivo que haya detonado, dañando parte del explosivo separado por el *decking*.

3.15- AIR-DECKS

El *air-decking* o el uso de cargas explosivas separadas por columnas de aire no son universalmente aplicables, sin embargo, en situaciones favorables este puede reducir el costo de explosivos, sin efectos adversos a la producción o a las relaciones de carga. Esto ocurre porque el aire es mejor medio que el material de retacado para transmitir la energía explosiva, resultando que las columnas de aire pueden mejorar la distribución de la energía en el barreno. Cuando las columnas de aire son alineadas con los estratos débiles, la sobreexcavación se puede reducir significativamente. La eyección del taco se reduce, o a la inversa, la altura del taco puede ser reducida sin incrementar proyecciones.

El nivel de fragmentación depende de la ubicación de la columna de aire dentro de la columna explosiva y de su tamaño. Naturalmente, a medida que el tamaño de la columna de aire aumenta, la fragmentación se reduce, con relación a la carga de columna completa. Esta reducción es, sin embargo, relativamente pequeña hasta que se excede un tamaño crítico de columna de aire. Experimentalmente, esta longitud crítica fue estimada mayor del 40% de la columna explosiva original.

3.16- MID-COLUMN

La posición de la columna de aire también influencia el grado de fragmentación. Las columnas de aire colocadas en la mitad de la columna explosiva, llamadas *mid-column*, inducen a una mejor fragmentación que la misma longitud de columna de aire y carga explosiva cargada en el tope o en el fondo del barreno. Para crear la columna media se utilizan bolsas de aire, comúnmente llamadas gas-bags o también otros, como los para plugs que son más económicos que los anteriores.

3.17- SISTEMA DE VOLADURA BAJO MANTO

Consiste en perforar bloques completos atravesando tanto estéril como carbón, realizando una sola voladura, sin producir daño al manto de carbón, se requiere un excelente perfil del manto a perforar debido que a la hora de cargar los barrenos con los explosivos se debe tener mucho cuidado con no dañar el manto de carbón (ver figura N°21). Las ventajas de la voladura bajo manto con respecto al sistema tradicional son las siguientes:

- ✓ Se perfora el bloque solo una vez y con un patrón estándar.
- ✓ Se perfora siempre sobre pisos horizontales y a una misma profundidad todos los barrenos.
- ✓ El proceso de carga se realiza una vez, por lo tanto, se ejecuta una sola voladura.
- ✓ Se eliminan las horas tractor necesario en el sistema tradicional.
- ✓ Se tiene mayor inventario de material volado.

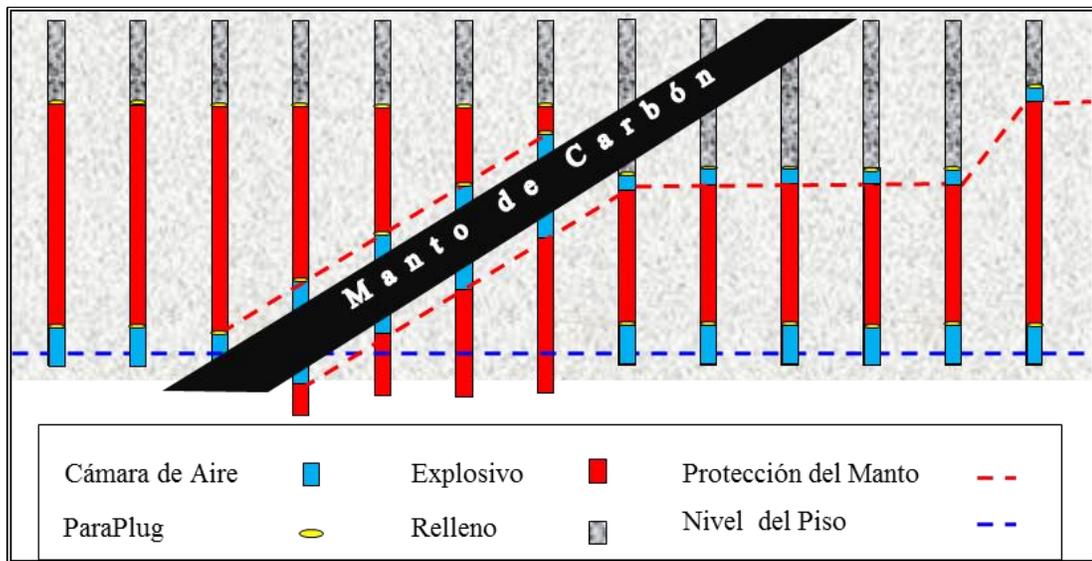


Figura N°21. Perfil de voladura bajo manto.
Fuente. Elaboración propia.

3.18- ACCESORIO DE VOLADURA

3.18.1- Cordón detonante

Es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de un alto explosivo llamado pentrita y además se encuentra recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas, hilos de algodón y tiene una cobertura exterior cuya constitución cambiará según sea simple o reforzado.

Se activa generalmente por medio de un fulminante y el núcleo de explosivo detonará a una velocidad de 7 000 m/s aproximadamente, creando una onda de choque que permitirá activar una carga sensible al referido impulso. Es manipulado con gran facilidad y seguridad. (Ver figura N°22).



Figura N° 22. Apariencia física del cordón detonante.
Fuente. Elaboración propia.

3.18.2- Booster de pentolita

Está constituido por una sustancia conocida como pentolita; la pentolita se comporta como un explosivo ideal ya que alcanza completamente la velocidad de detonación casi instantáneamente. La pentolita es físicamente la mezcla de PETN y TNT, esta mezcla es típicamente 35% PETN y 65% TNT, esta relación da una alta sensibilidad y potencia. El booster tiene una densidad de 1,6 gr/cm³ una presión de detonación de 214 a 250 kilobars, con una velocidad de detonación de 24000 pies/seg. Los boosters de pentolita se comercializan en Chile como Mexatoles. En la figura N°23 se muestra la apariencia física del booster de pentolita.



Figura N°23. Apariencia física del booster de pentolita.
Fuente. Elaboración propia.

3.18.3- Mecha de seguridad

La mecha de seguridad es uno de los componentes del sistema tradicional de voladura. Su estructura está compuesta por capas de diferentes características; las cuales protegen al núcleo de pólvora y tiene un recubrimiento final de material plástico que asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión.

La mecha de seguridad es manufacturada usando un proceso por vía húmeda, reduciendo significativamente los peligros del manipuleo en seco de la pólvora y como consecuencia de la misma se tiene un accesorio final con características de calidad superiores a los productos fabricados por vía seca.

Se usa complementariamente con el fulminante simple y al momento de quemarse la potencia de chispa tiene la capacidad suficiente para activarlo sin restricciones de ninguna naturaleza, siempre que se cumplan con las recomendaciones de la forma correcta de fijar el fulminante simple a la mecha de seguridad. El fulminante simple activado iniciará al cebo conformado por un explosivo sensible y permisible al referido impulso y el mismo activará a la columna explosiva correspondiente.

3.18.4- Detonador corriente # 8

Está conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible y otra carga secundaria de alto poder explosivo. Su diseño permite que la carga primaria sea activada por la chispa de la mecha de seguridad, la cual inicia la carga secundaria y ésta al explosivo. En su desarrollo se ha tenido cuidado especial en la compatibilidad del funcionamiento que debe existir con la mecha de seguridad.

El fulminante simple N° 8 tiene todas las garantías para un buen funcionamiento, siempre y cuando, se cumplan con las recomendaciones de un adecuado fijado a la mecha de seguridad, controlando principalmente la impermeabilidad en el lugar donde se encuentra el referido fijado.

3.18.5- Detonador no eléctrico de retardo (Nonel)

Es un sistema integrado compuesto por los siguientes elementos:

- ✓ Tubo de choque flexible que al ser activado por medio de un agente externo, transmite por su interior una onda explosiva de baja energía hasta llegar al detonador de retardo. Este tubo es de plástico laminado y contiene en su superficie interior una capa de material reactivo. La onda explosiva tiene la capacidad de desplazarse a una velocidad de 2000 m/s a través de los dobleces y nudos que podrían existir por alguna razón en el tubo, además tiene la característica que no se transmitirá hacia el exterior y no afectará al explosivo con el cual puede estar en contacto.
- ✓ Detonador con elemento de retardo y el sello antiestático.
- ✓ Etiqueta que indica la serie, el período de retardo y el tiempo nominal de detonación.
- ✓ Conector “J” que sirve para conectar el tubo de choque a una línea troncal de cordón detonante en forma perpendicular.

La figura N°24, muestra todas las características internas del detonador, mientras que la figura N°25, muestra una apariencia física del detonador no eléctrico de retardo.

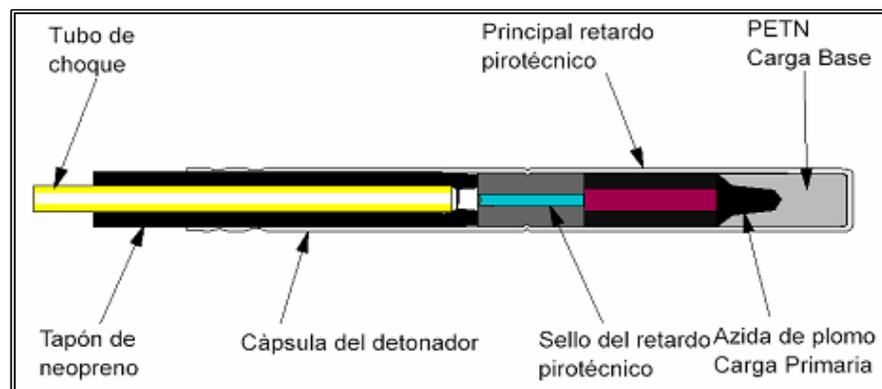


Figura N°24. Características internas del detonador.

Fuente. Freites, 2002.

Las características principales de su fabricación y uso se pueden resumir en los siguientes aspectos:

- ✓ Seguro: El tubo de choque no puede iniciarse accidentalmente por descargas eléctricas, corrientes estáticas o vagabundas, transmisiones de radio de alta frecuencia, fuego, fricción u otras condiciones que se dan normalmente en las operaciones mineras.
- ✓ Se conectan en forma sencilla y rápida sin requerir de herramientas especiales.
- ✓ El entrenamiento al personal es simple.
- ✓ La señal propagada por el interior del tubo es silenciosa.
- ✓ La columna explosiva no deflagra por acción del tubo, lo que permite lograr su máximo rendimiento.
- ✓ Permite lograr diagramas de disparo muy flexibles y adecuados a diversas condiciones de trabajo.



Figura N°25. Apariencia física del detonador no eléctrico de retardo (Nonel).
Fuente. Elaboración propia.

3.18.6- Para Plug

Es un artefacto plástico en forma de cono, que se introduce dentro del barreno por medio de una guaya, la cual se encuentra graduada para permitir al dinamitero un alto porcentaje de exactitud en la ubicación del accesorio y asegurar que la carga superior no se encuentre en contacto con el techo del manto de carbón. Una vez que el accesorio se encuentra a la profundidad deseada se suelta un peso de plomo que hace accionar el pasador, que le confiere la conicidad al Para Plug y abre el conjunto ejerciendo presión sobre las paredes del barreno. (Ver figura N°26).

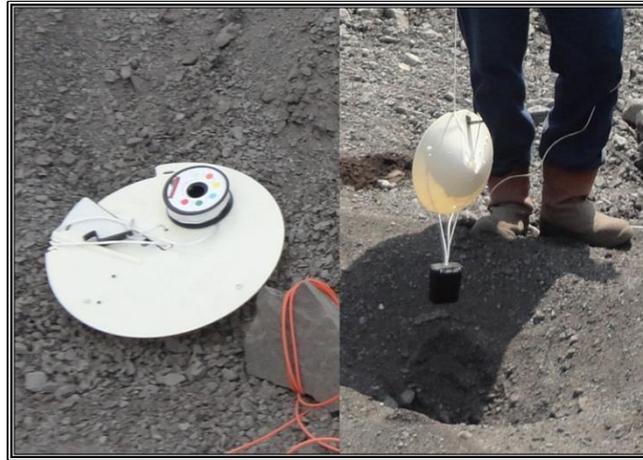


Figura N°26. Apariencia física del Para Plug.
Fuente. Elaboración propia.

3.19- MODELO DE PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

Uno de los parámetros más importantes de conocer y quizás el más cuestionado en lo referente a las variables para obtener una buena estimación de la fragmentación, es el tamaño medio de fragmentación X_{50} . Según distintos autores, este valor debe dar cuenta tanto de parámetros de diseño de voladura, como de roca y del explosivo utilizado. A continuación, se exponen algunas de las metodologías más utilizadas en la predicción de la fragmentación, que permiten su determinación:

3.19.1- Ecuación de Kuznetsov

La ecuación propuesta por Kuznetsov, es quizás la más conocida por pertenecer al modelo predictivo más utilizado (Kuz–Ram), esta ecuación está dada por las ecuaciones N° 13 y 14:

$$X_{50} = A * \left[\frac{V_0}{Q} \right]^{0.8} * Q^{\frac{1}{6}}$$

Ecuación N°13

$$X_{50} = A * \left[\frac{V_0}{Qe} \right]^{0.8} * Qe^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{E} \right)^{0.633}$$

Ecuación N° 14

Donde:

- ✓ X_{50} = Tamaño medio de los fragmentos de voladura. (cm)
- ✓ A = factor de roca.
- ✓ V_o = Volumen de roca fragmentada por pozo (m^3).
- ✓ Q = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por pozo.
- ✓ Q_e = Kilos de explosivo por pozo.
- ✓ E = Potencia relativa en peso referida al Anfo.

La ecuación 13 hace uso de la masa de TNT equivalente en energía a la carga de cada hoyo, después de algunos ajustes a esta ecuación donde se reemplaza los kilos de TNT a kilos de ANFO mediante el uso de la potencia relativa en peso, se obtiene la ecuación 14.

Observaciones a Considerar en el X_{50} :

- ✓ El termino (V_o/Q) representa el inverso del factor carga F_c ; por tanto a medida que el factor de carga aumenta, el tamaño medio de la fragmentación disminuye.
- ✓ La ecuación también se ve influenciada por los kilos de explosivo por pozo, asociado al diámetro de perforación, de la expresión se observa que el tamaño medio es directamente proporcional al diámetro de perforación.

3.19.2- Ecuación de Larsson

Propuesta por Larsson (1973), utiliza al igual que la de Kuznetsov parámetros de diseño de tronadura voladura, propiedades del explosivo, así como las características del macizo rocoso se muestra en la ecuación N°15.

$$X_{50} = \left[S * e^{\left\{ 0.58 * \ln B - 0.154 * \ln \left[\frac{E}{B} \right] - 1.18 * \ln \left[\frac{CE}{c} \right] - 0.82 \right\}} \right]$$

Ecuación N°15.

Donde:

- ✓ B: Retiro (m).
- ✓ E/B: Razón Espaciamiento / Retiro.
- ✓ CE: Consumo específico de explosivo (kg/m^3).

- ✓ c: Constante de roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para fragmentar la roca, normalmente, varía entre 0.3 y 0.5 kg/m³.
- ✓ S: constante de volabilidad. Es un factor que considera la heterogeneidad y discontinuidades del macizo rocoso.

Roca muy fisurada y diaclasas muy próximas	S = 0.60
Roca Diaclasa	S = 0.55
Roca normal con algunas grietas	S = 0.50
Roca relativamente homogénea	S = 0.45
Roca homogénea	S = 0.40

3.19.3- Fórmula de SveDeFo

A diferencia de la ecuación de Larsson la presentada por SveDeFo en la ecuación N°16 considera el efecto de la altura del banco y la longitud del taco en el cálculo del tamaño medio de fragmentación:

$$X_{50} = S * \left[1 + 4.67 * \left(\frac{T}{L} \right)^{2.5} \right] * e^{\left\{ 0.29 * \ln B * 2 \sqrt{\frac{S}{B}} - 1.18 * \ln \left[\frac{CE}{c} \right]^{0.82} \right\}}$$

Ecuación N°16.

Donde:

T: Longitud del taco (m).

L: Profundidad del pozo (m).

De estos tres algoritmos utilizados para el cálculo del tamaño medio se consideran las características de diseño, así como las características de la roca a tronar definido por A para la ecuación de Kuznetsov y S para las ecuaciones de Larsson y SveDeFo.

3.19.4- Estimación del factor de roca

Tal vez el parámetro más importante para determinar un modelo de predicción de fragmentación es el factor de roca (A), actualmente existen varias propuestas para

conocer su valor, pero sin lugar a dudas el más usado corresponde al entregado por Cunningham.

3.19.5- Factor de roca (Cunningham)

El factor de roca, al igual que el índice de uniformidad, corresponde a unos de los parámetros más importantes en el modelo de Kuz–Ram. Este factor se determina a partir de una modificación al índice de volabilidad de Lilly, dándole Cunningham una mayor importancia a la dureza de la roca. El factor de roca de Cunningham, A., se deduce de datos geológicos del macizo rocoso usando la ecuación N°17:

$$A = 0.06 * (RMR + JPS + JPA + RDI + HF)$$

Ecuación N°17.

Donde:

- ✓ RMR: Descriptor de la masa rocosa.
- ✓ JPS: Espaciamiento de las diaclasas verticales.
- ✓ JPA: Angulo del plano de la diaclasa.
- ✓ RDI: Influencia de la densidad.
- ✓ HF: Factor de dureza.

Los valores de cada uno de los parámetros indicados se obtienen de la siguiente figura N°27:

PARAMETRO	RANKING
❖ DESCRIPCIÓN DE LA MASA ROCOSA (RMR)	
Meteorizada/ Quebradizo	10
Diaclasado Verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
❖ ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS (JPS)	
0,1 m.	10
0,1 a sobre tamaño	20
Sobretamaño a tamaño de la malla	50
❖ Angulo del plano de fractura (JPA)	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	50
❖ INFLUENCIA DE LA DENSIDAD ROCA (RDI)	
RDI = 25 * SG - 50 (SG = densidad gr/cc)	
❖ FACTOR DE DUREZA (HF)	
- E / 3 para E < 50 GPa.	
- UCS / 5 para E > 50 GPa.	
E : Módulo de Young	
UCS : Resistencia a la Compresión Simple	

Figura N°27. Factor de roca A por Cunningham.
Fuente. Montoya, 2001.

3.19.6- Modelo de fragmentación de Kuz- Ram

Correspondiente al modelo realizado por Cunningham (1983), basado en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación entre parámetros de voladura y el tamaño medio de fragmentación X_{50} , siendo usado extensamente alrededor del mundo. El nombre que lleva el modelo corresponde a una abreviación de los dos principales contribuyentes de la base del modelo: **Kuznetsov** y Rosin - **Rammler**.

3.19.7- Ecuación de Rosin – Rammler

Entrega una buena descripción de la distribución de tamaño de un material tronado (ver ecuación N°18).

$$R(x) = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n}$$

Ecuación N°18.

Donde:

- ✓ $R(x)$ = Proporción del material retenido para una abertura de malla.
- ✓ x = Abertura de malla (cm).
- ✓ x_c = Tamaño característico (cm). Correspondiente al 62.9% del material pasante.

✓ n = Coeficiente de uniformidad.

3.19.8- Índice de uniformidad n

El índice de Uniformidad da cuenta del Rango de tamaños de partículas en una distribución granulométrica, vale decir, a mayor n , existe una mayor homogeneidad en las partículas que para n menores. (Ver figura N°28).

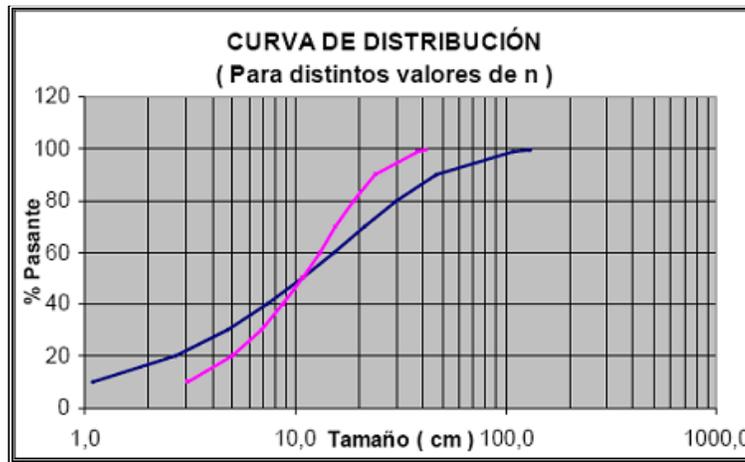


Figura N°28. Curva de Distribución.
Fuente. Montoya 2001.

La ecuación de Rosin Rammler define completamente la distribución granulométrica a partir de un punto de la curva (X_{50}) y la pendiente de la línea, asociado al coeficiente de uniformidad n . Para determinar n , Cunningham (1983) desarrolla la ecuación N°19, basado principalmente en las características del diseño.

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{d} \right) * \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0.5} * \left(1 - \frac{W}{B} \right) * \left(\frac{ABS(BCL - CCL)}{L_t} + 0.1 \right)^{0.1} * \frac{L_0}{H}$$

Ecuación N°19.

Donde:

- ✓ n = Coeficiente de uniformidad.
- ✓ d = Diámetro de perforación (mm).
- ✓ B = Retiro (m).
- ✓ S = Espaciamiento (m).

- ✓ W = Desviación de perforación (m).
- ✓ BCL = Longitud de carga de fondo (m).
- ✓ CCL = Longitud de carga de columna (m).
- ✓ L_t = Longitud total de carga (m).
- ✓ L_0 = Longitud de carga sobre el nivel de piso (m).
- ✓ H = Altura del banco (m).

De la curva se tiene que n da cuenta de la pendiente y se puede verificar en la ecuación N°20.

$$n = \frac{\text{Ln}[\text{Ln}(1 - P(x1)) - \text{Ln}(1 - P(x2))]}{\text{Ln}(x1) - \text{Ln}(x2)}$$

Ecuación N°20.

$P(x1)$ y $P(x2)$: Porcentajes pasantes asociados a los tamaños.

Observaciones sobre el coeficiente de uniformidad n:

El coeficiente de uniformidad da cuenta de la homogeneidad de tamaño de material tronado, a medida que aumenta el valor de n la distribución de fragmentación se presenta más homogénea y viceversa.

A medida que el Retiro aumenta para un diámetro fijo de hoyo; n disminuye.

A medida que la relación S/B aumenta; n disminuye. Pero Cunningham dice que este término refleja la malla de perforación, no la malla de iniciación, y que la relación nunca debe exceder a dos.

Una vez conocido el valor de n para una voladura en particular, y el tamaño medio asociado, es posible obtener la distribución granulométrica completa, a partir de la ecuación de Rosin – Rammler, donde a través de un simple despeje y reemplazando $X = X_{50}$ y $R = 50\%$ Retenido, se obtiene el tamaño característico esto se puede ver en la ecuación N°21.

$$X_c = \frac{X_{50}}{(0.693)^{\left(\frac{1}{n}\right)}}$$

Ecuación N°21.

3.19.9- Limitaciones del modelo

- ✓ La razón Espaciamiento / Retiro no debe exceder de 2, estando referida al esquema de perforación y no a la secuencia de salida.
- ✓ La secuencia de salida y los tiempos de retardos deben ser tales que proporcionen una buena fragmentación.
- ✓ El explosivo debe desarrollar una energía próxima a la potencia relativa en peso calculada.

3.20- SISTEMA DE VOLADURAS CON CÁMARA DE AIRE

Ha sido desarrollada por International Technologies. La acción de la cámara de aire según Ortiz (2007) son:

- ✓ La cámara de aire almacena energía y crea una fractura que se expande horizontalmente hacia los taladros vecinos.
- ✓ La energía se trasmite al medio y las ondas tensivas o reflejadas colisionan con las incidentes o compresivas que emite la detonación. Las ondas reflejadas se propagan en gran cantidad en forma de ondas de choque secundarias.
- ✓ Las ondas reflejadas ascendentes hacen desviar a la corriente detonante, hacia el fondo y costados del macizo rocoso adyacente. Otras ondas de choque se propagan por las fracturas horizontales ya formadas en el fondo del taladro, creando un pre corte a nivel del piso en todos los taladros cercanos.
- ✓ En el fondo del taladro la cámara de aire actúa como cara libre semi confinada que equilibra la presión y orienta la detonación hacia la base del taladro.
- ✓ El taco bloqueador encabeza la onda detonante que viaja al fondo del taladro.
- ✓ Las ondas compresivas se reflejan al penetrar el cambio de medio formado por la fractura horizontal en el fondo del taladro.
- ✓ Las ondas de compresión se reflejan con mayor intensidad en forma de ondas de tensión. Estas ondas trituran el material rocoso y se reflejan de vuelta a la formación y al mismo tiempo interaccionan con ondas de tensión de taladros vecinos originando más tensión.

- ✓ Una gran densidad de ondas se reflejan propagándose al medio a causa de la interacción entre ondas de taladros colindantes.

Con el uso de cámaras de aire se puede conseguir los siguientes beneficios:

- ✓ Reducir la longitud del taco.
- ✓ Retener la energía en el pozo.
- ✓ Disminuir la sobre perforación.
- ✓ Reducir consumo de explosivo.
- ✓ Distribución de fragmentación más uniforme.
- ✓ Reducir *Fly rock* y onda aérea.
- ✓ Disminuir el daño en las paredes finales.

3.21- DESCRIPCIÓN DEL SISTEMA *SPLIT-DESKTOP*

La versión desktop de Split se conoce como la versión del software que es "asistida por el usuario" y que puede ser utilizada por ingenieros o técnicos de mina directamente en campo. El sistema *Split-Desktop* contiene el *software* de *split*, computadora, teclado y monitor. Deberá de existir un mecanismo (*software o hardware*) para transmitir imágenes digitales o de video a la computadora. Para cámaras digitales se requiere del *software* que acompaña a la cámara y para cámaras de video se requiere una tarjeta sujetadora de imágenes. Se recomienda una cámara digital para una mayor resolución de imágenes y para facilitar la selección de las mismas. El primer paso es que el usuario adquiera las imágenes en campo y las transfiera a la computadora. La fuente de estas imágenes puede ser pilas de material en bruto, camiones de acarreo, pilas de lixiviación, puntos de extracción, tiraderos de desmonte, almacenamientos de mineral, correas transportadoras, o cualquier otro lugar en donde las imágenes claras de roca fragmentada pueden ser obtenidas. El *software* de *Split* ayuda al usuario a escalar adecuadamente las imágenes. *Split* puede ahora automáticamente delinear los fragmentos en cada una de las imágenes y claramente determinar la distribución de los tamaños de los fragmentos de roca. *Split* permite que la distribución de tamaños resultante sea graficada en varias formas (linear-linear, log-linear, log-log, y Rosin-Rammler). Los datos de la curva de tamaños resultante pueden también ser guardada

en archivos con campos delineados para ser acezados por hojas de cálculo o programas de gráficas.

La versión *desktop* del *software* de *Split* tiene cinco partes importantes. La primera parte del programase relaciona con el escalamiento de las imágenes tomadas en el campo. La segunda parte involucra la delineación automática de los fragmentos de roca en cada una de las imágenes que son procesadas. La tercer parte permite la edición de los fragmentos delineados para asegurar resultados de alta calidad La cuarta parte involucra el cálculo de la distribución de tamaños basada en la información de los fragmentos delineados. Finalmente, la quinta parte se refiere a la representación gráfica o exportación de los resultados. Cada uno de las cinco partes de programa son escritos a continuación.

3.21.1- Adquisición y escalamiento de imágenes

Existen muchas maneras en que las imágenes pueden ser adquiridas en el campo y escaladas. Por ejemplo, si las imágenes son tomadas en una correa transportadora, la escala de las imágenes es muy directa y puede ser tan simple como medir el ancho de la correa. Cuando se adquieren imágenes depilas de material en bruto, el ángulo de la pendiente relativa al eje de la cámara necesita ser considerado. Si este no es perpendicular, la escala representada en la imagen varía uniformemente desde la parte más baja hasta la más alta de la pendiente. Existen varias formas para corregir la escala en imágenes de pilas de material en bruto. La forma más simple es la de colocar dos objetos de tamaño conocido en la imagen, uno cercano a la parte más baja de la pendiente y el otro cerca de la parte alta de la pendiente, como se muestra en la figura N°29. Otro método es el de utilizar un telémetro para determinar la distancia de la cámara tanto a la parte baja de la pendiente como a la parte alta dela misma y calcular los factores de calibración para cada cámara conociendo el enfoque del lente.

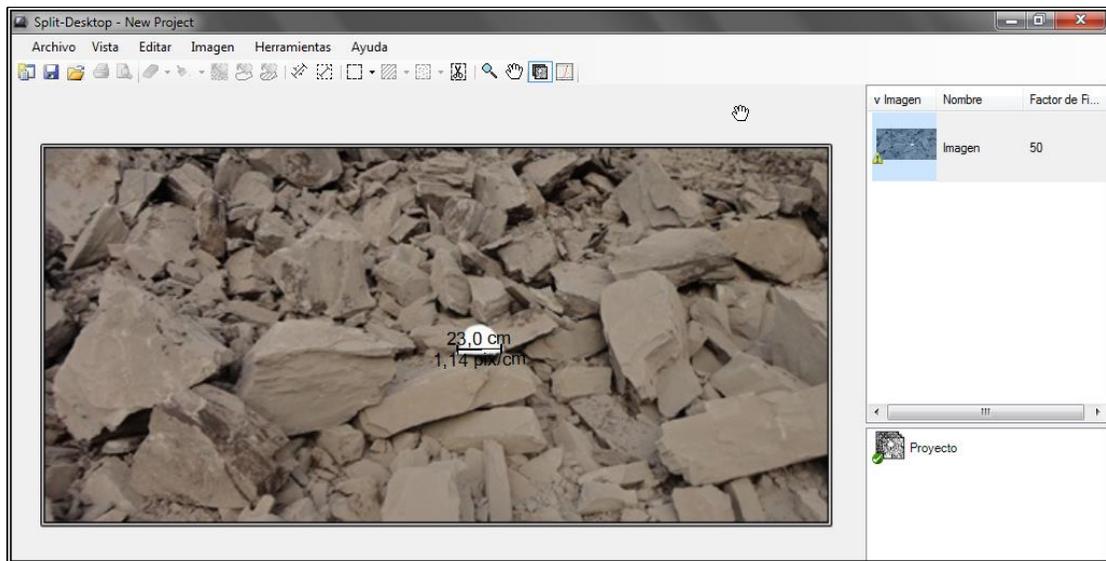


Figura N°29. Imagen típica de una pila de material en bruto.
Fuente. Elaboración propia.

3.21.2- Delineación de los fragmentos

Una vez que las imágenes han sido adquiridas y escaladas, el siguiente paso que *Split* realiza es delinear los fragmentos individuales de roca en cada una de las imágenes. Las mismas correcciones de iluminación y algoritmos de punto de umbral descritos en la sección previa son utilizados. Después de este pre-procesado, el software *Split-Desktop* automáticamente delinea los fragmentos utilizando una serie de algoritmos basados en los siguientes 4 conceptos: filtro de gradiente, análisis de convexidad de sombras, algoritmo de *Split*, y algoritmo de *Watershed*. Los detalles de estos conceptos son descritos en Kemeny (2000) y en Girdner et al. (2001). (Ver figura N°30).

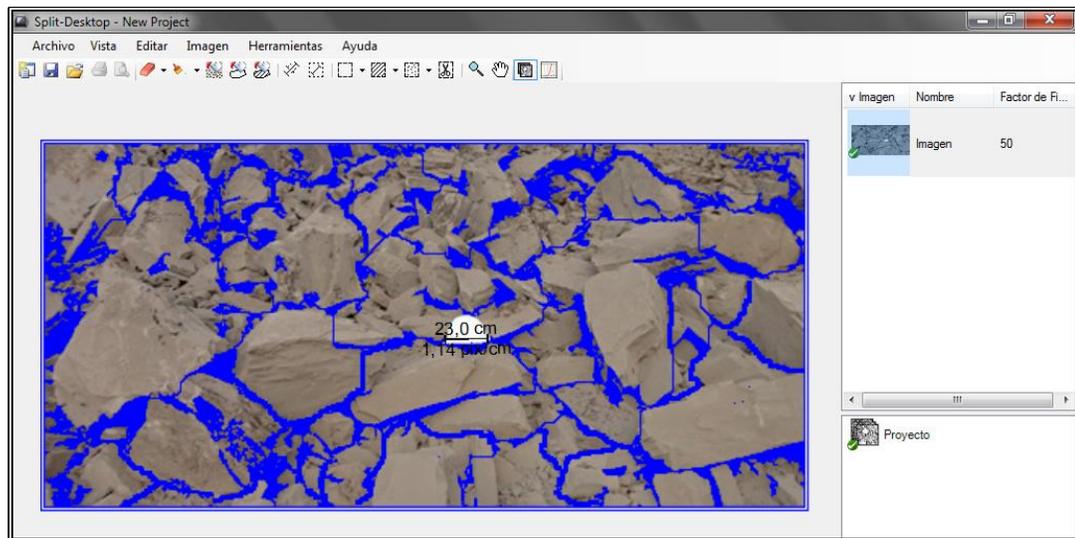


Figura N°30. Delineación de la imagen de material en bruto.
Fuente. Elaboración propia.

3.21.3- Editando y delineando imágenes binarias

En la mayoría de las imágenes de pilas de material en bruto y en muchas imágenes de otras fuentes como camiones de acarreo a pilas de lixiviación, hay ocasiones en que los algoritmos de delineación automática no delinean los fragmentos apropiadamente. Esto puede deberse a situaciones donde la iluminación es pobre, donde existe demasiada cantidad de finos en la imagen, la calidad de la imágenes baja o alguna otra razón. En estos casos, el archivo binario que contiene los fragmentos delineados necesita ser editado utilizando las herramientas manuales de edición del programa. Existen tres casos comunes donde se requiere de ediciones menores. Primero, si hay grandes aglutinamiento de finos en la imagen, *Split* en algunas ocasiones confunde estos aglutinamientos con fragmentos individuales grandes. Segundo, si se presenta ruido excesivo en uno de los fragmentos (debido a la textura de la roca), el software de *Split* podría dividir estos fragmentos grandes en fragmentos más pequeños. Tercero, algunas de las partículas delineadas no son ni fragmentos de roca ni finos y no deberían ser contados en la curva final de tamaños, como lo es el caso de las pelotas de escalamiento. Las tres formas de editado más comunes son: llenar con color áreas de finos, borrar delineaciones no deseadas, e identificar objetos no rocosos tales con objetos para

escalamiento. En la mayoría de los casos usuarios habilidosos puede editar las imágenes en menos de 3 minutos.

3.21.4- Cálculo de la curva de tamaños

Una vez que los fragmentos individuales en las imágenes han sido delineados, el siguiente paso es el de utilizar las características de los fragmentos para calcular su curva de tamaños. Estas características incluyen el área y las dimensiones de cada fragmento y el área de las regiones sin partículas (las áreas azules en la figura N°28). En la figura N°31, se puede observar la curva de tamaños la imagen de una pila de material en bruto generada con *Split-Desktop*.

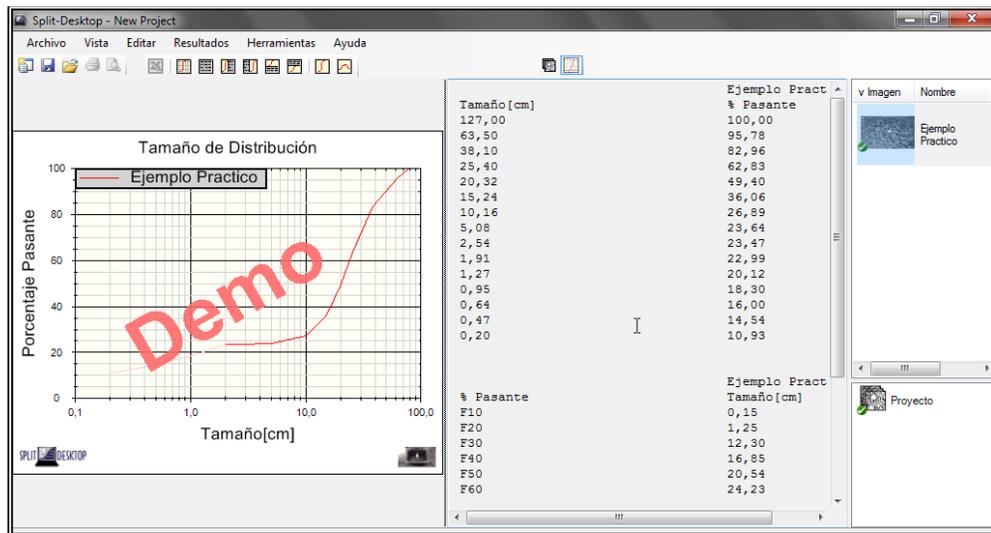


Figura N°31. Curva de tamaños de la imagen de una pila de material en bruto generada con Split-Desktop.

Fuente. Elaboración propia.

3.21.5- Presentación y exportación de los resultados de la curva de tamaños

Una vez que la curva de tamaños ha sido calculada, esta puede ser graficada de 4 formas distintas: lineal-lineal, log-lineal, log-log, y Rosin-Rammler. La figura N°30 es un ejemplo de una gráfica log-lineal. A un lado de cada gráfica se muestran los datos de la curva de tamaños en cualquiera de cuatro formatos (estándar ISO, estándar Británico, estándar US, no estándar). Los P₂₀, P₅₀, P₈₀ y tamaño-mayor también se muestran. La

curva de tamaños y el porcentaje de tamaños pasables son guardados en archivos en el disco duro de la computadora, en formato texto para ser utilizados posteriormente en bases de datos o programas de representación gráfica.

CAPÍTULO IV
MARCO METODOLÓGICO

En el siguiente capítulo, se describirá el tipo y diseño de investigación, la población y muestra, los instrumentos y técnicas, así como el análisis y la metodología empleada para poder ejecutarla y llevarla a cabo los objetivos propuestos en la investigación.

4.1- TIPO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo a los objetivos de la investigación, la misma será de campo y correlacional, en donde se establecerá la relación entre las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, mezcla explosiva, además de corroborar el diseño de voladura mediante el Kuz-Ram, en el cual se relacionan las variables dependientes (Retiro, Taco, Espaciamiento, Sobreperforación) e independientes (resistencia de la roca, densidad del explosivo, entre otros).

4.2- DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación es del tipo no experimental -transversales correlacionales: ya que se encargara de relacional dos o más variables como lo son las propiedades del explosivo *Fortis Extra*, las características del macizo rocoso y la técnica con cámara de aire, en el resultado granulométrico de las voladuras.

4.3- INSTRUMENTOS Y TÉCNICAS

Los instrumentos serán validados por el equipo de ingeniería de Corpozulia el cual cuenta con amplia experiencia en el área de estudio, entre ellos tenemos: sistema de posicionamiento global, *software drill & Blast de Mincon*. En cuanto a las técnicas se utilizaran modelos de predicción y ecuaciones matemáticas. Para la obtención del diseño de voladuras y la predicción de la fragmentación.

4.4- POBLACIÓN Y MUESTRA

La población en la que se encuentra el estudio trata de todos los procesos que conforman el ciclo minero; para el siguiente trabajo se toma como muestra el proceso de perforación y voladura, siendo este el primer proceso en dicho ciclo.

4.5- ANÁLISIS DE LOS DATOS

El procesamiento de datos y su posterior análisis se fundamenta en la utilización de herramientas matemáticas específicas como: el modelo Kuz-Ram y *software Split Desktop* de análisis granulométrico por imágenes, se efectuarán análisis de forma cuantitativa y cualitativa de manera de revalidar los resultados. Todos estos datos fueron validados por la Gerencia de Ingeniería de Minas, empresa Carbones del Zulia S.A. (CARBOZULIA), 2014.

4.6- METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

Para lograr los objetivos planteados, se llevó a cabo la siguiente metodología:

- ✓ En primer lugar, se realizó una recopilación de información documental.
- ✓ Luego, se hizo una recopilación de información mediante trabajo de campo.
- ✓ Se evaluaron los parámetros de diseño de perforación y voladura establecidos por la empresa CARBOZULIA.
- ✓ Se analizaron y procesaron los resultados mediante trabajo de oficina.
- ✓ Comparar los parámetros existentes con los propuestos.
- ✓ Por último se hará una generación de los modelos propuestos para la optimización del diseño de perforación y voladura.

CAPÍTULO V
RESULTADOS

En el presente capítulo se desarrollan los resultados obtenidos luego de haber recopilado todos los datos necesarios para poder determinar las características del macizo roco, así como los parámetros generales de la perforación y voladura, mezcla explosiva *Fortis extra* y la técnica cámara de aire, para ejecutar los diseños propuestos, así como también las predicciones de la fragmentación de la roca por medio del modelo matemático Kuz-Ram y la cuantificación de la fragmentación real por análisis de imágenes digitales Split Desktop.

5.1- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL EXPLOSIVO Y EL MACIZO ROCOSO PERTENECIENTE A LA MINA PASO DIABLO.

5.1.1- Características y propiedades de la mezcla explosiva Fortis Extra (70/30).

El sistema de mezclas de emulsión a granel bombeable sensibilizada *Fortis Extra* ha sido diseñado para ser usado en minería de carbón a cielo abierto.

Algunas de los beneficios que ofrece son: Es confiable en barrenos secos y con aguas, puede ser cargado a distintas energías y densidades para maximizar la fragmentación mejorando la productividad de la mina y proporciona cargas totalmente acopladas para maximizar los resultados de las voladuras.

El explosivo *Fortis Extra* es apropiado para barrenos de hasta 30 metros de longitud, dependiendo del diámetro de este, densidad del producto y presencia de agua, para ser iniciado se recomienda *Pentex* de 900g o mayor, junto con un detonador *Exel*. No se recomienda el uso de cordón detonante con *Fortis extra*, se debe dejar a lo menos 30 minutos entre el carguío y la etapa de taqueo del barreno debido a la gasificación.

El tiempo máximo de espera recomendado es de 7 días, dependiendo de factores tales como diámetro del barreno, densidad, condiciones de agua del terreno y sistema de iniciación.

Fortis Extra es parte de un rango de productos a granel entregado por las unidades fábricas de Orica. Es producido en las unidades móviles y bombeadas dentro de los barrenos. Este producto está disponible para uso en terrenos de temperatura entre 0° a un máximo de 55°C.

En las tablas N°3 y 4 se aprecian las propiedades y características técnicas de la mezcla explosiva *Fortis Extra*.

Tabla N°3. Propiedades técnicas de la mezcla explosiva Fortis Extra.

PROPIEDADES TÉCNICAS	
Densidad (g/cm ³)	1,3
Velocidad de detonación (m/s)	5.600
Presión de detonación (Kbar)	97
Fuerza relativa en peso (RWS)	115
Fuerza relativa en volumen (RBS)	195
Emisión de CO ₂ (Kg/t)	162
Densidad lineal para □ de 9 ^{7/8} " (Kg/m)	64,22

Fuente: Orica, 2014

Tabla N°4. Características técnicas de la mezcla explosiva Fortis Extra.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS	
Diámetro mínimo de barreno (mm)	102
Profundidad máxima de barreno (m)	30
Máxima longitud de carga (m)	25
Resistencia al agua	Excelente
Sistema de cargado	Bombeado
Tipo de iniciador recomendado	Pentex™ 900g
Tiempo de espera	7 días

Fuente: Orica, 2014

En la tabla N°5 se observan las densidades iniciales y finales de la mezcla explosiva *Fortis Extra*, estas muestras se tomaron con intervalos de tiempo de 10 minutos.

Tabla N°5. Densidad de la mezcla explosiva Fortis Extra tomadas en campo.

VOLADURA	MUESTRA 1 (gr/cm ³)	MUESTRA 2 (gr/cm ³)	MUESTRA 3 (gr/cm ³)	MUESTRA 4 (gr/cm ³)
M012T7FF50	1,29	1,24	1,22	1,17
M024T7BM7X	1,28	1,20	1,17	1,14
M012T7BM5M	1,29	1,25	1,20	1,16
M012T7FF50	1,28	1,26	1,21	1,15

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°6 se muestran las propiedades de la mezcla explosiva *BLEND*, explosivo que en el año 2010 fue sustituido por la mezcla explosiva *Fortis Extra*.

Tabla N°6. Propiedades de la mezcla explosiva BLEND.

Producto	Densidad	Resistencia	Energía Disponible	Fuerza Relativa en Peso	Fuerza Relativa en Volumen	Presión del Pozo	Velocidad de Detonación
Emulsión/ANFO	gr/cm ³	al Agua	.@ 1000 atm	.@ 1000 atm	.@ 1000 atm	Katm	m/s
			MJ/Kg	RWS	RBS		
ANFO	0,82	0	2,03	1,00	1,00	20	4.450
20/80	1,05	0	2,19	1,08	1,38	33	4.999
25/75	1,13	1	2,25	1,11	1,52	37	5.151
30/70	1,20	2	2,30	1,13	1,66	42	5.304
35/65	1,25	4	2,32	1,14	1,74	46	5.395
40/60	1,30	4	2,36	1,16	1,85	50	5.517
45/55	1,35	5	2,38	1,17	1,93	54	5.608
50/50	1,30	5	2,30	1,13	1,79	49	5.456
55/45	1,30	5	2,27	1,12	1,77	48	5.395
60/40	1,30	5	2,24	1,10	1,75	47	5.334
65/35	1,30	5	2,21	1,09	1,73	47	5.273
70/30	1,30	5	2,17	1,07	1,69	46	5.212
75/25	1,30	5	2,14	1,05	1,67	46	5.151
80/20	1,30	5	2,11	1,04	1,65	45	5.090

Fuente: Orica, 2001

5.1.2- Características y propiedades del macizo rocoso.

Como lo menciona Sutton (*Op. Cit*) el macizo rocoso se compone de intercalaciones de areniscas, Limolitas y capas de carbón. En la base de la unidad, las areniscas son macizas, gruesas de color gris claro y localmente calcáreas. En la parte superior se hacen más delgadas están intercaladas con limolitas color gris y presentan planos de estratificación con mica y carbón. Las limolitas son de color gris oscuro a negro, con fractura concoidal. Tanto en las areniscas como en las limolitas, se encuentran nódulos de arenisca y caliza arenosa de color gris azulado. El carbón es de tipo subbituminoso a bituminoso y se presenta principalmente hacia la base de la formación, en capas de 2 hasta 10 m de espesor.

Arnaudez (2005) las litologías presentes en el yacimiento se componen de areniscas de grano fino y grueso, Limolitas gris, negra y Limolita con niveles dolomitizados.

De acuerdo a ensayos realizados a las rocas de la Mina Paso Diablo en el año 2005, tomando como referencia el piso de cada manto de carbón, de forma que se dé una ubicación rápida y sencilla del lugar de trabajo obteniendo los siguientes resultados.

Tabla N°7. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 9O.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	8,5	38,13	42,82	2,40
Limolita gris	4,0	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	0,2	73,95		
Arenisca de grano grueso	9,0	45,70		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°8. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8I.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	8,0	38,13	39,93	2,40
Limolita gris	3,0	44,74		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°9. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8K.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	6,0	38,13	40,33	2,40
Limolita gris	3,0	44,74		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°10. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 8M.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	6,0	38,13	50,47	2,40
Limolita con niveles dolomitizados	0,5	73,95		
Arenisca de grano fino	5,0	65,86		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°11. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 7M.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	6,0	38,13	43,70	2,40
Limolita gris	3,0	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	1,0	73,95		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°12. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 7O.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	6,0	38,13	50,58	2,40
Limolita con niveles dolomitizados	1,0	73,95		
Arenisca de grano grueso	2,0	45,70		
Arenisca de grano fino	4,0	65,86		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°13. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6K.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	8,0	38,13	39,93	2,40
Limolita gris	3,0	44,74		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°14. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6M.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	3,0	38,13	50,29	2,40
Limolita gris	2,0	44,74		
Arenisca de grano grueso	1,5	45,70		
Arenisca de grano fino	3,5	65,86		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°15. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6O.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	8,0	38,13	50,59	2,40
Limolita con niveles dolomitizados	1,0	73,95		
Arenisca de grano fino	5,0	65,86		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°16. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 6Q.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	6,0	38,13	50,55	2,40
Limolita gris	5,0	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	0,5	73,95		
Arenisca de grano fino	6,0	65,86		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°17. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 5M.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	5,0	38,13	50,30	2,40
Limolita gris	4,0	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	1,0	73,95		
Arenisca de grano fino	5,0	65,86		
Arenisca de grano grueso	4,0	45,70		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°18. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 5O.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m³)
Limolita negra	7,0	38,13	54,95	2,40
Limolita gris	10,0	44,74		
Arenisca de grano fino	15,0	65,80		
Limolita con niveles dolomitizados	3,0	73,95		

Fuente: Arnaudez, (2005).

Tabla N°19. Resistencia a la compresión simple para el piso del manto 4M.

LITOLOGÍA	POTENCIA (m)	R.C Mpa	R.C. (Mpa) PONDERADA	DENSIDAD (Kg/m ³)
Limolita negra	2,0	38,13	62,35	2,40
Arenisca de grano fino	9,0	65,80		
Limolita con niveles dolomitizados	1,5	73,95		

Fuente: Arnaudez, (2005).

En la tabla N°20 se observan el factor de carga correspondiente al piso de cada manto de carbón extraíble en la Mina Paso Diblo, haciendo uso de la interpolación y utilizando la tabla N° 2 (capítulo III) de Kutusov se calculó el factor de carga asociado a cada piso de carbón.

Tabla N°20. Factor de carga para los distintos pisos de manto de carbón según la resistencia a la compresión simple.

PISO DEL MANTO	R.C (Mpa) PONDERADA	FACTOR DE CARGA (Kg/m ³)
9O	42,82	0,31
8I	39,93	0,30
8K	40,33	0,30
8M	50,47	0,38
7M	43,70	0,31
7O	50,58	0,38
6K	39,93	0,30
6M	50,29	0,38
6O	50,59	0,38
6Q	50,55	0,38
5M	50,30	0,38
5O	54,95	0,40
4M	62,35	0,42

Fuente: Elaboración Propia.

5.2.-DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Una vez obtenido el factor de carga requerido para cada piso, se calcularon los patrones asociados para cada dureza de material, al igual que los factores, se relacionaron a los pisos de cada manto.

Los pisos de los mantos se dividieron en cuatro (4) grupos según el factor de carga asociada a cada uno ellos, con el siguiente arreglo:

$$\begin{aligned} (9\mathbf{O} - 8\mathbf{I} - 8\mathbf{K} - 7\mathbf{M} - 6\mathbf{K} &= 0,31 \text{ Kg/m}^3) \\ (8\mathbf{M} - 7\mathbf{O} - 6\mathbf{M} - 6\mathbf{O} - 6\mathbf{Q} - 5\mathbf{M} &= 0,38 \text{ Kg/m}^3) \\ (5\mathbf{O} = 0,40 \text{ Kg/m}^3) \text{ y } (4\mathbf{M} = 0,42 \text{ Kg/m}^3). \end{aligned}$$

Utilizando la herramienta de programación lineal “Solver”, se logró establecer los parámetros de cada piso de los mantos en función del factor de carga.

Para la optimización de los patrones de voladura se llevaron a cabo los siguientes pasos:

- ✓ Se utilizó la herramienta Solver, para optimizar los diferentes patrones asociados a cada factor de carga, tratando de no utilizar fórmulas empíricas para los cálculos de los patrones de voladuras, esto con el fin buscar la forma de adaptar todas las variables a la condiciones de la mina, combinando la experiencia que poseen en Carbones del Zulia S.A. en el proceso de voladura, con algunos conceptos teóricos.
- ✓ El Factor de Carga (F.C.) es igual a $F.C = \frac{Q}{R * E * H}$; donde “Q” es la cantidad de explosivo por barreno, “R” es el retiro, “E” es el espaciamiento y “H” es la altura de banco.
- ✓ La cantidad de explosivo (Q) es igual a $Q = D.L * (H + J - T - 1,5) * 0,91$; donde (D.L) es la densidad por metro lineal, (H) es la altura de banco, (J) es la Sobreperforación, (T) es el retacado del barreno, (0,91) debido a que el *Fortis Extra 70:30* crece un 9% de su volumen original cuando es colocado en el barreno debido al proceso de gasificación que se presenta en el explosivo y (1,5) que corresponde a la cámara de aire en el fondo del barreno, esta es igual a 6 veces el diámetro del barreno.
- ✓ El retiro (R) se estableció que podría variar entre 7 y 9 m, ya que en este intervalo se han observado los mejores resultados en cuanto a la fragmentación.

- ✓ El espaciamiento (E), se estableció que $E = 1,15 * R$, para este valor se obtendrá la mayor concentración de energía en aquellos puntos donde es más difícil romper la roca.
- ✓ El retacado o cuello (T) se estableció que podía variar entre $4,5 \text{ m} \leq T \leq 6 \text{ m}$, aunque valores teóricos indican que, para un diámetro de $9^{7/8}$ ” el retacado puede variar entre 5,5 y 9 m, en la Mina Paso Diablo, estos valores han producido resultados poco satisfactorios de fragmentación, siendo los retacados entre 4,5 y 6 m los que han generan mejores resultados.
- ✓ Para determinar la Sobreperforación (J) se utilizaron datos históricos de la Mina de manera que se restringió en el siguiente intervalo $1 \leq J \leq 3$.
- ✓ El cálculo de la longitud de carga (L) se realizó mediante la siguiente expresión: $L = (H+J-T-1,5)*0,91$. Se colocó como restricción en el Solver que la longitud de carga variara entre $0 \leq L \leq H$.
- ✓ Otra restricción que se utilizó para el cálculo mediante programación lineal, fue que todos los cálculos se debían hacer en función del factor de carga requerido.
- ✓ La densidad por metro lineal varió de la siguiente manera: para un diámetro de $9^{7/8}$ ” es de 64,22 Kg/m y de 8” de 42,16 Kg/m. Estos valores se calcularon a partir de la densidad del explosivo y el diámetro del barreno.

Para obtener los patrones de voladura mediante Solver, se utilizó la siguiente metodología:

1. Para obtener el retiro optimo, se utilizó como función objetivo la cantidad de explosivo; como lo ilustra la figura N°32.

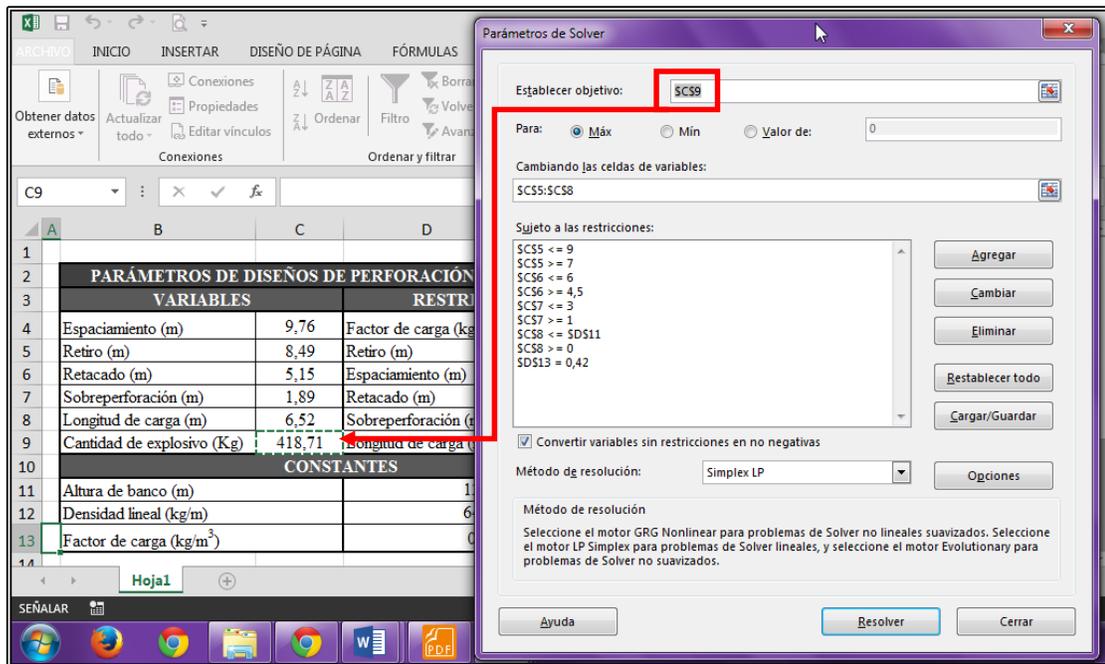


Figura N°32. Herramienta solver celda objetivo.
Fuente: Elaboración Propia.

- Para calcular la celda objetivo (cantidad de explosivo) se combinaron las celdas (retiro, retacado, Sobreperforación y longitud de carga). Como se aprecia en la figura N° 33.

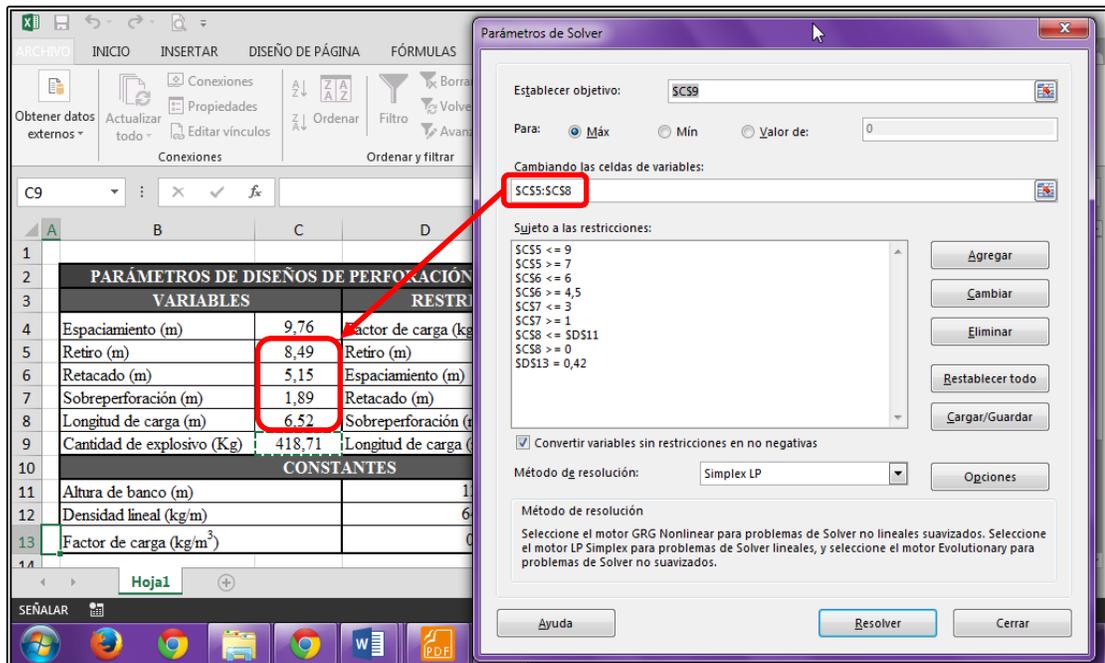


Figura N°33. Herramienta solver celdas a combinar.
Fuente: Elaboración Propia.

3. Se establecieron las siguientes restricciones:

- ✓ El retiro debe ser mayor igual a 7 m y menor igual a 9 m.
- ✓ El espaciamiento debe ser igual al retiro pero no mayor a 1,15 veces el retiro.
- ✓ El retacado puede variar entre 4,5 y 6 m.
- ✓ La Sobreperforación puede variar en 1 y 3 m.
- ✓ La longitud de la carga debe ser mayor que cero pero menor que la altura de banco.
- ✓ Y la principal restricción es que el factor de carga debe ser igual a 0,42 Kg/m³.

En la tabla N°21 muestra los parámetros de diseños de perforación y voladura obtenidos mediante la herramienta solver, se utilizó 0,42 Kg/m³ como factor de carga ya que representa el piso del manto de carbón de mayor resistencia a la compresión simple.

Tabla N°21. Parámetros de diseños de perforación y voladura.

PARÁMETROS DE DISEÑOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA			
VARIABLES		RESTRICCIONES	
Espaciamiento (m)	9,76	Factor de carga (kg/m ³)	F.C = 0,42
Retiro (m)	8,49	Retiro (m)	$7 \leq R \leq 9$
Retacado (m)	5,15	Espaciamiento (m)	$E \leq 1,15 * R$
Sobreperforación (m)	1,89	Retacado (m)	$4,5 \leq T \leq 6$
Longitud de carga (m)	6,52	Sobreperforación (m)	$1 \leq J \leq 3$
Cantidad de explosivo (Kg)	418,71	Longitud de carga (m)	$0 \leq L \leq H$
CONSTANTES			
Altura de banco (m)	12,00		
Densidad lineal (kg/m)	64,22		
Factor de carga (kg/m ³)	0,42		

Fuente: Elaboración Propia.

Obtenidos los resultados se buscar fijar como contantes los siguientes parámetros: el retacado, la longitud de carga y la Sobreperforación. De tal manera que para el cálculo

de las siguientes configuraciones se plantea encontrar el retiro óptimo en función de factor de carga asociada a cada piso.

Para los parámetros de diseños de las voladuras bajo manto se tomaron los resultados de los retiros óptimos y se multiplica por el factor 0,88, dato suministrado por la superintendencia de P&V. Esto debido a que no se tiene una cara libre definida y se necesita que las cargas se encuentren lo más cercanas posible para que exista mayor concentración de energía.

Se calcularon parámetros para diámetro 9^{7/8} pulgadas utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo y 8 pulgadas propuesto por Arnaudez (2005), se considera este diámetro debido que existe un acercamiento entre barrenos y disminución en la densidad lineal.

5.2.1- Parámetros de diseños de perforación y voladura propuestos.

En la tabla N°22 se muestran los resultados obtenidos para un diámetro de 9^{7/8} utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo.

Tabla N°22. Parámetros para voladura frente completo con diámetro 9^{7/8}.

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	90-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Retiro (m)	9,88	8,92	8,70	8,49
Espaciamiento (m)	11,36	10,26	10,01	9,76
Retacado (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Sobreperforación (m)	2,00	2,00	2,00	2,00
Longitud de carga (m)	6,50	6,50	6,50	6,50
Cantidad de explosivo (Kg)	417,43	417,43	417,43	417,43
Factor de carga (Kg/m ³)	0,31	0,38	0,40	0,42
Densidad lineal (Kg/m)	64,22	64,22	64,22	64,22
Cámara de aire (m)	1,50	1,50	1,50	1,50

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°23 se muestran los resultados obtenidos para un diámetro de 8” propuesto.

Tabla N°23. Parámetros para voladura frente completo con diámetro 8”

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	9O-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Retiro (m)	8,00	7,23	7,05	6,88
Espaciamiento (m)	9,20	8,31	8,11	7,91
Retacado (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Sobreperforación (m)	2,00	2,00	2,00	2,00
Longitud de carga (m)	6,50	6,50	6,50	6,50
Cantidad de explosivo (Kg)	274,04	274,04	274,04	274,04
Factor de carga (Kg/m ³)	0,31	0,38	0,40	0,42
Densidad lineal (Kg/m)	42,16	42,16	42,16	42,16
Cámara de aire (m)	1,20	1,20	1,20	1,20

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°24 se muestran los resultados obtenidos para voladuras bajo manto con diámetro de 9^{7/8}” utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo.

Tabla N°24. Parámetros para voladura bajo manto con diámetro 9^{7/8}”.

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	9O-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Retiro (m)	8,69	7,87	7,66	7,47
Espaciamiento (m)	9,69	8,87	8,66	8,47
Retacado (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Sobreperforación (m)	2,00	2,00	2,00	2,00
Longitud de carga (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Cantidad de explosivo (Kg)	321,10	321,10	321,10	321,10
Factor de carga (Kg/m ³)	0,31	0,38	0,40	0,42
Densidad lineal (Kg/m)	64,22	64,22	64,22	64,22
Cámara de aire (m)	1,50	1,50	1,50	1,50

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°25 se muestran los resultados obtenidos para voladuras bajo manto con diámetro de 8” Propuesto.

Tabla N°25. Parámetros para voladura bajo manto con diámetro de 8”.

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	9O-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Retiro (m)	7,04	6,36	6,20	6,05
Espaciamiento (m)	8,10	7,31	7,13	6,96
Retacado (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Sobreperforación (m)	2,00	2,00	2,00	2,00
Longitud de carga (m)	5,00	5,00	5,00	5,00
Cantidad de explosivo (Kg)	210,80	210,80	210,80	210,80
Factor de carga (Kg/m ³)	0,31	0,38	0,40	0,42
Densidad lineal (Kg/m)	42,16	42,16	42,16	42,16
Cámara de aire (m)	1,20	1,20	1,20	1,20

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°26 se muestran los parámetros utilizados actualmente en la Mina Paso Diablo.

Tabla N°26. Diseños utilizados actualmente en la Mina Paso Diablo.

PARÁMETROS	FRENTE COMPLETO	BAJO MANTO
Retiro (m)	8,50	7,50
Espaciamiento (m)	9,50	8,50
Retacado (m)	5,00	5,00
Sobreperforación (m)	0,50	0,50
Longitud de carga (m)	5,00	5,00
Cantidad de explosivo (Kg)	321,10	321,10
Factor de carga (Kg/m ³)	0,33	0,42
Densidad lineal (Kg/m)	64,22	64,22
Cámara de aire (m)	2,00	2,00

Fuente: Superintendencia de perforación y voladura CDZ (2014)

5.3- ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE VOLADURA CON CÁMARA DE AIRE.

Chiappetta (2004) explica que para condiciones específicas de resistencia de roca, explosivo y diámetro de barreno, la presión total en el fondo de un pozo con cámara de aire puede ser controlada con el accesorio *Para Plug* para variar de 2 a 7 veces la presión creada por una columna completamente cargada de explosivos; pero solo cuando la apropiada masa del retacado y la longitud de la cámara de aire son correctamente calculadas. La Energía Cinética entregada en el fondo del barreno para las mismas condiciones puede ser variada aproximadamente entre 50 a 100 veces más. Esto permite que el nuevo sistema de voladura pueda ser usado en formaciones de roca desde muy suaves hasta muy duras.

Para estandarizar la cámara de aire en el fondo del barreno se utilizó la ecuación N°12. (Capítulo III)

Para un diámetro de 9^{7/8}" se obtuvo el siguiente resultado:

Longitud de la cámara de aire en el fondo del barreno = $6 \cdot 0,2508\text{m.} = 1,5 \text{ m.}$

Para un diámetro de 8" se obtuvo el siguiente resultado:

Longitud de la cámara de aire en el fondo del barreno = $6 \cdot 0,203\text{m.} = 1,2 \text{ m.}$

5.4- PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN CON EL MODELO MATEMÁTICO KUZ-RAM.

Las principales variables que se utilizan para evaluar el modelo son las siguientes:

5.4.1- Variables relacionadas con el macizo rocoso.

Descripción de la masa rocosa (**RMR**), espaciamiento de las fracturas (**JPS**), ángulo del plano de fractura (**JPA**), influencia de la densidad (**RDI**) y factor de dureza (**HF**).

Como se observa en la figura N°27 (capítulo III)

Con todas estas variables y la ecuación N°17 (capítulo III) se calcula el factor de roca (**A**) por Cunningham.

5.4.2- Variables relacionadas con la geometría de la voladura.

Diámetro de perforación (**d**), retiro (**B**), espaciamiento (**S**), desviación de la perforación (**W**), longitud total de carga (**Lt**), longitud sobre el nivel del piso (**Lo**) y altura del banco (**H**).

Obtenidos todos estos parámetros se resuelve la ecuación N°19 (capítulo III), se determina el índice de Uniformidad (**n**).

5.4.3- Variables relacionadas al explosivo.

Volumen de roca fragmentada por barreno (**V_o**), Kilogramos de explosivo por barreno (**Q_e**) y Potencia relativa en peso referida al ANFO (**E**).

Con estos datos y la ecuación N°14 (capítulo III) obtendremos el tamaño medio de los fragmento de rocas en la voladura (**X₅₀**) ecuación propuesta por Kuznetsov.

Obtenidos los valores de factor de roca (**A**), índice de uniformidad (**n**) y el tamaño medio de los fragmentos (**X₅₀**), resolvemos la ecuación N°21 (capítulo III) de Rosin – Rammler, que nos proporciona el tamaño característico (**X_c**).

Para el cálculo de todas estas ecuaciones matemáticas se utilizó Excel de manera de organizar los datos y automatizar el proceso.

A continuación se muestran los resultados obtenidos en la predicción de la fragmentación Kuz - Ram

Tabla N°27. Predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladuras de frete completo con diámetro de 9^{7/8}".

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	90-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Factor de roca (A)	7,12	7,21	7,26	7,35
Índice de uniformidad (n)	1,02	1,05	1,06	1,07
Kuznetsov X ₅₀ (cm)	49,72	42,71	41,34	40,24
Rosin – Rammler X _c (cm)	71,28	60,54	58,44	56,75
Pasante P ₇₀ (cm)	84	70	66	64
Pasante P _{99,9} (cm)	366	311	291	281

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°28 se muestran los resultados obtenidos en la predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladuras de frente completo con diámetro de 8” propuesto.

Tabla N°28. Predicción de la fragmentación Kuz – Ram para voladuras de frente completo con diámetro de 8” propuesto.

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	90-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Factor de roca (A)	7,12	7,21	7,26	7,35
Índice de uniformidad (n)	1,02	1,05	1,06	1,07
Kuznetsov X ₅₀ (cm)	46,31	39,84	38,55	37,52
Rosin – Rammler X _C (cm)	66,38	56,47	54,5	52,93
Pasante P ₇₀ (cm)	78	64	61	57
Pasante P _{99,9} (cm)	341	281	271	261

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°29 se ilustra los resultados obtenidos en la predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladuras bajo manto con diámetro de 9^{7/8}” utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo.

Tabla N°29. Predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladura bajo manto con diámetro de 9^{7/8}”.

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	90-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Factor de roca (A)	7,12	7,21	7,26	7,35
Índice de uniformidad (n)	0,81	0,83	0,84	0,84
Kuznetsov X ₅₀ (cm)	46,65	40,61	38,28	38,28
Rosin – Rammler X _C (cm)	73,43	63,1	60,83	59,1
Pasante P ₇₀ (cm)	107	91	87	81
Pasante P _{99,9} (cm)	481	401	381	366

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°30 se muestran los resultados obtenidos en la predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladuras bajo manto con diámetro de 8” propuesto.

Tabla N°30. Predicción de la fragmentación Kuz - Ram para voladura bajo manto con diámetro de 8".

PARÁMETROS	PISOS DE LOS MANTOS			
	9O-8I-8K-7M-6K	8M-7O-6M-6O-6Q-5M	5O	4M
Factor de roca (A)	7,12	7,21	7,26	7,35
Índice de uniformidad (n)	0,81	0,84	0,84	0,85
Kuznetsov X ₅₀ (cm)	44,57	38,32	37,06	36,07
Rosin – Rammler X _C (cm)	69,86	59,38	57,27	55,6
Pasante P ₇₀ (cm)	102	86	81	77
Pasante P _{99,9} (cm)	451	371	356	346

Fuente: Elaboración Propia.

En la tabla N°31 se muestran los resultados obtenidos en la predicción de la fragmentación Kuz - Ram para los diseños utilizados actualmente en la Mina Paso Diablo.

Tabla N°31. Predicción de la fragmentación Kuz - Ram para los diseños utilizados actualmente en la Mina Paso Diablo.

PARÁMETROS	FRENTE COMPLETO	BAJO MANTO
Factor de roca (A)	7,12	7,35
Índice de uniformidad (n)	0,81	0,84
Kuznetsov X ₅₀ (cm)	45,11	38,51
Rosin – Rammler X _C (cm)	70,79	59,46
Pasante P ₇₀ (cm)	106	86
Pasante P _{99,9} (cm)	456	371

Fuente: Elaboración Propia.

5.5- RESULTADOS DE LA FRAGMENTACIÓN REAL POR IMÁGENES CON EL SOFTWARE SPLIT DESKTOP.

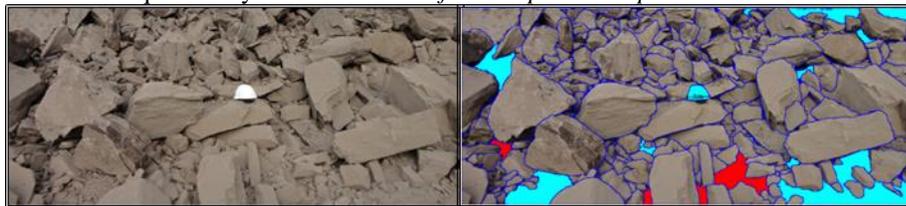
Para la adquisición de la fragmentación real se utilizó un demo del *software Split Desktop*. Se evaluaron dos (2) frentes volados, arrojando los siguientes resultados como se muestra en la tabla N°32

Tabla N°32. Granulometría adquirida con el *software Split Desktop*.

VOLADURAS			
#4 M012T7BM7X		#1 M012T7FF50	
Pasante (%)	Tamaño (cm)	Pasante (%)	Tamaño (cm)
2,23	1,00	2,05	1,00
3,24	1,50	2,8	1,50
4,45	2,25	3,83	2,25
5,79	3,38	5,22	3,38
6,92	5,06	7,13	5,06
10,20	7,59	9,72	7,59
13,89	11,39	13,26	11,39
19,09	17,09	17,6	17,09
28,98	25,63	23,07	25,63
44,07	38,44	32,59	38,44
60,05	57,67	48,54	57,67
77,45	86,50	68,57	86,50
88,00	129,75	85,54	129,75
97,00	194,62	97,67	194,62
100	291,93	100	291,93
100	437,89	100	437,89

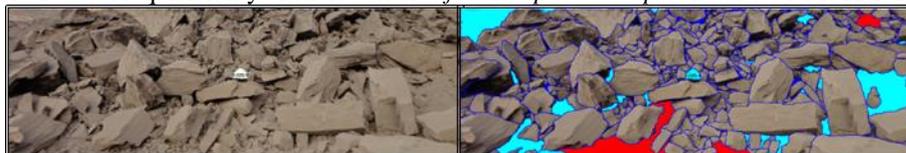
Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°34. Adquisición y análisis con el *software Split desktop* voladura #4 M024T7BM7X.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura N°35. Adquisición y análisis con el *software Split desktop* voladura #1 M012T7FF50.



Fuete: Elaboración propia

En las figuras N°34 y 35 se ilustran dos imágenes la izquierda corresponde a la tomada en campo y la imagen de la derecha se encuentra analizada por el *Split desktop* las áreas color turquesa corresponden a la máscara zonas como el objeto de escala, pisos del

banco o parte del paisaje, estas regiones el software las descarta para los resultados y son editadas por el usuario, los contornos azules son los límites entre dos partículas. Las áreas rojas representan a los finos al igual que la máscara es editada por el usuario. Una vez delineada la imagen se presentan los resultados.

5.6- EVALUACIÓN DE LOS DESNIVELES DE PISOS DE LOS BANCOS A SER INTERVENIDOS POR EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Se evaluaron las elevaciones de los barrenos en cuatro (4) áreas a ser voladas y se obtuvieron los siguientes resultados.

La tabla N°33, 34, 35 y 36 se ilustra las elevaciones con respecto al nivel del piso de los barrenos de las cuatro (4) áreas a ser intervenidas por la superintendencia de perforación y voladura, la evaluación se realiza debido a que en los niveles anteriores se utilizó 0,5 metros de sobreperforación la cual teóricamente es una longitud insuficiente para la aplicación este parámetro.

Tabla N°33. Elevación sobre el nivel del piso de los barrenos de la voladura #1 M012T7FF50.

VOLADURA #1 M012T7FF50					
COLUMNAS	FILAS				
	N	M	L	K	J
1	1,4	0,2	0,6	0,7	0,5
2	1,4	1,1	1,0	0,6	0,6
3	1,5	1,4	1,2	0,9	0,8
4	1,7	1,5	1,4	1,1	0,9
5	1,7	1,7	1,5	1,3	1,0
6	1,8	1,8	1,5	1,3	1,1
7	1,8	1,7	1,5	1,3	1,0
8	1,7	1,7	1,5	1,3	1,0
9	1,8	1,7	1,5	1,1	0,8
10	1,7	1,7	1,3	1,0	0,7
11	1,5	1,4	1,1	0,9	0,6
12	0,4	0,8	0,5	1,0	0,8
PROMEDIO	1,2 m				

Fuente: Superintendencia de perforación y voladura CDZ (2014)

Tabla N°34. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #2 M012T7BM5M.

VOLADURA #2 M012T7BM5M				
COLUMNAS	FILAS			
	V	W	X	Y
9	0,9	1,0	1,1	1,1
8	1,0	1,0	1,1	1,1
7	1,1	1,1	1,4	1,6
6	1,2	1,3	1,5	1,8
5	1,5	1,5	1,8	2,0
4	1,8	1,8	2,1	2,4
3	2,1	2,1	2,3	2,4
2	2,3	2,2	2,3	2,5
1	2,4	2,4	2,5	2,5
PROMEDIO	1,7 m			

Fuente: Superintendencia de perforación y voladura CDZ (2014)

Tabla N°35. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #3 M012T7FF5M

VOLADURA #3 M012T7FF5M									
COLUMNAS	FILAS								
	W	V	U	T	S	R	Q	P	O
1	1,3	1,4	2,2	1,4	1,2	1,6	0,6	1,2	1,4
2	1,5	2,4	2,3	2,1	2,1	1,7	1,5	1,5	1,5
3	1,8	2,5	2,2	2,3	2,0	1,6	1,6	1,6	1,6
4	1,8	2,5	2,1	2,1	1,9	1,5	1,5	1,7	1,7
5	1,8	2,4	1,9	2,0	1,8	1,5	1,6	1,7	1,6
6	1,9	2,2	1,7	1,9	1,6	1,4	1,4	1,5	1,6
7	2,0	2,1	1,6	1,6	1,4	1,4	1,4	1,6	1,7
8	1,9	2,1	1,7	1,6	1,4	1,6	1,5	1,7	1,8
9	1,8	2,0	1,7	1,7	1,7	1,9	1,8	1,9	1,8
10	1,7	1,9	1,8	1,8	1,9	2,1	2,0	2,0	1,8
11	1,8	2,0	2,0	2,0	2,1	2,1	2,1	2,0	1,7
12	1,8	2,1	1,9	2,2	2,2	2,0	1,9	1,8	1,6
13	1,8	2,2	1,9	1,9	2,3	2,0	1,9	1,7	1,7
PROMEDIO	1,8 m								

Fuente: Superintendencia de perforación y voladura CDZ (2014)

Tabla N°36. Elevación sobre el vinel del piso de los barrenos de la voladura #4 M024T7BM7X

VOLADURA #4 M024T7BM7X								
COLUMNAS	FILAS							
	G	H	I	J	K	L	M	N
6	1,3	1,0	0,6	0,8	0,5	0,4	0,4	0,2
5	1,3	1,1	1,0	0,4	0,2	0,4	0,4	0,2
4	1,3	1,1	1,0	0,9	0,7	0,2	0,2	0,2
3	1,5	1,2	1,0	0,9	0,6	0,5	0,5	0,1
2	1,4	1,3	1,1	0,9	0,5	0,5	0,5	0,2
1	1,2	1,2	1,1	0,8	0,4	0,4	0,3	0,3
PROMEDIO	0,7 m							

Fuente: Superintendencia de perforación y voladura CDZ (2014)

CAPÍTULO VI
ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS

El siguiente capítulo, tiene como finalidad explicar el análisis de los resultados obtenidos, luego de haber realizado todos los cálculos pertinentes para lograr los objetivos propuestos en la investigación.

6.1- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DE LA MEZCLA EXPLOSIVA *FORTIS EXTRA*.

Es una mezcla emulsión / ANFO en proporciones (70/30) respectivamente, caracterizada por una alta densidad, elevada potencia y gran velocidad de detonación. Posee excelente resistencia al agua, es un explosivo idóneo para todo tipo de voladura, tanto para rocas cuya dureza sea del tipo medio, como para aquellas duras y muy duras. Su elevada densidad desplaza rápidamente el agua en barrenos inundados, esto junto con su alta resistencia a la misma, lo hace un explosivo muy indicado para voladuras de barrenos con agua.

En el gráfico N°1 se observan las medidas de densidades de cuatro (4) voladuras, para cada una se tomaron cuatro (4) muestras con intervalo de diez (10) minutos, los instrumentos utilizados fueron suministrados por el equipo de trabajo alianza estratégica Cavim-Orica. La balanza contaba con una apreciación de $\pm 0,01$ gr.

El propósito de estas mediciones se realiza con el fin de obtener las densidades iniciales y finales de la mezcla explosiva.

Debido a que existe disminución de la densidad a causa del aumento en el volumen de la mezcla gracias al proceso de gasificación, la densidad disminuye en promedio de $1,285 \text{ gr/cm}^3$ hasta $1,155 \text{ gr/cm}^3$, acarreado como consecuencia un aumento en su volumen inicial de 9% en promedio. Dato de suma importante para el cálculo de la longitud de carga del barreno.

Por ejemplo para una longitud de carga de 6,5 metros, luego de treinta (30) minutos (tiempo recomendado por el fabricante), finalizado el proceso de gasificación, la altura de carga real es de 7 metros, de allí la importancia de este proceso para el cálculo de los parámetros geométricos de voladura.

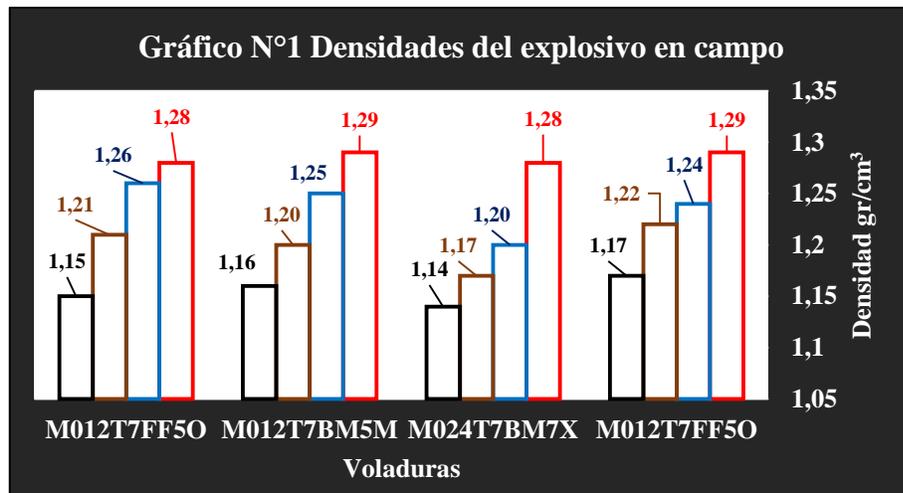


Gráfico N°1. Densidad del explosivo tomado en campo.

Fuente: Elaboración Propia.

Al analizar la mezcla explosiva *BLEN*, utilizada en el año 2005 en la Mina Paso Diablo, se encontró información de cómo varían sus características y propiedades en sus distintas proporciones. En la tabla N°6 (capítulo IV) se observan cada una de estas variaciones.

En el grafico N°2 se ilustra cómo varía la densidad, la resistencia al agua y la fuerza relativa en peso (RWS) en función de las distintas proporciones Emulsión/ANFO.

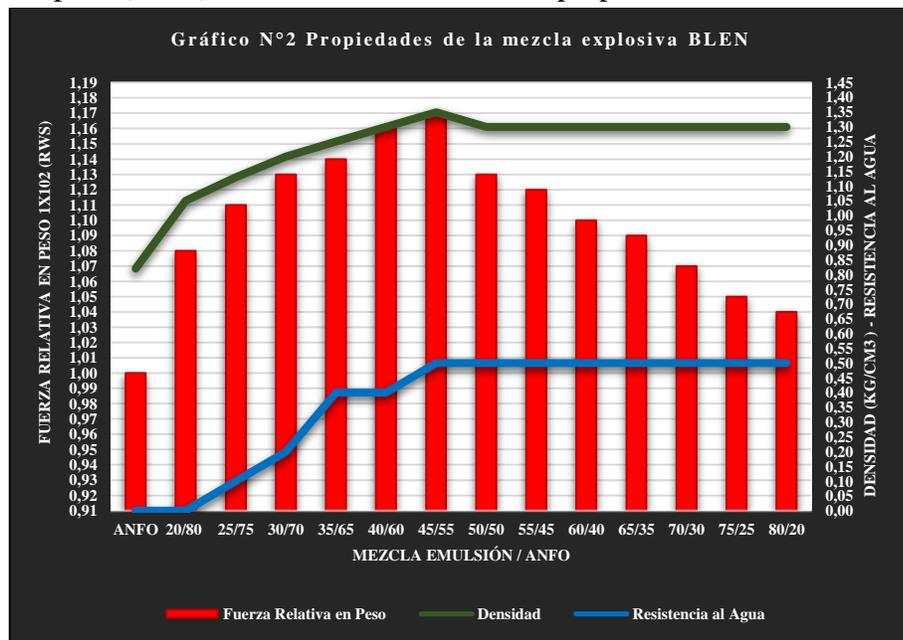


Gráfico N°2. Propiedades de la mezcla explosiva *BLEN*.

Fuente: Orica (2005)

En el gráfico N°2 se aprecia un aumento en la fuerza relativa en peso (RWS), densidad (gr/cm^3) y resistencia al agua desde la proporción 20/80 hasta 45/55 desde esta proporción la densidad y la resistencia al agua tienen su punto máximo y se hacen constante. La fuerza relativa en peso (RWS) desciende, igual ocurre con las demás propiedades de la mezcla luego de alcanzar su máximo valor en la proporción 45/55 decrecen conforme aumenta el porcentaje de emulsión.

Bampfíeld y Morrey (1984) afirma que cuando la matriz emulsión aumenta por encima del 40% la potencia disminuye, debido a la separación de las partículas de ANFO resulta elevada para que estos actúen eficientemente como puntos calientes y propagadoras de la onda de choque.

En la actualidad la empresa Carbones del Zulia S.A utiliza en la Mina Paso Diablo la proporción 70% de emulsión y 30% de ANFO. Esta mezcla proporciona 1,3 (gr/cm^3) de densidad y excelente resistencia al agua.

Si se utiliza mezcla explosiva *Fortis Extra* en proporciones 40% de emulsión y 60 % de ANFO el aporte energético aumentaría en 10% y económicamente el costo de la tonelada de explosivo disminuiría en aproximadamente 10%.

6.2- CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO.

Las características y propiedades del macizo rocoso inciden en el comportamiento del resultado de la voladura entre las principales tenemos: densidad, resistencia a fuerzas de compresión, tracción, corte, elasticidad de la roca, fracturas preexistentes, distancia entre las fracturas, presencia de agua, discontinuidades, entre otras. A mayor Resistencia a la compresión, mayor energía se requiere para fragmentar la roca, esto implica que deben utilizarse explosivos de mayor potencia o un aumento del factor de carga (Kg de explosivo por m^3 de roca a ser fragmentada).

Kutuzov (1979), establece un sistema de correlación entre la resistencia a la compresión de la roca y el factor de carga, ver la tabla N°2 (capítulo III). Este sistema permite calcular el factor de carga mediante interpolación. La correlación es bastante sencilla y precisa a la hora de estimar el factor de carga requerido.

Por ser el yacimiento estudiado una secuencia de diferentes tipos de rocas: limolitas (negras, gris y con niveles dolomitizados) y arenisca (grano grueso y finos) y de distintas potencias. Los pisos de los mantos se clasificaron en cuatro (4) grupos según el factor de carga.

La gráfica N°3 representa los pisos de los mantos de carbón según en factor de carga requerido para cada uno de ellos.

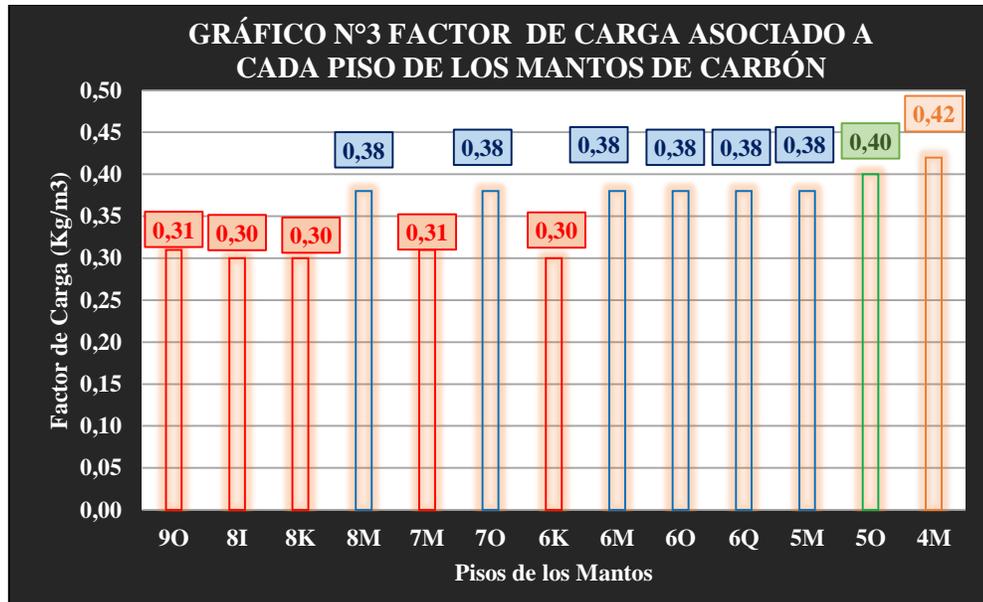


Gráfico N°3. Factor de carga asociado a cada piso de los mantos de carbón.

Fuente: Elaboración Propia.

Los pisos de los mantos menos resistentes y fáciles de volar son aquellos que necesitan un factor de carga de 0,30 y 0,31 Kg/m³, debido a que la diferencia es de 0,01 Kg/m³ entre ellos este valor no reflejará gran discrepancia en los parámetros de voladura. Se tomó como referencia para este grupo un factor de 0,31 Kg/m³. Los pisos asociados a este grupo corresponde los siguientes: 9O – 8I – 8K. – 7M y 6K. Esto se debe a que la litología asociada a estos pisos, son las de menor resistencia del yacimiento (Limolitas negras y las grises).

Para los pisos de los mantos 8M – 7O – 6M – 6O – 6Q y 5M, se requiere un factor de carga de 0,38 Kg/m³ relacionado con la presencia de los estratos de mayor resistencia (arenisca de grano fino y limolitas con niveles dolomitizados).

El piso del manto 5O demanda un factor de carga de $0,40 \text{ Kg/m}^3$ debido a que la arenisca de grano fino presente en el grupo de estratos posee la mayor potencia y es la segunda con mayor resistencia. Mientras que el piso del manto 4M requiere un factor de carga de $0,42 \text{ Kg/m}^3$, siendo el piso de mayor resistencia del yacimiento de la Mina Paso Diablo.

6.3- ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE VOLADURA CON CÁMARA DE AIRE.

Chippetta (2004) el sistema de voladura con cámara de aire es una técnica que toma condiciones específicas de resistencia de roca, explosivo y diámetro del barrenado, la presión total en el fondo de un pozo con cámara de aire puede ser controlada con un accesorio especial (Para Plusg) para aumentar de 2 a 7 veces la presión creada por una columna completamente cargada de explosivos; pero solo cuando la apropiada masa del retacado y la longitud de la cámara de aire son correctamente calculadas. La Energía Cinética entregada en el fondo de un pozo para las mismas condiciones puede ser variada aproximadamente entre 50 a 100 veces más.

Tomando en consideración lo expuesto por Chiappetta (2004).se toma como punto de partida para el cálculo de la cámara de aire la ecuación N°12 (capítulo III).

La principal limitación o restricción de la cámara de aire es que la altura debe ser menor al 40% de la longitud de la carga explosiva.

En el gráfico N°4 se ilustra los porcentajes de la altura de cámara de aire en función de la longitud de la carga explosiva.

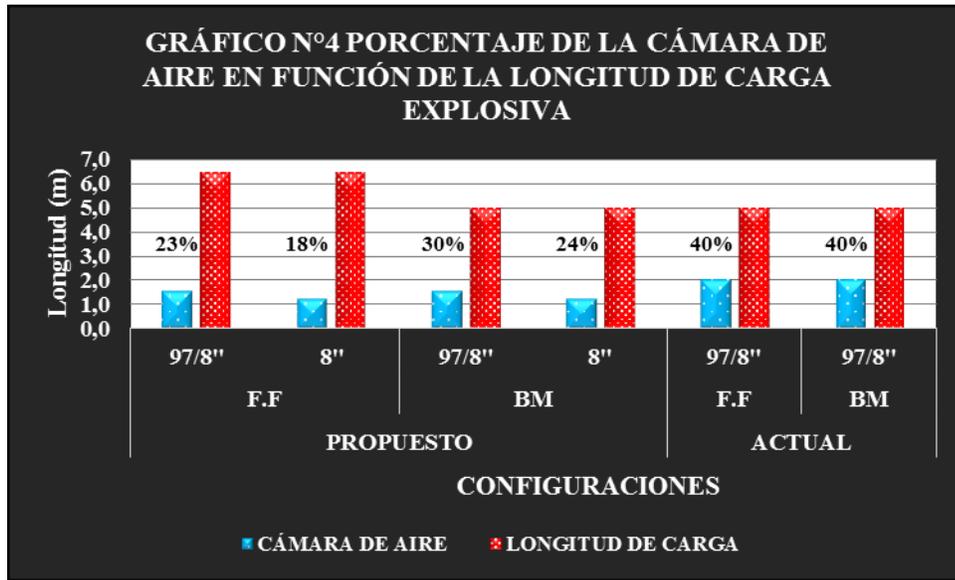


Gráfico N°4. Comparación porcentual entre la altura de la cámara de aire y la longitud de la carga explosiva.

Fuente: Elaboración Propia.

En el gráfico N°4 se aprecia que las configuraciones propuestas se encuentran por debajo de la limitación del 40% para la aplicación del sistema con cámara de aire. Mientras las configuraciones actualmente utilizadas en el yacimiento se encuentran en el límite del 40% en cual no se recomienda para la aplicación del sistema de voladura con cámara de aire.

6.4- DEFINICIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Obtenido el factor de carga requerido para cada piso, se calculan los patrones asociados a la dureza del piso de cada manto de carbón. Los cálculos de retiro, espaciamento, retacado y cantidad de explosivo requerida no se elaboraron mediante la utilización de fórmulas teóricas preestablecidas por distintos autores, cuando se utilizaron algunas de estos parámetros no se obtuvieron resultados lógicos.

A través de la historia de Carbones del Zulia S.A., estos resultados han sido insatisfactorios, para ello se requiere de la utilización de la programación lineal específicamente la herramienta solver, con el fin de modelar los parámetros de diseños a las exigencias y características de la mina.

Una explicación al porque las fórmulas convencionales de patrones de voladura no se adaptan a la realidad de la Mina Paso Diablo, es el diámetro de perforación utilizado el cual es de $9^{7/8}$ ”; generalmente este tipo de diámetro se utilizan para tamaños de banco de 15 m en adelante. Tomando en cuenta que el retiro obtenido mediante las fórmulas convencionales es relación del diámetro de perforación, mientras que el retacado y la sobreperforación es función del retiro; se deduce que al tener problemas con el diámetro de perforación se acarrearía una serie de errores en los parámetros de voladura. Al utilizar fórmulas convencionales de perforación y voladura para el cálculo del retiro requerido en la Mina Paso Diablo, se obtuvieron valores mayores a los 9 m, esta es una magnitud de retiro que no arroja resultados satisfactorios en lo que a fragmentación se refiere. Al igual que el retiro, cuando se realizaron los cálculos convencionales para obtener el retacado, se obtuvieron valores por encima de los 8 m, para la condición de la mina donde los bancos son de 12m, dejaba entre 5 y 6 m de columna de carga según la sobreperforación que se esté utilizando, lo que implicaría que más de la mitad del barreno no tuviese contacto con el explosivo. El retacado se restringió entre 4,5 y 6 m, a lo largo de la práctica se han obtenidos buenos resultados de fragmentación.

El espaciamiento es función del retiro y existen muchos autores que proponen diferentes relaciones entre estos dos parámetros, sin embargo sea ha demostrado que en los puntos más difíciles de romper de las rocas relaciones máximas de 1,15 veces más grande el espaciamiento que el retiro. Se ha logrado concentrar de forma adecuada la energía en aquellos puntos más alejados y difíciles de fragmentar para esta condición los barrenos forman triángulos equiláteros entre ellos. Relaciones retiro-espaciamiento mayores incurren en falta de energía rompedora, en aquellos puntos más difíciles de la roca. Por esa razón se restringió el espaciamiento para el cálculo mediante programación lineal en $E=1,15*R$.

La sobreperforación se tomó entre un (1) m como mínimo y tres (3) m máximo de acuerdo a la experiencia en el yacimiento se ha podido comprobar que esta es la relación que mejor aporta resultados en cuanto a la fragmentación del piso.

Utilizando la herramienta de programación lineal “Solver”, se logró establecer los retiros óptimos para cada factor de carga con sus respectivos espaciamientos, retacado y cantidad de explosivo asociado a cada factor de carga.

Los parámetros de perforación y voladura se generaron para diámetros de perforación de 9^{7/8}” y 8”. Se realizaron para diámetro de 8” ya que mejorará las magnitudes de los retiros (reduciendo la distancia entre barrenos), garantizando que se mantenga los factores de carga requeridos.

A medida que aumenta el diámetro del barreno, la carga se encuentra peor distribuida dentro del macizo rocoso. Por ello no es posible aumentar el retiro en la misma proporción que se aumenta el diámetro.

Todos los cálculos efectuados se hicieron tomando como estricta restricción al factor de carga requerido, por lo que se asegura que mientras se utilicen los valores de retiro, espaciamiento, retacado, sobreperforación y cantidad de explosivo expuestos en el presente trabajo se utilizara las cantidades de explosivo óptimas para cada bloque litológico.

6.5- PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN CON EL MODELO MATEMÁTICO KUZ-RAM.

Existe una variada gama de modelos de fragmentación utilizados entre los que se pueden mencionar los modelos de:

- ✓ Brohnikov
- ✓ Gamma
- ✓ Chatterjee y Just
- ✓ Sweedish Detonci Research Foundation
- ✓ Bergmann- Riggle-Wu
- ✓ Bond

El de mayor relevancia y aplicación mundial, para medir efectos de la voladura, es el de Kuz-Ram. La desventaja de estos algoritmos es que los resultados obtenidos no son lo suficientemente confiables pues se involucran un sinnúmero de variables experimentales o bien seleccionadas de acuerdo a un análisis cualitativo del tipo de roca. El modelo Kuz-Ram se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Está

basado en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de la voladura y el tamaño medio de la fragmentación.

El modelo Kuz – Ram utiliza tres (3) grupos fundamentales dentro del proceso de perforación y voladura, estas variables son las relacionadas con el macizo rocoso, el explosivo empleado y la geometría de la voladura.

El gráfico N°5 expresa las curvas granulométricas predictiva de la voladura #3 M012T7FF50 comparando los diseños propuestos con los actuales.

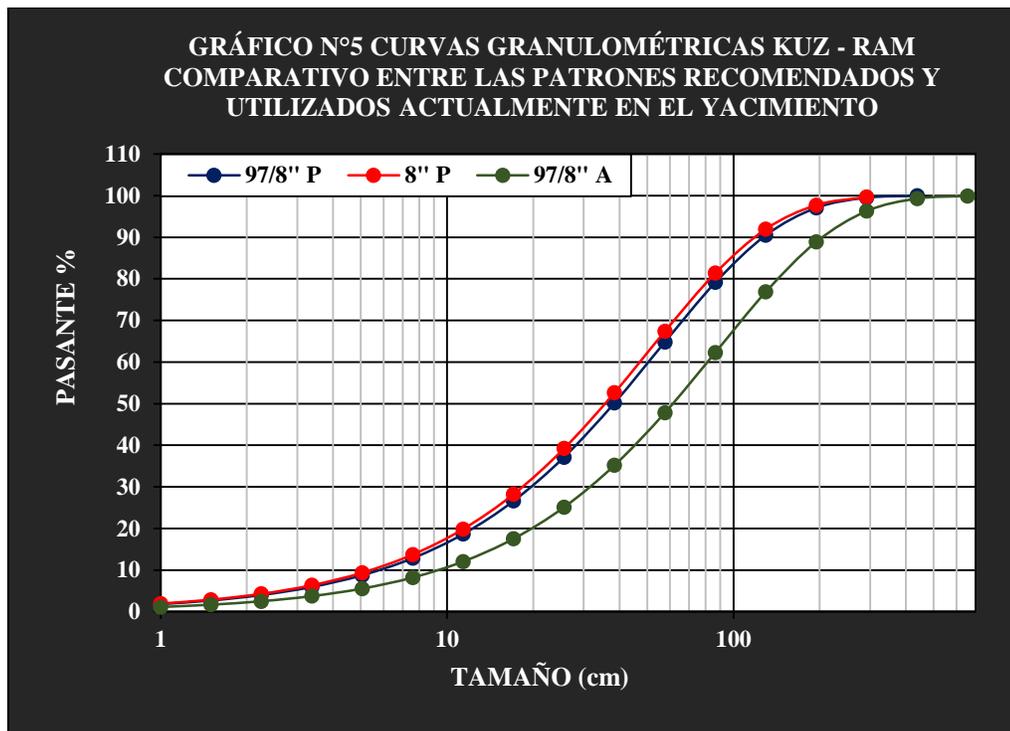


Gráfico N° 5. Curvas granulométricas Kuz - Ram comparativo entre los patrones recomendados y utilizados actualmente en el yacimiento.

Fuente: Elaboración Propia.

En el gráfico N°5 se observan tres (3) curvas granulométricas, la de color verde corresponde a el patrón utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo, la curva de color azul representa el diseño propuesto en este trabajo para el diámetro $9^{7/8}$ de pulgadas utilizado actualmente en el yacimiento y la curva roja correspondiente a el diámetro propuesto en la investigación. Observando el comportamiento de las curvas se ilustra que la que presenta una granulometría de menor tamaño es la curva de color rojo propuesta en este trabajo con diámetro de 8 pulgadas.

El gráfico N°6 desarrolla la comparación de tamaño granulométrico para los pasantes 50%, 70% y 99,95% de la voladura #3 M012T7FF5O de las geometrías propuestas y actuales de la Mina.

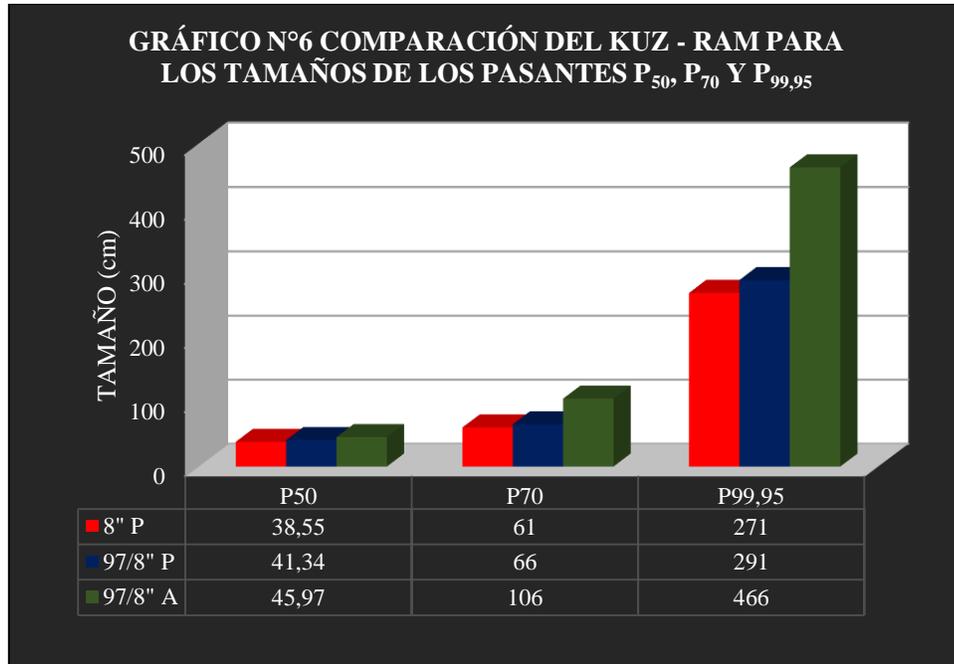


Gráfico N° 6. Comparación del Kuz - Ram para los tamaños de los pasantes P₅₀, P₇₀ y P_{99,95}
Fuente: Elaboración Propia.

En el gráfico N°6 se observa que existe una mejora en la granulometría de los diseños propuestos en comparación con el diseño actualmente utilizado en la mina. El resultado se hace más evidente para el tamaño máximo de partícula, siendo el diseño para diámetro de 8 pulgadas 42% menor que los diseños actuales y 37,5 % para los patrones con diámetro 9^{7/8} pulgadas propuestos. Las diferencias de tamaños se hacen menores a medida que disminuyen los porcentajes de pasantes como se observa en el pasante P₅₀.

6.6- FRAGMENTACIÓN REAL POR IMÁGENES CON EL SOFTWARE SPLIT DESKTOP.

El *software Split desktop* es un programa fácil de usar y con una gran utilidad al momento de dimensionar la granulometría en una pila, cinta transportadora, tolva del camión o en cualquier lugar del proceso. Esto lo hace una herramienta indispensable

para su uso en la Mina Paso Diablo, debido que el material estéril extraído no sufre ningún tipo de procesamiento, por lo tanto no existe forma de cuantificar la granulometría obtenida en el proceso de voladura.

En el gráfico N°7 se aprecia la comparación de la granulometría Kuz - Ram y la medida con *el software Split desktop* en la voladura de frente completo M012T7FF50.

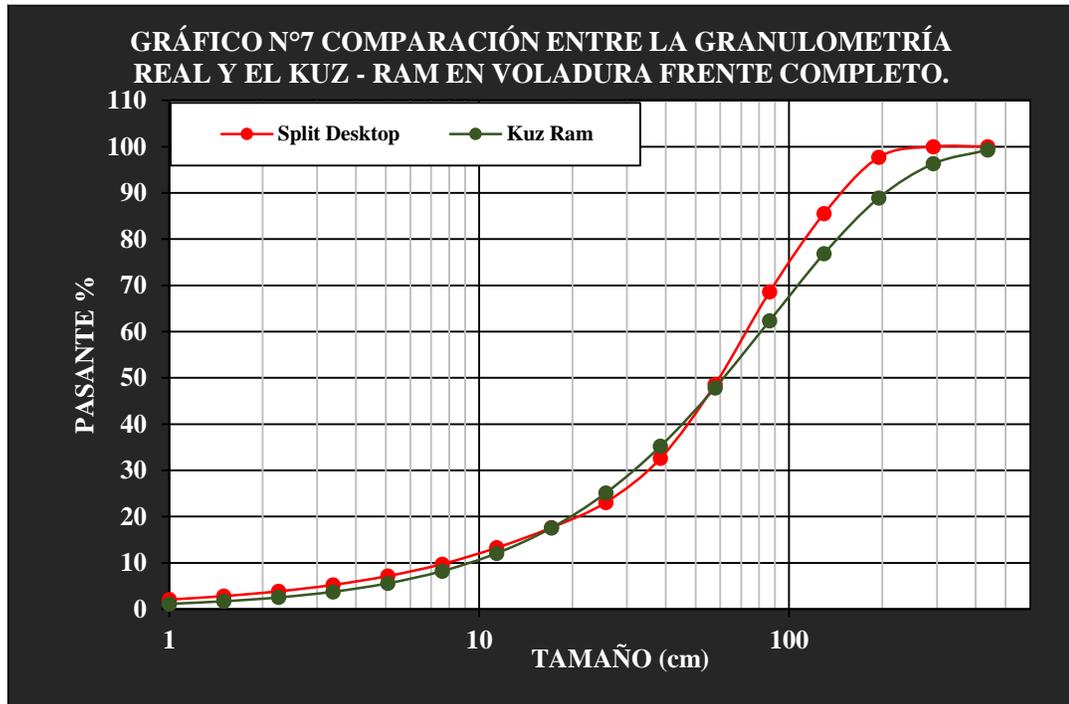


Gráfico N° 7. Comparación entre la granulometría real y el Kuz - Ram en voladura frente completo.
Fuente: Elaboración Propia.

En el gráfico N°7 se observa el comportamiento de las curva granulométrica del modelo predictivo Kuz – Ram y la calculada con el *software Split desktop*, en él se aprecia que su comportamiento es muy similar incluso en el pasante P₄₈ su valor es igual, la mayor diferencia se refleja en el tamaño máximo.

El gráfico N°8 muestra la comparación de la granulometría Kuz - Ram y la medida con el *software Split desktop* en la voladura bajo manto #4 M024T7BM7X.

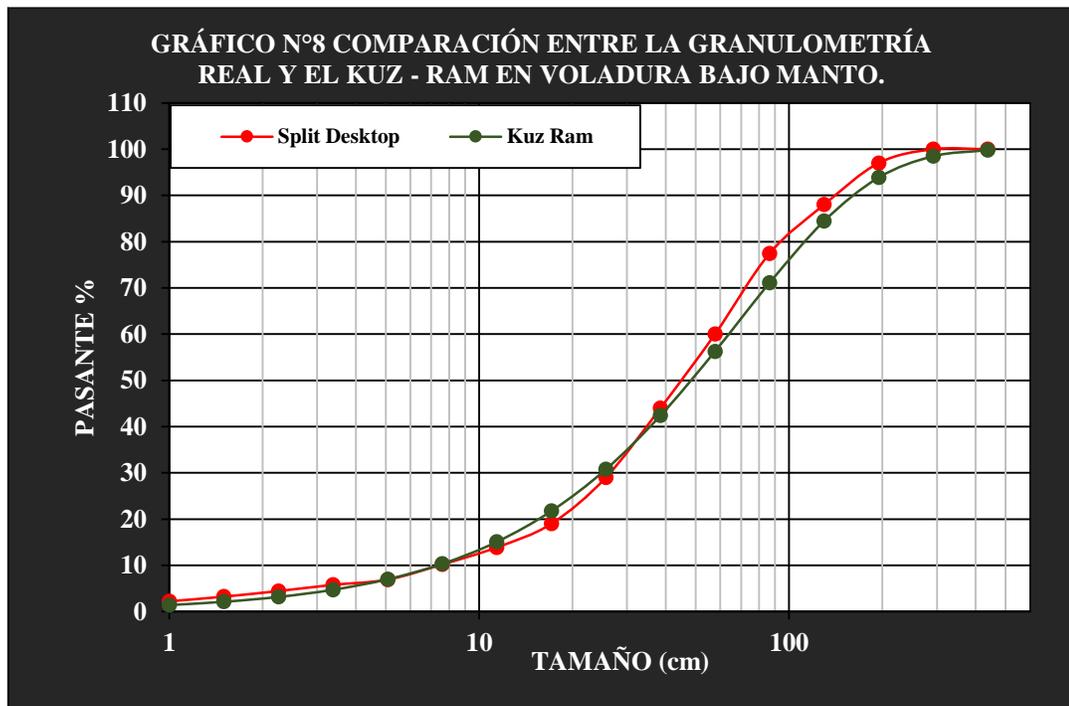


Gráfico N°8. Comparación entre la granulometría real y el Kuz - Ram en voladura bajo manto.
Fuente: Elaboración Propia.

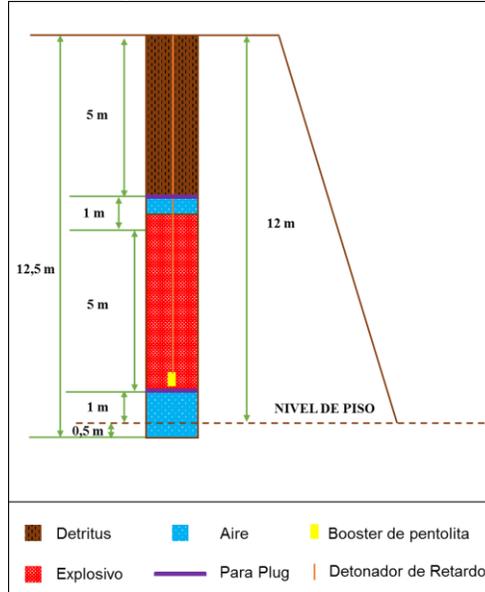
En el gráfico N°8 se ilustra el comportamiento de las curva granulométrica del modelo predictivo Kuz – Ram y la calculada con el *software Split desktop*, a diferencia del gráfico N°7 el cual fue una voladura de frente completo en gráfico N°8 se realizó en voladura bajo manto en esta se observa que las curvas se asemejan una con respecto a la otra con menor diferencia, esto se debe a que existe una disminución en el retiro y el espaciamiento de los barrenos y por consecuencia un aumento en el factor de carga.

6.7- EVALUACIÓN DE LOS DESNIVELES DE PISOS DE LOS BANCOS A SER INTERVENIDOS POR EL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Se considera la evaluación de los desniveles de los pisos de las áreas a ser intervenidas por el proceso de perforación y voladura, a consecuencia de que las voladuras anteriores se fijó como parámetro de sobreperforación 0,5 metros y la cámara de aire a un (1) metro por encima del nivel buscado como se aprecia en la figura N°36, al considerar solo 0,5 metros de sobreperforación se incurre en un error para la dimensión

de este parámetro de carácter teórico y práctico, acarreado como consecuencia los desniveles por encima de la altura de banco buscada.

Figura N° 36. Perfil de carga de utilizado actualmente en la Mina Paso Diablo.



Fuente. Elaboración propia

Se evaluaron cuatro (4) áreas a ser intervenidas obteniéndose en promedio el desnivel por encima del piso de 1,4 metros, este valor representa en promedio un 12% de la altura de banco.

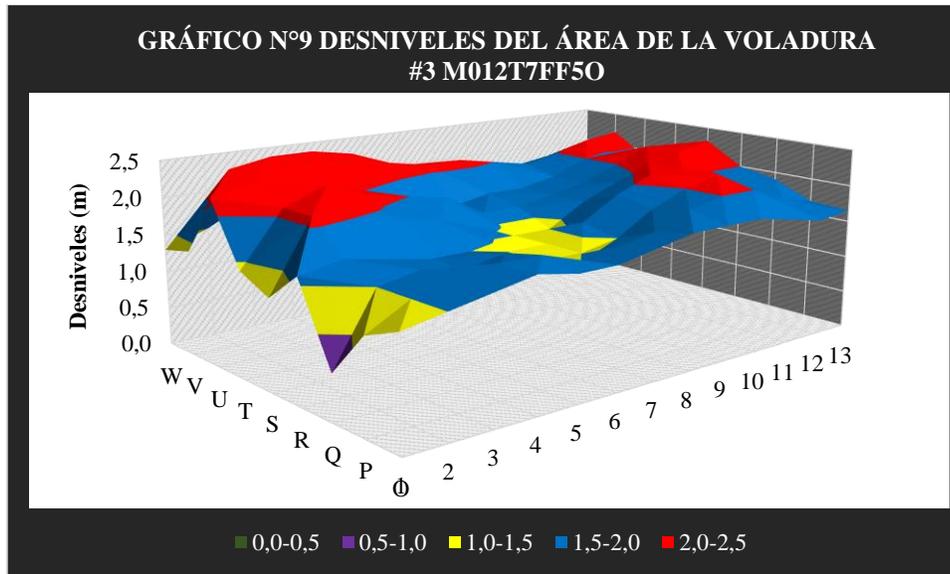
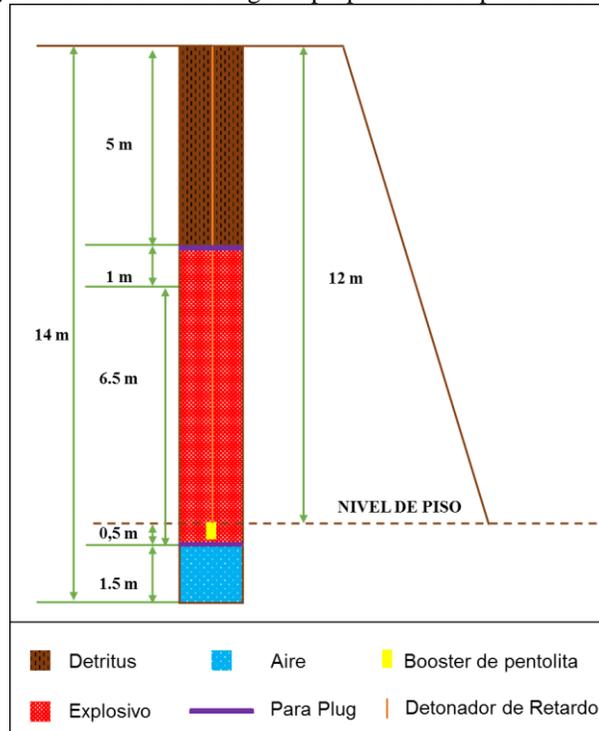


Gráfico N°9. Desniveles del área de la voladura #3 M012T7FF50.

Fuente: Elaboración Propia.

El gráfico N°9 muestra los desniveles por encima del nivel del piso, en esta área en particular el promedio del desnivel del piso se promedió en 1,8 metros representando un 15% de la altura de banco. Es un claro indicador de que la longitud de sobre perforación es insuficiente para alcanzar el nivel del piso del banco en la voladura. En la figura N°37 se presenta el perfil de carga propuesto en este trabajo de investigación.

Figura N°37. Perfil de carga de propuesto en el presente trabajo.



Fuente. Elaboración propia

Con la implementación del perfil de carga mostrado en la figura N°37 se espera disminuir o eliminar los desniveles y alcanzar la altura de banco planeada. Debido a que la nueva configuración considera para la sobreperforación una longitud de dos (2) metros y la carga se encuentra 0,5 metros por debajo del nivel del piso, manteniendo una longitud de cámara de aire de 1,5 metros entre el fondo del barreno y la columna de explosivos.

CONCLUSIONES

Tras la obtención, análisis y comprensión de los resultados finales se llega a las siguientes conclusiones:

- ✓ Reduciendo la proporción de la mezcla explosiva *Fortis Extra* en las proporciones (40% emulsión y 60% ANFO), se obtendrá mayor aporte energético por voladura, patrones de perforación más amplios y reducción de los costos por tonelada de explosivo en un 10%.
- ✓ El macizo rocoso se dividió según los pisos de los mantos de carbón en trece (13) bloques, se determinó la resistencia a la compresión simple para cada uno de ellos asignándole el factor de carga correspondiente en función de la resistencia, arrojando como resultado el siguiente arreglo:

<u>Pisos de los mantos de carbón</u>		<u>Factor de carga</u>
9O - 8I - 8K - 7M - 6K	=	0,31 Kg/m ³
8M - 7O - 6M - 6O - 6Q - 5M	=	0,38 Kg/m ³
5O	=	0,40 Kg/m ³
4M	=	0,42 Kg/m ³).

- ✓ Al no existir ecuaciones teóricas para el cálculo de los patrones de perforación y voladura que se adapte a los requerimientos del yacimiento se utilizó la herramienta de programación lineal “Solver” que permiten ajustar todas las variables necesarias, a las particularidades de la Mina Paso Diablo y combinando la experiencia y la práctica que poseen en el yacimiento, se espera que los resultados obtenidos sean funcionales en el momento de ser aplicados.
- ✓ Los diseños de los patrones propuestos para voladura frente completo y bajo manto, garantizan el óptimo retiro, ya que estos se realizaron en función del factor de carga requerido según la resistencia de la roca.

- ✓ El cambio de diámetro de 9^{7/8}” a 8” mejorará las magnitudes de los retiros, mientras se siga utilizando un diámetro de perforación de 9^{7/8}”, los factores de carga seguirán estando por encima de lo que necesita la roca, ya que al tratar de mantener retiros más cerrados y retacado entre 4,5 y 6 m los factores de carga aumentaran significativamente ocasionando costos innecesarios. El cambio de diámetro a 8” mejorará el control del factor de carga y mantendrá el factor de energía en las mismas magnitudes que al utilizar 9^{7/8}”. Por estas razones se debe reducir el diámetro de broca a 8”
- ✓ Con la implementación adecuada de la cámara de aire disminuirá el factor de carga y las vibraciones en las áreas disparadas serán menores por emplear menor cantidad de explosivos. Para cada tipo de roca donde se pretenda efectuar la cámara de aire deberá efectuarse pruebas para encontrar la altura óptima de la cámara de aire, el nivel de eliminación de la sobreperforación y la nueva configuración de la carga explosiva.
- ✓ El modelo predictivo Kuz – Ram y el *software Split desktop* de análisis por imágenes digitales, arrojaron resultados semejantes en los porcentajes entre los pasantes P₂₀ y P₅₀, por encima del P₅₀ se observó un aumento en la diferencia entre ellos. Ambos métodos son de gran utilidad al momento de planificar los patrones de perforación y voladura, ya que estos proporcionan estimación granulométrica pre y pos voladura.
- ✓ Es necesario el aumento de la longitud de la sobreperforación debido a que los desniveles por encima del piso del banco se encuentran en promedio en 1,4 metros, representando un 12% de la altura de banco de trabajo.
- ✓ La industria minera, como toda actividad económico-productiva, demanda de una permanente y constante revisión de sus procesos, para ajustarlos a los avances técnico-científicos y operativos que se desarrollan para mejorar la eficiencia y rentabilidad de los proyectos, beneficios que se desconocen si se mantienen invariables su concepción, diseño y estructura original.

RECOMENDACIONES

- ✓ Se recomienda la implementación de los nuevos patrones de perforación y voladura propuestos en el presente trabajo de investigación ya que estos fueron calculados en función del factor de carga requerido por cada piso de manto de carbón.
- ✓ Se recomienda realizar un estudio detallado de la disminución del diámetro de perforación, ya que esto permitirá una mejor distribución y un mayor aprovechamiento de la energía del explosivo.
- ✓ Llevar a cabo un monitoreo y registro de los resultados obtenidos en las voladuras, como la granulometría y los niveles de pisos.
- ✓ Para determinar los porcentajes de tamaños en la fragmentación de la roca con una mayor exactitud se recomienda la utilización de *Software* tal como el *Split-Desktop* o *Wipfrag* que permite realizar este tipo de control.
- ✓ Se recomienda el aumento en la sobreperforación para eliminar los desniveles por encima del piso de los bancos de trabajo.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Consultas Bibliográficas:

- Artigas M. (2011) **“Diseño de Patrones de Perforación y Voladura, para Normalizar la Fragmentación del Material Resultante de la Mina Choco 10 Empresa PMG S. A. El Callao, Estado Bolívar”**. Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Arnaudez R. (2005) **“Optimización de los Patrones de Voladura en Función de las Características del explosivo y de la Roca Perteneciente a la Mina Paso Diablo, edo. Zulia”**. Universidad Central de Venezuela, Caracas.
- Instituto tecnológico geominero de España (1994). **“Manual de Perforación Voladura de Rocas”** España. Madrid.
- Castilla J. (2013). **“Perforación y voladura de rocas en minería”** Madrid.
- EXSA S.A (2001). **“Manual Práctico de Voladura”** Perú. Lima.
- Montoya I, (2002). **“Modelos Predictivo de Fragmentación”** Enaex S.A. Buenos Aires. Argentina
- Arshad M, (2009). **“The Effect of Fragmentation Specification on Blasting Cost”** Queen's University. Kingston, Ontario, Canadá.
- Gil, M. (1997). **“Curso completo sobre uso y manejo de explosivos industriales”**
- Chiappetta, F., (2004) **“Nueva técnica de voladura”** Santiago, Chile.
- Paredes J. (2014). **“Introducción a la Geología local”** Carbones del Zulia, S.A. Superintendencia de Geología.
- Carbones del Zulia S. A., (CARBOZULIA) 2014. **“Estudio técnico ambiental e inventario forestal”** Departamento de Ambiente.
- Ewel Y Madriz (1976), en el libro **“Zonas de Vida de Venezuela”** (Estudio Técnico Ambiental e Inventario Forestal realizado en Carbones del Guasare en 2005).
- Gaceta Oficial de la República Bolivariana de Venezuela (Marzo 2011), N-39.643. Decreto N° 8.116.

- Gaceta Oficial de la República Bolivariana de Venezuela (Agosto 2012), N-39.982. Decreto N° 9.131. Artículo 1°.

Consultas de Internet:

- Garner, A. H., (1926). “**Formación Guasare**”, p. (679-680). Disponible en: <http://www.pdv.com/lexico/g42w.htm>. Consulta [2014 Marzo 4].
- Garner, A. H., (1926). “**Formación Misoa**” p. (678-680), Disponible en: <http://www.pdv.com/lexico/m43w.htm>. Consulta [2014 Marzo 4].
- Sutton, F. A., (1947). “**Formación Marcelina**” Disponible en: <http://www.pdv.com/lexico/m21w.htm>. Consulta [2014 Marzo 4].
- Hedberg, H. D. Y SASS L. C. (1937). “**Formación Paso Diablo**” Disponible en: <http://www.pdv.com/lexico/p26w.htm>. Consulta [2014 Marzo 4].
- Principales drenajes que atraviesan la Mina Paso Diablo. Tomado en febrero 2014 de la página web: <http://www.google.es/intl/es/earth/index.html>,
- Carbones del Guasare, S.A. (2005-2006). Disponible en: <http://www.guasare.com/guasare/guasare.htm>. Consulta [2014 Febrero 28].