

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

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

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela por el Br.
Arnaudez Requena, Ramon Alejandro, para
optar al título de Ingeniero de Minas

Caracas, junio de 2005

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

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

Tutor Académico: Prof. Ladislao Pregitzer

Tutor Industrial: Ing. Luís Rubio

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela por el Br.
Arnaudez Requena, Ramon Alejandro, para
optar al título de Ingeniero de Minas

Caracas, junio de 2005

DEDICATORIA

A Dios. A mis Padres Elizabeth y Orlando, a mis Hermanos Nathalie y Rubén que siempre me apoyaron y aconsejaron por todo este largo camino, a la mujer que es fuente de inspiración y amor en vida y que sin duda alguna fue la guía para enfocar mis pensamientos y decisiones Erika Hernández.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Central de Venezuela, por haberme dado la oportunidad de convertirme en un profesional, a la Facultad de Ingeniería, al Departamento de Minas y a todas las personas que lo conforman. A mi tutor Académico Prof. Ladislao Pregitzer y a mi Tutor Industrial Ing. Luís Rubio por haberme asesorado durante la realización de este trabajo.

A la Empresa Carbones del Guasare S.A. por permitirme la realización de este trabajo, en especial al Ing. Luís Alfredo Contreras por apoyarme, a los integrantes del Departamento de Geología, José Paredes, José Alejandro Hernández, Simón Romero, Edgardo Romero, Luís Ochoa. A las personas que integran el Departamento de Voladura, Carlos López, Mauro Morón, Vrotnesky Cediel, José Albornoz. A Rene Abreu y Juan Cárdenas que me prestaron su apoyo cada vez que necesite su ayuda.

A mis familiares que siempre me ayudaron, me apoyaron y guiaron durante la realización de este trabajo, Elizabeth de Arnaudez, Orlando Arnaudez, Natalie Arnaudez; a Erika Hernández y toda su familia por la confianza y ayuda que me brindaron.

Arnaudez R. Ramon A.

**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.**

**Tutor Académico: Prof. Ladislao Pregitzer. Tutor Industrial: Ing. Luís Rubio
Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y
Geofísica. Departamento de Minas. 2005, n° pag. 220**

Palabras Claves: Estado Zulia, Voladuras, Carbón, Mina Paso Diablo, explosivos.

Resumen. El siguiente trabajo expone una propuesta en pro de optimizar los patrones de perforación y voladura que actualmente se utilizan en la Mina Paso Diablo, ubicada en el Municipio Mara, Estado Zulia.

Mediante la realización de ensayos geomecánicos se logro calcular la cantidad de explosivo que necesita cada bloque litológico que comprende el material estéril, para poder ser fragmentado con satisfacción. Una vez obtenido el factor de carga y mediante el uso de programación lineal, se calculo cada una de las variables que intervienen en el proceso de voladura, como el retiro, el espaciamiento, el cuello del barreno, la sobreperforacion y la cantidad de explosivo.

Todos los cálculos fueron hechos en función de la resistencia del piso de cada manto de carbón; por lo que para cada uno de ellos se obtuvo una serie de patrones que garantizan que se mantenga el factor de carga adecuado.

Otros factores que intervienen en el buen desempeño de una voladura, también se analizaron, como los es el material con que se retaquea, el tiempo de detonación de las cargas alternas en el caso de las voladuras bajo manto, el diámetro óptimo de perforación, y la cantidad de energía entregada por el explosivo en cada voladura.

ÍNDICE

	Pag. N°
CAPITULO I. INTRODUCCION.....	1
1.1. INTRODUCCION.....	1
1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	2
1.3. OBJETIVOS.....	3
1.3.1. Objetivo General.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos.....	3
1.4. JUSTIFICACION.....	4
1.5. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	5
1.6. MARCO METODOLOGICO.....	7
1.6.1. Tipo de Investigación.....	7
1.6.2. Diseño de la Investigación.....	7
1.6.3. Población y Muestra.....	7
CAPITULO II. CARACTERISTICAS DE LA MINA.....	8
2.1. UBICACIÓN Y ACCESO.....	8
2.2. GEOLOGIA Y RESERVAS.....	10
2.2.1. Geología Regional.....	10
2.2.2. Geología Local.....	23
2.3. RECURSOS GEOLOGICOS Y RESERVAS.....	25
2.3.1. Reservas ROM.....	27
2.4. PARAMETROS DE DISEÑO DE LA MINA.....	29
2.4.1. Límites de la Explotación a Cielo Abierto.....	29
2.4.2. Diseño de Taludes del Pit.....	30
2.4.3. Relación de Sobre Carga.....	30
2.4.4. Destape y Extracción.....	31
2.4.5. Almacenamiento en Patios de Remanejo.....	31
2.4.6. Escombreras.....	32
2.4.7. Vías de Acarreo.....	32

2.4.8. Remoción de Estéril.....	34
2.4.9. Restauración.....	34
2.4.10. Producción de la Mina.....	35
2.5. OPERACIONES MINERAS.....	38
CAPITULO III. BASES TEORICAS.....	43
3.1. VELOCIDAD DE DETONACION.....	43
3.1.1. Modelo de Cabezal de Detonación.....	43
3.1.2. Velocidad en Curvas de Detonación de Diámetro de Carga Diámetros Críticos.....	45
3.1.3. Efecto del Confinamiento y Tamaño de Partícula en la Velocidad de Detonación.....	47
3.1.4. Efecto de la Densidad sobre la Velocidad de Detonación.....	48
3.2. PRESION DE DETONACION.....	51
3.3. PRESION DE EXPLOSION.....	52
3.4. PRESION SOBRE LAS PAREDES DEL BARRENO.....	54
3.5. SENSIBILIDAD.....	54
3.6. TIPOS DE EXPLISIVOS.....	55
3.6.1. Nitrato de Amonio.....	55
3.6.2. ANFO.....	56
3.6.3. Dinamita.....	60
3.6.4. Hidrogeles.....	61
3.6.5. Emulsiones Explosivas.....	62
3.6.6. BLEND.....	63
3.7. FISICOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS.....	65
3.7.1. Estructura Molecular y Propiedades de los Explosivos.....	66
3.7.2. Balance de Oxigeno de la Reacción.....	67
3.8. DESPRENDIMIENTO DE ENERGIA Y FUERZA.....	67
3.8.1. Energía Calculada.....	68
3.8.2. Factor de Energía.....	70
3.8.3. Energía en Barrenos Secos.....	71

3.8.4. Energía en Barrenos Mojados.....	72
3.8.5. Energía y Espaciamento de Rotura.....	73
3.8.6. Cargas de Alta Energía.....	73
3.8.7. Cargas de Fondo.....	74
3.9. SELECCIÓN DE EXPLOSIVO.....	75
3.10. PARAMETROS DE DISEÑO DE VOLADURA.....	77
3.10.1. Retiro y Espaciamento.....	77
3.10.2. Sobreperforación.....	78
3.10.3. Retacado.....	80
3.10.4. Decking.....	80
3.11. ACCESORIOS DE VOLADURA.....	81
3.11.1 Cordon Detonante.....	81
3.11.2. Booster de Pentolita.....	82
3.11.3. Booster de Emulsión Explosiva.....	82
3.11.4. Mecha de Seguridad.....	83
3.11.5. Fulminante Simple nº 8.....	83
3.11.6. Mecha Rápida.....	84
3.11.7. Detonador no Eléctrico (NONEL).....	85
3.11.8. Conector Unidireccional de Superficie.....	88
3.11.9. Detonador Eléctrico de Retardo.....	89
3.11.10. Gas Bag.....	90
3.11.12. Air Decks.....	91
3.11.13. MID – COLUMN.....	92
3.12. SISTEMA DE VOLADURA BAJO MANTO.....	92
3.13. SISTEMA DE VOLADURA DE FULL FACE.....	93
3.14. FACTOR DE CARGA.....	93
3.15. RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE.....	94
3.16. ENSAYO DE CARGA PUNTUAL.....	96
3.17. ENSAYO DE TRACCION DIRECTA.....	100
CAPITULO IV. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	102

4.1. METODOLOGIA.....	102
4.2. ENSAYOS GEORESISTENTES.....	103
4.2.1. Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple.....	104
4.2.2. Ensayos de Resistencia a la Tensión.....	105
4.3. FACTOR DE CARGA SEGÚN LA RESISTENCIA DE CADA PISO.....	107
4.4. OPTIMIZACION DEL DIAMETRO DE PERFORACION.....	107
4.5. OPTIMIZACION DE LOS PATRONES DE VOLADURA.....	109
4.6. OPTIMIZACION DEL RETACADO.....	114
4.7. OPTIMIZACION DE LAS CARGAS ALTERNAS Y COLOCACION DEL DECKING.....	114
4.8. OPTIMIZACION DE LA CARGA DE COLUMNA.....	115
4.9. OPTIMIZACION DEL USO DE LA ENERGIA DEL EXPLOSIVO.....	116
CAPITULO V. ANALISIS DE RESULTADOS.....	117
5.1. ENSAYOS GEORESISTENTES.....	117
5.1.1. Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple.....	117
5.1.2. Ensayos de resistencia a la Tensión.....	119
5.2. OPTIMIZACION DEL FACTOR DE CARGA.....	121
5.3. OPTIMIZACION DE LOS PATRONES DE VOLADURA.....	126
5.4. OPTIMIZACION DEL DIAMETRO DE PERFORACION.....	162
5.5. OPTIMIZACION DEL RETACADO.....	164
5.6. OPTIMIZACION DE LAS CARGAS ALTERNAS.....	167
5.7. OPTIMIZACION DE LA CARAGA DE COLUMNA.....	182
5.8. OPTIMIZACION DEL USO DE LA ENERGIA.....	185
CONCLUSIONES.....	189
RECOMENDACIONES.....	191
APENDICE A. GRAFICAS.....	192
BIBLIOGRAFIA.....	

ÍNDICE DE TABLAS

	Pag. N°
Tabla n° 2.1. Reservas y Calidades por Mantos de Carbón.....	26
Tabla n° 2.2. Reservas Paso Diablo Sur.....	27
Tabla n° 2.3. Factores de Recuperación de Carbón, pérdida y dilución por manto (ROM).....	28
Tabla n° 2.4. Calidad y Dilución Asumida.....	29
Tabla n° 2.5. Parámetros de diseño de la Mina.....	30
Tabla n° 2.6. Calidades de las Pilas de Almacenamiento.....	30
Tabla n° 2.7. Flota de Acarreo.....	35
Tabla n° 2.8. Flota de Palas.....	36
Tabla n° 2.9. Flota de Perforadoras.....	36
Tabla n° 2.10. Flota de Cargadores.....	36
Tabla n° 2.11. Flota de Tractores de Orugas.....	37
Tabla n° 2.12. Flota de Motoniveladoras.....	37
Tabla n° 2.13. Flota de Equipos de Riego.....	37
Tabla n° 2.14. Flota de Tractores a Ruedas.....	37
Tabla n° 3.1. Relación entre la Resistencia a la compresión y el factor de Carga.....	94
Tabla n° 5.1. Resultados de los ensayos de resistencia a la compresión Simple.....	118
Tabla n° 5.2. Resultados de los ensayos de resistencia a la tensión.....	119
Tabla n° 5.3. Factor de carga para el piso del manto 9O.....	153
Tabla n° 5.4. Factor de carga para el piso del manto 8I.....	124
Tabla n° 5.5. Factor de carga para el piso del manto 8K.....	124
Tabla n° 5.6. Factor de carga para el piso del manto 8M.....	124
Tabla n° 5.7. Factor de carga para el piso del manto 7M.....	124
Tabla n° 5.8. Factor de carga para el piso del manto 7°.....	124
Tabla n° 5.9. Factor de carga para el piso del manto 6K.....	125
Tabla n° 5.10. Factor de carga para el piso del manto 6M.....	125

Tabla nº 5.11. Factor de carga para el piso del manto 6º	125
Tabla nº 5.12. Factor de carga para el piso del manto 6Q	125
Tabla nº 5.13. Factor de carga para el piso del manto 5M	125
Tabla nº 5.14. Factor de carga para el piso del manto 5º	126
Tabla nº 5.15. Factor de carga para el piso del manto 4M	126
Tabla nº 5.16. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 9º para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	127
Tabla nº 5.17. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 9º para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	127
Tabla nº 5.18. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 9º para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	128
Tabla nº 5.19. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 9º para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	128
Tabla nº 5.20. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8I para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	129
Tabla nº 5.21. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8I para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	129
Tabla nº 5.22. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8I para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	130
Tabla nº 5.23. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8I para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	130
Tabla nº 5.24. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8K para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	131
Tabla nº 5.25. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8K para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	131
Tabla nº 5.26. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8K para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	132
Tabla nº 5.27. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8K para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	132

Tabla nº 5.28. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8M para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	133
Tabla nº 5.29. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8M para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	133
Tabla nº 5.30. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8M para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	134
Tabla nº 5.31. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 8M para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	134
Tabla nº 5.32. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7M para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	135
Tabla nº 5.33. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7M para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	135
Tabla nº 5.34. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7M para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	136
Tabla nº 5.35. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7M para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	136
Tabla nº 5.36. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7O para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	137
Tabla nº 5.37. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7O para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	137
Tabla nº 5.38. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7O para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	138
Tabla nº 5.39. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 7O para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	138
Tabla nº 5.40. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6K para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	139
Tabla nº 5.41. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6K	139

para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	
Tabla nº 5.42. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6K para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	140
Tabla nº 5.43. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6K para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	140
Tabla nº 5.44. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6M para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	141
Tabla nº 5.45. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6M para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	141
Tabla nº 5.46. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6M para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	142
Tabla nº 5.47. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6M para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	142
Tabla nº 5.48. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6O para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	143
Tabla nº 5.49. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6O para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	143
Tabla nº 5.50. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6O para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	143
Tabla nº 5.51. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6O para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	144
Tabla nº 5.52. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6Q para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	144
Tabla nº 5.53. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6Q para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	145
Tabla nº 5.54. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6Q	145

para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	
Tabla nº 5.55. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 6Q para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	146
Tabla nº 5.56. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5M para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	146
Tabla nº 5.57. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5M para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	147
Tabla nº 5.58. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5M para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	147
Tabla nº 5.59. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5M para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	148
Tabla nº 5.60. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5O para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	148
Tabla nº 5.61. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5O para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	149
Tabla nº 5.62. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5O para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	149
Tabla nº 5.63. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 5O para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	150
Tabla nº 5.64. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 4M para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	150
Tabla nº 5.65. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 4M para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.....	151
Tabla nº 5.66. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 4M para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.....	151
Tabla nº 5.67. Patrones Asociados a la Dureza del Piso del Manto 4M para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo...	152

Tabla n° 5.68. Parámetros para voladura bajo manto del 8I.....	159
Tabla n° 5.69. Parámetros para voladura bajo manto del 8K.....	159
Tabla n° 5.70. Parámetros para voladura bajo manto del 8M.....	159
Tabla n° 5.71. Parámetros para voladura bajo manto del 7M.....	159
Tabla n° 5.72. Parámetros para voladura bajo manto del 7°.....	159
Tabla n° 5.73. Parámetros para voladura bajo manto del 6K.....	160
Tabla n° 5.74. Parámetros para voladura bajo manto del 6M.....	160
Tabla n° 5.75. Parámetros para voladura bajo manto del 6°.....	160
Tabla n° 5.76. Parámetros para voladura bajo manto del 6Q.....	160
Tabla n° 5.77. Parámetros para voladura bajo manto del 5M.....	160
Tabla n° 5.78. Parámetros para voladura bajo manto del 50.....	160
Tabla n° 5.79. Parámetros para voladura bajo manto del 4M.....	161
Tabla n° 5.80. Parámetros de Voladura Usados en CDG.....	161
Tabla n° 5.81. Probabilidad para 8m.....	168
Tabla n° 5.82. Probabilidad para 7m.....	169
Tabla n° 5.83. Probabilidad para 6m.....	170
Tabla n° 5.84. Probabilidad para 5m.....	172
Tabla n° 5.85. Probabilidad para 4m.....	173
Tabla n° 5.86. Probabilidad para 3m.....	174
Tabla n° 5.87. Probabilidad para 2m.....	176
Tabla n° 5.88. Probabilidad de falla para cargas de fondo de diferentes milisegundos y 1% de incertidumbre.....	179
Tabla n° 5.89. Probabilidad de falla para cargas de fondo de diferentes milisegundos y 3% de incertidumbre.....	180
Tabla n° 5.90. Análisis de tiempos para retiros máximos.....	183
Tabla n° 5.91. Análisis de tiempos para retiros mínimos.....	184
Tabla n° 5.92. Datos para el calculo del Factor de Energía para 8”.....	185
Tabla n° 5.93. Datos para el calculo del Factor de Energía para 9 7/8”.....	186
Tabla n° 5.94. Relación entre los explosivos y sus patrones asociados.....	187

INDICE DE FIGURAS

	Pag. N°
Figura n° 2.1. Mapa de ubicación de la mina	9
Figura n° 2.2. Mapa general de la Mina Paso diablo.....	9
Figura n° 2.3. Sección transversal del yacimiento.....	23
Figura n° 2.4. Columna estratigráfica tipo.....	24
Figura n° 2.5. Diagrama de operaciones mineras.....	42
Figura n° 3.1. Formación de cabezal de detonación en una carga sin confinamiento iniciada por un extremo.....	43
Figura n° 3.2. Típica curva de diámetro de cargas en velocidades de detonación para explosivos granular.....	46
Figura n° 3.3. Efecto del confinamiento y tamaño de partícula sobre la velocidad de detonación.....	48
Figura n° 3.4. Efecto de la densidad de gránulos porosos.....	50
Figura n° 3.5. Velocidad de detonación con relación al diámetro de carga para mezclas AN/FO de baja densidad fabricadas con micro burbujas.....	50
Figura n° 3.6. Plano de Chapman – Joujuet.....	52
Figura n° 3.7. Variación de la energía según la variación del contenido de full oil.....	58
Figura n° 3.8. Variación de la pérdida de energía según la variación de full oil.....	58
Figura n° 3.9. Variación de la velocidad de detonación de ANFO dependiendo del diámetro del barreno y del grado de confinamiento.....	59
Figura n° 3.10. Variación del balance de oxígeno según el porcentaje del full oil en el ANFO.....	59
Figura n° 3.11. Pérdida de energía del ANFO en función de la cantidad de aluminio.....	60

Figura n° 3.12. Relación entre la densidad y la velocidad de detonación en los hidrogeles.....	62
Figura n° 3.13 Fases de una emulsión.....	63
Figura n° 3.14 Efecto de la detonación en las micro esferas.....	64
Figura n° 3.15. Retiro y Espaciamiento.....	77
Figura n° 3.16. Sobreperforación.....	78
Figura n° 3.17. Ángulos en la sobreperforación.....	79
Figura n° 3.18. Apariencia física del booster de pentolita.....	82
Figura n° 3.19. Sección transversal de un tubo NONEL.....	86
Figura n° 3.20. Detonador no eléctrico.....	86
Figura n° 3.21. Características internas del detonador.....	87
Figura n° 3.22. Voladura Bajo Manto.....	93
Figura n° 3.23. Ensayo de resistencia a la compresión simple.....	95
Figura n° 3.24. Modalidades de los ensayos de carga puntual.....	98
Figura n° 3.25. Ensayo de tracción directa.....	100
Figura n° 3.26. Ensayo Brasileiro.....	101
Figura n° 4.1. Flujograma de trabajo.....	102
Figura n° 4.2. Núcleos geológicos.....	104
Figura n° 4.3. Prensa para ensayo de carga puntual.....	106
Figura n° 4.4. Colocación de la muestra para ensayo puntual.....	106
Figura n° 4.5. Paso 1.....	106
Figura n° 4.6. Paso 2.....	106
Figura n° 4.7. Paso 5.....	106
Figura n° 5.1. Barrenación Triboliada para Formar Triángulos Equiláteros.....	128
Figura n° 5.2. Grafica de los patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.....	155
Figura n° 5.3. Relaciones máximas y mínimas.....	156
Figura n° 5.4. Ejemplo punto 2.....	157

Figura n° 5.5. Grafica retiro – espaciamento y retiro – cantidad de explosivo para un diámetro de 9 7/8” y ANFO.....	158
Figura n° 5.6. Factor de carga elevado a causa del diámetro de perforación y del explosivo utilizado.....	162
Figura n° 5.7. Diámetro de perforación nuevo.....	163
Figura n° 5.8. Perdida de energia por el retacado.....	164
Figura n° 5.9. Colocación del Gas Bag o Air Deck en el barreno.....	166

CAPITULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. INTRODUCCIÓN

La Empresa Carbones del Guasare, S.A., perteneciente a Corpozulia, se encuentra ubicada en el distrito Páez a unos 100 km aproximadamente al oeste de la ciudad de Maracaibo en el estado Zulia, se dedica a extraer carbón de la cuenca carbonífera del Guasare, ubicada en el pie de monte oriental de la Sierra de Perijá en el Sinclinal de Manuelote, su sistema de explotación es a cielo abierto.

Para la extracción del carbón, la empresa cumple con ciertas operaciones básicas, entre las cuales podemos nombrar arranque por medio de voladuras, carga y acarreo, trituración, transporte y embarque en los buques de transporte internacional. Adicionalmente, implementa otras operaciones entre las cuales se encuentran: construcción de obras civiles, mantenimiento preventivo y correctivo de las maquinarias, deforestación y reforestación de áreas, bombeo de agua de mina y controles ambientales.

En este tipo de minería a gran escala, se necesita que los resultados de las voladuras sean óptimos, ya que los costos relacionados con el proceso de voladura son demasiados altos, por lo que cualquier esfuerzo destinado a optimizar este proceso, es factible y conveniente.

En el siguiente trabajo de investigación, se exhibe una propuesta destinada a la optimización del proceso de voladura en esta mina. En un primer capítulo se plantea el problema y los objetivos; en el segundo capítulo las características de la mina; en el tercer capítulo se muestran los fundamentos teóricos, en el cuarto capítulo se habla sobre el desarrollo experimental y en el quinto y último capítulo se muestra el análisis y discusión de resultados.

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Las operaciones de arranque en la mina paso diablo se efectúan mediante procesos de voladuras de rocas. Actualmente se realiza un promedio de una (1) voladura diaria, lo que muestra que es una actividad altamente dinámica e indispensable para el desarrollo común de la minería en este yacimiento.

En la actualidad, se utilizan patrones de voladuras generalizados, los cuales fueron diseñados sin tomar en cuenta ciertas características de la roca y del explosivo utilizado en el yacimiento.

Se ha observado que ocasionalmente la fragmentación, no es la adecuada en algunos de los estratos volados, en ocasiones puede observarse que en aquellos materiales más duros, el material queda mal fragmentado dando como resultado grandes bloques de rocas, y en aquellos materiales blandos se observa sobre fragmentación y proyecciones indebidas de rocas, lo que muestra que existe una mala distribución de energía en estas zonas voladas.

Se presume que estas alteraciones en la fragmentación, están vinculadas con ciertas características de la roca y del explosivo utilizado en el yacimiento que no fueron tomadas en cuenta para el diseño de patrones de voladuras. Por lo que, es conveniente que se optimicen los patrones de voladuras actuales, tomando en cuenta las variables que sean necesarias. De esta forma, se espera que estas alteraciones en la fragmentación se minimicen, mejorando el proceso de voladura en todos los tipos de rocas que conforman la mina paso diablo.

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo General

Optimizar de los patrones de voladura, en función de las características de la roca y del explosivo utilizado en la mina paso diablo, Carbones del Guasare S.A. Estado Zulia. Para mejorar la fragmentación de la roca, como resultado del proceso de voladura.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Establecer las variables y/o características de la roca y del explosivo utilizado en la mina Paso Diablo, que no fueron consideradas para el diseño de los patrones de voladura existentes.
- Recolectar datos de las rocas provenientes de las perforaciones Geológicas, identificar su ubicación en la columna estratigráfica.
- Determinar parámetros de la roca como densidad, resistencia a la compresión simple y resistencia a la tensión, a los núcleos obtenidos de las perforaciones geológicas, y compararlos con datos proporcionados por la empresa.
- Establecer las variables que intervienen en el diseño de patrones de voladuras.
- Ajustar los patrones de voladura en función de los parámetros de la roca y del explosivo para voladuras de full face y voladuras bajo manto.

1.4. JUSTIFICACIÓN

En las operaciones mineras los costos de arranque mediante la utilización de explosivos pueden llegar hasta de un 30% de los costos totales de la mina, por lo que se tiene que tener mucha prudencia cuando se hacen los cálculos respectivos al diseño de patrones de voladuras y consumo de explosivo.

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, se obtienen grandes bloques de rocas mal fragmentados, se estaría afectando la productividad de forma negativa para los equipos de carga y acarreo y se incurriría en pérdidas de producción y por ende se elevarían los costos de estos.

En la Mina Paso Diablo, en algunos sectores y ocasionalmente ocurren alteraciones, como las mencionada, esto es un problema que podría minimizarse mediante la optimización de los patrones de voladura, utilizando propiedades de la roca y del explosivo que no fueron tomadas en cuenta en los diseños originales.

Vale la pena destacar que, pequeñas modificaciones en los patrones de voladuras pueden acarrear grandes ahorros para Carbones del Guasare S.A., en lo que respecta a los costos de explosivo, y puede lograr mejorar la productividad de los equipos de carga y acarreo, disminuyendo por ende sus costos.

1.5. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

GALINDO, R (1999). Factibilidad de implementación de un nuevo método de voladura en Carbones del Guasare S.A. Mina Paso Diablo, sector Baqueta, distrito Mara, Edo. Zulia, Tesis, U.C.V. Escuela de Geología, Minas y Geofísica.

Objetivo: Este proyecto tiene por finalidad investigar la factibilidad de implementar un nuevo método de voladuras de rocas, como lo es la voladura a través de mantos de carbón, en la Mina Paso Diablo, sector Baqueta, perteneciente a la empresa Carbones del Guasare S.A., y ubicada en el Distrito Mara, Estado Zulia.

CASTILLO, B (2002). Análisis y Evaluación técnica de la implementación del software Drill & Blast de MINCOM a las operaciones de perforación y voladura de la mina Paso Diablo, Municipio Páez, Estado Zulia.

Objetivos: Analizar y evaluar los beneficios técnicos derivados de la implantación del software Drill & Blast de Mincom en las operaciones de perforación y Voladura de la Mina Paso Diablo, en el sector Baqueta, perteneciente a la empresa Carbones del Guasare S.A., ubicada en el municipio Páez del estado Zulia.

PINTO, A. (1978). Estudio de perforación y voladura en la Mina de Carbón Naricual, Edo. Anzoátegui.

Objetivo: Elaborar un estudio de la perforación y voladura en la mina de carbón de Naricual. Se determinan los parámetros para carbón y roca para el cálculo de la carga específica y la longitud de perforación del barreno, en función de la sección, tipo de roca y diseño de la voladura.

CEDIEL, V (2001). Implementación de nuevos patrones de perforación y voladura en mina Colombia, CVG, Minerven.

Objetivo: Implementar nuevos patrones de perforación y voladura que permitan la introducción de relaciones de carga explosiva ANFO/Dinamita por el orden de los 80/20 para las labores en chimeneas, para mejorar los avances, aumentar el tonelaje arrancado, disminuir los costos de la actividad y determinar de acuerdo a los resultados obtenidos los parámetros óptimos de perforación y voladura en la Mina Colombia.

1.6. MARCO METODOLÓGICO

1.6.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación inicialmente fue de *campo*, ya que se realizó una serie de toma de muestras a fin de abordar todas las variables que intervienen en el proceso de voladura. Finalmente la investigación se tornó de tipo *correlacional* ya que se le dio un enfoque cuantitativo para luego realizar una serie de ensayos en el campo que permitieron reajustar los resultados.

1.6.2. Diseño de la Investigación

El diseño de la investigación es de tipo *cuasiexperimental*, ya que se manipulaba deliberadamente por lo menos una variable independiente de forma intencional, (diámetro de perforación, factor de rigidez, resistencia de la roca, índice de voladura) a fin de lograr que las variables dependientes (espaciamiento, retiro, retacado, factor de carga, sobreperforación) se ajusten a la realidad del yacimiento, para de esta forma encontrar la solución técnica-económica más óptima.

1.6.3. Población y Muestra

La población la conforma todos los mantos que constituyen el yacimiento de la Mina Paso Diablo y la muestra está dada por aquellas perforaciones que fueron ensayadas y que servirán para el diseño de los patrones de voladura.

CAPÍTULO II.

CARACTERÍSTICAS DE LA MINA

2.1. UBICACIÓN Y ACCESO

El yacimiento carbonífero del Guasare, se encuentra ubicado en el pie de monte oriental de la Sierra de Perijá en el sinclinal de Manuelote, al noroeste del estado Zulia, en el Municipio Páez. Con coordenadas geográficas N 1.215.000 – 1.225.000 de latitud norte y E 795.000 – 800.000 de latitud oeste (ver Figura 2.1). La cuenca tiene una extensión aproximada de 50 km de largo, en dirección norte-sur, por unos 3 km de ancho. El poblado más cercano al área de trabajo de la Mina Paso Diablo es Carrasquero, el cual se encuentra a 53 km. La mina se encuentra a unos 100 km de la ciudad de Maracaibo.

El acceso a la mina Paso Diablo se realiza mediante las vías asfaltadas de Maracaibo– Carrasquero, Maracaibo– La Mirella, Maracaibo– Campamento General Wenceslao Briceño Méndez, que conducen hasta las instalaciones de la mina aproximadamente a 3 kilómetros del caserío La Mirella, se toma un desvío hacia la derecha que conduce al Centro de Operaciones Mineras de Carbones del Guasare. El acceso hacia el campamento, se realiza por vías asfaltadas, transitables durante todo el año y para todo tipo de vehículo. En la Figura 2.2. se muestra un mapa de la ubicación general de la mina Paso Diablo.

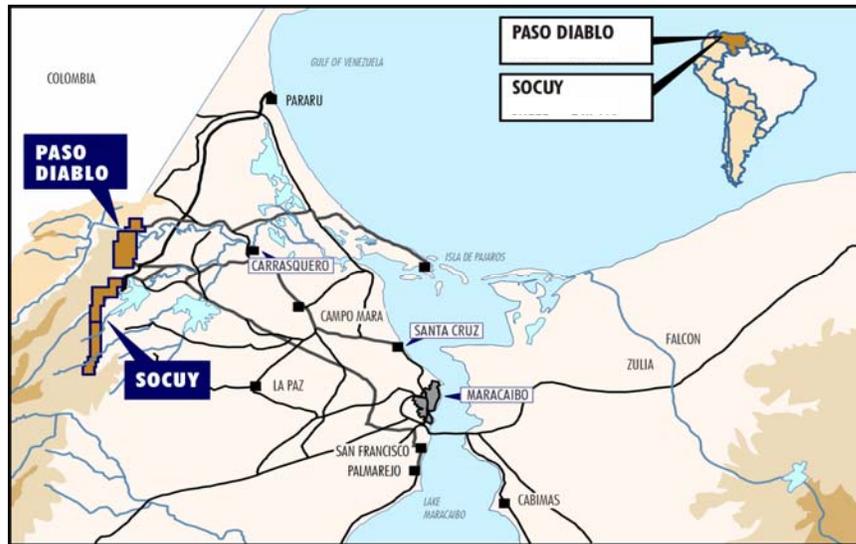


Figura 2.1.- Mapa de ubicación de la Mina (CDG, 2005)

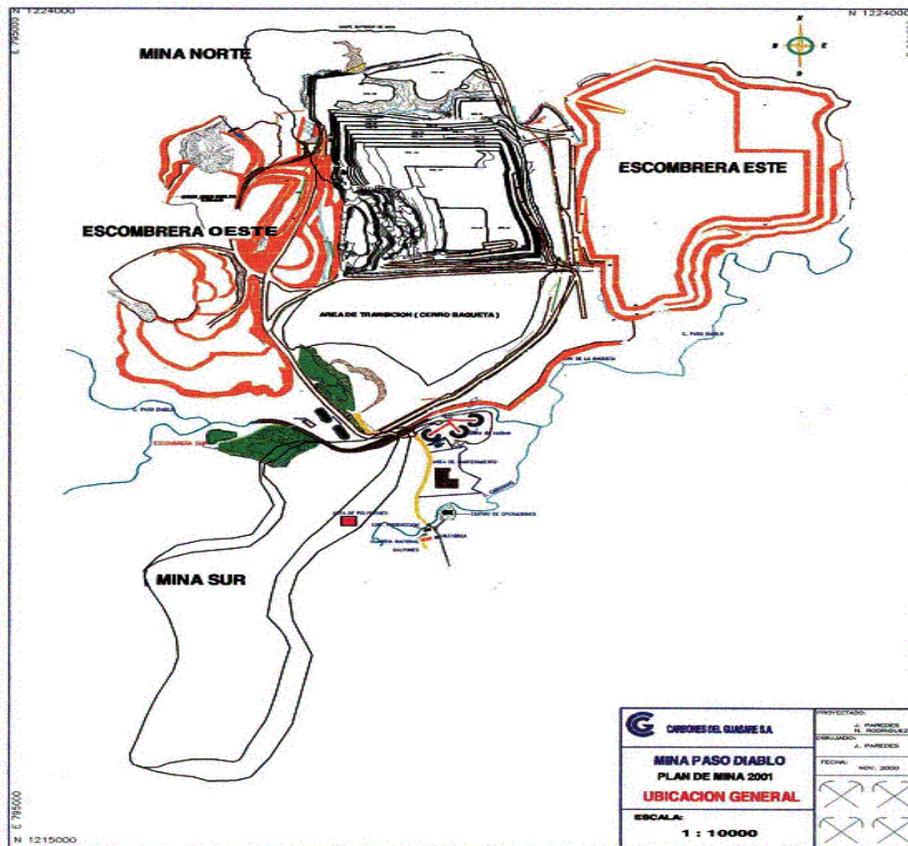


Figura 2.2. Mapa General de la Mina Paso Diablo (CDG, 2005)

2.2. GEOLOGÍA Y RESERVAS

2.2.1. Geología Regional

Las formaciones geológicas Guasare, Marcelina y Misoa constituyen las formaciones tipo de la región en donde se encuentra ubicada la mina Paso Diablo y es el sinclinal de Manuelote en donde se ubican estas tres formaciones, que forman parte de unidades perteneciente al Paleoceno, siendo la formación Marcelina la que contiene los carbones que son económicamente explotables.

2.2.1.1 Formación Guasare

TERCIARIO (Paleoceno)

Estado Zulia

Referencia original: A. H. Garner, 1926, p. 679-680.

Consideraciones históricas: El término Formación Río Guasare fue introducido originalmente por Garner (1926), para designar un conjunto de calizas, areniscas y lutitas que aflora en el río Guasare, estado Zulia. Liddle (1928, 1946) mencionó la formación y describió una localidad tipo alterna en el río Cachimán, conservando el nombre dado por Garner (*op. cit.*). Hedberg y Sass (1937) describieron la unidad, acortando el nombre a Formación Guasare. Sutton (1947) amplió la descripción, dando una extensa lista de fósiles. Kehrer (1956) se refirió a la formación como Caliza de La Paz. Edwards (1956) hizo su descripción en la primera edición del Léxico Estratigráfico de Venezuela. Key (1960) la describió en el subsuelo del campo Alturitas, Perijá. Miller y San Juan (1963) describieron la sección de referencia alterna en el río Socuy.

Localidad tipo: 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. Liddle (*op. cit.*) describió la sección expuesta en el río Cachirí, la cual fue indicada por Hedberg y Sass (*op. cit.*) como sección de referencia más completa. Dicha sección está en las cabeceras del Cachirí, a unos 200 m aguas abajo de la confluencia de los caños Grande y Norte. Miller y San Juan (*op. cit.*) propusieron la sección del río Socuy como otra sección de referencia. La sección de referencia a unos 6 km aguas arriba de la desembocadura del caño Pedrú y a unos 2 km al oeste del embalse Socuy.

Descripción litológica: 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, Key (*op. cit.*) señala que 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, (González de Juana *et al.* (1980)).

Espesor: 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, Key (*op. cit.*) menciona de 165 a 193 m.

Extensión geográfica: 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 la encuentra en las cabeceras del río Misoa, extendiéndose por todo el subsuelo del lago.

Expresión topográfica: Las calizas y areniscas de la formación originan serranías, generalmente más prominentes que las de la suprayacente Formación Marcelina.

Contactos: 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 costa occidental del lago. Hacia el este, al desaparecer Marcelina por erosión, el contacto pasa a ser discordante con la Formación Misoa.

Fósiles: Sutton (*op. cit.*) menciona que en el área de la sección tipo se han descrito *Venericardia* sp., *Turitella negritoensis*, *Ostrea 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 (*op. cit.*) 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.

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

Correlación: 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.

Paleoambientes: 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.*

2.2.1.2 Formación Marcelina.

TERCIARIO (Paleoceno)

Estado Zulia

Referencia original: F. A. Sutton, 1946, 1663-1665.

Consideraciones históricas: 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. Aunque el término Paso Diablo tiene prioridad, ha sido poco usado en la literatura geológica, habiéndose generalizado en cambio el de Marcelina. Key (1960) empleó el nombre en el subsuelo del campo Alturitas, Perijá. Miller y San Juan (1963) redefinieron las características de la localidad tipo en el río Guasare, y mencionaron secciones de referencia en los ríos Socuy y Cachirí y en el valle del río Ranchería, en la vertiente colombiana de la sierra de Montes de Oca. En 1982, en las I Jornadas Geológicas de Carbozulia, se presentaron varios trabajos relacionados con la Formación Marcelina, en especial los de Leño (1983) y Ruíz (1983).

Localidad tipo: 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 (*op. cit.*), 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).

Descripción litológica: Sutton (*op. cit.*) 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.*) 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.

Espesor: En la sección tipo, la Formación Marcelina tiene alrededor de 610 m de espesor (Sutton, *op. cit.*). En el río Socuy, el espesor es de unos 550 m (Miller y San Juan, *op. cit.*). Key (*op. cit.*) indica 265 m en el subsuelo del campo Alturitas. Ruíz (*op. cit.*) muestra un espesor de 550 m en sondeos de la mina Paso Diablo, al sur de la localidad tipo. En el campo Alpuf, al noreste de Machiques, Perijá, la formación tiene un espesor promedio de 137 m (Quijada y Caldera, 1985).

Extensión geográfica: 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 subsuelo, ha sido identificada en los campos de Alturitas (Key, *op. cit.*) y Alpuf (Quijada y Caldera *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.

Expresión topográfica: La Formación Marcelina soporta un relieve de cerros de poca elevación y contornos suaves.

Contactos: 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.

Fósiles: El contenido fosilífero de la formación es pobre y poco diagnóstico, Key (*op. cit.*) 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.*) cita gasterópodos como *Andícula thompsoni* y *Amaurellina cf. moroana*.

Edad: 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.

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

Paleoambientes: 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.

Importancia económica: La Formación Marcelina contiene importantes reservas comerciales, de mas de 160 millones de toneladas medidas (Leaño, 1983).

2.2.1.3. Formación Misoa

TERCIARIO (Eoceno)

Estado Zulia

Referencia original: A. H. Garner, 1926, p. 678-680.

Consideraciones históricas: 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. Casi simultáneamente, Hodson (1926) publicó el nombre de Serie Misoa-Trujillo en un sentido parcialmente sinónimo de la Formación Trujillo, en su sentido original.

Tash (1937) se refirió al mismo intervalo y señaló la presencia de una unidad inferior, Formación Trujillo, predominantemente lutítica y una superior, Formación Misoa, donde predominan las areniscas. Liddle (1946) mencionó el término Arenisca de Misoa como miembro superior de su Formación Misoa-Trujillo. Sutton (1946) usó el nombre de Formación Misoa, separándola de la Formación Trujillo, e hizo una descripción de la unidad, con indicación de su contenido fosilífero. González de Juana (1951) siguió la descripción de Sutton, discrepando en cuanto al contacto inferior con la Formación Trujillo, Weingest, LEV I, resumió lo publicado hasta la fecha.

Brondijk (1967) revisó la formación en el área tipo de cerro Misoa, y propuso secciones de referencia.

En la sección del Eoceno, en el subsuelo del lago de Maracaibo, se aplicaron originalmente los nombres de las unidades definidas en la superficie (Staff of Caribbean Petroleum Co., 1948, Mencher *et al.*, 1951, Cuadro de Correlación). Sin embargo, Brondijk (*op. cit.*) señaló que todas contienen areniscas y lutitas de un

mismo tipo básico y que por lo tanto, sólo se justifica un nombre formacional, el cual es el de Misoa.

En los campos petrolíferos del lago, la secuencia de arenas y lutitas de la unidad, ha sido subdividida según diversos esquemas informales por las empresas operadoras. El más aceptado, generalmente, es el de Arenas "B" (B1 a B9) y Arenas "C" (C1 a C7), basado en las características de los registros eléctrico de los pozos. Natera (1961) publicó la primera descripción formal de las Arenas "B". Las Arenas "C" fueron consideradas originalmente como equivalentes a la Formación Trujillo, pero Brondijk (*op. cit.*) y Walton (1967), las incluyeron definitivamente dentro de la Formación Misoa.

Van Veen (1972) estudió en detalle la sedimentología de la formación en el subsuelo del lago, y en la sección del río Misoa (parte superior). Zamora (1977) y Glaentzlin (1977), analizaron los ambientes de sedimentación de las Arenas "B" superiores y "C", en el subsuelo del lago de Maracaibo, respectivamente. Barbeito *et al.*, (1985) establecieron zonaciones detalladas de la formación, en base a polen y foraminíferos, en el área Mara-Maracaibo. Ghosh *et al.*, (1985) estudiaron la diagénesis de las Arenas "C1-C7" en la misma área, y Graves (1985), estudió las Arenas "B" superiores en la costa oriental del lago. Ghosh *et al.* (1989) analizaron la diagénesis de la formación en las áreas de Lagunillas, Urdaneta y Barúa-Motatán, a nivel de las Arenas "B".

Localidad tipo: La localidad tipo de la sierra Misoa, designada por Garner (*op. cit.*), fue extendida por Sutton (*op. cit.*) hacia el este, a lo largo del río Misoa, hasta el flanco de la serranía de Trujillo, Brondijk (*op. cit.*) mostró columnas estratigráficas medidas en tres secciones de referencia, en los ríos San Pedro, San Juan y quebrada Grande, al sur del río Misoa, distrito Baralt del estado Zulia.

Descripción litológica: 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 auras, 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. En el subsuelo, estas mismas arenas forman yacimientos múltiples verticales, con distribución lateral de decenas de kilómetros. Ghosh *et al.* (1989) identificaron los tipos de arcosa-subarcosa y sublitarenita-subarcosa, en las áreas de Urdaneta-Lagunillas y cuarzo-arenitas en la de Barúa-Motatán.

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. Brondijk (*op. cit.*) las describe como de color gris a gris azulado, duras, con espesores de menos de un metro a varios metros,

arenosas, gradando a areniscas calcáreas. Generalmente son bioclásticas, con foraminíferos grandes, algas y fragmentos de moluscos. En las antiguas referencias se denominaban Segundo Horizonte de Orbitoideos.

Espesor: En la región descrita por Brondijk (*op. cit.*), 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.

Extensión geográfica: 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. Sutton (*op. cit.*) postuló su continuación con la Formación Mirador más al sureste, pero Schaub (1948) contradujo este criterio de una equivalencia exacta. Brondijk y Walton (1968), reconocieron la relación de Misoa con la Formación Mirador, aunque con reservas. Graves (*op. cit.*) reconoció dicha relación en el subsuelo y con la sección de Mara-Maracaibo.

Contactos: En su tope, la Formación Misoa está en contacto concordante con la Formación Paují; el contacto puede ser abrupto o transicional. Hacia el este, se presenta a veces un intervalo glauconítico (Formación o Miembro Caús) en el límite formacional. En la región tipo, la base de la Formación Misoa, en términos generales, se define como un cambio, en sentido descendente, a las lutitas de la Formación

Trujillo; el contacto no se ha delimitado en detalle, debido a la frecuente presencia de areniscas de gran espesor en la Formación Trujillo. Los límites definidos por Sutton (*op. cit.*) y González de Juana (1951) por ejemplo, no concuerdan, como lo demuestra la diferente ubicación de las capas de caliza.

En el subsuelo del lago de Maracaibo, la unidad suprayace discordantemente a las formaciones Guasare o Marcelina. Al norte del campo Urdaneta, el contacto es con la Formación Trujillo. El contacto con el Paleoceno se coloca en la primera capa de caliza o carbón, presente por debajo de la arenisca compuesta inferior extrema, de la Formación Misoa.

Fósiles: En general, las lutitas y las areniscas carecen de fósiles, con excepción de escasos foraminíferos de poco interés estratigráfico. Sutton (*op. cit.*) mencionó los moluscos *Architectónica sullana*, *Cardium cf. restinensis*, *Ectinochilus gaudchaudi alauda*, y otros elementos determinados sólo genéricamente. Miller y Collinson (1951), describieron *Hercoglossa maracaibensis* n. sp. en afloramientos de la Formación Misoa (Las Flores) cerca de Maracaibo, y mencionaron una fauna asociada de abundantes moluscos, equinoideos, crustáceos, decapodos, etc. De mayor significación cronológica son los macroforaminíferos de las calizas intercaladas, descritos por Van Raadshooven (1951) en capas denominadas Calizas de San Juan y Quebrada Grande, equivalentes al Segundo Nivel Orbitoidal de otros autores. Esta lista de especies incluye *Linderina floridensis*, *Ferayina coralliformis*, *Fabiana cubensis*, *Pseudophragmina (Proporocyclina)* del grupo *clarki-cushmaniperuviana*, *P. (p) cf. perpusilla*, *Helicostegina gyralis*, *Amphistegina aff. cubensis*, *Operculinoides jenny*, *O. aff. oliveri*. Colmenares (1988) analizó los palinomorfos de la formación, en el Campo Boscán, encontrando *Echitriporites trianguliformis*, *Retibrevitricolpites triangulatus* y *Psilatricolporites crassus*, correspondientes a la zona palinológica de *Bombacacidites soleformis*, de Muller *et al.* (1987).

Edad: Van Raadshooven (*op. cit.*) determinó la edad de los macroforaminíferos como Eoceno medio inferior. Kuyl *et al.* (1956) señalaron una

edad Eoceno inferior a medio, para unidades incluidas hoy en la Formación Misoa. Van Veen (*op. cit.*) a base de evidencias paleontológicas y palinológicas, determinó la edad Eoceno inferior a medio, corroborado por Colmenares (*op. cit.*) Así pues, la evidencia concuerda indirectamente con las edades Paleoceno y Eoceno medio, atribuidas respectivamente a las unidades infrayacentes (formaciones Guasare-Marcelina) y suprayacente (Formación Paují).

Correlación: Hay equivalencia lateral entre la Formación Misoa y las formaciones Ranchería, Valle Hondo al sureste y Mirador al suroeste. Las relaciones diacrónicas mencionadas arriba, implican alguna equivalencia entre capas de la parte inferior de Misoa y parte superior de Trujillo.

Paleoambientes: La Formación Misoa representa un proceso sedimentario que varía desde deltaico alto, al suroeste y sur, a deltaico 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. Según este autor, la Formación Misoa y su equivalente hacia el suroeste, la Formación Mirador, fueron depositadas por un enorme complejo fluvio-deltaico, por ríos provenientes del sur y suroeste. Durante el proceso hubo una serie de avances y retrocesos del frente del complejo, especialmente en la parte nororiental del área de sedimentación. 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.

Importancia económica: Las areniscas de la Formación Misoa constituyen los yacimientos más importantes de petróleo en la cuenca del lago de Maracaibo, con

teniendo el 70% de las reservas, de las cuales buena parte están entrampadas contra la discordancia post Eoceno. La unidad más petrolífera es la Arena B-6.

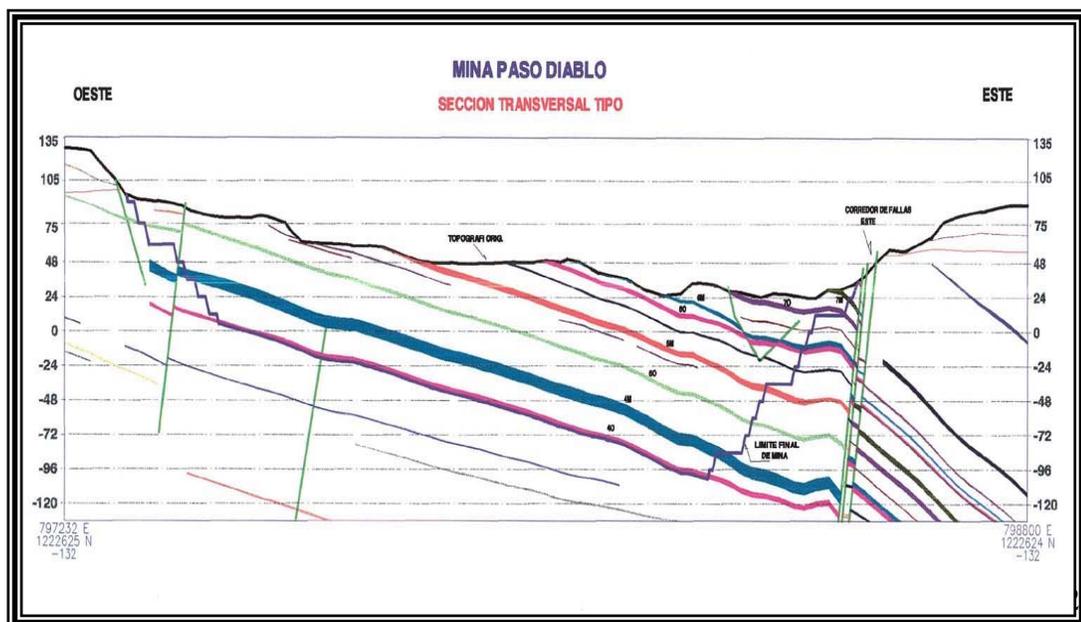
2.2.2. Geología Local

La formación Marcelina esta conformada entre 25 y 30 mantos, entre los cuales se distinguen nueve grupos. El Pit Casanegra-Los Aceitunos, explotado actualmente, contiene 17 mantos de carbón, del 40 al 8I, ambos inclusive, cuyos espesores suman aproximadamente 35 metros y están contenidos en una columna estratigráfica de aproximadamente 200 metros. Los carbones del grupo 9 y superiores afloran al este de un corredor de falla, fuera del bloque a ser explotado.

La información geológica recopilada, proviene de las observaciones de campo en afloramientos, en plataformas, vías y caños, y por perforaciones realizadas. La orientación de las capas de carbón es de N10°E con buzamiento entre 10 y 18° al este.

En la figura 2.3, se puede observar una sección transversal del yacimiento y en la figura 2.4, se observa la columna estratigráfica tipo del yacimiento.

Figura N° 2.3. Sección transversal del yacimiento. (CDG, 2005)



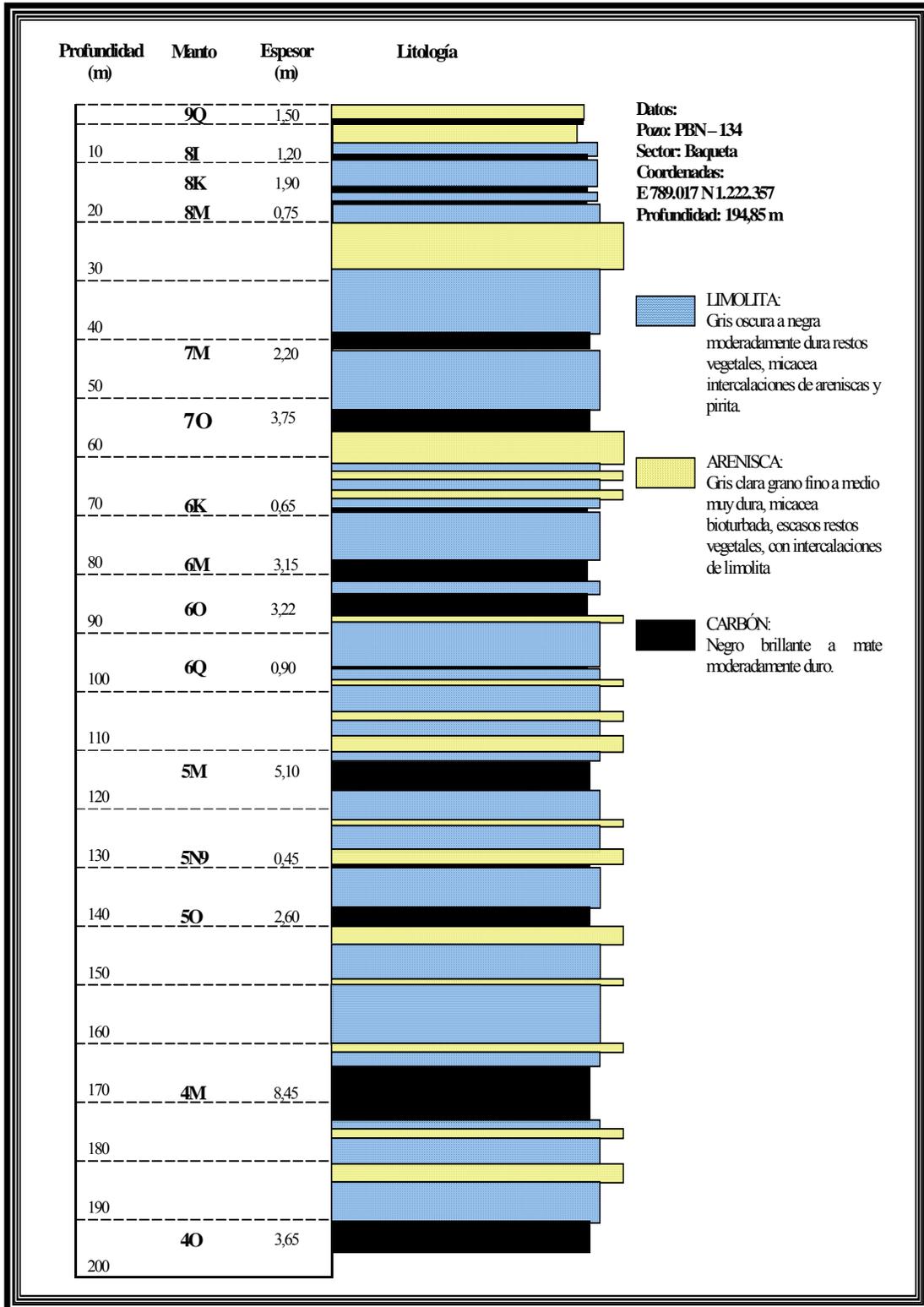


Figura 2.4. Columna estratigráfica tipo. (CDG, 2005)

2.3. RECURSOS GEOLÓGICOS Y RESERVAS

Las reservas son evaluadas con el programa Minescape de Mincom, basados en el modelo geológico revisado y actualizado por el personal de la empresa Washington Group y Carbones del Guasare. Para calcular las reservas se consideran 19 mantos de carbón pertenecientes a la formación Marcelina y debido a la compra de maquinaria especializada se puede atacar mantos que tengan un espesor mínimo de 50 cm.

El método de evaluación se basa en los cálculos de reservas por bloques de explotación para cada nivel de trabajo. Cada bloque esta limitado por dimensiones específicas que oscilan entre 200 y 250 m de ancho y alturas variables entre 4 m como mínimo y un máximo de 15 m, la extensión lateral del bloque viene dado por la intersección de las trazas de los mantos en cada nivel evaluado. Esta metodología permite tener una información mas clara sobre el material contenido en cada bloque con una mejor definición de la geometría existente, lo que permite la elaboración de una secuencia de explotación considerando asignaciones óptimas de las diferentes unidades de carga en los posibles frentes.

Las reservas totales en el área norte del deposito Paso Diablo Norte son de 65,656 millones de toneladas a una humedad de 3,5%. Todo el tonelaje esta reportado sobre la base de una densidad relativa estandarizada a 3,5% de humedad. Existe una pequeña diferencia de 0,06% entre las reservas reportadas por el modelo geológico y las reportadas por la database de minería, esto es debido al tipo de interpolador usado en cada caso. Es importante señalar que a pesar de que el programa de perforación no se ha podido completar , las perforaciones hechas en el área noroeste de Baqueta, conocida como la “Extensión Noroeste” han arrojado reservas adicionales (ROM) en el orden de 7,2 millones de toneladas de carbon Premium con una relacion de sobre carga de 4,2:1.

Las reservas y sus calidades asociadas por manto se presentan en la Tabla 2.1.

Tabla 2.1. Reservas y Calidades por Manto de Carbón. (CDG, 2005)

MANTO	GRAVEDAD ESPECIFICA (ton/mcb)	PODER CALORIFICO (kcal/kg)	PODER CALORIFICO (BTU/lb)	CENIZAS %	HUMEDAD INHERENTE %	AZUFRE %
4°	1,26	8068	14537	3,00	1,80	0,64
4M	1,26	8102	14598	3,03	1,97	0,52
4M1	1,27	7836	14119	4,44	2,55	0,73
4M2	1,27	7659	13800	5,35	2,32	0,88
5°	1,29	7997	14409	6,02	2,25	0,56
5Q	1,26	7600	13694	7,00	3,00	0,60
5M	1,27	8006	14425	4,80	2,35	0,80
5M1	1,28	7834	14115	5,80	2,16	1,01
5M2	1,00	7868	14177	8,32	2,22	1,12
5N5	1,31	7773	14005	5,72	2,31	0,88
5N7	1,31	7859	14160	9,76	2,97	0,80
5N9	1,33	7088	12771	12,41	2,92	0,92
6K	1,29	7324	13196	8,96	3,11	1,86
6°	1,32	7882	14202	7,81	2,25	0,82
6M	1,28	7959	14341	4,73	2,34	0,85
6MO	1,29	7812	14076	5,87	2,14	0,80
6Q	1,36	6987	12589	16,81	2,65	0,93
7°	1,27	7967	14355	3,45	2,39	0,59
7M	1,28	7951	14326	3,88	3,27	0,74
7M2	1,28	7592	13679	6,10	3,02	0,96
8M	1,31	7331	13209	11,13	2,77	0,86
8K	1,31	7608	13708	9,25	3,18	0,90
8KM	1,28	7998	14411	5,79	2,75	0,97
8I	1,30	7791	14038	8,67	2,63	0,86
9Q	1,31	7682	13841	9,16	2,16	1,68
9°	1,31	7454	13431	10,97	2,08	0,68
9K	1,25	7950	14324	1,75	5,78	0,33
9G	1,26	7698	13870	3,30	5,05	0,33
10M	1,28	7499	13512	5,54	4,57	0,56
11M	1,26	7687	13850	3,46	6,01	0,37
Promedio	1,28	7728,73	13926	6,74	2,90	0,82

En la tabla 2.2, se presenta un resumen de las reservas potenciales minable en el Área Sur de Paso Diablo, basada en un nuevo diseño de mina y elaborado por el personal de CDG, esta evaluación considera minar hasta la profundidad de 250 metros atravesando el corredor de falla.

Tabla 2.2. Reservas Paso Diablo Sur (CDG, 2005)

Zona	Toneladas de Carbón (000)	Estéril mcb (000)
Paso Diablo Sur	102,888	571,805

2.3.1. Reservas Rom

Estas reservas ROM (Reserves Out Mine) son aquellas reservas que son minadas, es decir, son aquellas que permanecen después de realizar el proceso minero. Para lo cual es necesario tomar ciertas consideraciones como la pérdida y dilución, y el porcentaje de recuperación del manto de carbón.

2.3.1.1. Pérdida y Dilución

La pérdida, dilución y recuperación de Carbón planificada han sido desarrolladas sobre una base de manto por manto, tomando en consideración las experiencias locales con relación a: espesor del manto, tipo de estéril en contacto con el carbón y la ubicación del manto en la secuencia de minería. Se asume que existirá un constante mejoramiento en la recuperación del carbón basado en una práctica mejorada de minería con el nuevo tractor D9R y estándares de minería más altos que los actuales. Los factores de recuperación de los mantos 8M, 8K, 8I, 9Q han sido aumentados de 85% a 90%. Los parámetros utilizados para determinar las reservas ROM se presentan en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3. Factores de Recuperación de Carbón, Pérdida y Dilución por Manto (ROM). (CDG, 2005)

Manto	Dilución (cm)	Perdidas (cm)	Recuperación del Carbón (%)
4O	10	10	95
4M	10	10	97
5O	10	10	95
5M	10	10	90
6O	10	10	90
6M	10	10	90
6MO	10	10	95
7O	10	10	95
7M	5	15	90
8M	5	15	90
8K	5	15	90
8I	5	15	90
9Q	5	15	90

Para el área de Cerro Baqueta se ha agregado una pérdida de carbón global adicional de 5% debido a la dificultad que representa la presencia de pequeños y grandes desplazamientos existentes en las fallas. Durante la explotación de Paso Diablo hubo algunas pérdidas de carbón como consecuencia del gran número de pequeñas fallas que allí se encontraban, se considera que en Cerro Baqueta las fallas existentes dificulten en gran grado el proceso de minería y que igualmente se produzcan pérdidas de carbón.

El espesor del material de la dilución se ha establecido en 10 cm como una regla general, excepto para los mantos 7M al 9Q inclusive, donde se ha usado 5 cm. Estos mantos frecuentemente tienen una calidad más baja por lo que se ha establecido que su pérdida total sea de 15 cm a fin de restringir la dilución a 5 cm. En general las pérdidas de carbón en las interfaces han sido establecidas en 10 cm. Las calidades de dilución utilizadas se muestran en la Tabla 2.4 La densidad esta dada a una humedad de 3,5 % después de secado al aire.

Tabla 2.4. Calidad de Dilución Asumida. (CDG, 2005)

Parámetros de Dilución y Calidad	Calidad
Densidad	2,26
Ceniza (%)	78,2
Poder Calorífico (Kcal/Kg)	1009
Azufre (%)	1,8

2.4. PARÁMETROS DE DISEÑOS DE LA MINA

Los parámetros de diseños se refieren a los procesos operativos y diseño de mina con el fin de maximizar la producción, optimizar la seguridad y minimizar el impacto ambiental.

Se consideran parámetros operativos: perforación y voladura, manejo de estéril (remoción, carga y escombrera) y manejo del carbón (destape, extracción, carga, remanejo y trituración). Cada proceso requiere de diseños específicos, enmarcados dentro de los límites de explotación, los cuales son: el largo, el ancho, la profundidad, la altura de banco y la estabilidad del talud, este último acorde con los requerimientos geotécnicos del tajo.

2.4.1. Límites de la Explotación a Cielo Abierto

Las áreas consideradas para la explotación corresponden a los Aceitunos norte, a los aceitunos sur, extensión noreste y transición, las cuales están limitadas al norte por el río Guasare, al sur lo limita el viejo tajo de Paso Diablo, el este de la mina lo limita el corredor de falla y finalmente por el oeste la traza de afloramiento del manto 40, la cual tiene un rumbo predominante sur norte.

El fondo de la mina es definido por el piso del 40 alcanzando su mayor profundidad en el área de los aceitunos a cota -108.

2.4.2. Diseño de Taludes del Pit

Después de haberse realizas diverso estudios de tipo geotécnicos se determinó que los parámetros mostrados en la tabla 2.5, son los más convenientes para esta mina.

Tabla N° 2.5. Parámetros de diseño de la mina (CDG, 2005)

PARAMETROS	
Altura del banco de trabajo por encima del nivel 60	15m
Altura del banco de trabajo por debajo del nivel 60	12m
Angulo de talud banco de trabajo	67°
Angulo general talud pared alta	34°
Angulo general talud pared baja	30°
Angulo general talud escombreras externas	17°
Angulo general talud escombreras internas	24°
Angulo de reposo material suelto	36°
Densidad del material en banco (in situ) t/mcb	2,40
Densidad del material suelto t/mcb	1,66
Densidad carbón en banco t/mcb	1,25
Densidad del carbón suelto	0,95
Factor de compactación material suelto	1,3

2.4.3. Relación de Sobre Carga

La relación de sobrecarga esta basado en un rango entre 5,5:1 a 5,85:1 metros cúbicos banco de estéril por cada tonelada de carbón. Este numero fue determinado mediante diversas corridas del modelo geológico que se maneja a través del Mincom mine software).

2.4.4. Destape y Extracción del Carbón

Las operaciones mineras, específicamente las que tienen que ver con la extracción del carbón se dividen en: limpieza, demarcación, escarificación, carga, transporte, almacenamiento en pilas, trituración, apilamiento y carga de camiones de 45 toneladas.

La limpieza de los mantos del carbón en contacto con el techo y piso, se realiza con tractores Caterpillar D-9, el empuje y apilamiento del carbón con tractores Caterpillar D-10 y D-11, la carga con cargadores frontales Caterpillar 994, y el traslado desde el pit por camiones Caterpillar 789 con tolva carbonera a las trituradoras o en su defecto a los patios de remanejo, según sus calidades.

El carbón ya triturado se deposita en pila de forma Chevron para garantizar la homogeneidad de las mezclas. La capacidad de almacenamiento de cada apilador esta en el rango de 30.000 a 40.000 toneladas cada uno. Se toman muestra cada dos horas del carbon que viaja en las correas transportadoras, mediante un dispositivo automático.

Posteriormente se embarca el carbón en gandalas de 45 toneladas cada una, y se llevan al Puerto. La humedad del carbón enviado se controla con agua garantizan que esta este en el rango del 7%.

2.4.5. Almacenamiento en Patios de Remanejo

El almacenaje del carbón no triturado, se realiza en cuatro patios según su calidad tal como lo muestra la tabla 2.6 manteniéndose el criterio de depositar los carbones de calidad premium en los patios 1 y 2, los de calidad estándar en patio 3 y los carbones contaminados y fuera de especificación en el patio 4.

Tabla N° 2.6. Calidades de las pilas de Almacenamiento. (CDG, 2005)

Pila	Cenizas (Peso%)	Azufre (Peso%)	Energía Especifica (kcal/kg)
1	5,5	0,70	7100
2	7,0	0,80	7030
3	8,0	1,0	6670
4	9-20	1,0-2,0	Menos de 6500

2.4.6. Escombreras

Para el diseño de las escombreras externas, se fijo una altura entre niveles de 20 metros y ancho entre terrazas de 52 metros, con un ángulo general de 17 grados.

Para el diseño de la escombrera interna se fijo la misma altura entre niveles, pero la terraza se reduce a 20 metros, ya que la misma no tiene que ser reforestada, el ángulo general será 23 grados.

La recuperación y restauración de bermas y taludes, se hace con la capa vegetal que se recupera de las áreas intervenidas.

2.4.7. Vías de Acarreo

Las principales vías de acarreo se mantendrán con los parámetros actuales de diseño, ancho de 30 metros entre bermas, y rampa de 8% de pendiente. A partir del año 2005 las rampas se construirán con una pendiente de 10% con el fin de ganar espacio, tanto en la mina como en las escombreras. A lo largo del pie interno de las

bermas se harán drenajes, para el control de las aguas de escorrentías. Las curvas con giros mayores a 90°, tendrán peraltes mínimo del 2,5 %.

2.4.8. Remoción de Estéril

La flota de carga para la remoción del estéril son: dos palas eléctricas de capacidades de 33 y 35 metros cúbicos respectivamente, cuatro palas hidráulicas, dos frontales con capacidades de 23 y 26 metros cúbicos respectivamente y dos retro con capacidades de 25 y 26 metros cúbicos respectivamente. La flota de acarreo, esta compuesta por camiones de 177-t, 218-t y 236-t. La remoción de la capa vegetal se hará con cargadores frontales Caterpillar 994 y camiones de 177-t. Caterpillar.5.

2.4.9. Restauración

La restauración de tierras afectadas, garantizan disminuir el impacto que sobre el ambiente se ha generado, mediante el proceso de extracción de carbón. La supresión del polvo, la erosión y el control del agua (superficial y subterránea), son los tres aspectos más importantes a controlar durante el quinquenal 2004-2008. La restauración se ha dividido en dos tipos.

2.4.9.1. Restauración Temporal

La restauración temporal, está planificada para los taludes y terrazas de escombreras que van a tener mas de dos años sin ser utilizadas, solo con el fin de mitigar su degeneración hasta que sean reutilizadas.

Las áreas serán sembradas y fertilizadas. Se utilizarán controles ambientales y agronómicos para minimizar la erosión.

2.4.9.2. Restauración Final

La restauración final se planifica en taludes y terrazas, ubicadas en su límite final, cuyo flanco no se orienten hacia con la pared alta de la mina. Las áreas se definen en bloques grandes para mejorar la productividad y eficiencia de las operaciones de restauración.

La restauración final de las áreas, se rige por los procesos descritos a continuación:

- Se le da prioridad a las áreas cercanas a ríos o vertientes naturales de agua.
- El contorno final del terreno en el nivel banqueado tendrá una ladera de drenaje de al menos de 1 % al pie del próximo banco más alto. Se construirá un control de drenaje al pie del próximo banco mas alto con una ladera de al menos 1% a una estructura de drenaje que disipará la energía y conducirá el agua hasta el próximo nivel más bajo. Se dispondrán en la base de cada estructura, de apropiados controles de sedimento.
- En las áreas de recuperación final, se extenderán 30 cm. de capa vegetal para un volumen total de 3000mc, (equivalentes a 2100mcb, con densidad banco de 1.8 y suelto de 1.3) por hectárea recuperada.
- Después de colocar la capa vegetal, el área será sembrada con grama en las laderas, bermas y terrazas. Se sembrarán árboles de especies nativas con un patrón de 7 x 7 metros, (200 plantas por hectárea) Por tres años, se continuará con el mantenimiento de áreas restauradas (control de maleza y cubierta retenedora de humedad), Este período se considera suficiente para que las plantas se hayan adaptado al ambiente. El

mantenimiento de las áreas incluye despeje y retiro de maleza de tal manera que las plantas no tengan que competir.

2.4.10. Producción de la Mina

Un plan conceptual de mina ha sido desarrollado, para el bloque norte, indicando una relación de producción de 7,1 a 8 millones de toneladas por año puede sostenerse en el área hasta el 2009.

El calendario programado es de, dos turnos de 12 horas por día, en 364 días, y 365 días en año bisiesto respectivamente.

Se definieron polígonos de 120 metros de ancho, llamados paneles. El área de trabajo de cada pala es función de la geometría del panel, los frentes completos se reservan para las palas eléctricas P&H, las otras geometrías se manejan con las palas hidráulicas O&K.

La flota de equipos mayores de carga y acarreo así como, la flota de equipos auxiliares de mina se pueden observar en las tablas de la 2.7 a la 2.14.

Tabla N° 2.7. Flota de Acarreo. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
6	Camión Roquero Caterpillar	Cat-789B (Carboneros)
30	Camión Roquero Caterpillar *	Cat-789B
4	Camión Roquero Caterpillar	Cat-793C

Tabla N° 2.8. Flota de Palas. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
2	Pala Eléctrica P&H *	XPA-2800
2	Pala Hidráulica O&K	RH 200
2	Pala Hidráulica Retro O&K	RH 200

Tabla N° 2.9. Flota de Perforadoras. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
1	Drilltech	D25K
3	Drilltech	D75K
1	Ingersoll – Rand	DML 1900 XL

Tabla N° 2.10. Flota de Cargadores. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
2	Cargador Frontal Caterpillar	Cat-992C
5	Cargador Frontal Caterpillar	Cat-994
1	Cargador Frontal Caterpillar	Cat-966F
1	Cargador Frontal Caterpillar	Cat-988F

Tabla N° 2.11. Flota de Tractores de Orugas. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
3	Tractor de Orugas Caterpillar	D9R
6	Tractor de Orugas Caterpillar	D10N
2	Tractor de Orugas Caterpillar	D11N
6	Tractor de Orugas Caterpillar	D11R

Tabla N° 2.12. Flota de Motoniveladoras. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
5	Motoniveladora Caterpillar	Cat-16G
1	Motoniveladora Caterpillar	Cat-16H

Tabla N° 2.13. Flota de Equipos de Riego. (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
3	Ballena Equipo de Riego	Cat-773B
2	Ballena Equipo de Riego	Cat-777D

Tabla N° 2.14. Flota de Tractores de Ruedas (TIGER). (CDG, 2005)

Cantidad	Marca	Modelo
1	Tractor de Ruedas Caterpillar	Cat-690D
1	Tractor de Ruedas Caterpillar	Cat-690C

Las toneladas evaluadas en cada panel, se calcularon en base seca, y recalculadas posteriormente a 7,5 % de humedad, para mejorar la correlación con las toneladas vendidas.

2.5. OPERACIONES MINERAS

Dentro de las actividades mineras que se realizan en la mina Paso Diablo hay que destacar las siguientes: deforestación de la capa vegetal, perforación y voladura del estéril, transporte del estéril, extracción del carbón, trituración del carbón.

Las operaciones de mina que se realizan en Carbones del Guasare comienzan con la solicitud del permiso al Ministerio de Ambiente, para poder deforestar el área que se desea explotar. Una vez que se obtiene el permiso se procede al corte y almacenamiento de los árboles que son inventariados (Inventario que es obligatorio dada las normativas que establece el Ministerio del Ambiente (MARNR)) por el departamento de Ambiente.

La deforestación consiste en la remoción de la capa vegetal que recubre la superficie en donde se ubica el manto de carbón a extraer, la misma es realizada con maquinaria de la empresa la cual generalmente esta constituida por tractores (buldózer), ya sea el D9R, D10N, ó D11R y la utilización de uno con respecto al otro, es directamente proporcional al tamaño de la vegetación que se desea retirar. Después de realizada la deforestación de la capa vegetal, la misma es transportada a las escombreras de capa vegetal o directamente a los lugares que son objeto de recuperación ambiental.

El siguiente paso después de realizada la deforestación, es proceder a la extracción del carbón, para lo cual es necesario remover el estéril que recubre el manto de carbón. Esta remoción se elabora por el método convencional de arranque, es decir, por perforación y voladura. Para la ejecución de la perforación, en la mina se

cuenta con perforadoras rotativas, que utilizan brocas de triconos de diámetro $9\frac{7}{8}$ de pulgada (251 mm). La carga de explosivos en los barrenos se realiza mediante camiones mezcladores de explosivos. Entre las mezclas realizadas por estos camiones conseguimos ANFO (Nitrato de Amonio (AN) y Fuel Oil (FO), usado en barrenos que no contengan agua), EMULSIÓN (Dispersiones de Soluciones oxidantes de agua en un Aceite Medio o emulsiones de “Agua en Aceite”, usada en barrenos con agua), y SUPER ANFO (“Heavy Anfo”, mezcla de Anfo y Emulsión, usado en barrenos con agua).

Una vez que se ha efectuado la voladura del estéril se procede a la carga y transporte del mismo. Para realizar la carga del estéril en la mina se cuenta con un grupo de palas eléctricas P&H e hidráulicas O&K. Para el transporte del estéril se cuenta con una flota de camiones roqueros, los cuales son dirigidos hacia las escombreras en donde es depositado el material volado.

En cuanto al manto de carbón que es destapado los tractores (bulldozer), se responsabilizan del escarificado y apilamiento del mismo, para que posteriormente los cargadores frontales (Caterpillar 994) se encarguen de colmar los camiones roqueros (estos camiones son llamados carboneros debido a que se les modificó la tolva de manera tal que pudieran aumentar la capacidad de transporte). Dichos camiones roqueros transportan el carbón al área de trituración o al patio de remanejo, en donde se almacena el carbón dependiendo de su calidad, mientras que el carbón que es transportado al área de trituración (ubicada a 2 kilómetros aproximadamente del Pit) es sometido a un proceso de reducción de tamaño (un mínimo de 2 pulgadas) y almacenado por un grupo de apiladores que se encargan de separar el carbón dependiendo de la calidad del mismo.

El área de apilamiento del área de trituración tiene capacidad para almacenar 120.000 tm de carbón triturado en tres pilas de forma circular de 60.000 tm cada una. La pendiente natural mínima del terreno es de 1 % y la máxima de 1.6 %, las cuales

se consideran suficientes para permitir el drenaje adecuado de las aguas de lluvia. Sobre el terreno natural se extendió y compactó una capa de carbón de aproximadamente 40 cm de espesor para mejorar la superficie de circulación de vehículos y maquinarias y evitar la contaminación del carbón depositado en las pilas. Las vías o áreas de circulación fueron diseñadas en función de la maniobra de gandolas tipo 3S-3 con un ancho mínimo de 15 metros. Entre las pilas se consideró una separación mínima de 20 metros libres, a máxima capacidad, para permitir la maniobra de la gandolas. Existen dos trituradoras, la 4005 (3000 toneladas por hora) y 4002 (1200 toneladas por hora) siendo las dos primarias, están conformadas por un molino de dientes; las trituradoras secundarias son molinos de rodillos que tienen una abertura aproximadamente de 2 pulgadas, el cual es el tamaño en que generalmente se comercializa el carbón. En cuanto a la operación de los apiladores, la misma esta prevista en forma alterna, de forma que no funcionara más de un apilador a un mismo tiempo.

Una vez que el carbón es almacenado y separado por calidades dentro del área de trituración, se procede a transportar el carbón al puerto de embarque ubicado en Santa Cruz de Mara (distanciado a 83 km de la mina), dicho traslado se realiza por medio de gandolas de 45 Toneladas métricas de capacidad, cuyo sistema de volqueo es lateral. Estas gandolas antes de ser trasladadas al puerto de embarque, deben ser sometidos a dos procesos muy importantes como lo son el Enrasado, el Enlonado y Pesaje de las Gandolas. El Enrasado consiste en llevar al ras el carbón en la tolva de la gandola y se realiza por medio de la utilización de una pala, limpiando los bordes y centro de las bateas hasta unos 80 cm para evitar derrames en las vías y accidentes a vehículos y personas. El Enlonado se realiza después del Enrasado y se basa en la extensión de una lona hasta la parte posterior de la batea de la gandola, luego hacia los lados previendo que los mecates queden hacia fuera y luego se amarran fuertemente para evitar que caigan trozos de carbón en las vías, lo cual originan perdidas a la empresa en limpieza. El pesaje de las gandolas se efectúa a la salida del enlonado en su recorrido hacia la alcabala de Carichuano. Se emplean dos (2)

balanzas AMD Colonico con capacidad de 100 ton y apreciación de 200 Kg., se emplea una de las balanzas para tara (gandulas vacías), y otra para bruto (gandolas cargadas) aunque se pueden emplear independientemente en el caso de mantenimiento de una de ellas.

Luego que el carbón es transportado al puerto de embarque, este es almacenado nuevamente por apiladores con la finalidad de revisar las calidades que el comprador a especificado (humedad, poder calorífico, porcentaje de azufre, porcentaje de cenizas, etc.), como paso siguiente el carbón es trasladado a gabarras de 2000 toneladas de capacidad, dicho traslado es realizado por medio de cintas transportadoras. Estas gabarras son transportadas posteriormente a donde se encuentra ubicada la estación de transferencia (Bulkwayuu), cuya función es transferir el carbón de las gabarras a los buques. Dichos buques son aquellos que el comprador a contratado para que se encarguen de transportar el carbón al sitio en donde se requiera el mismo.

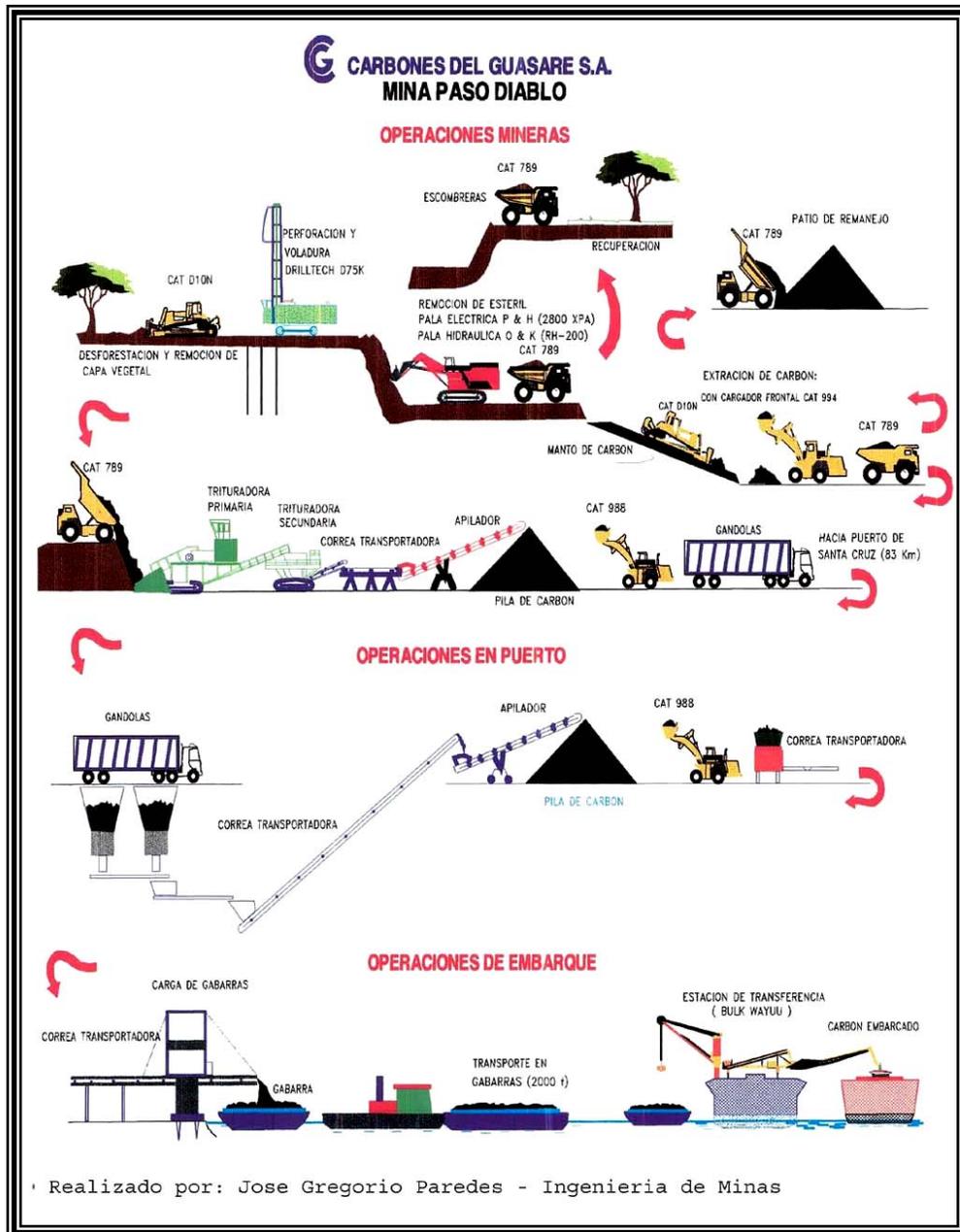


Figura 2.5. Diagrama de Operaciones Básicas de la Mina Paso Diablo. (CDG, 2005)

CAPÍTULO III. BASES TEORICAS

3.1. 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.

3.1.1. Modelos de Cabezal de Denotación

La figura 3.1, ilustra la secuencia de los eventos que ocurren cuando una carga explosiva cilíndrica se inicia por un extremo.

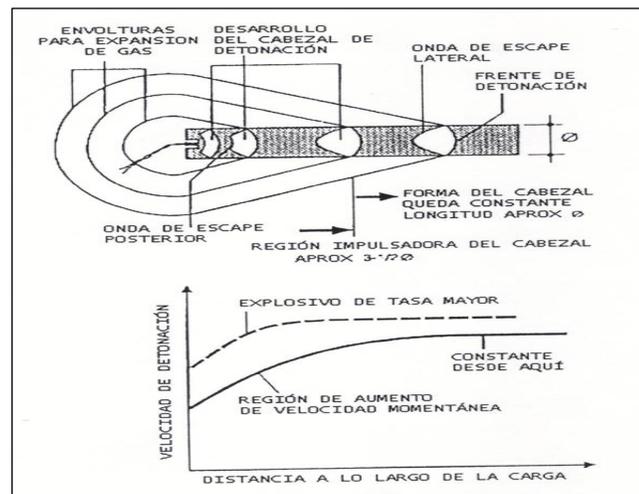


Figura 3.1. Formación del cabezal de detonación en una carga sin confinamiento iniciada por un extremo. (Crosby, 2004)

En un primer momento, se asume que la carga esta sin confinar. Con cebadura suficientemente potente, una onda de detonación viaja desde la cebadura hasta la carga. Esta onda es responsable de promover las reacciones exotérmicas de detonación necesarias dentro de la carga explosiva. Al dorso de la cebadura los gases a alta presión se expanden en el aire alrededor.

A medida que esta expansión se realiza desprende una onda de escape, ó refracción, para viajar hacia debajo de la carga detrás del frente de detonación. La onda de escape siempre retrasa el frente detonación porque su velocidad es menor, de hecho ésta viaja a una velocidad de aproximadamente el 60% de la del frente de detonación. Por lo tanto, el frente de la detonación continuamente se adelanta a la onda de escape posterior.

De manera similar, en los lados de la carga, inmediatamente después de la onda de detonación, los gases se expanden en la atmósfera y esto se puede tomar una vez más como una onda de escape viajando dentro de la carga. El frente de detonación, la onda de escape posterior y las ondas de escape lateral definen una región llamada cabezal de detonación. Debido a las altas temperaturas asociadas con la detonación, el cabezal de detonación es una región de alta presión y densidad. La forma del cabezal de detonación depende en la geometría de la carga y cambia de forma cuando viaja fuera su fuente de iniciación. Esto es debido a la relación aproximadamente constante entre la velocidad de la onda de escape y la velocidad de detonación. Inicialmente la forma es aquella de una sección de cono truncado con el frente y superficies posteriores curvas. Más allá de la inclinación la longitud del frente de detonación crece al punto que el espesor ahora no sigue controlado por el frente de detonación y rarefacción posterior, pero más bien las ondas de escape lateral se encuentran en el eje de la carga formando esencialmente un cono. De aquí en adelante, a medida que la detonación viaja hacia la carga, el cabezal de detonación permanece sin cambio en la forma. Con rayos- x y otros estudios, la longitud de este cabezal de denotación completa, es aproximadamente de igual al diámetro de la

carga. La densidad en el interior del cabezal de detonación es constante y aproximadamente igual a $4/3\rho_1$, donde ρ_1 es la densidad original de explosivo. La distancia del iniciador al punto donde el cabezal completo es formado es aproximadamente $3\frac{1}{2}$ veces los diámetros de las cargas, esto es para las cargas sin confinamiento.

Al entrar el explosivo en el cabezal de detonación inicialmente éste reacciona afuera, y al viajar a través del cabezal de detonación, la reacción continúa su camino dentro de la partícula explosiva. La energía es liberada por esta reacción y sirve para mantener la detonación. Sin embargo, si la partícula al alcanzar la parte posterior del cabezal de detonación no es completamente reactiva, la energía liberada en el cabezal de detonación no es entonces una energía explosiva completa y la velocidad de detonación por lo tanto será menor que la máxima. Sin embargo ésta puede ser todavía una velocidad de estable en ese diámetro particular de carga. Como el cabezal de detonación aumenta en longitud en los primeros $3\frac{1}{2}$ diámetros de distancia recorrida, el grado de reacción puede aumentar y, por lo tanto la velocidad de detonación puede aumentar en esta región. Esto se ilustra en la figura 3.1. La llamada región de velocidad momentánea varía con el tipo de explosivo considerando. Los explosivos de tasa mayor de partícula fina en tamaño, ó de área alta de superficie, muestra regiones momentáneas más corta que los explosivos de tamaño grueso de baja proporción ó agentes de voladuras.

3.1.2. Velocidad en Curvas de Detonación de Diámetro de Cargas y Diámetros Críticos

La figura 3.2, ilustra la longitud de los cabezales de detonación en cargas largas con varios diámetros e indica lo que sucede cuando una partícula sólida de explosión entra en ellos. Para diámetros pequeños, el grado de reacción no se completa por muchos, y habrá insuficiente energía liberada para soportar una detonación. A medida que el diámetro de la carga es aumentado, la longitud del

cabezal de detonación aumenta entonces, aumentando el grado de reacción para el mismo tamaño de partícula. Para algunos diámetros aunque no se haya completado el grado de reacción, todavía será adecuada para sostener la detonación. Tal diámetro es llamado diámetro crítico y aunque éste varía marcadamente de un explosivo a otro, y es fuertemente influenciado por las propiedades físicas tales como el tamaño de la partícula, presión, etc., cada explosivo bajo un conjunto de condiciones particulares tiene un valor definitivo de diámetro crítico. El diámetro crítico es definido como el diámetro mínimo de carga que puede soportar una detonación estable indefinidamente cuando es adecuadamente cebada en un extremo. Como tal, ésta es una propiedad importante de conocer sobre un explosivo y estar consciente de los factores que influyen es de igual importancia.

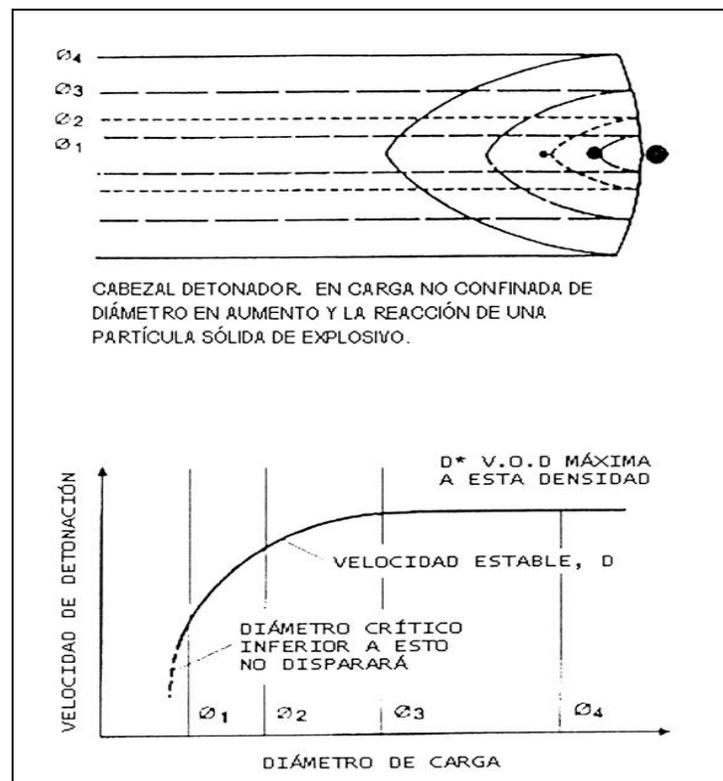


Figura 3.2. Típica curva de diámetro de carga en velocidades de detonación para explosivo granular.

(Crosby, 2004)

Como aumente el diámetro de carga (\emptyset) más allá del diámetro crítico, el grado de reacción entonces aumenta. Esto aparece como un incremento de la velocidad de detonación. En algún punto, como aumente el diámetro de carga, el explosivo reacciona completamente dentro del cabezal detonador, $\emptyset 3$ en la figura 3.3. Los incrementos en el grado de reacción. Por lo tanto la velocidad máxima de detonación es llamada la velocidad ideal de detonación D^* y es el valor predecible por la aplicación de la termodinámica y la hidrodinámica en el sistema. Es llamada la velocidad termo hidrodinámica y ha sido signada con el símbolo D^* en la figura 3.3.

3.1.3. El Efecto de Confinamiento y Tamaño de Partícula en la Velocidad de Detonación

El confinamiento tiene el efecto de bajar la relación de expansión de los gases desde el lado de la carga. Esto a su vez disminuye la relación en que la onda de escape lateral viaja dentro de la región de reacción. El resultado es que toma mayor tiempo para que las ondas de escape lateral se encuentren en el eje de la carga. La distancia recorrida es por lo tanto incrementada de $3\frac{1}{2}$ diámetro de carga a entre $4\frac{1}{2}$ - $5\frac{1}{2}$ diámetros de carga, mientras que la longitud del cabezal detonador aumenta aproximadamente a $\frac{4}{3}$ del diámetro de carga. Las regiones de velocidad momentánea por lo tanto pueden ser mayores. Esto significa que si el explosivo no estaba reaccionado completamente a un diámetro de carga particular, el efecto de confinamiento aumentaría el grado de reacción, y así mismo la velocidad de detonación a este diámetro. Similarmente, confinamiento también reducirá el diámetro crítico.

En la pruebas para las aplicaciones de campo se acostumbra ensayar las cargas no confinadas, ya que el estéril de encontrarse en el hueco abierto, hará que actúen como no confinadas. Para la simulación de roca masiva dura, una tubería de acero de descripción 40 ó de aluminio es satisfactoria teniendo un espesor de pared de aproximación 9.5 mm ($\frac{3}{8}$ pulg.).

Si el tamaño de las partículas de explosivos es reducido, entonces para un diámetro de carga en particular habrá un grado mayor de reacción en la región de velocidad no ideal. Por lo tanto la reducción de un explosivo granular tiene un efecto similar sobre los diámetros críticos y la curva de velocidad de diámetro que tiene el confinamiento. Fig. 3.3.

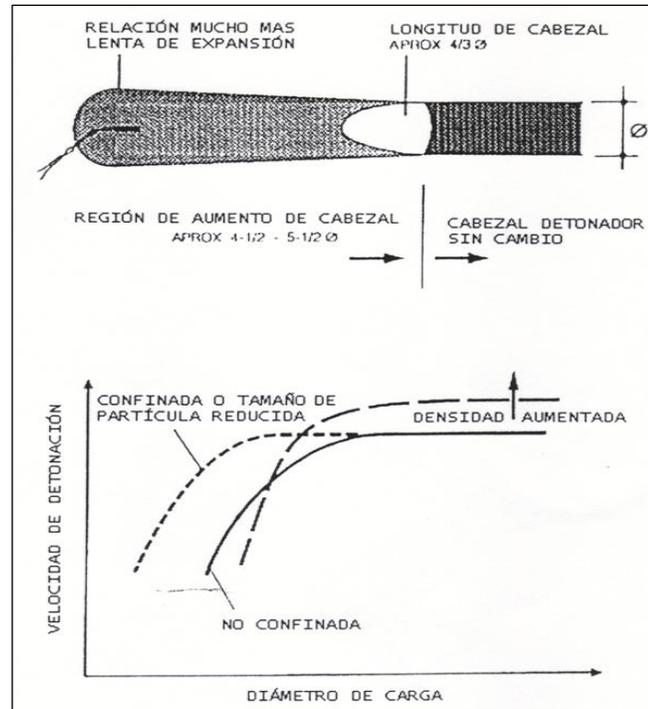


Figura 3.3. Efecto de confinamiento y tamaño de partícula sobre la velocidad de detonación.

(Crosby, 2004)

3.1.4. Efecto de la Densidad sobre la Velocidad de Detonación

Si la densidad de la carga es aumentada, la energía por unidad de volumen también aumenta, y esto aparecerá como un incremento en la velocidad de detonación ideal. El diámetro crítico generalmente aumenta al mismo tiempo. En algún punto la densidad alcanza un valor en el cual el volumen del aire arrastrado, que cuando es sometido a un impacto reacciona como un centro de reacción de “punto – caliente”, es reducido hasta un punto que en este es insuficiente para suministrar centros de

reacción suficientes para mantener la detonación. Hasta este punto seguir incrementando más la densidad adicional hace que el diámetro crítico aumente rápidamente y el explosivo se dice estar en “empaque – muerto”. Como ejemplo la figura A4 indica el efecto de la densidad sobre la mezcla de nitrato de amonio en gránulo poroso (AN)/ FO en el diámetro crítico. Esto señala, inicialmente para cargas no confinadas, “empaque – muerto” a una densidad ligeramente mayor que 1.2 g/cc. La sensibilidad máxima está a una densidad de 0.7 g/cc donde el diámetro crítico es 50mm (2 pulg.). Las reducciones de densidad más allá de esto conduce a un incremento en el diámetro crítico hasta valores de 100 mm (4 pulg.) a una densidad de 0.4 g/cc. El efecto del confinamiento es para producir una reducción en el diámetro crítico, excepto a altas densidades, donde el “empaque – muerto” ocurre aproximadamente a 1.2 g/cc. Efectos similares probablemente será iguales en el otro extremo de densidad. El efecto de reducir el tamaño de la partícula muestra que reduce el diámetro crítico adicional. Para disparos confinados de gránulos porosos de AN/FO molido con malla -20 (- 0.85 mm) y mezclado con micros burbujas, se ha visto que ocurrir un diámetro crítico aproximadamente 12 mm (0.5 pulg.) dentro de un rango de densidad de 0.4 a 0.5 g/cc. A medida que aumenta la densidad más allá, o disminuye por debajo de ésta, el diámetro crítico aumenta como se ilustra. Esto se enseña con más detalle en la Figura 3.4, cuyo diámetro crítico aumenta como se ilustra.

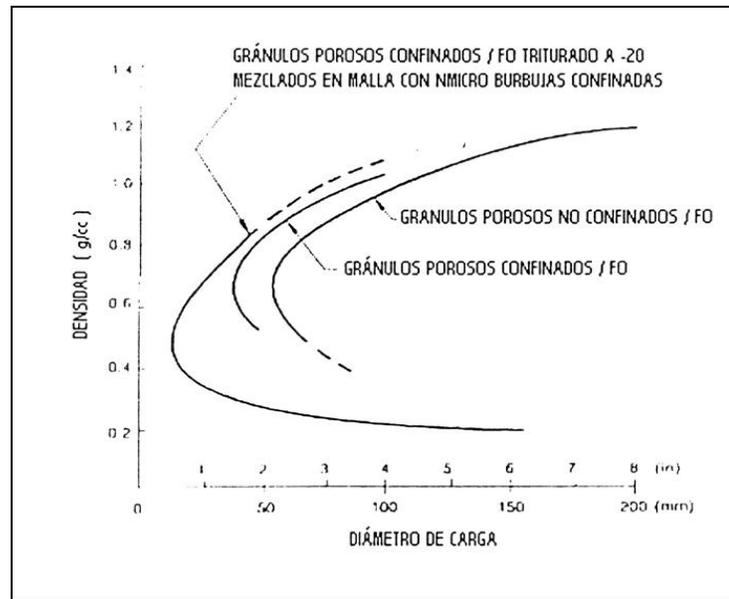


Figura 3.4. Efecto de la densidad de granulos porosos / FO sobre el diámetro crítico. (Crosby, 2004)

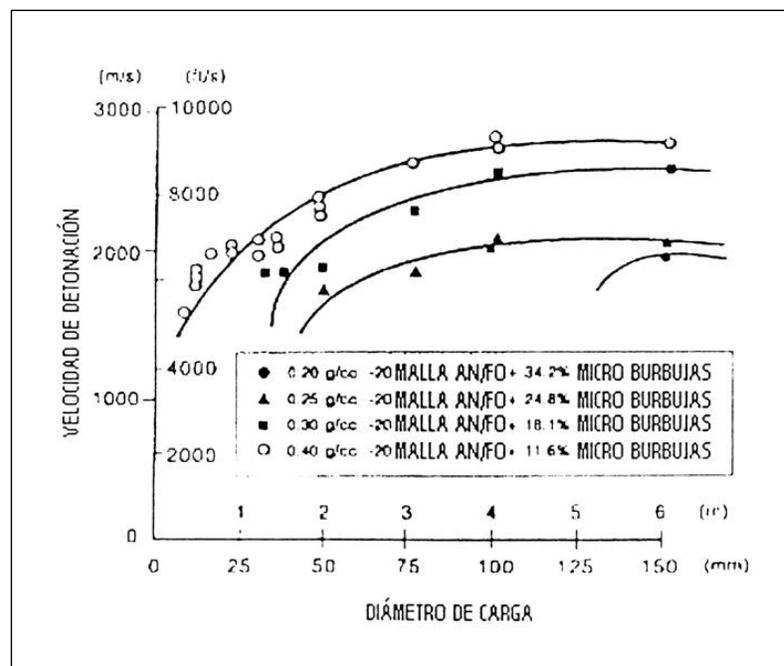


Figura 3.5. Velocidad de detonación con relación al diámetro de carga para mezclas AN/FO de baja densidad fabricadas con micro burbujas. (Crosby, 2004)

Esto se muestra con mayor detalle en la Figura 3.5, que ilustra las curvas de velocidad de diámetro para AN/FO molido y mezclado con varios porcentajes de micro burbujas. Se ha incluido en la Figura 3.6, ya que estas mezclas ofrecen el potencial para la utilización como explosivos de gran volumen para control de pared en aplicaciones de huecos secos.

Para explosivos líquidos, la sensibilidad es relacionada a la presencia de aire o burbujas de gas en el sistema. Así como para los explosivos sólidos, es necesario tener suficiente presencia de burbuja, y a un rango de tamaño adecuado para ser efectivo. El proceso de combustión procede en curva radial hacia fuera desde el punto menos caliente en un líquido y acaba como curvas de velocidad de diámetro más pronunciadas que aquellas de sólidos granulares. Para mezclas pastosas o emulsiones que contengan sólidos, así como en fluidos de fase, ambos tipos de procesos de combustión se llevan a cabo.

3.2. 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 3.6). Esto es un indicador importante de la habilidad de un explosivo a realizar un trabajo.

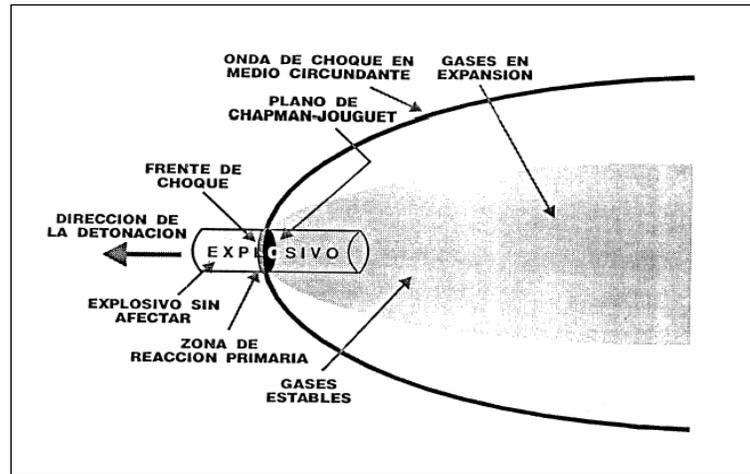


Figura N° 3.6. Plano de Chapman-Joujuet (Freites, 2002)

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.

$$P_d = 0,25 \times \rho \times V_d^2 \times 10^{-6} \quad (1)$$

Donde:

ρ = Densidad (grs/cm³)

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

3.3. PRESION DE EXPLOSION

Es la presión ejercida por los productos gaseosos cuando estos ocupan el volumen que anteriormente ocupaba el explosivo. La presión de explosión es desarrollada por los gases por efecto de la alta temperatura.

La presión de explosión no se debe calcular por la delación de gases ideales, dado su elevado valor. Debe utilizarse ecuaciones como la de Van der Waals, Benedict-Rubbin, etc; como una relativa aproximación.

La ecuación de Van der Waals puede utilizarse como una aproximación para el calculo de la presión de explosión, la cual se refiere a la ejercida por los gases producidos en la reacción, a diferencia de la presión de detonación que es la producida por la onda explosiva al avanzar a través del explosivo.

La ecuación de Van der Waals se expresa como sigue:

$$P_e = \frac{RT - a/v + ab/v^2}{v - b} \quad (2)$$

Donde:

Pe: Presión de explosión, Atm.

R: Constante universal de los gases, $82 \text{ (cm}^3 \cdot \text{Atm.)}$
 $\text{(Grmol} \cdot \text{°K)}$

T: Temperatura de explosión °K.

V: Volumen molar de los gases Cm^3/Grmol .

a: Constante de cada gas; $a = 27 \text{ pcb}^2 \text{ (Atm. (Cm}^3/\text{Grmol})^2)$

b: Constante de cada gas (convencional), $b = RT_c/8 \text{ pc (Cm}^3/\text{Grmol)}$.

Tc: Temperatura crítica, °K.

Pc: Presión crítica, Atm.

La ecuación de Van der Waals impone limitaciones al ser determinadas las constaste “a” y “b” como funciones de las propiedades críticas.

La presión de detonación se estima como:

$$P_e = 0,45 * P_d \quad (3)$$

3.4. PRESION SOBRE LAS PAREDES DEL BARRENO

Es la presión ejercida sobre las paredes del barreno (P_b) y es función directa de la presión de explosión y la densidad de carga.

$$P_b = P_e * \Delta^{2,5} \quad (4)$$

Esta ecuación nos muestra que se obtendrá la mayor eficiencia cuando $\Delta = 1$

3.5. SENSIBILIDAD

Es la habilidad de un explosivo a ser iniciado por un estímulo externo. Esta capacidad varia 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.

3.6. TIPOS DE EXPLOSIVOS

3.6.1. Nitrato de Amonio

Es el ingrediente básico de la mayoría de los explosivos industriales. El nitrato de amonio es poroso tiene su mas 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 amoniacó (NH_3) con ácido nítrico (HNO_3).

Nitrato de amonio poroso o técnico → Fabricación de ANFO.

Nitrato de amonio cristalino o alta densidad → Fabricación de emulsiones.

3.6.1.1. *Proceso de Prilado*

- Nitrato de Amonio de menor densidad, la solución de nitrato de amonio es concentrada de 96% a 97%, es evaporada y bombeada a lo alto de la torre de prilado.
- La solución, es esperada a través de los platos de prilado dentro de la torre.
- Las gotas de nitrato de amonio solidificadas caen dentro de la torre de prilado, cuando llegan al fondo aun contienen de 3 a 4% de agua.
- Las perlas están ahora a una temperatura de aproximadamente 80°C, y pasan a través de un proceso de secado el cual reduce el contenido de agua a 0,1 – 0,2%.
- Es en el proceso de secado donde se crea la porosidad de la perla para la absorción del diesel.
- Después del secado, las perlas son enfriadas a menos de 32°C y recubiertos con agentes antiapelmazantes y enviados para su almacenamiento.

3.6.1.2. Nitrato de Amonio de Alta densidad

Cuando se produce N.A. grado agrícola la solución a 99,5% es bombeada a lo alto de la tolva de prilado y después espreada. Este producto contiene meno de 0,5% de humedad cuando llega al fondo de la torre.

En la fabricación del N.A. de alta densidad no existe el procedo de secado y la porosidad de la perla es muy baja.

3.6.1.3. Nitrato de Amonio Granulado

El N.A. granulado se produce tomando una solución de 93% de N.A. y alimentando dentro de una caldera. La caldera tiene vapor, una camisa de agua fría y una hoja rotatoria de barrido en el depósito. La relación de enfriamiento y enfriado, determinan los cristales producidos (con enfriamiento lento se producen cristales grandes, enfriamiento rápidos produce cristales pequeños).

Agentes condicionantes como arcilla china y estearatos son agregados a las calderas para prevenir la formación de aglomeración de N.A. El producto es removido de las calderas y pasado a través de un secador antes de ser empacados.

3.6.2. 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 optimo 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.

Desde la figura 3.7. hasta la 3.13 se muestran los efectos de la mezcla nitrato gasoil que conforman el ANFO

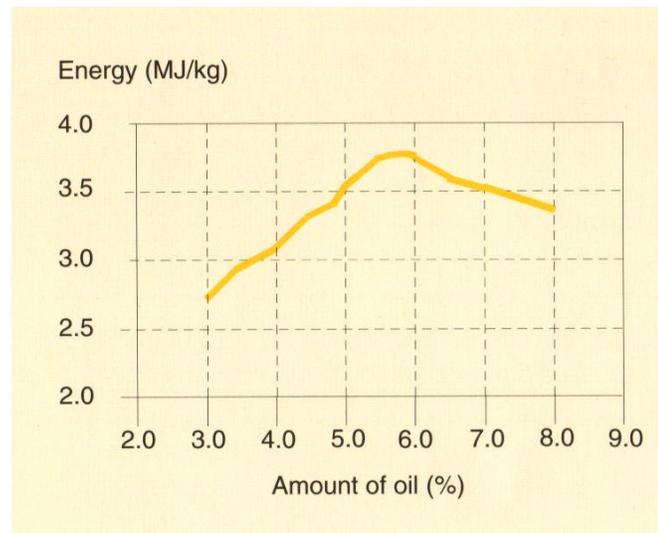


Figura N° 3.7. Variación de la energía según la variación del contenido de Full oil. (Hidro, 1997)

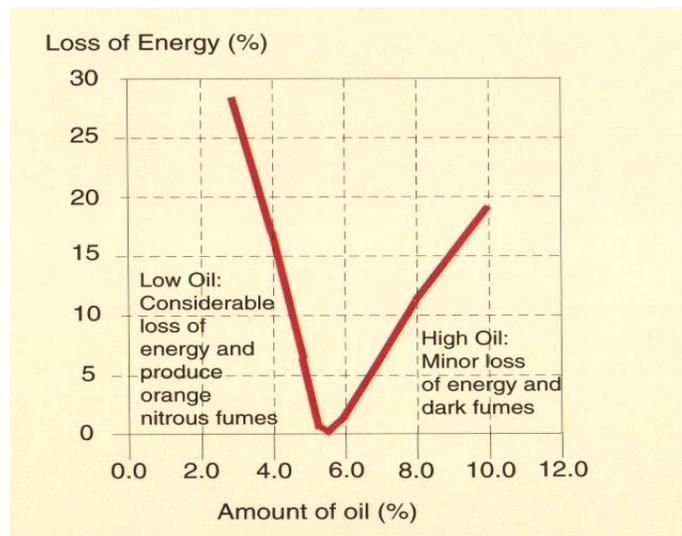


Figura N° 3.8. Variación de la pérdida de energía según la variación de Full oil (Hidro, 1997)

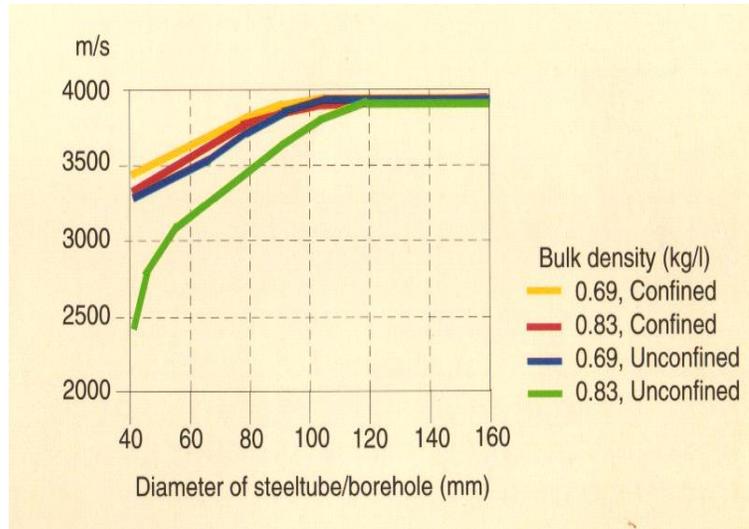


Figura N° 3.9. Variación de la velocidad de detonación del ANFO dependiendo del diámetro del barrenado y del grado de confinamiento. (Hidro, 1997)

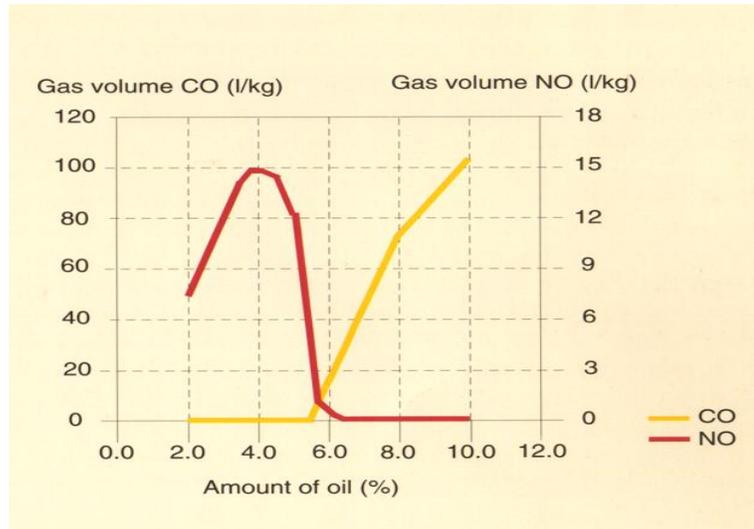


Figura N° 3.10. Variación del Balance de oxígeno según el porcentaje de Full oil en el ANFO. (Hidro, 1997)

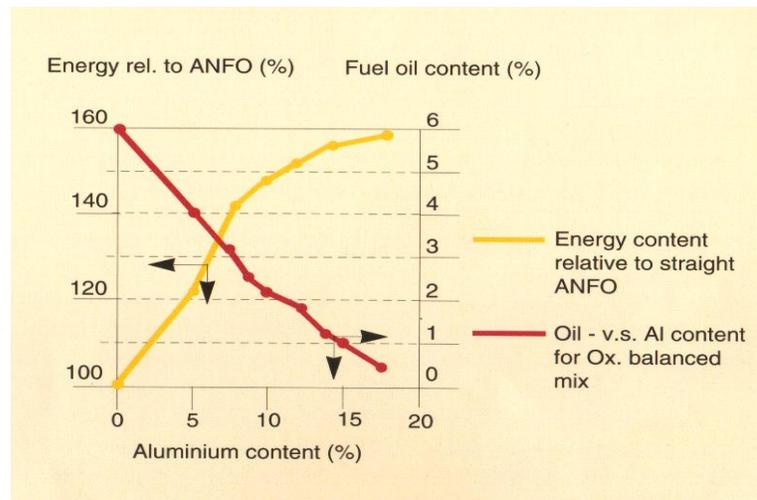


Figura N° 3.11. Pérdida de energía de ANFO en función de la cantidad de aluminio. (Hidro, 1997)

3.6.3. 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.

- Dinamitas normales (straight dynamite): Compuestos de nitroglicerina, nitrato de sodio, un antiácido (carbonato de sodio, magnesio u óxido de zinc), un combustible carbonáceo (pulpa de madera) y algunas veces azufre. El término straight significa la no utilización de nitrato de amonio, una dinamita normal 20% implica un 20% en peso de nitroglicerina en la composición del explosivo.
- Dinamita gelatina: Explosivo de textura gomosa compuesto por nitroglicerina y nitrocelulosa. La adición de pequeñas cantidades de ácido da mayor estabilidad a su almacenaje, a veces se añade aserrín.

- **Dinamita amoniaca:** También llamada dinamita extra, contiene lo siguiente: nitroglicerina, nitrocelulosa, azufre, nitrato de amonio, nitrato de sodio, antiácido y material combustible.

3.6.4. 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. Esta constituido 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.

La densidad puede también modificarse, desde 0,8 hasta 1,6 g/cm³, partiendo de un valor básico comprendido entre 1,4 y 1,5. Mediante la adición de gasificantes químicos, como ya se ha indicado, o de aditivos de baja densidad puede producirse tal parámetro. Esas disminuciones influyen sobre los explosivos haciendo que la baja velocidad de detonación aumente en muchos casos, así como su sensibilidad.

En la siguiente figura 3.14, se muestra la relación entre la densidad y la velocidad de detonación.

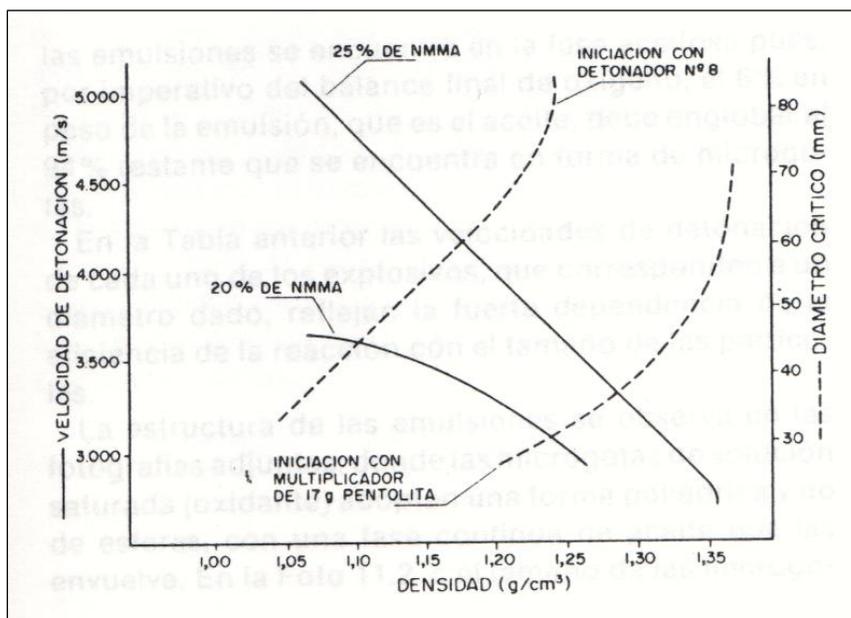


Figura N° 3.12. Relación entre la densidad y la velocidad de detonación en los hidrogeles.
(I.U.T.M. 2002)

3.6.5. Emulsiones Explosivas

Consisten en productos “water in oil/agua en aceite” de una solución de sal oxidante (gotas – droplets) que esta 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 análogo 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 esta 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 microesferas de vidrio/plástico.

En la figura 3.13. Se puede observar un ejemplo de cómo se ve una emulsión según sus fases.

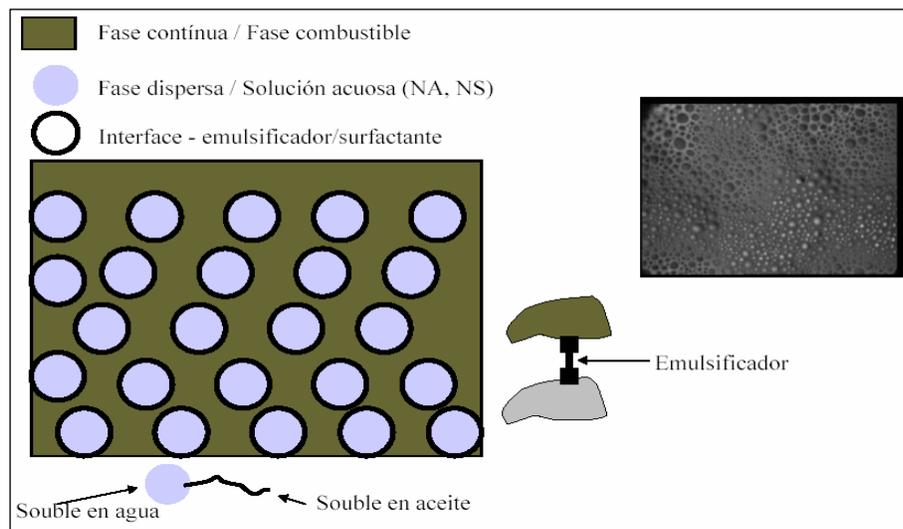


Figura N° 3.13. Fases de una emulsión (Freites, 2002)

3.6.6. BLEND

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.

3.6.6.1. Teoría del Hot-Spot

En emulsiones e hidrogeles la onda de compresión durante el proceso de detonación comprime las burbujas de aire del explosivo, resultando en puntos-caliente (hot-spot) de altas presiones y temperaturas que mantienen y promueven la propagación de la detonación.

La teoría del hot-spot explica la detonación en emulsiones e hidrogeles. Una importante firma que fabrica el nitrato de amonio desarrollo la tecnología para añadir microesferas de plástico al nitrato de amonio para aprovechar las altas presiones y temperaturas resultantes del hot-spot producida por las microesferas; obteniéndose así un prill de ANFO que tiene un alto desempeño en comparación con otros. Ver figura 3.16.

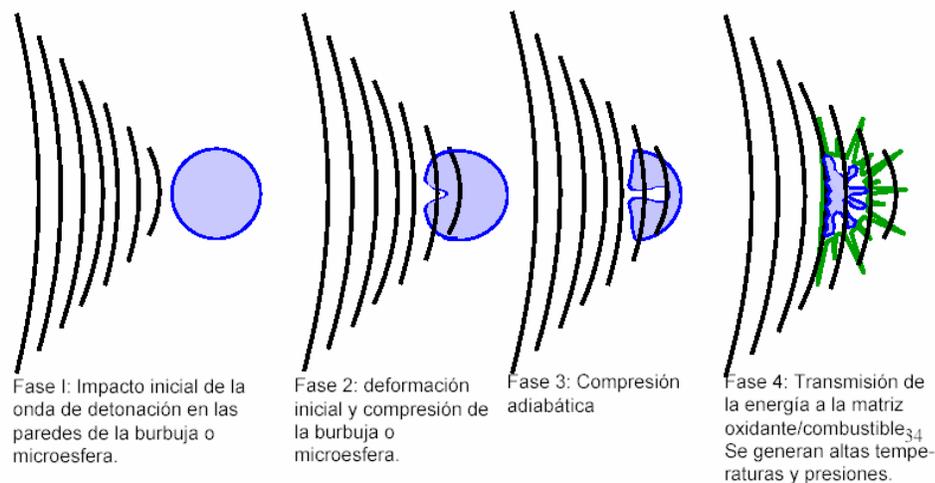


Figura N° 3.14. Efecto de la detonación en las microesferas. (Freites, 2002)

3.6.6.1.1. Ventajas de añadir microesferas de plástico al prill de nitrato de amonio:

- Un comportamiento de la onda de detonación más ideal. Mayor VOD con mejor energía de gas.
- Velocidad de detonación u poco superior y más constante a través de la columna de explosivo.
- Incrementa la sensibilidad en diámetros pequeños.
- Incrementa la sensibilidad en barrenos profundos.

3.7. FICOQUIMICA DE LOS EXPLOSIVOS

Dentro del termino moderno, las reacciones explosivas caen en el concepto de reacción de “oxido-reducción” (redox), lo cual no implica que el oxigeno es indispensable para el cambio químico. Tal es el caso de la descomposición del nitruro de plomo, que se desintegra violentamente en sus dos elementos. Químicamente toda reacción en que se desprenda calor se conoce con el nombre de combustión. La rata de desprendimiento de calor depende a su vez de la rapidez de la transformación de los reactivos a productos, esto es, de la velocidad de reacción. Ahora bien según el orden de velocidad creciente es posible establecer el siguiente orden:

1. Combustión propiamente dicha.
2. Deflagración o combustión rápida.
3. Explosión (detonación) o combustión violenta.

En la primera combustión arde o reacciona en presencia de un comburente, liberando calor lentamente; en la deflagración la reacción avanza rápidamente a través del explosivo produciéndose la iniciación del material no reaccionado por

efectos de transferencia de calor por conductividad mediante el paralelismo de caras. En la explosión la reacción se produce por efectos de la onda de detonación. Es conveniente señalar que un explosivo poderoso puede arder en el aire sin detonar; a su vez un explosivo débil puede detonar sin deflagrar. Esto depende fundamentalmente de dos factores:

1. Energía inicial aplicada.
2. Confinamiento.

3.7.1. Estructura Molecular y Propiedades de los Explosivos

Las propiedades del material se han tratado de relacionar con la estructura molecular de la misma. En el campo de los explosivos se habla de grupos explosivos tales como el grupo nitro (-NO₂) que son inestables. El nitrógeno tiende a estabilizarse formando N₂ y el oxígeno formando CO₂, H₂O con el carbono e hidrógeno respectivamente. Así por ejemplo el grupo nitro se une a la cadena de carbonos mediante un puente de oxígeno en la nitroglicerina, lo cual pretende explicar su alta sensibilidad; en el caso del TNT la unión es directa, no existiendo el puente de oxígeno lo cual hace a este explosivo más estable.

Los factores que contribuyen más significativamente a la sensibilidad y fuerza del explosivo son los arreglos espaciales de los grupos explosivos y la naturaleza de los enlaces mediante los cuales se unen los átomos en la molécula. Estas configuraciones constituyen la forma de la energía química latente o potencial, susceptible a ser liberada cuando por efectos de la adición de una energía de choque o impacto se vencen las fuerzas interatómicas, produciéndose el equilibrio en la molécula, desencadenándose la explosión o cambio químico hacia formas más estables.

3.7.2. Balance de Oxígeno y Desarrollo de la Reacción

Mediante el conocimiento de la composición química de un explosivo es posible predecir cuales serán los productos finales de la reacción al alcanzarse el equilibrio termodinámico. Este estudio es importante ya que permite determinar cualitativa y cuantitativamente los productos de la explosión (gases en su mayoría). Cualitativamente es posible conocer los gases liberados y cuantitativamente la cantidad de cada uno de ellos de forma de establecer los efectos tóxicos o venenosos probables. Así mismo permite calcular el volumen total de gases desprendidos, el cual es un buen estimador del potencial rompedor de un explosivo.

Un concepto determinante en el estudio de los productos de la reacción lo constituye el balance de oxígeno y se refiere al oxígeno involucrado en el cambio químico. Si es deficiente la reacción corresponderá a una combustión incompleta, liberándose una gran cantidad de gases nocivos y desarrollándose temperaturas inferiores a las de la combustión completa que bajan la presión de la explosión y su efecto rompedor. Si es en exceso, se asegura la combustión completa, pero se pierde energía al elevar la entalpía del oxígeno no reaccionado. Puede darse el caso de que en una combustión muy completa se produzca CO y O₂ por efectos de una lenta expansión del CO₂ y demás gases.

3.8. 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 esta 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.

3.8.1. 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 esta 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.

$$ABS = AWS * D_e \quad (5)$$

- **Fuerza de peso relativo (RWS)** Esta es la medida de la energía disponible por peso de explosivo comparado a un peso equivalente de ANFO. Esto se calcula dividiendo el valor AWS del explosivo por el valor AWS del ANFO, y todo se multiplica por 100.

$$RWS = \left(\frac{AWS}{AWS_{ANFO}} \right) * 100 \quad (6)$$

- **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.

$$RBS = \left(\frac{ABS}{ABS_{ANFO}} \right) * 100 \quad (7)$$

La energía teórica disponible en el barreno puede ser calculada por el valor AWS o ABS, con la siguiente formula:

$$\text{Energía (Kcal./ft barreno)} = 0.155 * \text{Diametro}^2 * \text{ABS} \quad (8)$$

$$\text{Energía (Kcal. /ft barreno)} = 0.155 * \text{Diametro}^2 * \text{De} * \text{AWS} \quad (9)$$

3.8.2. 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 a 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:

$$EF = \frac{Q}{\text{Volumen_de_Roca}} \quad (10)$$

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.

3.8.3. Energía y Barrenos Secos

Cuando el Ingeniero de Explosivos tiene que cubrir con grandes cargas al pie o variar las condiciones geológicas, es necesario describir la cantidad de energía por pie lineal del barreno.

La cantidad de energía por pie de barreno puede ser determinada como sigue:

$$Q_f = 0,155 * D_e^2 * \rho * AWS \quad (11)$$

Donde:

Q_f = energía explosiva (kilocalorías) por pie

D_e = diámetro de la columna de explosivo (pulgadas)

ρ = densidad (gramos por centímetro cúbicos)

AWS = fuerza de peso absoluto

0.155 = factor de conversión

o por,

$$Q_f = 0,155 * D_e^2 * ABS \quad (12)$$

Donde:

Q_f = energía explosiva (kilocalorías) por pie

D_e = diámetro de la columna de explosivo

ABS = fuerza de volumen absoluta

0.155 = factor de conversión

3.8.4. Energía y Barrenos Mojados

Cuando se esta cargando barrenos mojados, se deben usar cartuchos mas pequeños que el diámetro del barreno para facilitar la carga. Para obtener la misma energía por pie cuando esta mojado, se debe usar explosivos más enérgicos.

Por ejemplo, cuando se usa un volumen de ANFO en un barreno seco de 6½”, se debe escoger un explosivo resistente al agua de 5½” con igual energía por pie de ANFO, para balancear la energía en los barrenos húmedos.

3.8.5. Energía y Espaciamiento de Rotura

A veces, es deseable mirar la economía expansiva de los patrones de perforación existentes, usando un explosivo del mismo diámetro pero con un alto nivel de energía. Este puede ser calculado usando un radio del valor RBS de cada producto compararlos entre sí. A continuación se ilustra:

$$\frac{RBS_2}{RBS_1} * 100 = \text{Incremento de Energía} \quad (13)$$

Donde:

RBS₁ = fuerza de volumen relativa (explosivo presente)

RBS₂ = fuerza de volumen relativa (explosivo propuesto)

* Si este valor es menor de 100, este representa una pérdida de energía

3.8.6. Cargas de Alta Energía

Un explosivo de alta energía puede ser estratégicamente puesto en un punto dentro del barreno, donde es probable que se produzca una difícil rotura, o sino para agregar energía explosiva adicional a la carga principal. Cuando mantos de roca muy duros bisecan el banco a destruir, se debe colocar dentro del manto una carga de alta energía para asegurar una adecuada rotura en ese punto. Un excesivo peso en el pie también sería un problema que podría ser resuelto concentrando suficiente energía explosiva en el fondo del barreno. Un casquete de roca, también, podría ser fragmentada fácilmente con una carga de alta energía, tal como *Ápex*, concentrada en el tope de la columna explosiva.

Una energía explosiva adicional puede ser agregada a la columna explosiva, incrementando las cargas de *Ápex* de alta energía. Esta técnica de alternar velocidades puede también puede ser usada en perímetros de barrenos para reducir la

probabilidad de sobre rotura. Los factores de energía son luego computados para analizar la relación de distribución de energía dentro de todos los barrenos.

3.8.7. Cargas de Fondo

Para compensar cualquier peso adicional en el pie, se requiere añadir energía explosiva, al principio o al final, de la columna de explosivos, esto se conoce como la Carga de Fondo. Esta carga de alta energía ayudara a esquilar la roca en el fondo y promover un nivel de piso. Básicamente, La carga de fondo aumenta el factor de energía en el pie del disparo.

El factor de energía explosiva puede también ser ajustada reduciendo el patrón original de perforación y concentrando la energía distribuida de la columna explosiva a una cantidad dada de roca. Sin embargo, esto resultara en un aumento en los costos de perforación. Para lograr una fragmentación uniforme a lo largo del disparo, en óptimos costos de perforación y voladura, se recomienda usar una carga de fondo de alta energía.

La altura de la carga de fondo debe ser igual al promedio de peso en el pie más la profundidad de la subperforación.

$$E_b = (0,3 - 0,5) * (B_t + J) \quad (14)$$

Donde:

E_b = Altura de carga de fondo (pies)

B_t = Retiro hasta el pie (pies)

J = Subperforacion (pies)

La selección del grado de explosivo es influenciado por las condiciones geológicas en el sitio, tales como, pendiente, juntas, mantos llanos, y la cantidad de peso en el pie. La cantidad de agua en los barrenos es también un factor, este afectara la distribución de energía por pie del barreno. Todas estas variables resultan en un rango parcialmente amplio de niveles de energía requerida para arrancar el fondo.

La selección de la energía explosiva requerida puede ser mejor hecha si los hoyos, secos y mojados, son considerados separadamente. Para condiciones de hoyo seco, donde el explosivo se puede hinchar y rellenar completamente el diámetro del barreno, se requiere un incremento de nivel de energía de carga de la columna explosiva, de 0-50%. En hoyos mojados, donde el cartucho puede ser dividido para obtener un grado de depresión, se requiere un nivel de 50-70% mayor que el de la columna de carga. Si es usado ANFO en la columna de explosivo principal, entonces una emulsión con valor RBS de 130-150 es requerido en un hoyo seco. En un hoyo mojado, se requiere un explosivo que tenga un valor RBS de 150-170.

Estos niveles de energía pueden servir como pautas. En la practica actual, es mejor comenzar con un rango alto de niveles de energía, y evaluar los resultados y luego trabajar bajando el grado de los explosivos. Retiros excesivos requerirán un perfil de energía detallado para determinar la energía explosiva requerida, para proveer un mejor resultado. En algunos casos, son necesarios hacer hoyos extras o cargar hoyos inclinados solo en el fondo para arrancar el pie.

3.9. 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, un más 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).

3.10. PARAMETROS DE DISEÑO DE VOLADURAS

3.10.1. Retiro y Espaciamiento

El retiro “R” es la distancia mínima desde el eje de un barreno al frente libre. En la Figura 3.17, 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 y del grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado.

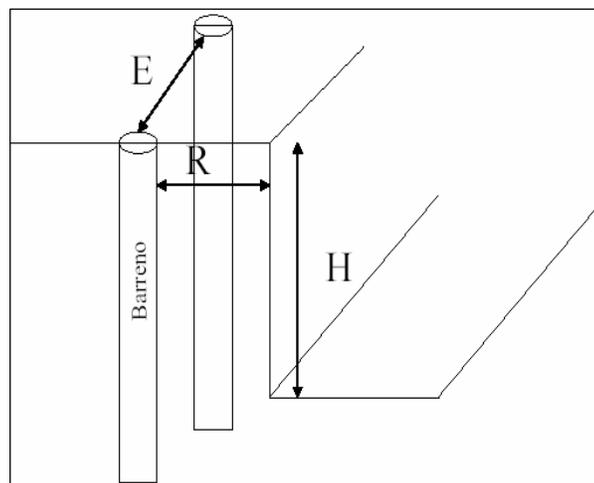


Figura N° 3.15. Retiro y Espaciamiento. (Freites, 2002)

3.10.2. 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 3.18 se observa un esquema de sobreperforación.

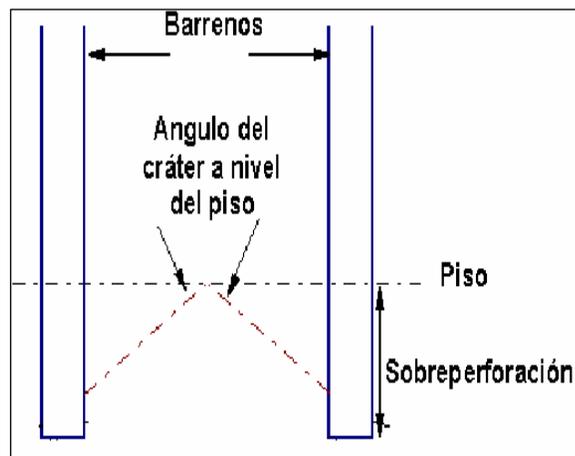


Figura N° 3.16. Sobreperforación. (Freites, 2002)

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 siguiente figura 3.19.

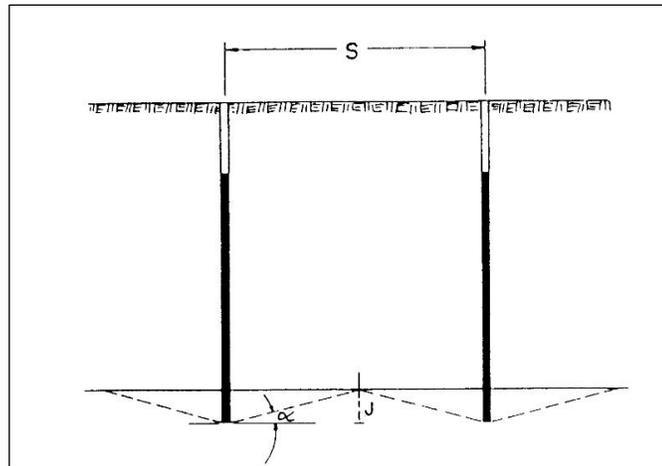


Figura N° 3.17. Ángulos en la Sobreperforación, (I.U.T.M. 2002)

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 sobreexcavación 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.

3.10.3. Retacado

El retacado es la longitud de barreno que en la parte superior se rellene 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.

3.10.4. 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 siguiente expresión.

$$T_d = 6 * D \quad (15)$$

Donde:

$T_d = \text{Decking (in)}$

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

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

3.11. ACCESORIOS DE VOLADURA

3.11.1. Cordón Detonante

El 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.

Este accesorio para voladura tiene múltiples aplicaciones en minería, explotación de canteras, movimientos de tierra y diferentes trabajos de ingeniería civil. Funciona adecuadamente en todo tipo de voladuras, independiente del diámetro y longitud del taladro. Se le usa complementariamente con los booster o primers, retardos de superficie y detonadores no eléctricos.

3.12.2. Booster de Pentolita

Los booster esta 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 detonación de 24000 pies/seg. Los boosters de pentolita se comercializan en Chile como Mexatoles. En la figura 3.20 se muestra la apariencia física del booster de pentolita.

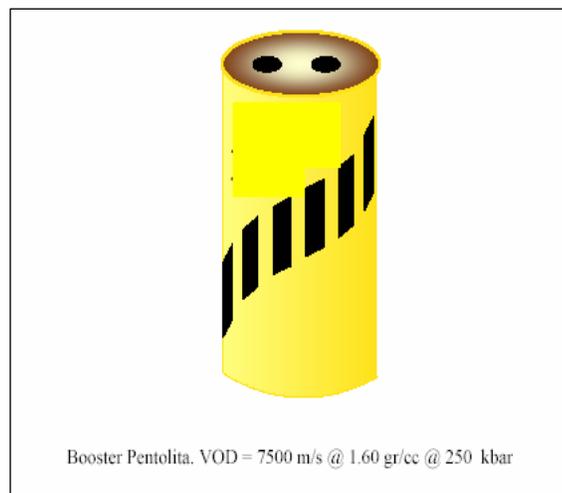


Figura N° 3.28. Apariencia física del booster de pentolita. (Freites, 2002)

3.11.3. Booster de Emulsión Explosiva

Emulsión explosiva en cartucho plástico, para ser aplicada como booster en voladura primaria con agentes de voladura, tanto en taladros secos como inundados.

Sus excelentes características se manifiestan al emplearlas como cargas reforzadoras. El Primagel-E es sensible al detonador No. 6 y al cordón detonante.

3.11.4. 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.

3.11.5. Fulminante Simple N° 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.

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.

3.11.6. Mecha de Rápida - Cordón de Ignición

Está conformado por una masa pirotécnica y alambres centrales especialmente diseñados, ambos se encuentran recubiertos con una cobertura plástica, cuya finalidad es impermeabilizar y proteger la masa pirotécnica.

Este accesorio se usa complementariamente con la mecha de seguridad de una determinada longitud, en cuyos extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se les asegura con el respectivo collar plástico incorporado y en esas condiciones estará listo para ser activado por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo.

La longitud de la Mecha Rápida usada entre dos taladros, se determina por varios factores, siendo los principales parámetros: el tipo de trabajo, tiempo de combustión de la Mecha Rápida, el circuito de conexión y tiempo de combustión de la mecha de seguridad. En cada caso se debe tener especial cuidado en que la carga explosiva activada en los primeros taladros no dañe al resto de los accesorios utilizados y por esta razón se inutilice la secuencia de voladura.

El objetivo fundamental del accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de combustión. Además permite la salida segura del personal del lugar de disparo.

Para efectuar los empalmes entre los tramos de Mecha Rápida es necesario tener especial cuidado en cumplir las recomendaciones del fabricante.

3.11.7. Detonador no Eléctrico de Retardo (Nonel)

El Detonador No Eléctrico de Retardo 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 (ver figura 3.21). 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. En la figura 3.22 se puede ver el aspecto físico del detonador no eléctrico y en la figura 3.23 se puede observar las características internas de detonador.

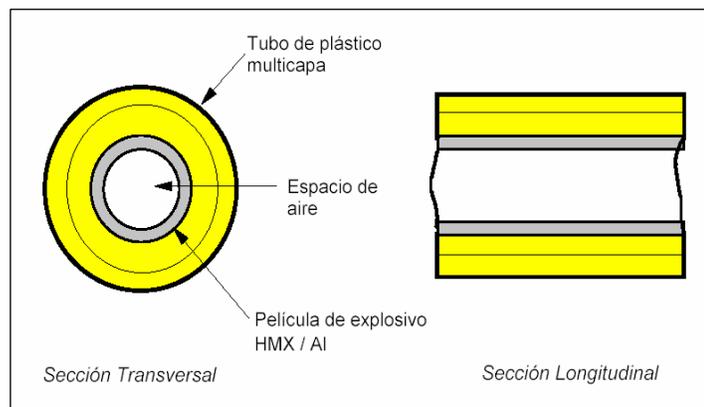


Figura Nº 3.19. Sección transversal de un tubo NONEL. (Freites, 2002)

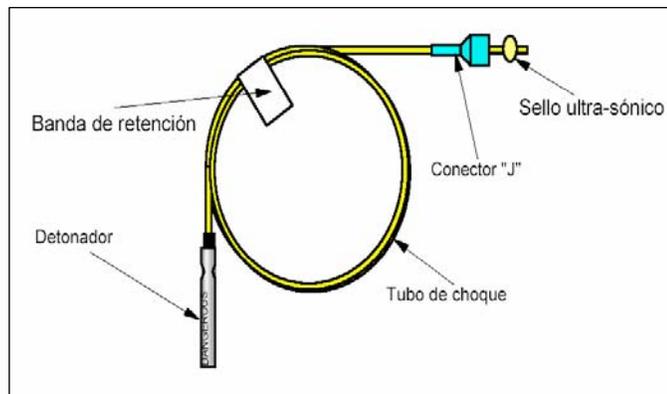


Figura 3.20. Detonador no eléctrico (NONEL). (Freites, 2002)

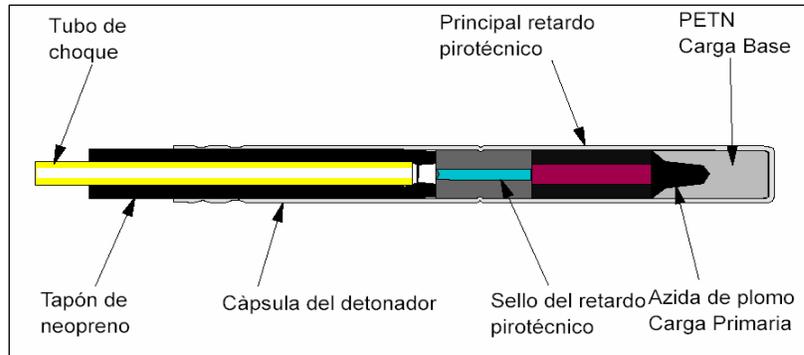


Figura N° 3.21. Características internas del detonador. (Freites, 2002)

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.

3.11.8. Conector Unidireccional de Superficie

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 través de las 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.
- El retardo de superficie que se encuentra dentro de un block de plástico que permite la conexión perpendicular de hasta 7 tubos de choque. Esta característica de conexión elimina el uso de cordón detonante y como consecuencia se obtendrán voladuras más seguras y silenciosas; además debido a su versatilidad y flexibilidad, nos permitirá muchas alternativas para la selección en la formación de las caras libres de una voladura.
- El otro extremo del tubo se encuentra herméticamente sellado.
- Etiquetas que indican las características del retardo de superficie y la longitud del tubo.
- Conector “J” que sirve para unir el tubo de choque a una línea troncal de conexión y encendido en forma perpendicular.

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.

- Reducción considerable en el uso de retardo de superficie. Al usarlo complementariamente con el detonador no eléctrico de retardo – tipo dual permite lograr diagramas de disparo muy flexibles y adecuados a diversas condiciones de trabajo.
- Se conectan en forma sencilla y rápida sin requerir de herramientas especiales.
- La señal propagada por el interior del tubo es silenciosa.

3.11.9. Detonador Eléctrico de Retardo

El Detonador Eléctrico de Retardo es un sistema integrado compuesto por los siguientes elementos:

- Cápsula de aluminio o cobre que contiene el explosivo brizante, la carga primaria, el elemento de retardo y la gota eléctrica; la cual está unida a los alambres conductores de energía que se encuentran protegidos por un plástico semiconductor.
- Etiquetas que indican la serie, el período de retardo, el tiempo nominal de detonación y la longitud de los alambres conductores.

Al paso de la corriente, la gota eléctrica es inflamada de tal manera que activará consecutivamente al elemento de retardo, carga primaria y carga secundaria; las cuales convenientemente dispuestas activarán a las cargas explosivas sensibles al detonador.

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

- Los tiempos de retardo permiten optimizar un disparo debido a que tendremos una adecuada formación de las caras libres y mejora la fragmentación del material volado.

- Los tiempos de retardo permiten un mejor control del nivel de las vibraciones, facilita el control del ruido.
- La precisión de los tiempos de retardo proporciona economía y seguridad.
- Los circuitos eléctricos permiten comprobar adecuadamente que todas las conexiones han sido ejecutadas correctamente.
- La columna explosiva no deflagra por acción de los alambres conductores de corriente, lo que permite lograr su máximo rendimiento.

3.11.9.1. Tipos

- Con relación a la energía eléctrica:
 - Detonador de sensibilidad normal – SN
 - Detonador insensible – I*
 - Detonador altamente insensible – AI*
- Con relación al tiempo de retardo:
 - Período corto – MS
 - Periodo largo – LP

3.11.10. GAS_BAG (Para Barrenos con Agua)

Este accesorio consiste en una bolsa de polietileno que se infla por medio de un aerosol ubicado dentro de la bolsa. EL accionamiento del aerosol se realiza en superficie y el tiempo estimado para el inflado completo es de aproximadamente 45 segundos, tiempo en el cual el dispositivo debe ser colocado a la profundidad correcta. Para su colocación el personal de campo posee varas telescópicas usadas para vencer la fuerza de empuje que ejerce el gas bag al ponerse en contacto con el agua del barreno. Para barrenos secos se utilizan otros accesorios que se detallan adelante.

3.11.11. PARA_PLUG (Para Barrenos Secos o Barrenos con Agua):

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.

3.11.12. 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.

3.11.13. MID-COLUMN

La posición de la columna de aire también influncia 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 paraplugs que son más económicos que los anteriores.

3.12. 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 3.24). 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 necesarias en el sistema tradicional.
- Se tiene mayor inventario de material volado.

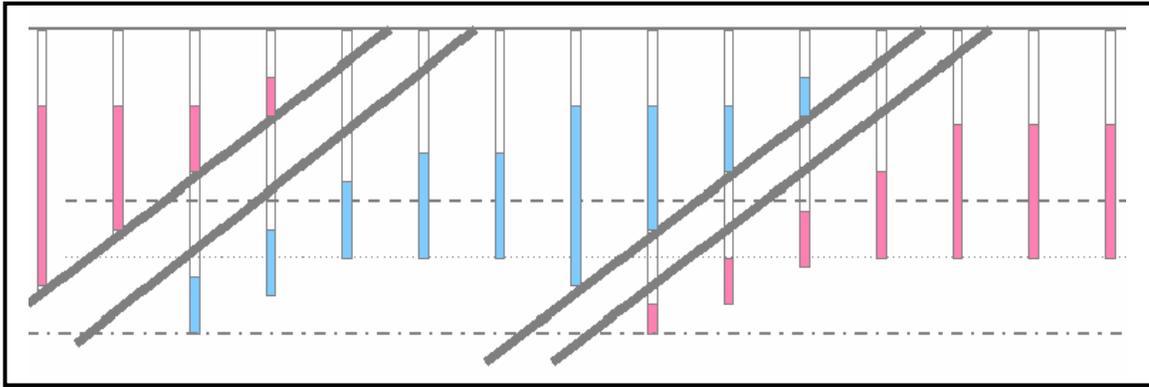


Figura 3.22. Voladura Bajo Manto. (Freites, 2002)

3.13. SISTEMA DE VOLDURA FULL FACE

Una voladura de full face, es una voladura convencional de banco donde existe una cara libre bien definida.

3.14. 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 siguiente expresión.

$$F.C. = \frac{Q}{R * E * Hb}; \quad (16)$$

Donde;

Q = Cantidad de explosivo (Kg)

R = Retiro (m)

E = Espaciamiento (m)

Hb = 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 XXX. Este sistema permite calcular el factor de carga mediante una interpolación sencilla.

Tabla No. 3.1. Relación entre la resistencia a la compresión y el factor de carga., (Kutunov, 1978)

FACTOR DE CARGA (kg/m ³)		RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (Mpa)
Limites	Valor medio	
0,12 - 0,18	0,150	10,00 - 30,00
0,18 - 0,27	0,225	20,00 - 45,00
0,27 - 0,38	0,320	30,00 - 65,00
0,38 - 0,52	0,450	50,00 - 90,00
0,52 - 0,68	0,600	70,00 - 120,00
0,68 - 0,88	0,780	110,00 - 160,00
0,88 - 1,10	0,990	145,00 - 205,00
1,10 - 1,37	1,235	195,00 - 250,00
1,37 - 1,68	1,525	235,00 - 300,00
1,68 - 2,03	1,855	> 285

3.15. RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE

El objetivo de este ensayo es obtener la resistencia a la compresión sin confinar de núcleos de roca intacta, para su uso en las clasificaciones ingenieriles. En la figura 3.25, se muestra la forma en que son ejercidos los esfuerzos principales σ_1 .

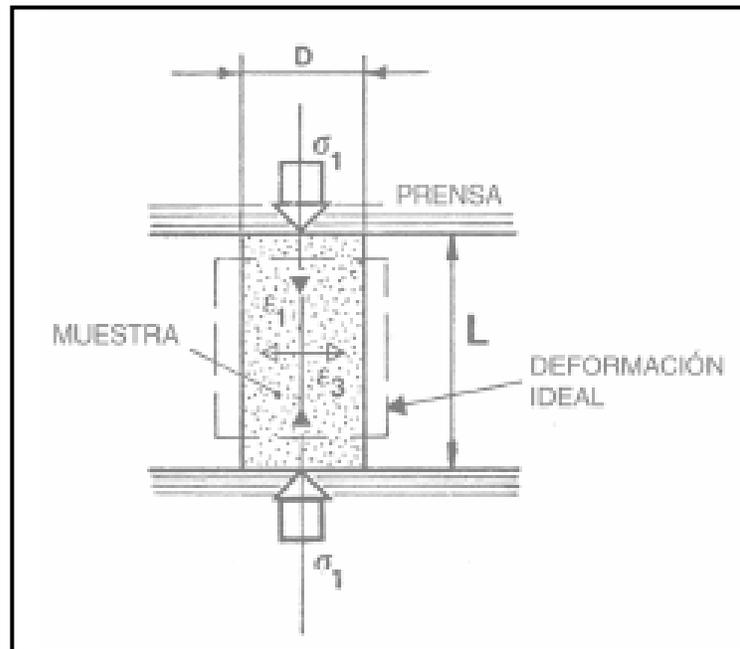


Figura 3.23. Ensayo de resistencia a la compresión simple. (Castillejo, 2000)

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 debe 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 si, 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.

$$\sigma_c = \frac{P}{A} = \frac{4 * P}{\pi * D^2} \quad (17)$$

Donde;

σ_c = Resistencia a la compresión simple.

P = Carga aplicada.

A = Área de la sección de la muestra.

D = Diámetro de la muestra.

3.16. ENSAYO DE CARGA PUNTUAL.

El objetivo de este ensayo es determinar la resistencia a la compresión de núcleos o muestras irregulares de roca intacta, sin la necesidad de preparación preliminar.

Este ensayo consiste en aplicar una carga concentrada una carga concentrada sobre una muestra de roca, mediante un par de puntas cónicas, en la dirección de su menor dimensión, hasta producir la ruptura del testigo.

La fórmula de cálculo del índice de carga puntual no corregida, I_s y con carga diametral del testigo es:

$$I_s = \frac{P}{De^2} \quad (18)$$

Donde;

I_s = Índice de carga puntual.

P = Carga de ruptura.

A = Área de la sección de la muestra.

D_e = Diámetro equivalente del testigo; si:

Ensayo Diametral: $D_e = D$

$$\text{Ensayo Axial; } D_e = \sqrt{\left(\frac{4 * A}{\Pi}\right)} \quad (19)$$

Los valores experimentales obtenidos para el índice de carga puntual, se corrigen por el tamaño para obtener el índice estándar $I_{(50)}$ mediante la siguiente expresión:

$$I_{S_{50}} = \left(\frac{D}{50}\right)^n * I_s \quad (20)$$

Donde:

$I_{s(50)}$ = Índice estándar corregido por tamaño.

D = Diámetro testigo.

$N = 0.45$

Para obtener la resistencia a la compresión, a partir del índice de carga puntual corregido por tamaño, se puede utilizar la fórmula predictiva sugerida para tal efecto por E. Brock y J.A. Franklin en 1979, dada por:

$$\sigma_c = K * I_{s(50)} \quad (20)$$

Donde;

σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial.

$I_{s(50)}$ = Índice estándar corregido por tamaño.

K = Valor comprendido entre 24 y 25.

Los requisitos para realizar este ensayo son los siguientes:

- El sistema de carga debe tener una capacidad de hasta 5000 kg con indicador para registro de la carga máxima.
- La medición de “d” se hará con una precisión de hasta 0,5 mm.
- Los requerimientos según la forma de las muestra de observa en la siguiente figura 3.26.

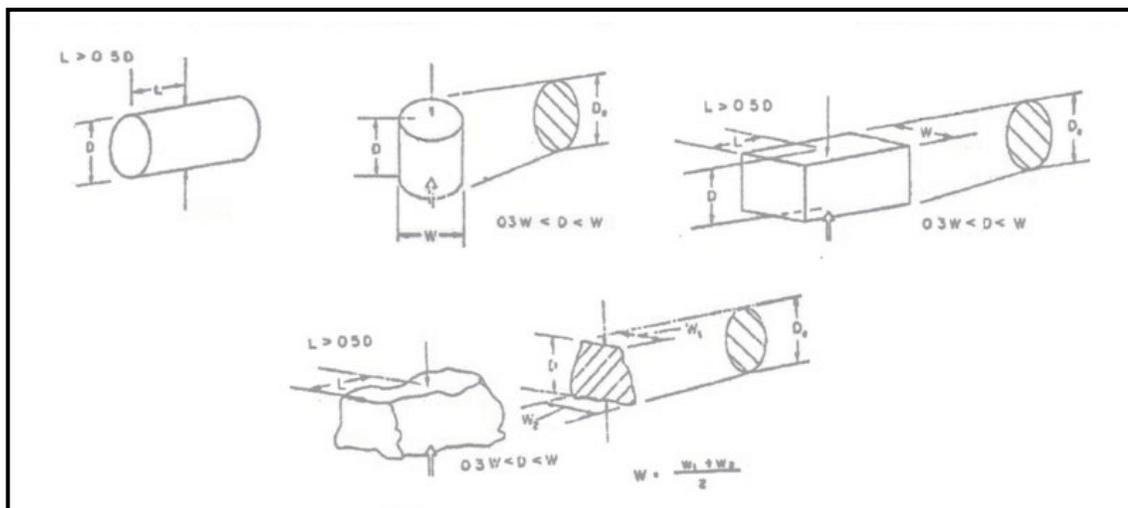


Figura 3.24. Modalidades de los ensayos de carga puntual. (Castillejo, 2000)

3.17. ENSAYO DE TRACCION DIRECTA

Este ensayo consiste en determinar de forma directa, la resistencia tensional de núcleos de roca, especialmente preparados.

Este ensayo presentar muchas dificultades debido a los valores máximos de tensión para la mayoría de las rocas, y los diversos factores discutidos en el ensayo de compresión monoaxial, influyen las características de la resistencia de la roca, tienen una importancia considerable en este ensayo. Ver figura 3.27.

Los requerimientos de este ensayo son:

- La muestra debe ser completamente cilíndrica y tener una altura de 2,5 a 3 veces su diámetro.
- El diámetro de la muestra debe ser mayor a 54 mm.
- El diámetro debe ser 10 veces mas grande al tamaño de grano de la muestra.
- Los extremos de la muestra deben ser perpendiculares al eje del cilindro.
- Se debe determinar el diámetro con una incertidumbre de 0,1 mm y la altura de la muestra con +/- 1 mm.
- Se deben fijar las placas a los extremos de la muestra con resina epoxica.
- Se debe aplicar cargas constantes de entre 5 y 10 kg/cm²/s, hasta producir la falla, la cual debe ocurrir en un tiempo menor a 5 min.

$$T_o = \frac{T_{\max}}{A_o} \quad (21)$$

Donde;

T_o = Resistencia a la Tensión

T_{\max} = Carga máxima de falla

A_o = Área de la sección transversal.

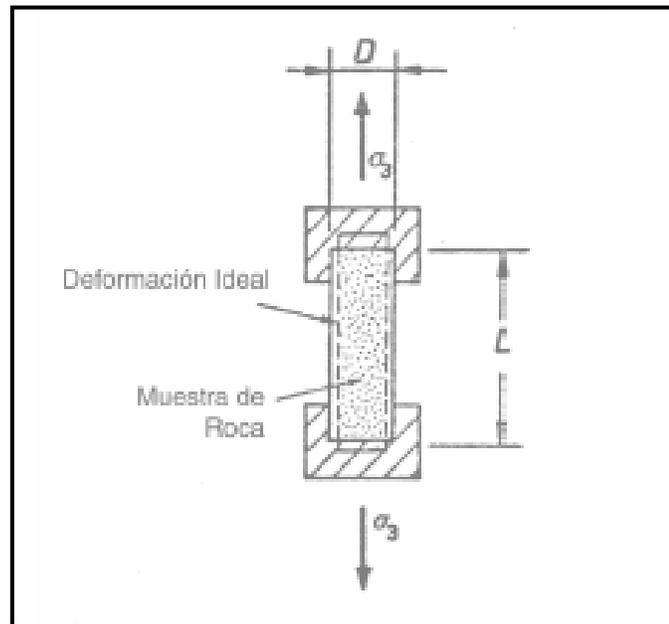


Figura 3.25. Ensayo de tracción directa. (Castillejo, 2000)

3.18. ENSAYO DE TRACCION INDIRECTA

Este ensayo consiste en determinar de forma indirecta la resistencia a la tensión, en núcleos de roca especialmente preparados.

La compresión diametral de un anillo es lo que se denomina ensayo brasilero, por medio de la cual se induce en una zona caracterizada por tensión a tracción. Si la carga diametral aplicada aumenta se verifica a lo largo del diámetro de carga del anillo, una falla aparente debido a la tracción, siendo este método mas empleado para la determinación de la resistencia a la tracción de la roca, ya que los demás métodos son muy difíciles de aplicar por los numerosos inconvenientes que presentan.

Para la realización de este ensayo se necesita una prensa con puntas cónicas y dos placas metálicas que van servir para transmitir la carga a la muestra. Los requisitos de las medidas de la muestra los podemos observar en la figura 3.28.

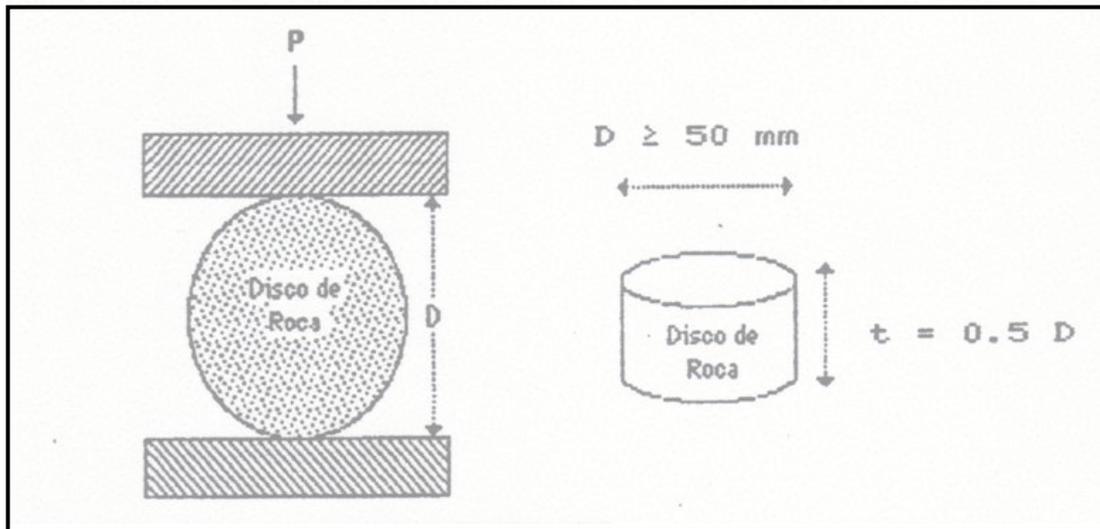


Figura 3.26. Ensayo Brasileiro. (Castillejo, 2000)

$$\sigma = \frac{2 * P}{\pi * D * t} = 0,64 * \frac{P}{D * t} \quad (22)$$

Donde;

σ = Resistencia a la tensión.

P = Carga máxima de falla.

Para este ensayo se debe tener en cuenta que:

- Si el plano de fractura se desvía del de la línea que une las dos puntas se debe descartar el resultado.
- Se debe colocar la estratificación de la muestra en dirección de las cargas.
- Los valores de tensión que se obtienen con este método, son mayores que los valores obtenidos mediante el ensayo directo.

CAPÍTULO IV. DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1. METODOLOGIA

Para cumplir con los objetivos de este Trabajo Especial de Grado se desarrollaron las actividades indicadas en el flujograma de la figura 4.1

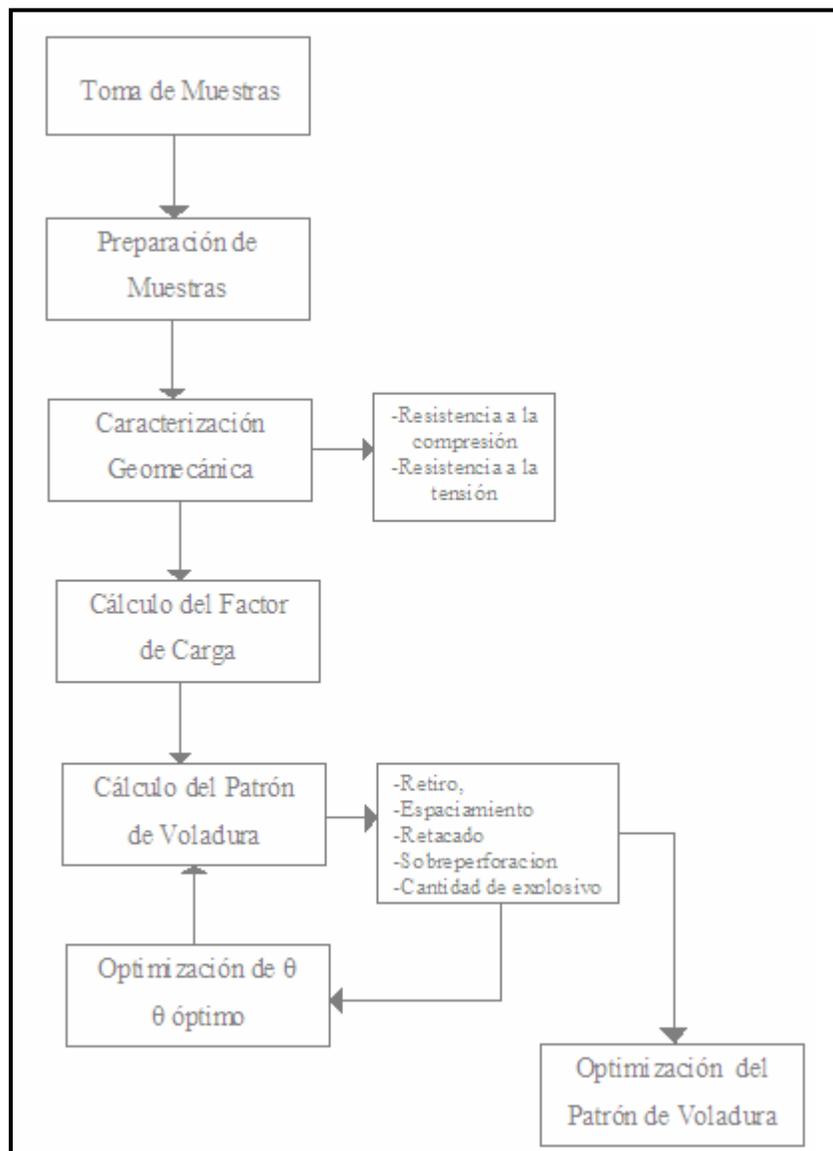


Figura 4.1. Flujograma de trabajo. (Castillejo, 2000)

Todo el proceso comienza con la toma de muestras provenientes de las perforaciones geológicas, seguidamente las muestras se preparan de modo tal que puedan ser usadas para ensayos de resistencia a la compresión y ensayos de resistencia a la tensión. Una vez obtenidos los resultados de los parámetros georesistentes y utilizando específicamente el parámetro de compresión es calculado el factor de carga que requiere cada tipo de roca mediante una interpolación sencilla, utilizando las relaciones Kutunov. Con el factor de carga se calculan los demás parámetros asociados a los patrones de voladura como el retiro, el espaciamiento, el cuello, la sobreperforación y la cantidad de explosivo a utilizar en este caso para ANFO y BLEND 70:30 que son los dos explosivos que se utilizan en Carbones del Guasare S.A. Una vez calculados los parámetros se revisan y para los casos en que reflejen resultados satisfactorios se revisa el diámetro de perforación y son recalculados todos los parámetros hasta obtener resultados óptimos.

4.2. ENSAYOS GEORESISTENTES

Dos de las propiedades de las rocas más importantes para el diseño de voladura son: la resistencia a la compresión y la resistencia a la tensión de la roca. A través de estas características, se puede estimar la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar la roca.

La recopilación de datos geológicos se realizó a través de los pozos de perforación geológica, los cuales están destinados a la extracción de núcleos de roca intacta. En la figura 4.1, se observa los núcleos de rocas extraídos y colocados en sus cajas las cuales tienen una capacidad de 3 metros cada una.



Figura N° 4.2. Núcleos geológicos (Propia)

Como muestra la figura 4.1, Los tipos de roca que dan vida al yacimiento de la Mina Paso diablo son alternancias de arenisca, limolita y carbón.

Dentro de las areniscas se encuentran dos variedades a saber, las areniscas de grano fino y las areniscas de grano grueso, siendo esta última la menos resistente. En las limolitas existen tres variedades, la limolita negra, la limolita gris y la limolita con niveles dolomitizados. Existen lentes de caliza que aparecen y desaparecen cuya potencia no son muy altas.

4.2.1 Ensayos de Resistencia a la Compresión Simple

Para la realización de los ensayos de resistencia a la compresión simple se consideró lo siguiente:

1. Las muestras de rocas fueron tomadas de perforaciones resientes, que no pertenecen exactamente al pit que se esta explotando actualmente, ya que los núcleos que fueron extraídos en esta zona fueron desechados, esto se debe a que la cantidad de metros perforados anualmente es muy alta y no existe

capacidad de almacenamiento que permita guardar estos núcleos; que luego de su descripción y estudio son desechados. Sin embargo, las perforaciones que fueron utilizadas para este estudio, atraviesan exactamente las mismas litologías ubicadas en las mismas secuencias que se encuentran en el pit Casa Negra – Los Aceitunos, el cual es explotado actualmente por Carbones del Guasare S.A., lo que permite relacionar los datos georesistentes a las zonas explotadas actualmente.

2. Se tomaron 7 muestras de cada tipo de rocas, lo que arroja un total de 35 muestras ensayadas.
3. Las muestras se cortaron del tamaño que las normas lo exigen, para este tipo de ensayo, donde el largo de la muestra debe ser dos (2) veces el diámetro del testigo.
4. En las extremidades de las muestras se colocó una pasta llamada capling, la cual sirve para lograr que las fuerzas aplicadas al testigo, se distribuyan de forma uniforme a lo largo de toda la cara de este.
5. Las muestras se ensayaron en una prensa especial, destinada para este tipo de ensayo.
6. El medidor de la prensa provee la carga de ruptura en kilogramos fuerza. Utilizando las formulas expuestas en el punto 3.16 de las base teoricas. Y a través de relaciones matemáticas se obtuvo el valor en “MPa” de la resistencia a la compresión.

4.2.2. Ensayos de Resistencia a la Tensión

Los ensayos de tensión, se realizaron mediante el método brasilero o tensión indirecta (ver punto 3.19 del Capitulo III.), donde se consideraron los siguientes pasos para la elaboración de los mismos:

1. Se realizaron un total de 30 ensayos por litología, lo que da un total de 150 de ensayos de tensión.

2. Las muestras se cortaron como lo indica la norma (ver punto 3.19 del Capítulo III).
3. La máquina a utilizar, es una prensa para ensayo puntual la cual se puede observar en la figura 4.2.
4. Se utilizaron dos placas de metal, colocadas como se muestra en la figura 4.3, para distribuir todo el esfuerzo a lo largo de toda la muestra.
5. Los cálculos para obtener la resistencia a la tensión se hicieron a través de fórmula n° 22.



Figura N° 4.3. Prensa para ensayo puntual (Propia)



Figura N° 4.4. Colocación de la muestra para ensayo puntual (Propia)

4.3. FACTOR DE CARGA SEGÚN LA RESISTENCIA DE CADA PISO

Para el cálculo del factor de carga se consideraron los siguientes pasos:

1. Siguiendo los parámetros de trabajo en Carbones de Guasare S.A., se tomó como referencia el piso de cada manto de carbón lo que da una ubicación rápida y sencilla del lugar que se está trabajando.
2. Las descripciones litológicas de cada piso, con sus respectivas potencias o espesores fueron proporcionados por el departamento de geología de Carbones del Guasare S.A., mediante valores predeterminados que se ajustan al pit en explotación.
3. Se calculó para cada caso, la resistencia a la compresión ponderada entre la potencia del manto y su resistencia asociada.
4. Mediante una interpolación simple y utilizando la tabla 3.1 (Capítulo III) de Kutusov se estimó el factor de carga asociado a cada piso de carbón.

4.4. OPTIMIZACION DEL DIAMETRO DE PERFORACION

El primer paso a realizar cuando se requiere mejorar u optimizar el proceso de voladura, es revisar el diámetro de perforación utilizado, ya que de él dependerá si la cantidad de explosivo utilizada es mayor o menor de lo que requiere la roca, por lo se podría estar incurriendo en un consumo excesivo de explosivo y por lo tanto en un gasto innecesario de dinero.

Utilizando programación lineal se logró establecer cual debe ser el diámetro de perforación que mejor se adapta a las condiciones de la Mina Paso Diablo; para ello se llevaron a cabo los siguientes pasos:

- Se estableció un retiro que variaba entre 7 y 9 metros, tomando en consideración los resultados históricos de la Mina Paso Diablo y el diámetro existente en Mina, siguiendo la relación entre el diámetro del barreno en pulgadas y el retiro en metros. (Langerfors)
- El espaciamiento se restringió entre el valor del retiro y 1,15 veces el retiro. ($E < 1,15R$)
- El cuello o relleno, se restringió entre 4,5 y 6 metros. ($Re > 3/4R$)
- La sobre perforación se estableció como 0,33 veces el retiro. ($Sp = 1/3R$)
- Se fijó como factor de carga requerido 0,41, ya que este factor, satisface la condición extrema en cuanto a dureza y tenacidad de los diferentes estratos de roca que conforman el yacimiento, según los resultados de laboratorio obtenidos.
- La altura de banco se fijó en 12 metros, ya que esta es la condición actual de trabajo en la Mina Paso Diablo.
- Utilizando la herramienta Solver, se calculó el diámetro de perforación que mejor se adapta a las condiciones antes expuesta. Partiendo de la condición inicial de un factor de carga por metro lineal de 62 kilos/metro, el cual es directamente proporcional al diámetro del barreno (250mm o 9 7/8”).
- Se le indicó al solver que la función objetivo sería la cantidad de explosivo, las celdas a variar serían el espaciamiento, el retacado, la longitud de carga y el factor de carga por metro lineal.
- Se buscó minimizar el valor de la celda objetivo, ya que para este valor se obtendrá el diámetro mínimo requerido.

4.5. OPTIMIZACION DE LOS PATRONES DE VOLADURA

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

Utilizando una herramienta de programación lineal “Solver”, se logró establecer los patrones máximos y mínimos para cada factor de carga, con sus respectivos cuellos máximos y mínimos y la cantidad máxima y mínima de explosivo asociada a cada factor de carga, estos cálculos se realizaron para ANFO y BLEND 70:30 que son los explosivos utilizados en Carbones del Guasare S.A.

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

1. Se utilizó la herramienta Solver, para optimizar los diferentes patrones asociado a cada factor de carga, tratando de no se utilizar fórmulas empíricas para cálculos de los patrones de voladuras, esto con el fin buscar la forma de adaptar todas las variables a la realidad de la mina, combinando la experiencia que posee en Carbones del Guasare S.A. en el proceso de voladura, con algunos conceptos teóricos.
2. El Factor de Carga (F.C.) es igual a: $F.C. = \frac{Q}{R * E * Hb}$; donde “Q” es la cantidad de explosivo por barreno, “R” es el retiro, “E” es el espaciamiento y “Hb” es la altura de banco.
3. La cantidad de explosivo “Q” es igual a: $Q = F.C.L. * (Hb + Sp - T)$; donde “F.C.L.” es el factor de carga por metro lineal, “Hb” es la altura de banco, “Sp” es la sobreperforación y “T” es el cuello del barreno.

4. El retiro “R” se calculó a través de la herramienta Solver, utilizando como función objetivo la fórmula expuesta en el punto 2, y de esta forma obtener los retiros máximos y mínimos.
5. El espaciamiento “E”, se estableció que podía variar entre $E = R$ y $E = 1,15 * R$, tal que $R \leq E \leq 1,15 * R$, esto se debe a que para estos valores se obtendrá la mayor concentración de energía, en aquellos puntos donde es más difícil romper la roca.
6. El cuello o taco “T” se estableció que podía variar entre $4,5m \leq T \leq 6m$, aunque valores teóricos indican que, para un diámetro de $9 \frac{7}{8}$ ” el cuello puede variar entre 5,5 metros y 9 metros, se ha demostrado que para la Mina Paso Diablo, que estos valores han producido resultados poco satisfactorios de fragmentación, siendo los cuellos entre 4,5 y 6 metros los que mejor resultados han generado. El cálculo se hizo mediante la siguiente expresión $T = Hb - L$; donde el cuello es la diferencia entre la altura de banco y la longitud de carga.
7. Como se indicó en las bases teóricas, para una sobre perforación de 0,33 veces el retiro $Sp = 0,33 * R$, se obtienen los mejores resultados en el piso del barreno por lo que se utilizó esta relación matemática para el cálculo de esta variable.
8. El cálculo de la longitud de carga “L” se realizó mediante la siguiente expresión en el caso del ANFO : $L = Hb + Sp - T$; y para el caso del BLEND 70:30 se utilizó: $L = 1,07 * (Hb + Sp - T)$; esto se debe a que el BLEND 70:30 crece un 7% de su volumen original cuando es colocado en el barreno, gracias al proceso de gasificación que se presenta en el explosivo. Se colocó como restricción en el Solver que la longitud de carga variara entre $0 \leq L \leq Hb$.
9. 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.

10. El factor de carga por metro lineal varió de la siguiente manera: para un diámetro de 9 7/8" y ANFO se utilizó 42 Kg/m, para el mismo diámetro y BLEND 70:30 se uso 62 Kg/m, para un diámetro de 8" y ANFO se uso 27,7 Kg/m y para BLEND 70:30 se utilizó 40,88 Kg/m. Estos valores se calcularon a partir de la densidad del explosivo, determinando cual seria la altura de un cilindro de un (1) metro cúbico de volumen de diámetro de 8" y 9 7/8".

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

1. Para obtener el retiro mínimo y máximo, se utilizó como función objetivo la cantidad de explosivo; como lo muestra la siguiente figura 4.4.

PARÁMETROS DE DISEÑO DE VOLADURA			
Constantes		Variables	
Altura de Banco (m)	12	Espaciamiento (m)	7,40
Retiro (m)	7,4	Longitud de Carga (m)	7,28
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	27,7	Retacado (m)	4,72
		Sobre Perforacion (m)	2,44
		Cantidad de Explosivo (Kg)	269,42
Factor de Carga (Kg/m ³)		0,41	

Restriccion de la F.C.	0,41
Restriccion Relacion R/E	8,51
Longitud de Carga Total	9,73

Figura N° 4.5. Paso 1

- Se colocó en el renglón de valor de celda objetivo “mínimo” y luego “máximo”, de esta forma se asocia que la cantidad de explosivo mínima con el retiro mínimo, al igual que cuando se colocó el valor de celda objetivo máximo. se obtuvo el retiro máximo. Como lo muestra la figura 4.5.

Figura N° 4.4. Paso 2

- De la misma forma se calcularon los valores de retiro máximo y mínimo, cambiando la restricción que el cuello debe ser igual a seis. Coincidiendo el valor del retiro mínimo con el calculado en el punto 2.
- Se reestableció la restricción de que el cuello debe ser menor e igual a 6, y se repitió el paso 3 cambiando la restricción de que el cuello debe ser mayor e igual a 4,5 colocando simplemente igual a 4,5, coincidiendo los valores máximos con el valor de retiro máximo obtenido en el paso 1.
- Una vez obtenidos los valores máximos mínimos y medios se colocó manualmente valores de retiro intermedios y variaron el resto de los

parámetros, utilizando como función objetivo el cuello o taco, como lo muestra la figura 4.6.

PARÁMETROS DE DISEÑO DE VOLADURA	
Constantes	Variables
Altura de Banco (m)	12
Retiro (m)	7,4
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	27,7
Factor de Carga (Kg/m ³)	
Restriccion de la F.C.	0,41
Restriccion Relacion R/E	8,51
Longitud de Carga Total	9,73

Figura N° 4.5. Paso 5.

- Los valores máximos van a reflejar los parámetros mínimos de espaciamiento y cantidad de explosivo, ya que el cuello va a ser el máximo. Los valores de celda objetivo mínimo van a reflejar los valores de espaciamiento y cantidad de explosivo máximas, ya que el cuello va a ser el mínimo.
- Para voladura bajo manto se tomaron los patrones cuyo retiro sea el mínimo, ya que no existe cara libre y de esta forma se logra la concentración máxima de carga.

4.6. OPTIMIZACION DEL RETACADO

El cálculo del cuello adecuado, es uno de los puntos más importantes en el diseño de patrones de voladura, en la Mina Paso Diablo el problema no radica en la longitud del retacado, si no en el material con que se retaquea, por lo que se siguieron los siguientes pasos para mejorar esa condición:

1. Se calculó el tamaño ideal de las partículas que deben componer el retacado, tanto para diámetros de 9 7/8" y 8".
2. Se propuso la utilización de accesorios de voladuras para la ayuda o sustitución del taco.

4.7. OPTIMIZACIÓN DE LAS CARGAS ALTERNAS Y COLOCACIÓN DEL DECKING

Para la optimización de las cargas alterna utilizadas en voladuras bajo manto se realizaron los siguientes pasos:

1. Se crearon 7 tablas con 2 columnas llamadas "carga superior" y "carga inferior", donde se generaron 50 números aleatorios de media 500 y desviación estándar de 5, lo que corresponde a una incertidumbre de un 1%.
2. Se nombró una columna "diferencia", donde se restaron los valores de la carga superior menos la carga inferior.
3. Se colocó una columna, donde se ubicó los valores de las velocidades de detonación de los explosivos ANFO y BLEND 70:30.
4. Se creó una columna donde se colocó la longitud de carga.
5. Se creó una columna llamada "t2", donde utilizando las leyes básicas de la cinemática, se calculó el tiempo en que tardaría la columna de explosivo detonar por completo.

6. La última columna de las tablas llamada “detono después”, es alimentada por una función lógica la cual indica con un “SI” cuando la columna de explosivo de la carga inferior detona por completo antes que comience a detonar la carga superior.
7. Se realizaron análisis estocásticos para columnas de explosivos de 8 metros de largo hasta 2 metros, y se calculó la probabilidad de que la carga inferior detone primero que la superior.
8. Se generó una tabla con las misma columnas que las tablas creadas en los puntos anteriores, con la diferencia que la carga superior poseerá una carga de fondo de 450 ms y una varianza de 4,5 para una incertidumbre de un 1%, y se realizó el mismo cálculo del punto 7 únicamente para una columna de carga de 2 metros de largo, ya que esta condición es la mas crítica.
9. Se calculó el valor de la incertidumbre, donde la probabilidad bajo las mismas condiciones del punto 8 fuese diferente a 0.
10. Se calculó utilizando la formula nº 15 de las bases teóricas, el espesor del decking adecuado para valores de diámetro de 9 7/8” y 8”

4.8. OPTIMIZACION DE LA CARGA DE COLUMNA

Para la optimización de las cargas de columna se llevaron a cabo los siguientes pasos:

1. Se calculó el tiempo en que tardarían las grietas radiales producidas en el momento de la detonación a la cara libre (t_1).
2. Se calculó en tiempo en que tardaría en detonar una columna de carga (t_2).
3. Se verificó que “ t_2 ” fuese mayor que “ t_1 ”.
4. Se calculó la columna máxima de carga que garantiza que “ t_2 ” sea mayor o igual que “ t_1 ”.

5. Los cálculos nombrados en los puntos del 1 al 4 se realizaron para diámetros de barreno de 9 7/8" y 8", para explosivos como ANFO y BLEND 70:30.

4.9. OPTIMIZACION DEL USO DE LA ENERGIA DEL EXPLOSIVO

Para verificar que la distribución y uso de la energía fuese la correcta se llevaron a cabo los siguientes pasos:

1. Se calculó el Factor de Energía para un diámetro de 9 7/8" y 8", utilizando los patrones correspondientes a estos diámetros y para BLEND 70:30. Mediante la formula n° 10 de las bases teóricas.
2. Se calculó el incremento de energía cuando se usa BLEND 70:30 en vez de ANFO. Utilizando la formula n° 13 expuesta en las bases teóricas.

CAPITULO V. ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1. ENSAYOS GEORESISTENTES

La resistencia a la compresión y a la tensión de las rocas son los dos parámetros geomecánicos más preponderantes en lo que se trata de diseño, cálculo u optimización de los patrones de voladura, estos tiene sus bases en que cuando ocurre la detonación del explosivo en el barreno, las primeras grietas en formarse son producto de las ondas compresivas que comienzan a viajar hacia el frente o cara libre, gran parte del éxito en la fragmentación de la roca va a depender de la magnitud y cantidad de grietas en formarse alrededor del barreno, ya que los gases producto de la detonación del explosivo atraviesan estas grietas, fragmentando y empujando la roca.

Una vez que las ondas compresivas llegan a la cara libre se reflejan convirtiéndose en ondas tensiles, siendo en este punto donde se produce la mayor fragmentación de roca, ya que estas pueden poseer altas resistencia a la compresión pero muy bajas resistencia a la tensión, las cuales pueden llegar a ser hasta menos de una diez habo (1/10) parte de la resistencia a la compresión de la roca.

5.1.1. Ensayos de resistencia a la compresión simple.

Como se observa en las tablas 5.1, la arenisca de grano fino es prácticamente 20 veces más fuerte que la arenisca de grano grueso. Las limolitas negras son el material mas débil del yacimiento con una resistencia a la compresión de apenas 38 MPa, siguiéndole la limolita gris que es 6 veces más resistente que la negra y la limolita con niveles dolomitizados, la cual posee una resistencia a la compresión de 74 MPa, siendo esta la segunda más resistente del yacimiento después de la caliza que posee una resistencia a la compresión de 83 MPa. Estos resultados se pueden ver reflejados en la siguiente tabla 5.1.

Tabla N° 5.1. Resultado de los ensayos de resistencia a la compresión simple.

TIPO	DIAMETRO (cm)	ALTURA (cm)	ESFUERZO (kg/cm ²)	ESFUERZO (MPa)	ESFUERZO PROMEDIO (Mpa)
Arenisca grano grueso	6,35	12,8	468,69	45,93	45,73
			469,39	46,00	
			462,24	45,30	
			468,69	45,93	
			462,24	45,30	
			466,33	45,70	
			468,69	45,93	
Arenisca grano fino	6,35	12,8	672,04	65,86	65,86
			672,04	65,86	
			666,33	65,30	
			672,04	65,86	
			672,04	65,86	
			677,55	66,40	
			672,04	65,86	
Limolita con niveles dolomitizado	6,35	12,8	754,59	73,95	73,95
			755,10	74,00	
			755,10	74,00	
			754,59	73,95	
			754,08	73,90	
			754,59	73,95	
			754,08	73,90	
Limolita negra	6,35	12,8	389,10	38,13	38,13
			389,10	38,13	
			389,10	38,13	
			389,29	38,15	
			389,10	38,13	
			389,80	38,20	
			387,76	38,00	

Continuación de la Tabla N° 5.1 Resultado de los ensayos de resistencia a la compresión simple.

TIPO	DIAMETRO (cm)	ALTURA (cm)	ESFUERZO (kg/cm ²)	ESFUERZO (MPa)	ESFUERZO PROMEDIO (Mpa)
Limolita gris	6,35	12,8	459,18	45,00	44,74
			454,08	44,50	
			456,53	44,74	
			456,53	44,74	
			456,53	44,74	
			456,12	44,70	
			456,53	44,74	
			848,95	83,20	
			848,95	83,20	
			848,95	83,20	
			848,95	83,20	
			848,95	83,20	
			884,29	86,66	

5.1.2. Ensayos de resistencia a la tensión

El mismo comportamiento que se observó en los ensayos de tensión, ya que la limolita con niveles dolomitizados, es la roca de mayor resistencia siguiendo la arenisca de grano fino, la arenisca de grano grueso, la limolita gris y la limolita negra. Los resultados de los ensayos de resistencia a la tensión se muestran en la tabla 5.2.

Tabla N° 5.2.. Resultados de los ensayos de resistencia a la tensión.

No. De Ensayos	Arenisca de Grano Fino	Arenisca de Grano Grueso	Limolita Gris Oscura	Limolita Negra	Limolita con Niveles Dolomitizados
1	10,87	6,85	6,21	1,51	14,86
2	10,68	7,90	4,47	3,32	11,78
3	10,28	6,38	1,75	3,50	7,75
4	11,94	6,87	5,68	2,95	10,81
5	8,78	7,26	4,25	2,64	18,73
6	9,22	6,73	4,84	2,84	11,74

Continuación de la Tabla N° 5.2.. Resultados de los ensayos de resistencia a la tensión.

No. De Ensayos	Arenisca de Grano Fino	Arenisca de Grano Grueso	Limolita Gris Oscura	Limolita Negra	Limolita con Niveles Dolomitizados
7	14,31	5,18	6,13	1,28	12,33
8	12,15	6,38	5,21	1,64	14,22
9	12,90	9,75	3,57	2,36	20,67
10	11,85	6,94	4,73	3,24	10,86
11	12,64	4,50	6,68	2,89	6,97
12	6,85	9,54	6,33	2,54	15,15
13	10,94	7,25	4,45	1,85	12,30
14	7,47	8,99	4,69	2,80	12,31
15	13,30	6,99	4,79	3,97	16,06
16	9,99	7,92	2,73	3,53	13,73
17	9,78	9,08	2,12	1,75	8,70
18	9,89	5,03	4,59	2,75	11,06
19	9,47	8,27	5,31	1,05	14,42
20	12,32	6,18	2,17	5,20	13,16
21	8,95	6,86	6,79	2,91	14,20
22	8,64	6,62	3,74	4,05	12,25
23	10,63	6,58	3,84	3,34	11,09
24	11,63	9,85	4,37	4,51	9,35
25	12,72	9,16	5,90	2,14	12,65
26	8,81	8,28	5,81	2,10	13,78
27	11,74	6,87	2,99	2,96	12,15
28	10,25	4,02	3,74	4,09	12,85
29	12,91	7,87	4,37	0,95	9,97
30	7,29	11,00	3,29	2,48	15,78
Promedio	10,64	7,37	4,52	2,77	12,72
Desv.Estd.	1,90	1,63	1,36	1,02	2,93

Los resultados de compresión y tensión indican que, la limolita con niveles dolomitizados, es la roca mas difícil de volar en la Mina Paso Diablo, siguiéndole la arenisca de grano fino, la arenisca de grano grueso, la limolita gris y por último la limolita negra.

5.2. OPTIMIZACION DEL FACTOR DE CARGA

Cuando se habla de optimización en el proceso de voladura, se hace referencia a obtener los mejores resultados de fragmentación asociado al menor costo posible. Por lo tanto, el adecuado factor de carga es uno de los puntos más importantes y de mayor influencia en las voladuras.

Al utilizar factores de cargas mayores al necesario se esta incurriendo en un gasto excesivo e innecesario de explosivo, lo que conlleva a costos elevados, sobrefragmentación, problemas de vibración etc. Al contrario, si se utilizan factores de cargas menores a lo requerido, se obtendrá como producto de las voladuras grandes bloques de roca, que acarrearán consigo una baja productividad de los equipos de carga y por lo tanto los costos de producción se elevarán.

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 3.1. Este sistema permite calcular el factor de carga mediante una interpolación sencilla. Este sistema es bastante sencillo y preciso a la hora de estimar el factor de carga.

Existen otros métodos como el establecido por Berta, el cual se basa en la transferencia de energía del explosivo a la roca, el problema de utilizar este método es que se necesitan valores como, la energía específica por unidad de superficie de la roca, que no se adaptan a la realidad de las rocas que componen el yacimiento Paso Diablo, ya que estos valores son netamente teóricos. Las tablas que proporcionan esta información poseen valores de areniscas y limolitas pero no diferencian entre las limolitas negras y las gris, que como se mostró, no tienen el mismo comportamiento, lo mismo sucede con las areniscas, en Paso Diablo se tienen areniscas de granos finos y grueso, que tiene diferentes características.

Los pisos de los mantos más fáciles de volar son aquellos que necesitan un factor de carga de $0,30 \frac{Kg}{m^3}$, en este grupo se tienen el piso del manto 6K y 8K. Esto se debe a que la litología asociada a estos pisos, son las más débiles del yacimiento (limolitas negras y las grises).

Los pisos de los mantos 9O, 8I y 7M necesitan un factor de carga de $0,31 \frac{Kg}{m^3}$, por lo que se podrían unificar en un solo grupo los mantos 6K, 8K, 9O, 8I y 7M, ya que un $0,01 \frac{Kg}{m^3}$, de diferencia no reflejará gran discrepancia en los parámetros de voladura. Sin embargo, para efecto de los cálculos de los patrones de voladura, se utilizaron ambos factores de carga, tratando de buscar mayor precisión de los resultados.

El piso de manto 5O, según los análisis de compresión, es el único manto que necesita un factor de carga de $0,33 \frac{Kg}{m^3}$, en este piso se encuentran todas las litologías asociadas al yacimiento, pero la de mayor potencia es la limolita negra, esto se debe a que el factor de carga disminuyó en comparación con otros pisos.

Los pisos de los mantos 6O y 6M necesitan un factor de carga de $0,36 \frac{Kg}{m^3}$, esto se debe a que las potencias asociadas a las limonitas, son mayores que las potencias asociadas a las areniscas. Sin embargo se puede observar un crecimiento en las potencias de las areniscas con respecto a los pisos anteriores.

Un factor de carga de $0,37 \frac{Kg}{m^3}$, se necesita para volar el piso del manto 8M, en este piso se puede observar como las potencias de las areniscas comienzan a

emparejarse con las limolitas, dando como resultado un crecimiento en el factor de carga requerido.

Para los pisos del manto 6Q y 7°, se necesita un factor de carga de $0,38 \frac{Kg}{m^3}$; se puede observar un comportamiento similar de las litologías de estos pisos con respecto a las del piso del 8 M.

En el piso del manto 5O, se puede observar como las areniscas superan en potencia a las limolitas, lo que produce que el factor de carga requerido para este bloque sea de $0,39 \frac{Kg}{m^3}$.

Para el piso del manto 4M, es necesario cargarlo con un factor de carga de $0,41 \frac{Kg}{m^3}$, siendo este el piso más duro de todos los mantos que actualmente se explotan en el yacimiento Paso Diablo.

Desde la tabla 5.3 hasta la tabla 5.15, se muestran las litologías asociadas a cada piso, la resistencia a la compresión ponderada del bloque y el factor de carga requerido por cada piso.

Tabla 5.3. Factor de carga para el piso del manto 9O.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	8,50	38,13	42,82	0,31
Limolita gris	4,00	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	0,20	73,95		
Arenisca de grano grueso	9,00	45,70		

Tabla 5.4. Factor de carga para el piso del manto 8I.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	8,00	38,13	39,87	0,31
Limolita gris	3,00	44,74		

Tabla 5.5. Factor de carga para el piso del manto 8K.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	6,00	38,13	40,30	0,30
Limolita gris	3,00	44,74		

Tabla 5.6. Factor de carga para el piso del manto 8M.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	6,00	38,13	51,74	0,37
Limolita con niveles dolomitizados	0,50	44,74		
Arenisca de grano fino	5,00	65,86		

Tabla 5.7. Factor de carga para el piso del manto 7M.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	6,00	38,13	43,70	0,31
Limolita gris	3,00	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	1,00	73,95		

Tabla 5.8. Factor de carga para el piso del manto 7O.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	6,00	38,13	43,70	0,31
Limolita con niveles dolomitizados	1,00	73,95		
Arenisca de grano grueso	2,00	45,70		
Arenisca de grano fino	4,00	65,86		

Tabla 5.9. Factor de carga para el piso del manto 6K.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	8,00	38,13	39,93	0,30
Limolita gris	3,00	44,74		

Tabla 5.10. Factor de carga para el piso del manto 6M.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	3,00	38,13	50,29	0,36
Limolita gris	2,00	44,74		
Arenisca de grano grueso	1,5	45,7		
Arenisca de grano fino	3,5	65,86		

Tabla 5.11. Factor de carga para el piso del manto 6O.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	8,00	38,13	50,59	0,36
Limolita con niveles dolomitizados	1,00	73,95		
Arenisca de grano fino	5	65,86		

Tabla 5.12. Factor de carga para el piso del manto 6Q.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	6,00	38,13	50,55	0,38
Limolita gris	5,00	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	0,50	73,95		
Arenisca de grano fino	6	65,86		

Tabla 5.13. Factor de carga para el piso del manto 5M.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	7,00	38,13	48,40	0,33
Limolita gris	4,00	44,74		
Limolita con niveles dolomitizados	0,50	73,95		
Arenisca de grano fino	5,00	65,86		
Arenisca de grano grueso	5,00	45,70		

Tabla 5.14. Factor de carga para el piso del manto 5O.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	7,00	38,13	52,25	0,39
Limolita gris	10,00	44,74		
Arenisca de grano fino	15,00	65,80		
Limolita con niveles dolomitizados	3,00	73,95		

Tabla 5.15. Factor de carga para el piso del manto 4M.

LITOLOGIA	POTENCIA (m)	R.C. (Mpa)	R.C. (Mpa) Ponderada	F.C. (Kg/m ³)
Limolita Negra	2,00	38,13	52,25	0,41
Arenisca de grano fino	9,00	65,80		
Limolita con niveles dolomitizados	1,50	73,95		

5.3. OPTIMIZACION DE LOS PATRONES DE VOLADURA

Una vez obtenido el factor de carga de requerido para cada piso, se puede calcular los patrones asociados a la dureza del piso de cada manto de carbón. Los cálculos de retiro, espaciamento, cuello y cantidad de explosivo requerida no se elaboraron mediante la utilización de fórmulas ya preestablecidas por varios autores en distintos países del mundo. Ya que cuando se trató de utilizar varias de estas, no se obtuvieron resultados lógicos.

A través de la historia de Carbones del Guasare S.A., estos resultados han sido insatisfactorios, por lo que se requirió de la utilización de la programación lineal específicamente la herramienta solver, con el fin de modelar los patrones 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, son función del diámetro de perforación y 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 9m, 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 cuello, se obtuvieron valores por encima de los 8m, que para la condición de la mina donde los bancos son de 12m, dejaba entre 5 y 6m de columna de carga según la sobreperforación que se este utilizando, lo que implicaría que más de la mitad del barreno no tuviese contacto con el explosivo. Los cuello se restringieron entre 4,5 y 6m ya que, 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 mas alejados y difíciles de fragmentar, ya que para esta condición los barrenos forman triángulos equiláteros entre ellos como se muestra en la figura 5.1. 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=R" como condición mínima y $E=1,15 \cdot R$ como condición máxima.

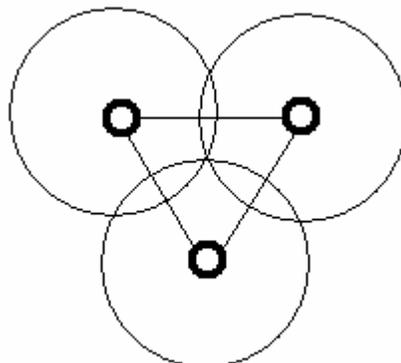


Figura 5.1. Barrenación triboliada formando triángulos equiláteros. (CDG, 2005)

La sobreperforación se tomó como lo indica la teoría en $1/3$ del retiro, ya que se ha comprobado que esta es la relación que mejor aporta resultados en cuanto a fragmentación del piso.

Utilizando una herramienta de programación lineal “Solver”, se logró establecer los retiros para cada factor de carga con sus respectivos espaciamientos máximos y mínimos, cuellos máximos y mínimos, y la cantidad máxima y mínima de explosivo asociada a cada factor de carga, estos cálculos se realizaron para ANFO y BLEND 70:30 que son los explosivos utilizados en Carbones del Guasare S.A.

Todo 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, cuello, sobreperforación y cantidad de explosivo expuestos en este trabajo, se obtendrá como factor de carga exactamente lo que ofrecen las tablas de resultados

Los parámetros de perforación y voladura se generaron para diámetros de perforación de $9\ 7/8''$ y $8''$ (en el punto 5.4 de este capítulo se explicará el porque se

realizaron cálculos para 8” de diámetro de broca), para ANFO y BLEND 70:30. Los resultados su pueden observar desde la tabla 5.16 hasta la 5.67.

Tabla 5.16. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 90, para un diámetro de 9 7/8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,45	10,88	10,88	6,00	6,00	3,12	383,17	383,17	0,31
9,5	10,9	10,9	6,00	5,94	3,14	383,67	386,09	0,31
9,6	10,8	11,0	6,00	5,78	3,17	385,06	394,26	0,31
9,8	10,6	11,3	6,00	5,45	3,23	387,83	410,86	0,31
10,0	10,5	11,5	6,00	5,11	3,30	390,60	427,80	0,31
10,2	10,4	11,7	6,00	4,77	3,37	393,37	445,08	0,31
10,30	10,30	11,85	6,00	4,59	3,40	394,78	453,85	0,31
10,35	10,35	11,91	5,92	4,50	3,42	398,68	458,48	0,31
10,4	10,4	11,9	5,85	4,50	3,43	402,36	459,14	0,31
10,6	10,6	11,7	5,55	4,50	3,50	417,98	461,92	0,31
10,8	10,8	11,6	5,23	4,50	3,56	433,90	464,69	0,31
11,0	11,0	11,4	4,91	4,50	3,63	450,12	467,46	0,31
11,2	11,2	11,3	4,59	4,50	3,70	466,64	470,23	0,31
11,25	11,25	11,25	4,50	4,50	3,71	470,95	470,95	0,31

Tabla 5.17. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 90, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,52	13,25	13,25	6,00	6,00	3,80	567,99	567,99	0,31
11,60	13,20	13,34	6,00	5,89	3,83	569,47	575,65	0,31
11,80	13,06	13,57	6,00	5,61	3,89	573,30	595,67	0,31
12,00	12,93	13,80	6,00	5,33	3,96	577,12	616,03	0,31
12,20	12,80	14,03	6,00	5,04	4,03	580,95	636,74	0,31
12,40	12,68	14,26	6,00	4,74	4,09	584,77	657,79	0,31
12,57	12,57	14,11	6,00	4,93	4,15	588,08	644,06	0,31
12,56	12,58	14,44	6,00	4,50	4,15	587,80	674,72	0,31
12,60	12,60	14,41	5,97	4,50	4,16	590,59	675,51	0,31
12,80	12,80	14,27	5,71	4,50	4,22	609,49	679,33	0,31
13,00	13,00	14,13	5,44	4,50	4,29	628,68	683,16	0,31
13,20	13,20	13,99	5,17	4,50	4,36	648,17	686,98	0,31
13,40	13,40	13,86	4,89	4,50	4,42	667,96	690,81	0,31
13,60	13,60	13,73	4,61	4,50	4,49	688,05	694,63	0,31
13,68	13,68	13,68	4,50	4,50	4,51	696,16	696,16	0,31

Tabla 5.18. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 90, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,39	8,50	8,50	6,00	6,00	2,44	233,77	233,77	0,31
7,60	8,34	8,74	6,00	5,59	2,51	235,67	247,10	0,31
7,80	8,19	8,97	6,00	5,18	2,57	237,50	260,27	0,31
8,02	8,02	9,22	6,00	4,71	2,65	239,55	275,16	0,31
8,12	8,12	9,34	5,83	4,50	2,68	245,18	281,96	0,31
8,40	8,40	9,11	5,30	4,50	2,77	262,48	284,53	0,31
8,60	8,60	8,95	4,91	4,50	2,84	275,13	286,36	0,31
8,80	8,80	8,80	4,50	4,50	2,90	288,21	288,21	0,31

Tabla 5.19. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 90, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,94	10,28	10,28	6,00	6,00	2,95	341,95	341,95	0,31
9,00	10,24	10,35	6,00	5,90	2,97	342,70	346,52	0,31
9,20	10,09	10,58	6,00	5,56	3,04	345,23	362,09	0,31
9,40	9,94	10,81	6,00	5,21	3,10	347,75	378,01	0,31
9,60	9,81	11,04	6,00	4,85	3,17	350,27	394,26	0,31
9,73	9,73	11,19	6,00	4,61	3,21	351,85	405,01	0,31
9,79	9,79	11,26	5,90	4,50	3,23	356,49	409,96	0,31
9,80	9,80	11,25	5,88	4,50	3,23	357,27	410,10	0,31
10,00	10,00	11,09	5,56	4,50	3,30	372,00	412,62	0,31
10,20	10,20	10,94	5,24	4,50	3,37	387,03	415,14	0,31
10,40	10,40	10,80	4,90	4,50	3,43	402,36	417,66	0,31
10,60	10,60	10,66	4,56	4,50	3,50	417,98	420,19	0,31
10,63	10,63	10,63	4,50	4,50	3,51	420,6	420,6	0,31

Tabla 5.20. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8I, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,45	10,88	10,88	6,00	6,00	3,12	383,17	383,17	0,31
9,5	10,9	10,9	6,00	5,94	3,14	383,67	386,09	0,31
9,6	10,8	11,0	6,00	5,78	3,17	385,06	394,26	0,31
9,8	10,6	11,3	6,00	5,45	3,23	387,83	410,86	0,31
10,0	10,5	11,5	6,00	5,11	3,30	390,60	427,80	0,31
10,2	10,4	11,7	6,00	4,77	3,37	393,37	445,08	0,31
10,30	10,30	11,85	6,00	4,59	3,40	394,78	453,85	0,31
10,35	10,35	11,91	5,92	4,50	3,42	398,68	458,48	0,31
10,4	10,4	11,9	5,85	4,50	3,43	402,36	459,14	0,31
10,6	10,6	11,7	5,55	4,50	3,50	417,98	461,92	0,31
10,8	10,8	11,6	5,23	4,50	3,56	433,90	464,69	0,31
11,0	11,0	11,4	4,91	4,50	3,63	450,12	467,46	0,31
11,2	11,2	11,3	4,59	4,50	3,70	466,64	470,23	0,31
11,25	11,25	11,25	4,50	4,50	3,71	470,95	470,95	0,31

Tabla 5.21. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8I, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,52	13,25	13,25	6,00	6,00	3,80	567,99	567,99	0,31
11,60	13,20	13,34	6,00	5,89	3,83	569,47	575,65	0,31
11,80	13,06	13,57	6,00	5,61	3,89	573,30	595,67	0,31
12,00	12,93	13,80	6,00	5,33	3,96	577,12	616,03	0,31
12,20	12,80	14,03	6,00	5,04	4,03	580,95	636,74	0,31
12,40	12,68	14,26	6,00	4,74	4,09	584,77	657,79	0,31
12,57	12,57	14,11	6,00	4,93	4,15	588,08	644,06	0,31
12,56	12,58	14,44	6,00	4,50	4,15	587,80	674,72	0,31
12,60	12,60	14,41	5,97	4,50	4,16	590,59	675,51	0,31
12,80	12,80	14,27	5,71	4,50	4,22	609,49	679,33	0,31
13,00	13,00	14,13	5,44	4,50	4,29	628,68	683,16	0,31
13,20	13,20	13,99	5,17	4,50	4,36	648,17	686,98	0,31
13,40	13,40	13,86	4,89	4,50	4,42	667,96	690,81	0,31
13,60	13,60	13,73	4,61	4,50	4,49	688,05	694,63	0,31
13,68	13,68	13,68	4,50	4,50	4,51	696,16	696,16	0,31

Tabla 5.22. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8I, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,39	8,50	8,50	6,00	6,00	2,44	233,77	233,77	0,31
7,60	8,34	8,74	6,00	5,59	2,51	235,67	247,10	0,31
7,80	8,19	8,97	6,00	5,18	2,57	237,50	260,27	0,31
8,02	8,02	9,22	6,00	4,71	2,65	239,55	275,16	0,31
8,12	8,12	9,34	5,83	4,50	2,68	245,18	281,96	0,31
8,40	8,40	9,11	5,30	4,50	2,77	262,48	284,53	0,31
8,60	8,60	8,95	4,91	4,50	2,84	275,13	286,36	0,31
8,80	8,80	8,80	4,50	4,50	2,90	288,21	288,21	0,31

Tabla 5.23. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8I, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,94	10,28	10,28	6,00	6,00	2,95	341,95	341,95	0,31
9,00	10,24	10,35	6,00	5,90	2,97	342,70	346,52	0,31
9,20	10,09	10,58	6,00	5,56	3,04	345,23	362,09	0,31
9,40	9,94	10,81	6,00	5,21	3,10	347,75	378,01	0,31
9,60	9,81	11,04	6,00	4,85	3,17	350,27	394,26	0,31
9,73	9,73	11,19	6,00	4,61	3,21	351,85	405,01	0,31
9,79	9,79	11,26	5,90	4,50	3,23	356,49	409,96	0,31
9,80	9,80	11,25	5,88	4,50	3,23	357,27	410,10	0,31
10,00	10,00	11,09	5,56	4,50	3,30	372,00	412,62	0,31
10,20	10,20	10,94	5,24	4,50	3,37	387,03	415,14	0,31
10,40	10,40	10,80	4,90	4,50	3,43	402,36	417,66	0,31
10,60	10,60	10,66	4,56	4,50	3,50	417,98	420,19	0,31
10,63	10,63	10,63	4,50	4,50	3,51	420,6	420,6	0,31

Tabla 5.24. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8K, para un diámetro de 9 7/8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,65	11,10	11,10	6,00	6,00	3,19	385,80	385,80	0,30
9,70	11,07	11,16	6,00	5,93	3,20	386,44	389,53	0,30
9,80	10,99	11,27	6,00	5,77	3,23	387,83	397,61	0,30
10,00	10,85	11,50	6,00	5,44	3,30	390,60	414,00	0,30
10,20	10,71	11,73	6,00	5,11	3,37	393,37	430,73	0,30
10,40	10,58	11,96	6,00	4,77	3,43	396,14	447,78	0,30
10,51	10,51	12,09	6,00	4,58	3,47	397,67	457,30	0,30
10,56	10,56	12,14	5,93	4,50	3,48	401,13	461,30	0,30
10,60	10,60	12,10	5,87	4,50	3,50	404,50	461,92	0,30
10,80	10,80	11,95	5,57	4,50	3,56	419,90	464,69	0,30
11,00	11,00	11,80	5,26	4,50	3,63	435,60	467,46	0,30
11,20	11,20	11,66	4,94	4,50	3,70	451,58	470,23	0,30
11,40	11,40	11,53	4,62	4,50	3,76	467,86	473,00	0,30
11,48	11,48	11,48	4,50	4,50	3,79	474,05	474,05	0,30

Tabla 5.25. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8K, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,76	13,52	13,52	6,00	6,00	3,88	572,53	572,53	0,30
11,80	13,50	13,57	6,00	5,95	3,89	573,30	576,45	0,30
12,00	13,36	13,80	6,00	5,67	3,96	577,12	596,16	0,30
12,20	13,23	14,03	6,00	5,39	4,03	580,95	616,20	0,30
12,40	13,10	14,26	6,00	5,11	4,09	584,77	636,57	0,30
12,60	12,98	14,49	6,00	4,81	4,16	588,59	657,27	0,30
12,80	12,86	14,72	6,00	4,52	4,22	592,42	678,30	0,30
12,81	12,85	14,73	6,00	4,50	4,23	592,65	679,56	0,30
12,84	12,84	14,71	6,00	4,50	4,24	593,10	680,10	0,30
13,00	13,00	14,60	5,79	4,50	4,29	608,40	683,16	0,30
13,20	13,20	14,46	5,53	4,50	4,36	627,26	686,98	0,30
13,40	13,40	14,32	5,27	4,50	4,42	646,42	690,81	0,30
13,60	13,60	14,19	5,00	4,50	4,49	665,86	694,63	0,30
13,80	13,80	14,06	4,72	4,50	4,55	685,58	698,46	0,30
13,96	13,96	13,96	4,50	4,50	4,61	701,50	701,50	0,30

Tabla 5.26. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8K, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,54	8,67	8,67	6,00	6,00	2,49	235,08	235,08	0,30
7,80	8,46	8,97	6,00	5,48	2,57	237,50	251,88	0,30
8,00	8,31	9,20	6,00	5,07	2,64	239,33	264,96	0,30
8,18	8,18	9,41	6,00	4,70	2,70	240,99	277,02	0,30
8,27	8,27	9,51	5,83	4,50	2,73	246,41	283,38	0,30
8,40	8,40	9,41	5,60	4,50	2,77	254,02	284,53	0,30
8,80	8,80	9,10	4,84	4,50	2,90	278,78	288,19	0,30
8,97	8,97	8,97	4,50	4,50	2,96	289,76	289,76	0,30

Tabla 5.27. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8K, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,12	10,49	10,49	6,00	6,00	3,01	344,19	344,19	0,30
9,20	10,42	10,58	6,00	5,86	3,04	345,23	350,41	0,30
9,40	10,28	10,81	6,00	5,53	3,10	347,75	365,81	0,30
9,60	10,14	11,04	6,00	5,18	3,17	350,27	381,54	0,30
9,80	10,00	11,27	6,00	4,83	3,23	352,79	397,61	0,30
9,92	9,92	11,41	6,00	4,61	3,27	354,31	407,40	0,30
9,98	9,98	11,48	5,91	4,50	3,29	358,58	412,37	0,30
10,00	10,00	11,46	5,88	4,50	3,30	360,00	412,62	0,30
10,20	10,20	11,31	5,56	4,50	3,37	374,54	415,14	0,30
10,40	10,40	11,16	5,24	4,50	3,43	389,38	417,66	0,30
10,60	10,60	11,01	4,91	4,50	3,50	404,50	420,19	0,30
10,84	10,84	10,84	4,50	4,50	3,58	423,25	423,25	0,30

Tabla 5.28. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,51	9,79	9,79	6,00	6,00	2,81	369,98	369,98	0,37
8,60	9,72	9,89	6,00	5,85	2,84	371,20	377,64	0,37
8,80	9,57	10,12	6,00	5,49	2,90	373,97	395,41	0,37
9,00	9,43	10,35	6,00	5,12	2,97	376,74	413,59	0,37
9,25	9,25	10,64	6,00	4,65	3,05	380,27	436,88	0,37
9,30	9,30	10,70	5,93	4,55	3,07	384,02	441,62	0,37
9,32	9,32	10,73	5,89	4,50	3,08	385,67	444,29	0,37
9,40	9,40	10,67	5,76	4,50	3,10	392,32	445,28	0,37
9,60	9,60	10,51	5,43	4,50	3,17	409,19	448,06	0,37
9,80	9,80	10,36	5,08	4,50	3,23	426,42	450,83	0,37
10,13	10,13	10,13	4,50	4,50	3,34	455,36	455,36	0,37

Tabla 5.29. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8M, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
10,33	11,88	11,88	6,00	6,00	3,41	545,26	545,26	0,37
10,40	11,84	11,96	6,00	5,90	3,43	546,53	552,26	0,37
10,60	11,69	12,19	6,00	5,60	3,50	550,35	573,71	0,37
10,80	11,56	12,42	6,00	5,29	3,56	554,18	595,56	0,37
11,26	11,26	12,95	6,00	4,54	3,72	562,98	647,38	0,37
11,29	11,29	12,98	5,96	4,50	3,72	565,55	650,39	0,37
11,40	11,40	12,89	5,80	4,50	3,76	577,02	652,56	0,37
11,60	11,60	12,74	5,52	4,50	3,83	597,45	656,39	0,37
11,80	11,80	12,60	5,22	4,50	5,22	618,23	660,21	0,37
12,00	12,00	12,46	4,93	4,50	3,96	639,36	664,04	0,37
12,28	12,28	12,28	4,50	4,50	4,05	669,36	669,36	0,37

Tabla 5.30. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8M, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,67	7,67	7,67	6,00	6,00	2,20	227,17	227,17	0,37
6,80	7,56	7,82	6,00	5,72	2,24	228,36	236,10	0,37
7,00	7,41	8,05	6,00	5,28	2,31	230,19	250,19	0,37
7,23	7,23	8,31	6,00	4,75	2,39	232,32	266,91	0,37
7,34	7,34	8,44	7,79	4,50	2,42	238,97	274,81	0,37
7,40	7,40	8,38	5,66	4,50	2,44	243,13	275,39	0,37
7,60	7,60	8,22	5,25	4,50	2,51	256,45	277,22	0,37
7,80	7,80	8,06	4,82	4,50	2,57	270,13	279,05	0,37
7,95	7,95	7,95	4,50	4,50	2,62	280,39	280,39	0,37

Tabla 5.31. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 8M, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,05	9,25	9,25	6,00	6,00	2,66	330,70	330,70	0,37
8,20	9,14	9,43	6,00	5,72	2,71	332,62	343,33	0,37
8,40	8,99	9,66	6,00	5,34	2,77	335,14	360,28	0,37
8,60	8,84	9,89	6,00	4,95	2,84	337,66	377,64	0,37
8,74	8,74	10,05	6,00	4,68	2,88	339,48	390,03	0,37
8,80	8,80	10,12	5,90	4,55	2,90	343,83	395,41	0,37
8,83	8,83	10,15	5,86	4,50	2,91	345,94	397,83	0,37
9,00	9,00	10,01	5,56	4,50	2,97	359,64	400,01	0,37
9,20	9,20	9,85	5,20	4,50	3,04	375,80	402,53	0,37
9,40	9,40	9,71	4,83	4,50	3,10	392,32	405,06	0,37
9,58	9,58	9,58	4,50	4,50	3,16	407,30	407,30	0,37

Tabla 5.32. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,45	10,88	10,88	6,00	6,00	3,12	383,17	383,17	0,31
9,5	10,9	10,9	6,00	5,94	3,14	383,67	386,09	0,31
9,6	10,8	11,0	6,00	5,78	3,17	385,06	394,26	0,31
9,8	10,6	11,3	6,00	5,45	3,23	387,83	410,86	0,31
10,0	10,5	11,5	6,00	5,11	3,30	390,60	427,80	0,31
10,2	10,4	11,7	6,00	4,77	3,37	393,37	445,08	0,31
10,30	10,30	11,85	6,00	4,59	3,40	394,78	453,85	0,31
10,35	10,35	11,91	5,92	4,50	3,42	398,68	458,48	0,31
10,4	10,4	11,9	5,85	4,50	3,43	402,36	459,14	0,31
10,6	10,6	11,7	5,55	4,50	3,50	417,98	461,92	0,31
10,8	10,8	11,6	5,23	4,50	3,56	433,90	464,69	0,31
11,0	11,0	11,4	4,91	4,50	3,63	450,12	467,46	0,31
11,2	11,2	11,3	4,59	4,50	3,70	466,64	470,23	0,31
11,25	11,25	11,25	4,50	4,50	3,71	470,95	470,95	0,31

Tabla 5.33. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7M, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,52	13,25	13,25	6,00	6,00	3,80	567,99	567,99	0,31
11,60	13,20	13,34	6,00	5,89	3,83	569,47	575,65	0,31
11,80	13,06	13,57	6,00	5,61	3,89	573,30	595,67	0,31
12,00	12,93	13,80	6,00	5,33	3,96	577,12	616,03	0,31
12,20	12,80	14,03	6,00	5,04	4,03	580,95	636,74	0,31
12,40	12,68	14,26	6,00	4,74	4,09	584,77	657,79	0,31
12,57	12,57	14,11	6,00	4,93	4,15	588,08	644,06	0,31
12,56	12,58	14,44	6,00	4,50	4,15	587,80	674,72	0,31
12,60	12,60	14,41	5,97	4,50	4,16	590,59	675,51	0,31
12,80	12,80	14,27	5,71	4,50	4,22	609,49	679,33	0,31
13,00	13,00	14,13	5,44	4,50	4,29	628,68	683,16	0,31
13,20	13,20	13,99	5,17	4,50	4,36	648,17	686,98	0,31
13,40	13,40	13,86	4,89	4,50	4,42	667,96	690,81	0,31
13,60	13,60	13,73	4,61	4,50	4,49	688,05	694,63	0,31
13,68	13,68	13,68	4,50	4,50	4,51	696,16	696,16	0,31

Tabla 5.34. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7M, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,39	8,50	8,50	6,00	6,00	2,44	233,77	233,77	0,31
7,60	8,34	8,74	6,00	5,59	2,51	235,67	247,10	0,31
7,80	8,19	8,97	6,00	5,18	2,57	237,50	260,27	0,31
8,02	8,02	9,22	6,00	4,71	2,65	239,55	275,16	0,31
8,12	8,12	9,34	5,83	4,50	2,68	245,18	281,96	0,31
8,40	8,40	9,11	5,30	4,50	2,77	262,48	284,53	0,31
8,60	8,60	8,95	4,91	4,50	2,84	275,13	286,36	0,31
8,80	8,80	8,80	4,50	4,50	2,90	288,21	288,21	0,31

Tabla 5.35. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7M, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,94	10,28	10,28	6,00	6,00	2,95	341,95	341,95	0,31
9,00	10,24	10,35	6,00	5,90	2,97	342,70	346,52	0,31
9,20	10,09	10,58	6,00	5,56	3,04	345,23	362,09	0,31
9,40	9,94	10,81	6,00	5,21	3,10	347,75	378,01	0,31
9,60	9,81	11,04	6,00	4,85	3,17	350,27	394,26	0,31
9,73	9,73	11,19	6,00	4,61	3,21	351,85	405,01	0,31
9,79	9,79	11,26	5,90	4,50	3,23	356,49	409,96	0,31
9,80	9,80	11,25	5,88	4,50	3,23	357,27	410,10	0,31
10,00	10,00	11,09	5,56	4,50	3,30	372,00	412,62	0,31
10,20	10,20	10,94	5,24	4,50	3,37	387,03	415,14	0,31
10,40	10,40	10,80	4,90	4,50	3,43	402,36	417,66	0,31
10,60	10,60	10,66	4,56	4,50	3,50	417,98	420,19	0,31
10,63	10,63	10,63	4,50	4,50	3,51	420,6	420,6	0,31

Tabla 5.36. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 70, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,37	9,64	9,64	6,00	6,00	2,76	368,13	368,13	0,38
8,5	9,5	9,7	6,00	5,86	2,81	369,81	375,58	0,38
8,6	9,5	9,8	6,00	5,68	2,84	371,20	384,47	0,38
8,8	9,3	10,0	6,00	5,32	2,90	373,97	402,56	0,38
9,0	9,2	10,3	6,00	4,94	2,97	376,74	421,07	0,38
9,11	9,11	10,48	6,00	4,64	3,01	378,23	435,21	0,38
9,18	9,18	10,56	5,87	4,50	3,03	384,60	442,29	0,38
9,2	9,2	10,5	5,85	4,56	3,04	385,96	439,99	0,38
9,4	9,4	10,4	5,51	4,50	3,10	402,92	445,28	0,38
9,6	9,6	10,2	5,16	4,50	3,17	420,25	448,06	0,38
9,8	9,8	10,1	4,81	4,50	3,23	437,94	450,83	0,38
10,0	9,9	10,0	4,63	4,50	3,30	446,93	452,21	0,38
9,97	9,97	9,97	4,50	4,50	3,29	453,17	453,17	0,38

Tabla 5.37. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 70, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
10,17	11,69	11,69	6,00	6,00	3,36	542,07	542,07	0,38
10,2	11,7	11,7	6,00	5,95	3,37	542,70	545,59	0,38
10,4	11,5	12,0	6,00	5,64	3,43	546,53	567,19	0,38
10,6	11,4	12,2	6,00	5,33	3,50	550,35	589,22	0,38
10,8	11,3	12,4	6,00	5,01	3,56	554,18	611,66	0,38
11,0	11,1	12,7	6,00	4,68	3,63	558,00	634,53	0,38
11,08	11,08	12,74	6,00	4,55	3,66	559,49	643,79	0,38
11,11	11,11	12,77	5,96	4,50	3,67	562,58	646,97	0,38
11,2	11,2	12,7	5,82	4,50	3,70	572,01	648,74	0,38
11,4	11,4	12,6	5,53	4,50	3,76	592,62	652,56	0,38
11,6	11,6	12,4	5,24	4,50	3,83	613,59	656,39	0,38
11,8	11,8	12,3	4,94	4,50	3,89	634,93	660,21	0,38
12,0	12,0	12,1	4,63	4,50	3,96	656,64	664,04	0,38
12,08	12,08	12,08	4,50	4,50	3,99	665,60	665,60	0,38

Tabla 5.38. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7O, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,57	7,55	7,55	6,00	6,00	2,17	226,23	226,24	0,38
6,80	7,36	7,82	6,00	5,49	2,24	228,36	242,48	0,38
7,00	7,21	8,05	6,00	5,03	2,31	230,19	256,96	0,38
7,12	7,12	8,19	6,00	4,75	2,35	231,30	265,84	0,38
7,23	7,23	8,31	5,79	4,50	2,38	238,09	273,80	0,38
7,40	7,40	8,16	5,43	4,50	2,44	249,71	275,39	0,38
7,60	7,60	8,00	5,00	4,50	2,51	263,39	277,22	0,38
7,83	7,83	7,83	4,50	4,50	2,58	279,29	279,29	0,38

Tabla 5.39. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 7O, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,92	9,11	9,11	6,00	6,00	2,61	329,11	329,11	0,38
8,00	9,05	9,20	6,00	5,86	2,64	330,10	335,62	0,38
8,20	8,90	9,43	6,00	5,48	2,71	332,62	352,61	0,38
8,40	8,75	9,66	6,00	5,09	2,77	335,14	370,02	0,38
8,60	8,61	9,89	6,00	4,69	2,84	337,66	387,85	0,38
8,61	8,61	9,90	6,00	4,67	2,84	337,74	388,75	0,38
8,69	8,69	9,99	5,85	4,50	2,87	344,45	396,12	0,38
8,80	8,80	9,91	5,66	4,50	2,90	353,13	397,49	0,38
9,00	9,00	9,75	5,30	4,50	2,97	369,36	400,01	0,38
9,20	9,20	9,60	4,93	4,50	3,04	385,96	402,53	0,38
9,40	9,40	9,45	4,56	4,50	3,10	402,92	405,06	0,38
9,43	9,43	9,43	4,50	4,50	3,11	405,42	405,42	0,38

Tabla 5.40. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6K, para un diámetro de 9 7/8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,65	11,10	11,10	6,00	6,00	3,19	385,80	385,80	0,30
9,70	11,07	11,16	6,00	5,93	3,20	386,44	389,53	0,30
9,80	10,99	11,27	6,00	5,77	3,23	387,83	397,61	0,30
10,00	10,85	11,50	6,00	5,44	3,30	390,60	414,00	0,30
10,20	10,71	11,73	6,00	5,11	3,37	393,37	430,73	0,30
10,40	10,58	11,96	6,00	4,77	3,43	396,14	447,78	0,30
10,51	10,51	12,09	6,00	4,58	3,47	397,67	457,30	0,30
10,56	10,56	12,14	5,93	4,50	3,48	401,13	461,30	0,30
10,60	10,60	12,10	5,87	4,50	3,50	404,50	461,92	0,30
10,80	10,80	11,95	5,57	4,50	3,56	419,90	464,69	0,30
11,00	11,00	11,80	5,26	4,50	3,63	435,60	467,46	0,30
11,20	11,20	11,66	4,94	4,50	3,70	451,58	470,23	0,30
11,40	11,40	11,53	4,62	4,50	3,76	467,86	473,00	0,30
11,48	11,48	11,48	4,50	4,50	3,79	474,05	474,05	0,30

Tabla 5.41. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6K, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,76	13,52	13,52	6,00	6,00	3,88	572,53	572,53	0,30
11,80	13,50	13,57	6,00	5,95	3,89	573,30	576,45	0,30
12,00	13,36	13,80	6,00	5,67	3,96	577,12	596,16	0,30
12,20	13,23	14,03	6,00	5,39	4,03	580,95	616,20	0,30
12,40	13,10	14,26	6,00	5,11	4,09	584,77	636,57	0,30
12,60	12,98	14,49	6,00	4,81	4,16	588,59	657,27	0,30
12,80	12,86	14,72	6,00	4,52	4,22	592,42	678,30	0,30
12,81	12,85	14,73	6,00	4,50	4,23	592,65	679,56	0,30
12,84	12,84	14,71	6,00	4,50	4,24	593,10	680,10	0,30
13,00	13,00	14,60	5,79	4,50	4,29	608,40	683,16	0,30
13,20	13,20	14,46	5,53	4,50	4,36	627,26	686,98	0,30
13,40	13,40	14,32	5,27	4,50	4,42	646,42	690,81	0,30
13,60	13,60	14,19	5,00	4,50	4,49	665,86	694,63	0,30
13,80	13,80	14,06	4,72	4,50	4,55	685,58	698,46	0,30
13,96	13,96	13,96	4,50	4,50	4,61	701,50	701,50	0,30

Tabla 5.42. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6K, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,54	8,67	8,67	6,00	6,00	2,49	235,08	235,08	0,30
7,80	8,46	8,97	6,00	5,48	2,57	237,50	251,88	0,30
8,00	8,31	9,20	6,00	5,07	2,64	239,33	264,96	0,30
8,18	8,18	9,41	6,00	4,70	2,70	240,99	277,02	0,30
8,27	8,27	9,51	5,83	4,50	2,73	246,41	283,38	0,30
8,40	8,40	9,41	5,60	4,50	2,77	254,02	284,53	0,30
8,80	8,80	9,10	4,84	4,50	2,90	278,78	288,19	0,30
8,97	8,97	8,97	4,50	4,50	2,96	289,76	289,76	0,30

Tabla 5.43. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6K, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,12	10,49	10,49	6,00	6,00	3,01	344,19	344,19	0,30
9,20	10,42	10,58	6,00	5,86	3,04	345,23	350,41	0,30
9,40	10,28	10,81	6,00	5,53	3,10	347,75	365,81	0,30
9,60	10,14	11,04	6,00	5,18	3,17	350,27	381,54	0,30
9,80	10,00	11,27	6,00	4,83	3,23	352,79	397,61	0,30
9,92	9,92	11,41	6,00	4,61	3,27	354,31	407,40	0,30
9,98	9,98	11,48	5,91	4,50	3,29	358,58	412,37	0,30
10,00	10,00	11,46	5,88	4,50	3,30	360,00	412,62	0,30
10,20	10,20	11,31	5,56	4,50	3,37	374,54	415,14	0,30
10,40	10,40	11,16	5,24	4,50	3,43	389,38	417,66	0,30
10,60	10,60	11,01	4,91	4,50	3,50	404,50	420,19	0,30
10,84	10,84	10,84	4,50	4,50	3,58	423,25	423,25	0,30

Tabla 5.44. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6M, para un diámetro de 97/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,65	9,95	9,95	6,00	6,00	2,85	371,92	371,92	0,36
8,80	9,84	10,12	6,00	5,74	2,90	373,97	384,72	0,36
9,00	9,69	10,35	6,00	5,39	2,97	376,74	402,41	0,36
9,20	9,55	10,58	6,00	5,02	3,04	379,51	420,49	0,36
9,41	9,41	10,82	6,00	4,63	3,11	382,40	439,91	0,36
9,48	9,48	10,90	5,89	4,50	3,13	388,15	446,38	0,36
9,60	9,60	10,80	5,69	4,50	3,17	398,13	448,06	0,36
9,80	9,80	10,65	5,36	4,50	3,23	414,89	450,83	0,36
10,00	10,00	10,50	5,01	4,50	3,30	432,00	453,60	0,36
10,29	10,29	10,29	4,50	4,50	3,40	457,66	457,66	0,36

Tabla 5.45. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6M, para un diámetro de 97/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
10,51	12,08	12,08	6,00	6,00	3,47	548,6	548,6	0,36
10,60	12,02	12,19	6,00	5,86	3,50	550,35	558,20	0,36
11,00	11,74	12,65	6,00	5,26	3,63	558,00	601,13	0,36
11,20	11,61	12,88	6,00	4,94	3,70	561,82	623,19	0,36
11,45	11,45	13,17	6,00	4,54	3,78	566,66	651,32	0,36
11,47	11,47	13,19	5,98	4,50	3,79	568,34	653,96	0,36
11,60	11,60	13,10	5,80	4,50	3,83	581,30	656,39	0,36
11,80	11,80	12,95	5,51	4,50	3,89	601,52	660,21	0,36
12,00	12,00	12,81	5,22	4,50	3,96	622,08	664,04	0,36
12,20	12,20	12,67	4,93	4,50	4,03	642,99	667,86	0,36
12,48	12,48	12,48	4,50	4,50	4,12	673,30	673,30	0,36

Tabla 5.46. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6M, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,78	7,79	7,79	6,00	6,00	2,24	228,15	228,15	0,36
7,00	7,61	8,05	6,00	5,52	2,31	230,19	243,43	0,36
7,20	7,46	8,28	6,00	5,08	2,38	232,02	257,54	0,36
7,35	7,35	8,45	6,00	4,74	2,43	233,39	268,38	0,36
7,45	7,45	8,57	5,80	4,50	2,46	239,88	275,87	0,36
7,60	7,60	8,44	5,50	4,50	2,51	249,52	277,22	0,36
7,80	7,80	8,28	5,09	4,50	2,57	262,83	279,05	0,36
8,07	8,07	8,07	4,50	4,50	2,66	281,54	281,54	0,36

Tabla 5.47. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6M, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,18	9,41	9,41	6,00	6,00	2,70	332,36	332,36	0,36
8,20	9,39	9,43	6,00	5,96	2,71	332,62	334,05	0,36
8,40	9,24	9,66	6,00	5,60	2,77	335,14	350,54	0,36
8,60	9,09	9,89	6,00	5,22	2,84	337,66	367,43	0,36
8,89	8,89	10,22	6,00	4,66	2,93	341,30	392,63	0,36
8,97	8,97	10,31	5,86	4,50	2,96	347,49	399,62	0,36
9,00	9,00	10,29	5,81	4,50	2,97	349,92	400,01	0,36
9,20	9,20	10,13	5,47	4,50	3,04	365,65	402,53	0,36
9,40	9,40	9,97	5,11	4,50	3,10	381,72	405,06	0,36
9,60	9,60	9,83	4,75	4,50	3,17	398,13	407,58	0,36
9,73	9,73	9,73	4,50	4,50	3,21	409,26	409,26	0,36

Tabla 5.48. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6O, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,65	9,95	9,95	6,00	6,00	2,85	371,92	371,92	0,36
8,80	9,84	10,12	6,00	5,74	2,90	373,97	384,72	0,36
9,00	9,69	10,35	6,00	5,39	2,97	376,74	402,41	0,36
9,20	9,55	10,58	6,00	5,02	3,04	379,51	420,49	0,36
9,41	9,41	10,82	6,00	4,63	3,11	382,40	439,91	0,36
9,48	9,48	10,90	5,89	4,50	3,13	388,15	446,38	0,36
9,60	9,60	10,80	5,69	4,50	3,17	398,13	448,06	0,36
9,80	9,80	10,65	5,36	4,50	3,23	414,89	450,83	0,36
10,00	10,00	10,50	5,01	4,50	3,30	432,00	453,60	0,36
10,29	10,29	10,29	4,50	4,50	3,40	457,66	457,66	0,36

Tabla 5.49. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6O, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	Max		min	max	
10,51	12,08	12,08	6,00	6,00	3,47	548,6	548,6	0,36
10,60	12,02	12,19	6,00	5,86	3,50	550,35	558,20	0,36
11,00	11,74	12,65	6,00	5,26	3,63	558,00	601,13	0,36
11,20	11,61	12,88	6,00	4,94	3,70	561,82	623,19	0,36
11,45	11,45	13,17	6,00	4,54	3,78	566,66	651,32	0,36
11,47	11,47	13,19	5,98	4,50	3,79	568,34	653,96	0,36
11,60	11,60	13,10	5,80	4,50	3,83	581,30	656,39	0,36
11,80	11,80	12,95	5,51	4,50	3,89	601,52	660,21	0,36
12,00	12,00	12,81	5,22	4,50	3,96	622,08	664,04	0,36
12,20	12,20	12,67	4,93	4,50	4,03	642,99	667,86	0,36
12,48	12,48	12,48	4,50	4,50	4,12	673,30	673,30	0,36

Tabla 5.50. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6O, para un diámetro de 8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,78	7,79	7,79	6,00	6,00	2,24	228,15	228,15	0,36
7,00	7,61	8,05	6,00	5,52	2,31	230,19	243,43	0,36
7,20	7,46	8,28	6,00	5,08	2,38	232,02	257,54	0,36
7,35	7,35	8,45	6,00	4,74	2,43	233,39	268,38	0,36
7,45	7,45	8,57	5,80	4,50	2,46	239,88	275,87	0,36
7,60	7,60	8,44	5,50	4,50	2,51	249,52	277,22	0,36
7,80	7,80	8,28	5,09	4,50	2,57	262,83	279,05	0,36
8,07	8,07	8,07	4,50	4,50	2,66	281,54	281,54	0,36

Tabla 5.51. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6O, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,18	9,41	9,41	6,00	6,00	2,70	332,36	332,36	0,36
8,20	9,39	9,43	6,00	5,96	2,71	332,62	334,05	0,36
8,40	9,24	9,66	6,00	5,60	2,77	335,14	350,54	0,36
8,60	9,09	9,89	6,00	5,22	2,84	337,66	367,43	0,36
8,89	8,89	10,22	6,00	4,66	2,93	341,30	392,63	0,36
8,97	8,97	10,31	5,86	4,50	2,96	347,49	399,62	0,36
9,00	9,00	10,29	5,81	4,50	2,97	349,92	400,01	0,36
9,20	9,20	10,13	5,47	4,50	3,04	365,65	402,53	0,36
9,40	9,40	9,97	5,11	4,50	3,10	381,72	405,06	0,36
9,60	9,60	9,83	4,75	4,50	3,17	398,13	407,58	0,36
9,73	9,73	9,73	4,50	4,50	3,21	409,26	409,26	0,36

Tabla 5.52. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6Q, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,37	9,64	9,64	6,00	6,00	2,76	368,13	368,13	0,38
8,5	9,5	9,7	6,00	5,86	2,81	369,81	375,58	0,38
8,6	9,5	9,8	6,00	5,68	2,84	371,20	384,47	0,38
8,8	9,3	10,0	6,00	5,32	2,90	373,97	402,56	0,38
9,0	9,2	10,3	6,00	4,94	2,97	376,74	421,07	0,38
9,11	9,11	10,48	6,00	4,64	3,01	378,23	435,21	0,38
9,18	9,18	10,56	5,87	4,50	3,03	384,60	442,29	0,38
9,2	9,2	10,5	5,85	4,56	3,04	385,96	439,99	0,38
9,4	9,4	10,4	5,51	4,50	3,10	402,92	445,28	0,38
9,6	9,6	10,2	5,16	4,50	3,17	420,25	448,06	0,38
9,8	9,8	10,1	4,81	4,50	3,23	437,94	450,83	0,38
10,0	9,9	10,0	4,63	4,50	3,30	446,93	452,21	0,38
9,97	9,97	9,97	4,50	4,50	3,29	453,17	453,17	0,38

Tabla 5.53. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6Q, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
10,17	11,69	11,69	6,00	6,00	3,36	542,07	542,07	0,38
10,2	11,7	11,7	6,00	5,95	3,37	542,70	545,59	0,38
10,4	11,5	12,0	6,00	5,64	3,43	546,53	567,19	0,38
10,6	11,4	12,2	6,00	5,33	3,50	550,35	589,22	0,38
10,8	11,3	12,4	6,00	5,01	3,56	554,18	611,66	0,38
11,0	11,1	12,7	6,00	4,68	3,63	558,00	634,53	0,38
11,08	11,08	12,74	6,00	4,55	3,66	559,49	643,79	0,38
11,11	11,11	12,77	5,96	4,50	3,67	562,58	646,97	0,38
11,2	11,2	12,7	5,82	4,50	3,70	572,01	648,74	0,38
11,4	11,4	12,6	5,53	4,50	3,76	592,62	652,56	0,38
11,6	11,6	12,4	5,24	4,50	3,83	613,59	656,39	0,38
11,8	11,8	12,3	4,94	4,50	3,89	634,93	660,21	0,38
12,0	12,0	12,1	4,63	4,50	3,96	656,64	664,04	0,38
12,08	12,08	12,08	4,50	4,50	3,99	665,60	665,60	0,38

Tabla 5.54. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6Q, para un diámetro de 8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,57	7,55	7,55	6,00	6,00	2,17	226,23	226,24	0,38
6,80	7,36	7,82	6,00	5,49	2,24	228,36	242,48	0,38
7,00	7,21	8,05	6,00	5,03	2,31	230,19	256,96	0,38
7,12	7,12	8,19	6,00	4,75	2,35	231,30	265,84	0,38
7,23	7,23	8,31	5,79	4,50	2,38	238,09	273,80	0,38
7,40	7,40	8,16	5,43	4,50	2,44	249,71	275,39	0,38
7,60	7,60	8,00	5,00	4,50	2,51	263,39	277,22	0,38
7,83	7,83	7,83	4,50	4,50	2,58	279,29	279,29	0,38

Tabla 5.55. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 6Q, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,92	9,11	9,11	6,00	6,00	2,61	329,11	329,11	0,38
8,00	9,05	9,20	6,00	5,86	2,64	330,10	335,62	0,38
8,20	8,90	9,43	6,00	5,48	2,71	332,62	352,61	0,38
8,40	8,75	9,66	6,00	5,09	2,77	335,14	370,02	0,38
8,60	8,61	9,89	6,00	4,69	2,84	337,66	387,85	0,38
8,61	8,61	9,90	6,00	4,67	2,84	337,74	388,75	0,38
8,69	8,69	9,99	5,85	4,50	2,87	344,45	396,12	0,38
8,80	8,80	9,91	5,66	4,50	2,90	353,13	397,49	0,38
9,00	9,00	9,75	5,30	4,50	2,97	369,36	400,01	0,38
9,20	9,20	9,60	4,93	4,50	3,04	385,96	402,53	0,38
9,40	9,40	9,45	4,56	4,50	3,10	402,92	405,06	0,38
9,43	9,43	9,43	4,50	4,50	3,11	405,42	405,42	0,38

Tabla 5.56. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,11	10,48	10,48	6,00	6,00	3,01	378,33	378,33	0,33
9,20	10,42	10,58	6,00	5,86	3,04	379,51	385,45	0,33
9,40	10,27	10,81	6,00	5,52	3,10	382,28	402,39	0,33
9,60	10,13	11,04	6,00	5,18	3,17	385,06	419,70	0,33
9,80	9,99	11,27	6,00	4,82	3,23	387,83	437,37	0,33
10,00	10,00	11,45	5,87	4,50	3,30	396,00	453,60	0,33
10,20	10,20	11,30	5,56	4,50	3,37	412,00	456,37	0,33
10,40	10,40	11,15	5,23	4,50	3,43	428,31	459,14	0,33
10,60	10,60	11,00	4,90	4,50	3,50	444,95	461,92	0,33
10,80	10,80	10,87	4,57	4,50	3,56	461,90	464,69	0,33
10,84	10,84	10,84	4,50	4,50	3,58	465,23	465,23	0,33

Tabla 5.57. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5M, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
11,09	12,75	12,75	6,00	6,00	3,66	559,64	559,64	0,33
11,10	12,74	12,77	6,00	5,98	3,66	559,91	561,10	0,33
11,20	12,67	12,88	6,00	5,84	3,70	561,82	571,25	0,33
11,40	12,53	13,11	6,00	5,55	3,76	565,65	591,84	0,33
11,60	12,40	13,34	6,00	5,25	3,83	569,47	612,79	0,33
11,80	12,27	13,57	6,00	4,95	3,89	573,30	634,10	0,33
12,00	12,14	13,80	6,00	4,64	3,96	577,12	655,78	0,33
12,09	12,09	13,90	6,00	4,50	3,99	578,85	665,67	0,33
12,20	12,20	13,82	5,85	4,50	4,03	589,41	667,86	0,33
12,40	12,40	13,68	5,58	4,50	4,09	608,89	671,69	0,33
12,60	12,60	13,54	5,31	4,50	4,16	628,69	675,51	0,33
12,80	12,80	13,40	5,03	4,50	4,22	648,81	679,33	0,33
13,00	13,00	13,27	4,74	4,50	4,29	669,24	683,16	0,33
13,10	13,10	13,21	4,59	4,50	4,32	679,58	685,07	0,33
13,16	13,16	13,16	4,50	4,50	4,34	686,31	686,31	0,33

Tabla 5.58. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5M, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,12	8,20	8,20	6,00	6,00	2,35	231,35	231,35	0,33
7,40	7,98	8,51	6,00	5,44	2,44	233,84	249,38	0,33
7,60	7,83	8,74	6,00	5,01	2,51	235,67	263,04	0,33
7,73	7,73	8,89	6,00	4,73	2,55	239,90	272,11	0,33
7,83	7,83	9,01	5,82	4,50	2,58	242,91	279,34	0,33
8,00	8,00	8,87	5,49	4,50	2,64	253,44	280,88	0,33
8,20	8,20	8,71	5,09	4,50	2,71	266,27	282,71	0,33
8,49	8,49	8,49	4,50	4,50	2,80	285,34	285,34	0,33

Tabla 5.59. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5M, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,61	9,9	9,9	6,00	6,00	2,84	337,82	337,82	0,33
8,80	9,76	10,12	6,00	5,67	2,90	340,18	352,66	0,33
9,00	9,62	10,35	6,00	5,32	2,97	342,70	368,87	0,33
9,20	9,48	10,58	6,00	4,95	3,04	345,23	385,45	0,33
9,37	9,37	10,78	6,00	4,63	3,09	347,31	399,83	0,33
9,44	9,44	10,85	5,88	4,50	3,12	352,89	405,51	0,33
9,60	9,60	10,72	5,62	4,50	3,17	364,95	407,58	0,33
9,80	9,80	10,57	5,28	4,50	3,23	380,32	410,10	0,33
10,00	10,00	10,42	4,94	4,50	3,30	396,00	412,62	0,33
10,25	10,25	10,25	4,50	4,50	3,38	415,72	415,72	0,33

Tabla 5.60. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5O, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,25	9,49	9,49	6,00	6,00	2,72	366,35	366,35	0,39
8,4	9,4	9,6	6,00	5,81	2,77	368,42	376,45	0,39
8,6	9,2	9,8	6,00	5,44	2,84	371,20	394,59	0,39
8,8	9,1	10,0	6,00	5,07	2,90	373,97	413,16	0,39
8,97	8,97	10,32	6,00	4,65	2,96	376,28	433,04	0,39
9,0	9,0	10,3	5,94	4,68	2,97	379,08	432,15	0,39
9,05	9,05	10,40	5,87	4,50	2,99	382,93	440,37	0,39
9,2	9,2	10,3	5,60	4,50	3,04	396,12	442,51	0,39
9,4	9,4	10,1	5,26	4,50	3,10	413,52	445,28	0,39
9,6	9,6	10,0	4,90	4,50	3,17	431,31	448,06	0,39
9,8	9,8	9,8	4,53	4,50	3,23	449,47	450,83	0,39
9,82	9,82	9,82	4,50	4,50	3,24	451,07	451,07	0,39

Tabla 5.61. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 50, para un diámetro de 9 7/8” y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
10,01	11,51	11,51	6,00	6,00	3,30	539,02	539,02	0,39
10,1	11,4	11,5	6,00	5,94	3,33	540,79	544,24	0,39
10,2	11,4	11,6	6,00	5,79	3,37	542,70	555,07	0,39
10,4	11,2	11,9	6,00	5,47	3,43	546,53	577,06	0,39
10,6	11,1	12,1	6,00	5,15	3,50	550,35	599,46	0,39
10,8	11,0	12,3	6,00	4,82	3,56	554,18	622,30	0,39
10,90	10,90	12,54	6,00	4,56	3,60	556,10	639,44	0,39
10,94	10,94	12,58	5,95	4,50	3,61	559,74	643,70	0,39
11,0	11,0	12,5	5,86	4,50	3,63	566,18	644,92	0,39
11,2	11,2	12,4	5,77	4,50	3,70	587,06	648,74	0,39
11,4	11,4	12,2	5,27	4,50	3,76	608,21	652,56	0,39
11,6	11,6	12,1	4,96	4,50	3,83	629,74	656,39	0,39
11,8	11,8	12,0	4,50	4,50	3,89	660,21	660,21	0,39
11,89	11,89	11,89	4,50	4,50	3,92	662,00	662,00	0,39

Tabla 5.62. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 50, para un diámetro de 8” y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,47	7,44	7,44	6,00	6,00	2,14	225,35	225,35	0,39
6,60	7,33	7,59	6,00	5,71	2,18	226,53	234,44	0,39
6,80	7,18	7,82	6,00	5,26	2,24	228,36	248,86	0,39
7,02	7,02	8,07	6,00	4,74	2,32	230,33	265,23	0,39
7,12	7,12	8,19	5,78	4,50	2,35	237,25	272,83	0,39
7,20	7,20	8,12	5,62	4,50	2,38	242,61	273,57	0,39
7,40	7,40	7,95	5,19	4,50	2,44	256,28	275,39	0,39
7,60	7,60	7,79	4,75	4,50	2,51	270,32	277,22	0,39
7,71	7,71	7,71	4,50	4,50	2,54	278,23	278,23	0,39

Tabla 5.63. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 5O, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,8	8,97	8,97	6,00	6,00	2,57	327,6	327,6	0,39
7,90	8,89	9,01	6,00	5,89	2,61	328,84	332,97	0,39
8,00	8,82	9,12	6,00	5,70	2,64	330,10	341,45	0,39
8,20	8,67	9,35	6,00	5,32	2,71	332,62	358,74	0,39
8,40	8,53	9,58	6,00	4,92	2,77	335,14	376,45	0,39
8,47	8,47	9,74	6,00	4,69	2,80	336,07	386,11	0,39
8,56	8,56	9,85	5,85	4,50	2,83	343,03	394,48	0,39
8,60	8,60	9,80	5,78	4,51	2,84	346,13	394,59	0,39
8,80	8,80	9,65	5,42	4,50	2,84	362,42	397,49	0,39
9,00	9,00	9,50	5,05	4,50	2,97	379,08	400,01	0,39
9,20	9,20	9,35	4,67	4,50	3,04	396,12	402,53	0,39
9,29	9,29	9,29	4,50	4,50	3,06	403,63	403,63	0,39

Tabla 5.64. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
8,01	9,21	9,21	6,00	6,00	2,64	363,02	363,02	0,41
8,10	9,14	9,32	6,00	5,86	2,67	364,27	371,22	0,41
8,20	9,06	9,43	6,00	5,65	2,71	365,65	380,44	0,41
8,40	8,91	9,66	6,00	5,27	2,77	368,42	399,23	0,41
8,60	8,77	9,89	6,00	4,87	2,84	371,20	418,47	0,41
8,70	8,70	10,10	6,00	4,67	2,87	372,62	428,25	0,41
8,79	8,79	10,10	5,86	4,50	2,90	379,80	436,78	0,41
8,80	8,80	10,10	5,83	4,50	2,90	381,00	436,97	0,41
9,00	9,00	9,93	5,48	4,50	2,97	398,52	439,74	0,41
9,20	9,20	9,78	5,12	4,50	3,04	416,43	442,51	0,41
9,40	9,40	9,63	4,75	4,50	3,10	434,73	445,28	0,41
9,50	9,50	9,56	4,56	4,50	3,14	444,03	446,67	0,41
9,53	9,53	9,53	4,50	4,50	3,15	447,13	447,13	0,41

Tabla 5.65. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 9 7/8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
9,71	11,16	11,16	6,00	6,00	3,20	533,31	533,31	0,41
9,80	11,10	11,27	6,00	5,86	3,23	535,05	543,39	0,41
10,00	10,95	11,50	6,00	5,54	3,30	538,88	565,80	0,41
10,20	10,81	11,73	6,00	5,21	3,37	542,70	588,66	0,41
10,40	10,68	11,96	6,00	4,87	3,43	546,53	611,97	0,41
10,57	10,57	12,16	6,00	4,58	3,49	549,80	632,14	0,41
10,60	10,60	12,19	5,96	4,53	3,50	552,81	635,73	0,41
10,62	10,62	12,21	5,94	4,50	3,50	554,40	637,56	0,41
10,80	10,80	12,07	5,66	4,50	3,56	573,87	641,09	0,41
11,00	11,00	11,92	5,36	4,50	3,63	595,32	644,92	0,41
11,20	11,20	11,77	5,04	4,50	3,70	617,17	648,74	0,41
11,40	11,40	11,63	4,73	4,50	3,76	639,40	652,56	0,41
11,54	11,54	11,54	4,50	4,50	3,81	655,25	655,25	0,41

Tabla 5.66. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 8" y ANFO como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
6,28	7,23	7,23	6,00	6,00	2,07	223,67	223,67	0,41
6,40	7,14	7,36	6,00	5,75	2,11	224,70	231,75	0,41
6,60	6,98	7,59	6,00	5,28	2,18	226,53	246,46	0,41
6,81	6,81	7,83	6,00	4,77	2,25	228,49	262,40	0,41
6,92	6,92	7,96	5,78	4,50	2,28	235,66	271,01	0,41
7,00	7,00	7,89	5,61	4,50	2,31	241,08	271,74	0,41
7,20	7,20	7,72	5,17	4,50	2,38	255,05	273,57	0,41
7,40	7,40	7,56	4,72	4,50	2,44	269,42	275,39	0,41
7,49	7,49	7,49	4,50	4,50	2,47	276,24	276,24	0,41

Tabla 5.67. Patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 8" y BLEND 70:30 como explosivo.

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos		Factor de Carga (Kg/m ³)
	min	max	min	max		min	max	
7,58	8,71	8,71	6,00	6,00	2,50	324,75	324,75	0,41
7,70	8,61	8,78	6,00	5,84	2,54	326,31	332,55	0,41
7,80	8,54	8,89	6,00	5,64	2,57	327,57	341,24	0,41
8,00	8,39	9,12	6,00	5,24	2,64	330,10	358,96	0,41
8,20	8,24	9,35	6,00	4,83	2,71	332,62	377,14	0,41
8,23	8,23	9,46	6,00	4,69	2,71	332,95	383,23	0,41
8,32	8,32	9,56	5,84	4,50	2,74	340,35	391,41	0,41
8,40	8,40	9,50	5,69	4,50	2,77	347,16	392,45	0,41
8,60	8,60	9,33	5,31	4,50	2,84	363,88	394,97	0,41
8,80	8,60	9,33	5,31	4,50	2,84	363,88	394,97	0,41
9,00	9,00	9,03	4,54	4,50	2,97	398,52	400,01	0,41
9,02	9,02	9,02	4,50	4,50	2,98	400,26	400,26	0,41

Los cálculos reflejados en la tabla anterior, deben ser usados de la siguiente forma: Para cada retiro habrá un espaciamiento mínimo y máximo al igual que el cuello y la cantidad de explosivo. Para garantizar que se cumpla con el factor de carga se deben utilizar los parámetros mínimos únicamente con los mínimos y los máximos con los máximos, de no ser así se producirá un aumento o un descenso en el en este factor.

Al graficar los valores mínimos con los máximos se puede observar como se forma un ciclo cerrado, donde en cada punto de ese ciclo de mantendrá el factor de carga con el cual se quiera trabajar. Siguiendo con el ejemplo del piso del manto 4M, en la siguiente figura N° 5.2, se muestra la gráfica asociada al factor de carga para un diámetro de perforación de 9 7/8" y para cuando se utilice ANFO como agente de voladura.

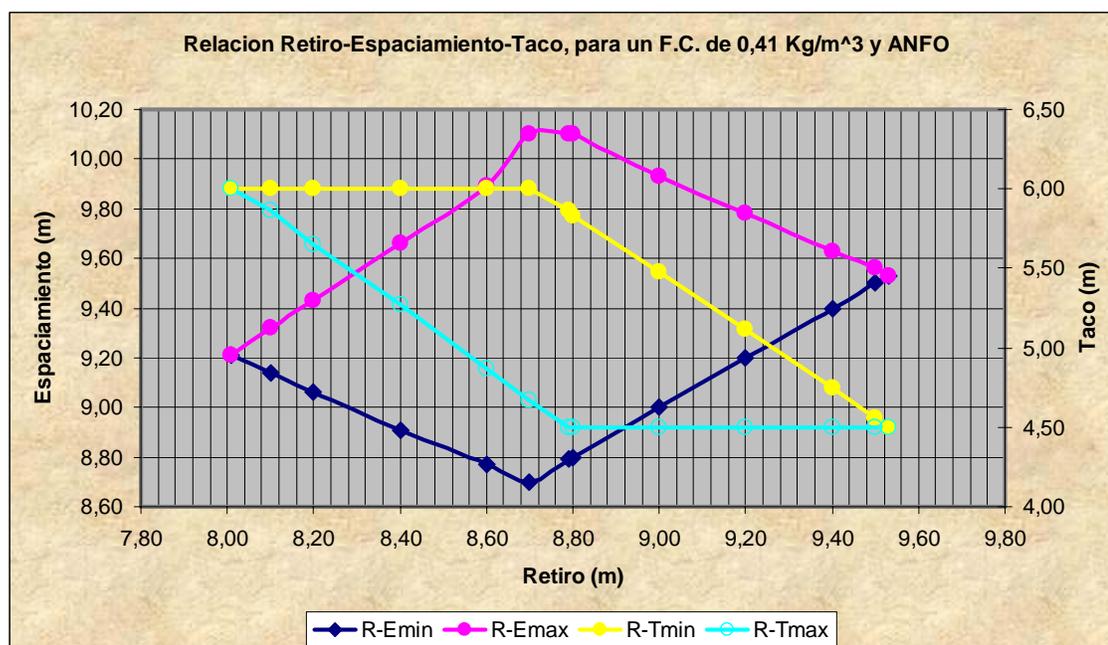


Figura N° 5.2. Grafica de los patrones asociados a la dureza del piso del manto 4M, para un diámetro de 9 7/8" y ANFO como explosivo.

Como se observa en la figura 5.2. se observan dos romboides, el primero de color azul oscuro y fucsia el cual representa la relación retiro espaciamento, y el segundo de color azul claro y amarillo que representa la relación retiro cuello o taco.

El color azul oscuro representa el espaciamento mínimo para cada retiro, y el espaciamento máximo esta representado por el fucsia; lo mismo sucede con el cuello, el color azul claro representa el cuello mínimo, y el color amarillo representa el cuello máximo.

El flanco izquierdo superior del rombo retiro-espaciamento, representa los valores para la relación máxima de retiro y espaciamento ($E = 1,15 \cdot R$) y el flanco derecho inferior, representa la relación mínima ($E=R$). El flanco horizontal superior del rombo retiro-cuello, representa el cuello máximo ($T=6m$), y el horizontal inferior representa el cuello mínimo ($T=4,5m$). Ver figura 5.3.

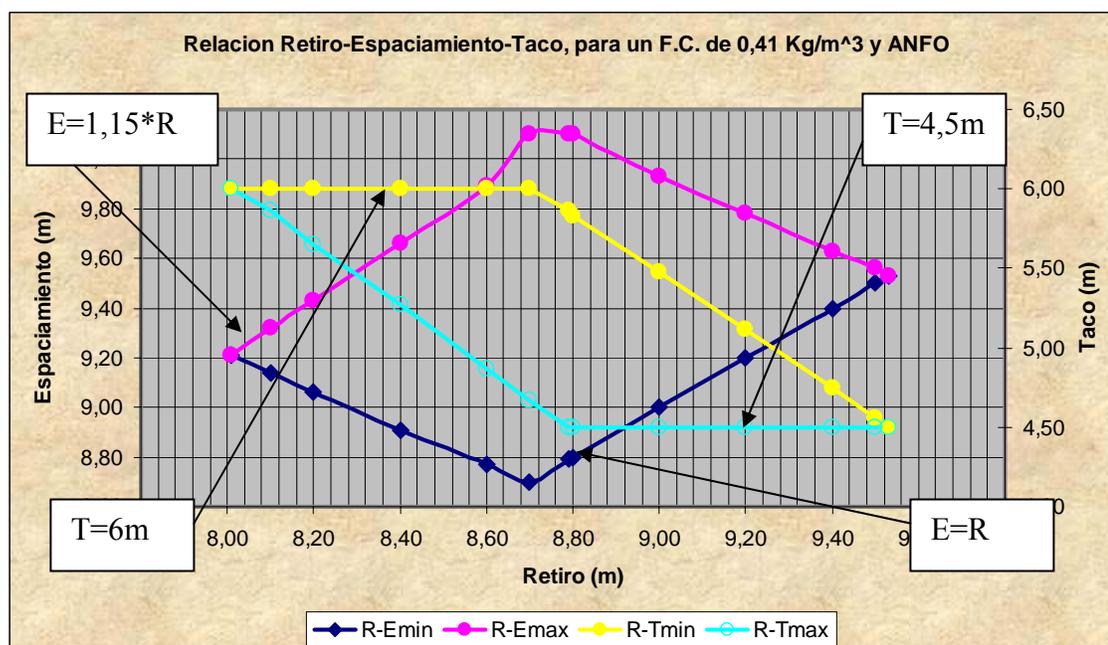


Figura 5.3. Relaciones máximas y mínimas

Suponiendo que no se cuente con las tablas de los patrones, es posible determinar los parámetros de retiro espaciamento y cuello, mediante la gráfica anterior, siguiendo las reglas que continuación se presentan:

1. Supóngase que se quiere trabajar con un retiro de 8,4 m. Al trazar una recta vertical por 8,4 en las accisas, se cortaran los flancos máximos y mínimos para el retiro.
2. Si se quiere trabajar con la relación máxima, se debe trazar desde el punto donde corte la recta a la curva, una recta horizontal que indique el valor en el eje de las ordenadas del espaciamento como se muestra en la 5.4.

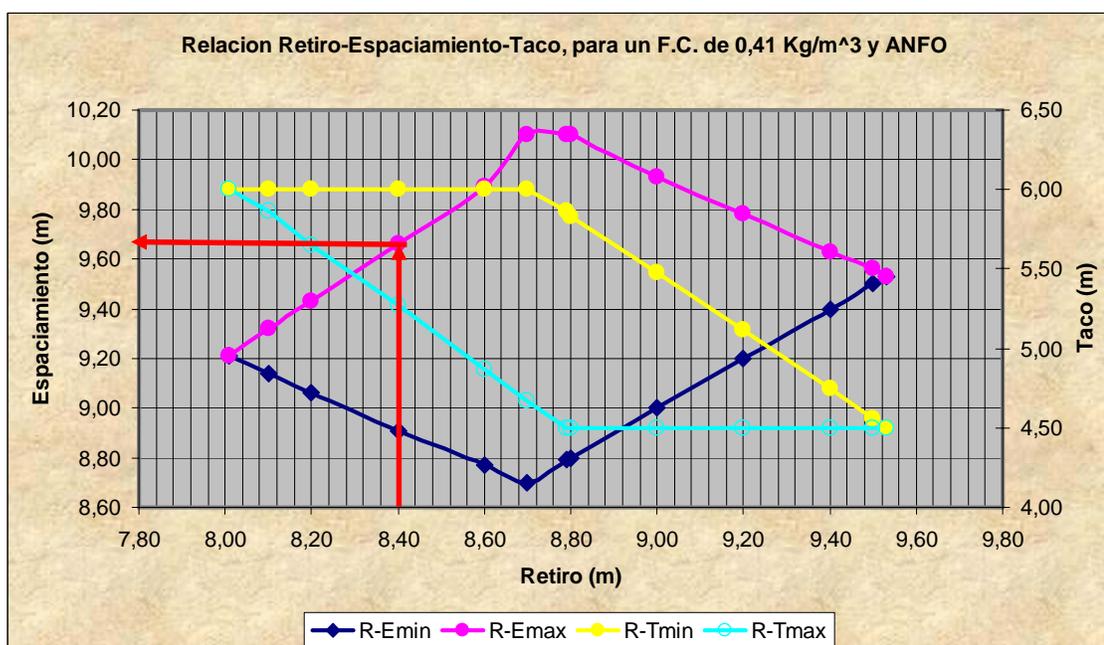


Figura 5.4. Ejemplo punto 2.

- Si se utiliza la relación máxima de retiro espaciamento, se debe utilizar la relación máxima de retiro cuello, usando la misma metodología del punto 2.

Las gráficas que reflejan la relación retiro-espaciamento y retiro-cantidad de explosivo, también se construyeron y pueden ser aplicadas de la misma forma que las gráficas retiro-cuello, y se pueden observar en la figura 5.5.

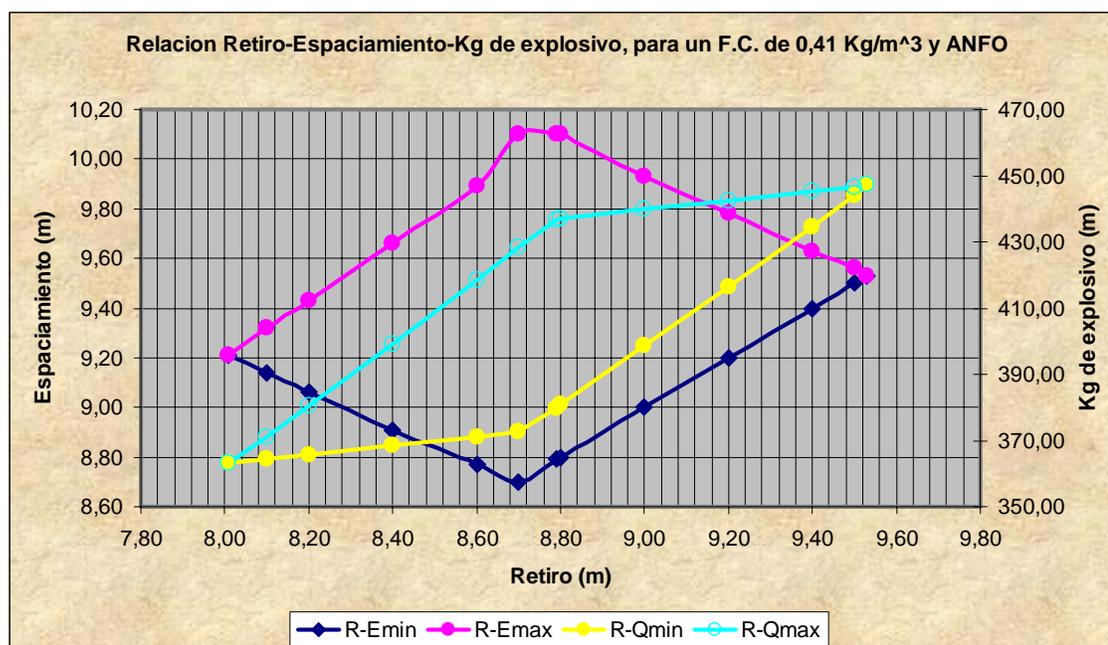


Figura N° 5.5. Grafica retiro-espaciamento y retiro-cantidad de explosivo para un diámetro de 9 7/8" y ANFO.

Para efectos prácticos, se recomienda utilizar aquellos patrones que posean el retiro más pequeño, esto se hace para concentrar más la energía acercando las cargas.

En el apéndice A, se observan todas las gráficas construidas, donde se muestra el comportamiento de la relación retiro-espaciamento, retiro-cuello, retiro-cantidad de explosivo, para las diferentes condiciones de diámetro de perforación y tipo de explosivo.

En las voladuras bajo manto, como no se tiene cara libre se necesita que las cargas se encuentren lo más cercanas posible para que exista la mejor ayuda barreno, por lo que los patrones propuestos para este caso se tomaron en función del menor para un espaciamento de 1,15 veces el retiro, para formar triángulos equiláteros, tomando en cuenta los patrones calculados para BLEND 70:30. El retiro que predominará será aquel cuyo piso sea más resistente y que por lo tanto requiera un factor de carga mayor.

Los patrones propuestos para voladuras bajo manto se muestran desde la tabla 5.68 hasta la 5.79.

Figura 5.68. Parámetros para voladura bajo manto del 8I

BM - 8I						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	11,52	13,25	6,00	3,80	567,99	0,31
8"	8,94	10,28	6,00	2,95	341,95	0,31

Figura 5.69. Parámetros para voladura bajo manto del 8K

BM - 8K						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	11,52	13,25	6,00	3,80	567,99	0,31
8"	8,94	10,28	6,00	2,95	341,95	0,31

Figura 5.70. Parámetros para voladura bajo manto del 8M

BM - 8M						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,33	11,88	6,00	3,41	545,26	0,37
8"	8,05	9,25	6,00	2,66	330,70	0,37

Figura 5.71. Parámetros para voladura bajo manto del 7M

BM - 7M						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,33	11,88	6,00	3,41	545,26	0,37
8"	8,05	9,25	6,00	2,66	330,70	0,37

Figura 5.72. Parámetros para voladura bajo manto del 7O

BM - 7O						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,17	11,69	6,00	3,36	542,07	0,38
8"	7,92	9,11	6,00	2,61	329,11	0,38

Figura 5.73. Parámetros para voladura bajo manto del 6K

BM - 6K						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,17	11,69	6,00	3,36	542,07	0,38
8"	7,92	9,11	6,00	2,61	329,11	0,38

Figura 5.74. Parámetros para voladura bajo manto del 6M

BM - 6M						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,51	12,08	6,00	3,47	548,6	0,36
8"	8,18	9,41	6,00	2,70	332,36	0,36

Figura 5.75. Parámetros para voladura bajo manto del 6O

BM - 6O						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,51	12,08	6,00	3,47	548,6	0,36
8"	8,18	9,41	6,00	2,70	332,36	0,36

Figura 5.76. Parámetros para voladura bajo manto del 6Q

BM - 6Q						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,17	11,69	6,00	3,36	542,07	0,38
8"	7,92	9,11	6,00	2,61	329,11	0,38

Figura 5.77. Parámetros para voladura bajo manto del 5M

BM - 5M						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,17	11,69	6,00	3,36	542,07	0,38
8"	7,92	9,11	6,00	2,61	329,11	0,38

Figura 5.78. Parámetros para voladura bajo manto del 5O

BM - 5O						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	10,01	11,51	6,00	3,30	539,02	0,39
8"	7,8	8,97	6,00	2,57	327,6	0,39

Figura 5.79. Parámetros para voladura bajo manto del 4M

BM - 4M						
D. BARRENO (in)	RETIRO (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	SP (m)	KG. EXPLOSIVO	F.C. (Kg/m³)
9 7/8"	9,71	11,16	6,00	3,20	533,31	0,41
8"	7,58	8,71	6,00	2,50	324,75	0,41

A diferencia de los patrones usados actualmente en Carbones del Guasare S.A., los cuales son prácticamente generalizados ya que solo diferencian entre roca blanda y roca dura como muestra la figura 5.67, se obtuvo como resultado principal de este trabajo patrones personalizados para cada manto, los cuales se adaptan a los requerimientos y características de cada roca.

Tabla 5.80. Patrones usados en Carbones Carbones del Guasare S.A. (CDG, 2005)

Sistema de Voladura		Patrón de Perforación	
		Roca Dura	Roca Blanda
Convencional	Cuña Superior ó Inferior	4 x 4 6 x 6 8 x 8 Cuadrado	4 x 4 6 x 6 8 x 8 Cuadrado
	Full Face	8 x 8 En tres bolillo	10 x 10 Cuadrado
Bajo Manto		8 x 8 En tres bolillo	8 x 8 En tres bolillo

5.4. OPTIMIZACION DEL DIAMETRO DE PERFORACION

Como se puede observar en las tablas expuestas en el punto 5.3 de este capítulo, los retiros calculados para ANFO varían entre 7,8 y 8,8 metros, retiros los cuales históricamente en la Mina Paso Diablo, han arrojado buenos resultados en cuanto a fragmentación se refiere. El problema se presenta, cuando se utiliza mezcla ANFO- EMULSION (BLEND 70:30), ya que los retiros obtenidos a través de los cálculos varían entre 9 y 11 metros; estos valores de retiro se han probado a lo largo de la historia de la mina, obteniendo resultados insatisfactorios en la fragmentación de la roca. Como resultado de ello, los retiros han sido reducidos en comparación a los utilizados en patrones de perforación donde se utiliza ANFO, ocasionando que el factor de carga se eleve a valores mayores de lo requerido por la roca, impactando directamente en el costo de voladura.

Utilizando la ayuda del Solver, se logró encontrar el diámetro de perforación óptimo para esta mina. En la figura 5.6, se observa como se incrementa el factor de carga cuando se trata de mantener retiros de 8m.

PARÁMETROS DE DISEÑO DE VOLADURA			
Constantes		Variables	
Altura de Banco (m)	12	Espaciamiento (m)	8,00
Retiro (m)	8,00	Longitud de Carga sin Sp (m)	5,23
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	62,00	Retacado (m)	6,00
		Sobre Perforacion (m)	2,64
		Cantidad de Explosivo (Kg)	488,19
Factor de Carga (Kg/m ³)			0,64
Restriccion de la F.C. (Kg/m ³)	0,41	Long. de C. con Expan. Sin Sp (m)	5,79
Restriccion de Espaciamiento max (m)	9,20	FCL (Kg/m) - Propuesto	62
Longitud de Carga sin Expansión (m)	7,87	Diametro de Perforacion (m) Propsto.	0,250
Longitud de Carga con Expansión (m)	8,43		

Figura 5.6. Factor de carga elevado a causa del diámetro de perforación y del explosivo utilizado.

Manteniendo las mismas condiciones de retiro, cuello, sobreperforación y factor de carga con se realizaron los cálculos para 9 7/8” de diámetro de broca, aplicando el solver se buscó hallar el diámetro de perforación óptimo para estas condiciones. Como se observa en la figura 5.7., el diámetro de perforación requerido para las condiciones de la Mina Paso diablo es de 201 mm. Comercialmente el diámetro de perforación que más se acerca a este valor es de 203mm el cual corresponde a 8” de diámetro.

PARÁMETROS DE DISEÑO DE VOLADURA			
Constantes		Variables	
Altura de Banco (m)	12	Espaciamiento (m)	8,00
Retiro (m)	8,00	Longitud de Carga sin Sp (m)	5,23
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	39,99	Retacado (m)	6,00
		Sobre Perforacion (m)	2,64
		Cantidad de Explosivo (Kg)	314,88
Factor de Carga (Kg/m ³)			0,41
Restriccion de la F.C. (Kg/m ³)	0,41	Long. de C. con Expan. Sin Sp (m)	5,79
Restriccion de Espaciamiento max (m)	9,20	FCL (Kg/m) - Propuesto	39,99
Longitud de Carga sin Expansión (m)	7,87	Diametro de Perforacion (m) Propsto.	0,201
Longitud de Carga con Expansión (m)	8,43		

Figura 5.7. Diámetro de perforación nuevo.

Al recalcularse los patrones para 8” de diámetro se logró reducir los retiros en casi 2 m, lo que permite un mejor acercamiento entre el explosivo y la roca, lográndose un mejor control del factor de carga.

5.5. OPTIMIZACION DEL RETACADO

La energía liberada por el explosivo en el momento de la detonación, es transmitida hacia su alrededor, bien sea a la roca o el cuello del barreno, si esta energía no esta bien confinada, gran parte de ella va a escapar por el cuello provocando una gran pérdida de energía en Kcal/Kg por kilogramo de explosivo en el barreno. La pérdida de energía implica pérdida de dinero y además pérdida en fragmentación.

El confinamiento de la carga explosiva tiene por efecto, el aumento de la reacción de la carga explosiva, el aumento en la velocidad de detonación y disminución del diámetro crítico; por lo que, si el explosivo no estaba detonando completamente, a ese diámetro aumentará la probabilidad de que así sea.

En Carbones del Guasare S.A., el material con que se retaquea es el dentrito de perforación, el cual es una especie de polvillo poco a adecuado para esa función, ya que es muy liviano y por lo tanto, no ejerce prácticamente ninguna presión sobre el explosivo, lo que produce una gran pérdida de energía a través de él, como se muestra en la figura 5.8.



Figura 5.8. Perdida de energía por retacado. (Propia)

Investigaciones realizadas por Otuonye indican que, utilizando un material de retacado adecuado, se puede reducir el retacado hasta un 41%. Calvin Konya propone que, el tamaño de las partículas del retacado debe estar alrededor del 5% del diámetro de barreno.

$$SZ = 0,05 * Dh \quad (16)$$

Donde;

SZ = Tamaño de las partículas en pulgadas.

Dh = Diámetro del Barreno en pulgadas.

Por lo tanto, se tiene que:

$$Dh = 9 \frac{7}{8}''$$

$$SZ = 0,05 * \left(9 + \frac{7}{8}\right)$$

$$SZ = 0,49''$$

$$SZ = 12,54 \text{ mm}$$

Este valor de 12,54 mm, indica que un material adecuado para el retaqueo de este barreno puede ser ripio con un tamaño que oscila alrededor de $3/8''$.

Si Dh = $8''$

$$SZ = 0,05 * 8''$$

$0,4''$ son 10,23 mm, por lo que para un diámetro de perforación de $8''$, también se recomienda como material de taque ripio.

Por condiciones de ubicación geográfica, es muy difícil para Carbones del Guasare S.A. adquirir piedra picada, ya que los costos de esta son muy elevados y no

sería rentable por la cantidad de barrenos que hay que cargar diariamente. Pero existen otras soluciones a este problema del taco, por ejemplo el uso de gas bag o air deck, estos accesorios se pueden utilizar al principio del taco, como lo muestra la figura 5.9, y luego se le vacía el dentrito de perforación encima para ejercer más presión.

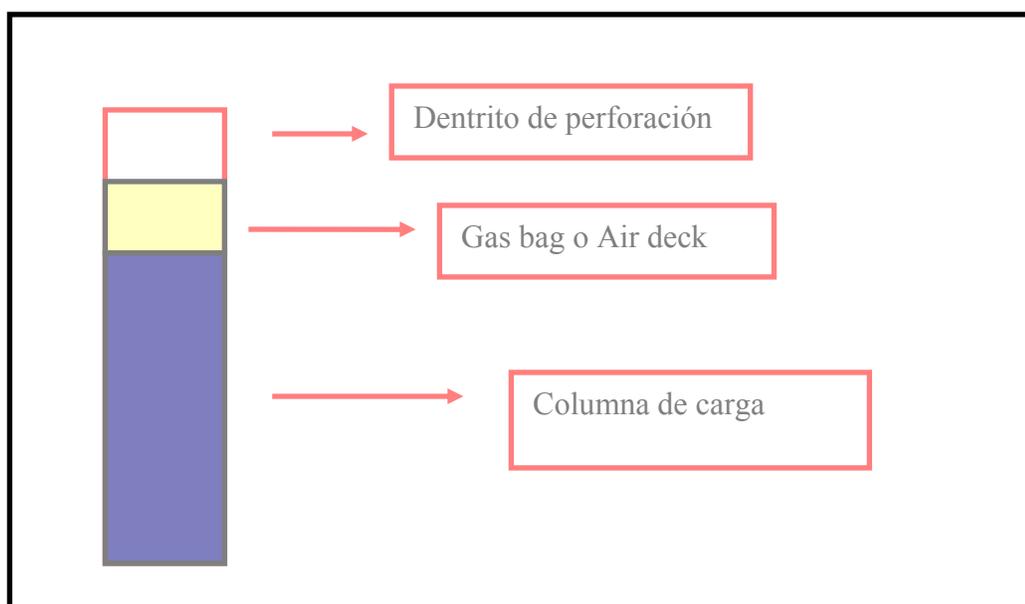


Figura 5.9. Colocación del Gas Bag o Air Deck en el barreno. (Propia)

Cada uno de los accesorios de estos, tienen un valor en el mercado de oscila alrededor de 16\$, por lo que la utilización de ellos incrementaría en 16\$ por barreno, y si se está hablando de voladuras de 100 barrenos serían 1600 \$ de incremento en los costos de voladuras.

Lo que si está claro, es que mientras se siga utilizando el dentrito de perforación como material de taqueo, se seguirán produciendo pérdidas de energía en el momento de la detonación y por lo tanto pérdida de dinero, ya que no se están consumiendo todas las Kcal/kg de explosivo por las cuales se adquirió. Esto es un

costo adicional muchas veces poco perceptible, pero que influye seriamente en el rendimiento de las voladuras, y por lo tanto en el rendimiento de los equipos de carga y acarreo aumentando a la larga, los costos totales de operación.

5.6. OPTIMIZACIÓN DE LAS CARGAS ALTERNAS Y COLOCACIÓN DEL DECKING

Cuando se trabaja con cargas alternas, un decking adecuado puede evitar que una de las cargas dañe la otra. Aunque en Carbones del Guasare S.A., las cargas de fondo, de las dos columnas de explosivo que se tienen en el caso de voladuras bajo manto, poseen el mismo retardo en milisegundos, para ese caso 500 ms. Es importante tener en cuenta que, existe una incertidumbre del 1%, en la exactitud de la detonación de cebo, por lo que podría detonar 5 milisegundos antes o después de lo requerido, esto quiere decir que existe la probabilidad que la carga inferior detone antes que la superior, lo que podría ocasionar daños en la misma, si el decking no es el adecuado.

El hecho de que la carga inferior detone antes que la carga superior, trae como consecuencia, que la roca que rodea la carga inferior no se fragmente de forma adecuada, ya que esta zona se encontrara demasiado confinada, además que podría dañarse la carga superior a causa de la onda de choque producida por la detonación la columna de carga inferior.

Se realizó un análisis estocástico, para calcular cual es la probabilidad de que la carga inferior detone antes que la carga superior y pueda dañar a esta última.

Las 7 tablas que se construyeron con alturas de cargas diferentes muestran que la probabilidad que la carga superior detone antes que la inferior es muy alta; variando desde un 32% hasta u 46% de probabilidad, lo que demuestra que la

utilización de 500 ms de retardo en ambas líneas descendentes, tendrá un efecto poco satisfactorio en el proceso de voladura. Esto resultados se pueden observar en las tablas 5.81 hasta la 5.87.

Tabla 5.81. Probabilidad para 8m.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO

Continuación de la tabla 5.81

N ^a	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	NO	NO	
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	8,00	1,80	1,54	SI	SI	
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									32%		

Tabla 5.82. Probabilidad para 7m.

N ^a	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	

Continuación de la Tabla 5.82

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	NO	NO	
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	7,00	1,57	1,35	SI	SI	
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									34%		

Tabla 5.83. Probabilidad para 6m.

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
1	492,42	496,86	-4,44	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO	
2	507,85	507,19	0,67	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO	
3	506,23	505,37	0,87	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO	
4	509,85	495,99	13,86	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI	
5	498,48	504,72	-6,24	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO	
6	498,27	498,60	-0,33	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO	

Continuación de la Tabla 5.83

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE CARGA (m)	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND		ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
7	493,44	492,33	1,11	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
8	494,82	502,72	-7,91	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
9	502,63	505,38	-2,76	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
10	492,60	500,87	-8,27	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
11	501,35	501,33	0,02	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
12	501,61	509,77	-8,17	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
13	504,18	506,31	-2,13	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
14	505,33	504,72	0,61	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
15	490,11	501,56	-11,45	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
16	496,03	506,92	-10,89	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
17	509,54	491,16	18,39	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
18	499,54	505,12	-5,58	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
19	501,47	498,29	3,18	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
20	488,64	502,52	-13,88	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
21	498,33	508,31	-9,98	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
22	500,65	502,14	-1,48	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
23	496,03	500,15	-4,13	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
24	499,49	500,87	-1,38	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
25	499,37	499,98	-0,61	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
26	504,57	497,82	6,75	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
27	496,39	493,85	2,54	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
28	500,14	498,56	1,57	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
29	500,79	511,77	-10,97	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
30	496,47	495,67	0,80	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
31	504,74	494,63	10,12	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
32	507,71	502,14	5,57	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
33	502,04	492,60	9,45	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
34	499,08	504,34	-5,27	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
35	494,59	502,90	-8,31	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
36	503,45	497,67	5,77	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
37	494,04	495,93	-1,90	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
38	494,09	499,68	-5,59	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
39	502,75	506,36	-3,61	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
40	503,64	489,19	14,45	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
41	502,69	505,00	-2,31	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
42	504,14	498,72	5,42	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
43	511,42	494,11	17,31	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
44	496,63	494,35	2,29	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
45	502,06	494,13	7,93	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
46	498,97	499,68	-0,71	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
47	511,92	497,01	14,91	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
48	503,37	498,19	5,19	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI

Continuación de la Tabla 5.83

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
49	506,34	497,22	9,11	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	SI	SI
50	497,16	502,52	-5,36	4450,00	5200,00	6,00	1,35	1,15	NO	NO
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									36%	

Tabla 5.84. Probabilidad para 5m.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI

Continuación de la Tabla 5.84.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	NO	NO
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	5,00	1,12	0,96	SI	SI
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									42%	

Tabla 5.85. Probabilidad para 4m.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO

Continuación de la Tabla 5.65

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	NO	NO	
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	4,00	0,90	0,77	SI	SI	
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									44%		

Tabla 5.86. Probabilidad para 3m

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	

Continuación de la Tabla 5.86

Nº	CARGA		DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI	
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO	

Continuación de la Tabla 5.86

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	NO	NO
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	3,00	0,67	0,58	SI	SI
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									46%	

Tabla 5.87. Probabilidad para 2m

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
1	503,08	501,74	1,34	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
2	493,00	502,11	-9,11	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
3	499,67	508,20	-8,52	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
4	500,71	505,60	-4,89	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
5	497,81	505,20	-7,39	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
6	503,48	501,09	2,39	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
7	494,22	507,57	-13,35	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
8	496,07	503,56	-7,49	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
9	505,51	493,93	11,57	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
10	505,64	493,11	12,53	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
11	500,08	509,60	-9,52	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
12	493,52	499,78	-6,27	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
13	500,80	500,75	0,05	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
14	500,13	498,47	1,67	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
15	499,89	505,15	-5,26	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
16	502,04	495,94	6,11	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
17	496,55	502,58	-6,03	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
18	497,24	496,56	0,69	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
19	506,95	500,77	6,19	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
20	498,00	497,05	0,95	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
21	505,47	503,29	2,18	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
22	497,46	494,50	2,96	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
23	495,98	499,77	-3,78	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
24	493,81	501,72	-7,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
25	495,50	501,39	-5,89	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
26	496,04	507,68	-11,64	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
27	494,06	494,59	-0,53	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
28	491,88	506,21	-14,33	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
29	501,12	499,79	1,34	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
30	499,31	498,11	1,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI

Continuación de la tabla 5.87

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
31	500,88	501,69	-0,81	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
32	495,84	490,54	5,30	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
33	513,45	492,39	21,06	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
34	500,38	506,37	-6,00	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
35	502,26	502,05	0,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
36	498,73	502,59	-3,86	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
37	506,89	498,82	8,07	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
38	500,76	500,49	0,27	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
39	504,66	495,52	9,14	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
40	497,65	495,30	2,36	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
41	501,56	498,65	2,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
42	503,70	507,69	-3,99	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
43	507,76	502,93	4,82	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
44	501,47	506,88	-5,41	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
45	499,47	504,79	-5,32	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
46	496,48	497,90	-1,42	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
47	504,72	496,45	8,28	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
48	495,68	503,57	-7,89	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
49	496,72	495,32	1,39	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
50	503,14	492,34	10,80	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									46%	

Lo que reflejan estos números, es que la probabilidad de que la carga superior sufra daños si no se utilizan cargas de fondo de alta precisión es muy alta, por lo que se requiere la utilización de detonadores electrónicos para solventar el problemas de la incertidumbre de los detonadores no eléctricos y, disminuir la probabilidad de falla al momento de la detonación logrando aprovechar por completo la energía del explosivo.

Al no contar con detonadores de alta precisión, aumenta la necesidad de la utilización de un decking, adecuado que no permita o disminuya el efecto que puede causar la energía proveniente de la carga inferior. Según la formula 15; Para un diámetro de 9 7/8", se necesita un decking 1,5 metros de espesor como mínimo, y para un diámetro de 8" se necesita un decking de 1,2 metros. En la Mina Paso Diablo

de manejan decking que varían de 1,5 metros hasta 2 metros de espesor lo cual están dentro del parámetro requerido; pero el problema radica no en el espesor utilizado sino en el material utilizado, el cual es el dentrito de perforación un material muy ligero y poco adecuado para esta función, por lo que se requiere de accesorios como gas bag o air deck que pueden ayudar a mantener que la energía proveniente de la carga inferior se transmita a la roca y, no se escape a través del decking dañando o deflagrando por simpatía la carga superior.

La utilización de cargas de fondo de diferentes retardos, es una solución al problema anteriormente planteado, ya que utilizando las mismas en la columna de explosivo superior de menor retardo, se elimina por completo la probabilidad que la carga inferior dañe o deflagre la carga superior.

Utilizando una carga de fondo en la columna superior de 450 ms, que corresponde al período 13, el cual antecede al período correspondiente de los 500 ms (período 14) de los detonadores no eléctricos de la serie MS, se puede disminuir hasta un 0% la probabilidad que la carga inferior ocasione daños, manteniendo un retardo de 500 ms en la columna inferior; esto lo podemos ver reflejado en la tabla 5.88, la cual corresponde a un análisis probabilístico de 50 números aleatorios. En la columna llamada *carga superior*, se generaron números de media 450 y desviación estándar de 4,5; en la columna llamada *carga inferior*, se generaron números aleatorios de media 500 y desviación estándar. Estas desviaciones corresponden a un 1% de incertidumbre. El análisis se realizó para una columna de carga inferior mínima de 2m, ya que para esta condición la probabilidad de falla es la mas alta, por lo que se asume que si para los 2m de altura de carga, no falló tampoco lo hará para columnas de mayor potencia.

Tabla 5.88. Probabilidad de falla para cargas de fondo de diferentes milisegundos y 1% de incertidumbre.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE		T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND	
1	448,65	512,42	-63,77	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
2	444,25	500,49	-56,24	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
3	451,10	495,59	-44,49	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
4	455,74	496,05	-40,30	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
5	455,39	495,94	-40,55	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
6	457,80	500,42	-42,62	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
7	440,17	501,01	-60,84	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
8	448,95	491,52	-42,58	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
9	454,93	497,71	-42,78	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
10	445,11	500,15	-55,04	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
11	446,89	496,59	-49,69	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
12	442,39	500,23	-57,84	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
13	441,69	501,59	-59,90	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
14	445,60	511,38	-65,78	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
15	446,52	490,43	-43,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
16	440,47	499,84	-59,37	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
17	447,44	509,55	-62,10	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
18	448,18	501,83	-53,65	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
19	450,61	501,44	-50,83	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
20	448,36	495,44	-47,09	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
21	448,53	496,68	-48,15	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
22	448,33	500,91	-52,57	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
23	456,04	507,06	-51,02	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
24	449,62	503,00	-53,39	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
25	449,16	508,64	-59,48	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
26	447,69	495,93	-48,24	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
27	458,87	499,54	-40,66	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
28	453,90	502,04	-48,14	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
29	460,69	503,52	-42,83	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
30	447,05	495,49	-48,43	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
31	457,48	505,79	-48,31	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
32	442,74	508,85	-66,10	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
33	452,43	500,34	-47,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
34	454,06	507,26	-53,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
35	458,64	496,86	-38,22	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
36	449,62	502,09	-52,47	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
37	447,64	502,17	-54,53	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
38	453,04	496,84	-43,80	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
39	448,28	500,18	-51,89	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
40	453,41	500,13	-46,72	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
41	443,50	495,83	-52,33	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	
42	446,19	504,45	-58,27	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO	

Continuación de la Tabla 5.88

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
43	443,15	496,35	-53,19	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
44	448,37	503,97	-55,60	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
45	449,85	499,77	-49,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
46	450,13	499,43	-49,30	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
47	448,55	499,70	-51,15	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
48	459,88	503,33	-43,45	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
49	442,16	508,72	-66,57	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
50	446,69	501,87	-55,19	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									0%	

Sin embargo, para las mismas condiciones anteriores de cargas de fondo se puede observar, que comenzará a producirse posible daños en el explosivo a partir de un 3% de incertidumbre, cuando la probabilidad comienza a ser de 2%, lo que ofrece 2 puntos por encima del 1% de incertidumbre que ofrece el fabricante.

El análisis estocásticos para un 3% de incertidumbre, se realizó bajo las mismas condiciones de carga de fondo donde, la superior es de menor retardo (450 ms) que la inferior (500 ms); los resultados se muestran en la tabla 5.89.

Tabla 5.89. Probabilidad de falla para cargas de fondo de diferentes milisegundos y 3% de incertidumbre.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA	Vd (m/s)		ALTURA DE	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)	(ms)	ANFO	BLEND	CARGA (m)	ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
1	416,40	489,60	-73,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
2	450,96	527,90	-76,94	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
3	457,85	509,09	-51,24	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
4	446,11	500,48	-54,37	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
5	454,47	518,22	-63,75	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
6	459,88	492,99	-33,10	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
7	448,24	504,13	-55,89	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
8	451,11	508,49	-57,38	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
9	437,33	512,59	-75,27	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
10	440,98	518,32	-77,34	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
11	448,38	497,29	-48,91	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
12	458,30	494,46	-36,16	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
13	439,01	500,94	-61,93	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
14	449,58	518,71	-69,13	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO

Continuación de la Tabla 5.89.

Nº	CARGA	CARGA	DIFERENCIA (ms)	Vd (m/s)		ALTURA DE CARGA (m)	T2 (ms)		DETONO DESPUES	
	SUPERIOR (ms)	INFERIOR (ms)		ANFO	BLEND		ANFO	BLEND	ANFO	BLEND
15	430,19	498,65	-68,45	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
16	466,13	492,61	-26,48	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
17	459,53	514,58	-55,05	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
18	456,07	494,53	-38,46	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
19	445,03	484,38	-39,35	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
20	446,23	490,92	-44,69	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
21	449,23	485,73	-36,50	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
22	463,81	518,01	-54,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
23	459,58	494,88	-35,30	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
24	457,15	539,52	-82,37	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
25	430,03	501,77	-71,74	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
26	437,53	480,56	-43,04	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
27	445,73	511,11	-65,38	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
28	440,47	498,71	-58,24	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
29	456,74	506,64	-49,90	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
30	448,24	495,54	-47,30	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
31	454,18	485,13	-30,95	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
32	471,52	518,64	-47,13	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
33	447,25	503,08	-55,83	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
34	440,53	482,08	-41,56	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
35	461,47	497,99	-36,52	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
36	440,34	524,35	-84,00	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
37	449,45	502,70	-53,25	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
38	465,75	461,97	3,78	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	SI	SI
39	447,49	488,99	-41,50	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
40	456,52	483,38	-26,86	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
41	446,79	507,41	-60,63	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
42	454,32	508,96	-54,64	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
43	457,12	501,68	-44,56	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
44	435,57	508,54	-72,97	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
45	457,11	503,37	-46,26	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
46	439,27	499,29	-60,02	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
47	433,26	510,47	-77,20	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
48	455,13	480,23	-25,10	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
49	442,96	467,54	-24,58	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
50	438,18	507,14	-68,96	4450,00	5200,00	2,00	0,45	0,38	NO	NO
Probabilidad de que la onda de choque dañe la carga superior									2%	

5.7. OPTIMIZACION DE LA CARGA DE COLUMNA

Generalmente cuando se diseñan parámetros de voladuras se hace un enfoque prácticamente único en el retiro, el espaciamiento, la sobreperforación, el cuello y la cantidad de explosivo. Sin embargo, casi nunca se analiza si la cantidad de explosivo colocada en un barreno es capaz de consumirse por completo en el momento de la voladura.

Partiendo de las reglas básicas de la física (cinemática), se comprobó que para las condiciones de altura de banco, retiro y columna de carga, de la Mina Paso Diablo se logra aprovechar por completo el explosivo colocado en cada barreno.

En el momento de la detonación del barreno, se comienzan a formar grietas radiales alrededor de este, que viajan por la roca hasta la cara libre, la velocidad con que viajan estas grietas se denomina velocidad de rompimiento. Al mismo tiempo se comienza a consumir el explosivo que esta en la columna de carga, el cual lo hará a la velocidad de detonación del explosivo. Lo ideal es que el tiempo que tardan las grietas en llegar a la cara libre, sea menor que el tiempo que tarda en consumirse el explosivo. Esto se debe a que, cuando la grietas llegan a la cara libre comienza a quebrantarse por completo la roca, proceso que es prácticamente instantáneo, gracias a que las ondas compresivas que viajaban hacia el frente libre se reflejan en este y se convierten en ondas tensiles.

$$t_1 = \frac{Retiro}{V_c} \quad (17)$$

Donde;

t_1 = Tiempo en llegar las grietas a la cara libre (ms)

V_c = Velocidad de rompimiento (m/s)

$V_c = 0,2 * V_p$

V_p = Velocidad de propagación de la onda longitudinal (m/s)

$$t_2 = \frac{L}{V_e} \quad (18)$$

Donde;

T_2 = Tiempo en consumirse el explosivo (ms)

L = Longitud de la columna de carga sin sobre perforación (m)

V_e = Velocidad de detonación (m/s)

El análisis se realizó para los dos tipos de explosivos ANFO y BLEND 70:30, pero la V_p utilizada fue la de la arenisca, ya que esta posee una velocidad casi el doble de la limolita, dando por hecho que esta sería la condición más desfavorable. Se tomó como referencia el retiro mínimo y el máximo para estudiar su comportamiento.

Para un diámetro de barreno de 9 7/8, se obtienen los retiros más grandes o máximos tanto para ANFO como para BLEND 70:30 y para un factor de carga de 0,30 kg/m³. Los resultados de los análisis de tiempos se reflejan en la siguiente tabla 5.90.

Tabla N° 5.90. Análisis de tiempos para retiros máximos

Retiro (m)	Taco (m)	Hb (m)	Vp (m/s)	Ve (m/s)	L (m)	Lmax (m)	Explosivo			
							t1 (s)	t2 (s)	td (s)	
11,48	4,50	12	3600	4450	7,5	70,95	0,0159	0,0017	0,0143	ANFO
13,96	4,50	12	3600	5200	7,5	100,82	0,0194	0,0014	0,0179	BLEND 70:30

En la tabla 5.3 se muestra la diferencia ente “t1” y “t2”, en el caso del ANFO la columna de explosivo se consume 14,3 ms antes que lleguen las primeras grietas a la cara libre y, en el caso del BLEND 70:30, la columna de explosivo se consume 17,9 ms antes que lleguen las primeras grietas a la cara libre. Para estas condiciones

se posee un buen colchón de tiempo. Los tiempos límites, se obtienen para columnas máximas (L_{max}) en el caso de ANFO de 70,95 m y en el caso del BLEND 70:30 100 m de columnas de explosivo. Estos resultados muy positivos, ya que en la Mina Paso Diablo hay ocasiones en las que se tiene que perforar hasta el techo del carbón subsiguiente, estas perforaciones pueden llegar hasta 30 m.

Cuando se trabaja con diámetros de 8" se obtienen los retiros mínimos para ambos explosivos, y para un factor de carga de $0,41 \text{ Kg/m}^3$. Los análisis de tiempos para estas condiciones se reflejan en la tabla 5.91.

Tabla N° 5.91. Análisis de Tiempos para retiros mínimos

Retiro (m)	Taco (m)	Hb (m)	Vp (m/s)	Ve (m/s)	L (m)	Lmax (m)	t1 (s)	t2 (s)	td (s)	Explosivo
6,28	6,00	12	3600	4450	6	38,81	0,0087	0,0013	0,0074	ANFO
7,58	6,00	12	3600	5200	6	54,74	0,0105	0,0012	0,0094	BLEND 70:30

En el caso del ANFO, se tiene que la columna de explosivo se consume 7,4 ms antes que las grietas lleguen a la cara libre y en el caso del BLEND 70:30 la columna se consume 9,4 ms antes. Estos son valores más cerrados que en el caso máximo, pero suficientes para trabajar en estas condiciones sin problemas. Las longitudes máximas de columna de explosivo son de 39 m para ANFO y 55 m en el caso de BLEND 70:30.

Estos valores reflejan que se puede trabajar con 8" de diámetro de barreno en la Mina Paso Diablo, y seguir realizando las mismas actividades de trabajo que con 9 7/8" de diámetro.

5.8. OPTIMIZACION DEL USO DE LA ENERGIA DEL EXPLOSIVO

Como se mencionó en el marco teórico, el Factor de Energía es un mejor indicativo de la eficiencia de una voladura que el Factor de Carga. Por esa razón, se realizó un análisis del uso y distribución de la energía aportada por el explosivo en el momento de la voladura.

Las emulsiones explosivas como el BLEND aportan más Kcal/Kg. de explosivo que el ANFO, por lo que sería anti-económico mantener los mismos patrones al volar con ambos explosivos.

Se tomó como ejemplo, el retiro mínimo para un factor de carga de 0,41 Kg./m³ y un diámetro de perforación de 9 7/8" y 8", para estudiar el comportamiento del factor de energía, cuando se utiliza BLEND 70:30 ($Q_{\text{BLEND 70:30}} = 3,05 \text{ MJ/Kg}$), como se muestra en las tablas 5.92. y 5.93.

Tabla N° 5.92. Datos para el cálculo del factor de energía para 8"

Retiro (m)	Espaciamento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos	
	Min.	máx.	min.	máx.		min.	máx.
7,58	8,71	8,71	6,00	6,00	2,50	324,75	324,75

$$F.E. = \frac{3,05 \frac{MJ}{Kg} * 324,75 Kg}{7,58m * 8,71m * 12m}$$

$$F.E. = 1,25 \frac{MJ}{m^3}$$

Tabla N° 5.93. Datos para el cálculo del factor de energía para 9 7/8"

Retiro (m)	Espaciamiento (m)		Taco (m)		Sp (m)	Kg. Explosivos	
	min.	máx.	min.	máx.		min.	máx.
9,71	11,16	11,16	6,00	6,00	3,20	533,31	533,31

$$F.E. = \frac{3,05 \frac{MJ}{Kg} * 533,31 Kg}{9,71m * 11,16m * 12m}$$

$$F.E. = 1,25 \frac{MJ}{m^3}$$

Estos resultados indican que disminuyendo el diámetro a 8" y, utilizando los patrones propuestos no hay pérdida de energía.

Como se muestra en las tablas de los patrones de voladura propuestos, cuando se usa BLEND 70:30 son más amplios que cuando se usa ANFO, pero se debe verificar que no exista pérdida de energía en la ampliación de los patrones propuestos, cuando hay cambio de explosivo.

Si: $RBS_{BLEND\ 70:30} = 169$

$RBS_{ANFO} = 100$

$$\frac{RBS_{BLEND\ 70:30}}{RBS_{ANFO}} = \frac{169}{100} * 100 = 169\%$$

Esto indica que, existe un incremento de energía del 69% cuando se utiliza BLEND 70:30 en lugar de ANFO. Por lo tanto, los patrones se pueden ampliar un máximo de 0,9*1,69 (el 0,9 indica la regla del 90% ya que existe un 10% en pérdida de energía que se asume) o lo que es igual a 1,5 veces el patrón de ANFO. Patrones más amplios que 1,5 veces, incurrirán en pérdida de energía ocasionando mala

fragmentación, y patrones por debajo de ese rango producirán gastos innecesarios de explosivo ya que, se consumirá más explosivo de lo requerido, por lo que es recomendable mantenerse igual al límite de 1,5 veces.

Se comprobó que los patrones propuestos en este trabajo, no incurrirán ni en pérdida ni en exceso de energía cuando hay cambio de explosivo, como se puede observar en la tabla 5.94.

Tabla N° 5.94. Relación entre los explosivos y sus patrones asociados.

Diámetro de Perforación	Explosivo	F.C. (Kg/m ³)	Retiro	Espaciamiento	Área (m ²)	Relación
9 7/8"	ANFO	0,41	8,01	9,21	73,77	1,5
9 7/8"	BLEND 70:30	0,41	9,71	11,16	108,36	
8"	ANFO	0,41	6,28	7,23	45,40	1,5
8"	BLEND 70:30	0,41	7,58	8,71	66,02	

La relación de 1,5 también nos indica que el BLEND 70:30 no debería tener un costo mayor a 1,5 veces el precio del ANFO.

Si se realiza el mismo análisis energético para una mezcla emulsión ANFO de 60:40, se observa que el incremento de energía es de un 76%, ya que el RBS para un BLEND 60:40 es de 176, por lo que aplicando la regla del 90% se obtiene que los patrones cuando se utiliza BLEND 60:40 en vez de ANFO se pueden ampliar 1,58 veces más.

Al utilizar esta mezcla se obtienen varios beneficios entre los cuales tenemos, mayor aporte energético por lo que se pueden ampliar más los patrones produciendo un ahorro en perforación, menos consumo de emulsión la cual es prácticamente un (1) dólar más cara que el ANFO. Económicamente es mucho mejor utilizar un BLEND 60:40.

CONCLUSIONES

- Los análisis geomecánicos son indispensables para poder estimar con mayor precisión el factor de carga que requiere cada roca, pudiendo así ajustar los parámetros de perforación y voladura de forma correcta.
- No existe fórmula que se adapte a las necesidades de un yacimiento en particular, pero existen herramientas matemáticas como la programación lineal que permiten ajustar todas las variables necesarias, a las particularidades de un yacimiento.
- Gran parte del éxito de una voladura depende de la experiencia y la práctica que se tenga en el yacimiento, por lo que se asegura en este trabajo los resultados obtenidos son funcionales y que darán buenos resultados en el momento de ser aplicados, ya que se logró una buena combinación teórico práctico que se refleja en los resultados.
- Los Patrones para voladura bajo manto propuestos, garantizan el control del factor de carga cuando se utilice una mezcla ANFO emulsión, ya que obtuvieron en función del piso más duro y para cuando se utilice BLEND 70:30.
- El cambio de diámetro de 9 7/8" a 8" mejorará las magnitudes de los retiros, garantizando que al utilizar BLEND 70:30, se mantenga los factores de carga requeridos. 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 cuellos entre 4,5 y 6m 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".

- Se tiene que cambiar el material con se retaquea, bien sea con la utilización de piedra picada o con la implementación de accesorios como gas bag, para lograr que la energía que se pierde por el retacado sea aprovechada por la roca y de esta forma mejorara la fragmentación.
- Es inminente la utilización de cargas de fondo de alta precisión, como los detonadores electrónicos para garantizar que la secuencia de voladura sea la correcta, y eliminar la incertidumbre arrojada por los detonadores no eléctricos. Si se mantienen los detonadores no eléctricos se debe reducir el retardo de la carga superior a 450 ms, para disminuir la probabilidad que la carga inferior detone antes que la carga superior.
- Se debe cambiar el BLEND 70:30 por BLEND 60:40, para obtener mayor aporte energético por voladura patrones de perforación más amplios y menores costos por kilogramos de explosivo.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda que los patrones propuestos por piso comiencen a utilizarse desde el retiro más pequeño, y a medida que se muestren los resultados en lo posible se puede ir probando con patrones más amplios hasta encontrar el patrón que mejor se ajuste.
- Se recomienda que a medida que avance la mina, se revisen las potencias de los mantos con que fueron calculados los factores de cargas, ya que las expuestas en este trabajo se ajustan al pit Los Aceitunos – Casa Negra que es explotado actualmente.
- Se recomienda realizar un estudio técnico económico, que relacione los costos por consumo de explosivo con los costos operacionales, para estimar el punto donde los costos se hacen mínimos. A partir de ese estudio se establecerá en el presupuesto anual, cual será el factor de carga máximo con el que se puede trabajar.
- El uso de accesorios como gas bag, detonadores electrónicos, etc. incrementan de forma considerable los costo por voladura, pero hay estudiar si los efectos en la fragmentación los justifica, ya que los costos de producción disminuirán a medida que el material este mejor fragmentado.
- Se recomienda disminuir el diámetro de perforación, ya que esto permitirá un mejor control sobre el factor de carga cuando se usen emulsiones explosivas. El cambio de broca es 100% factible ya que los equipos lo permiten sin tener que cambiar ningún tipo de accesorio.

APENDICE A. GRÁFICAS

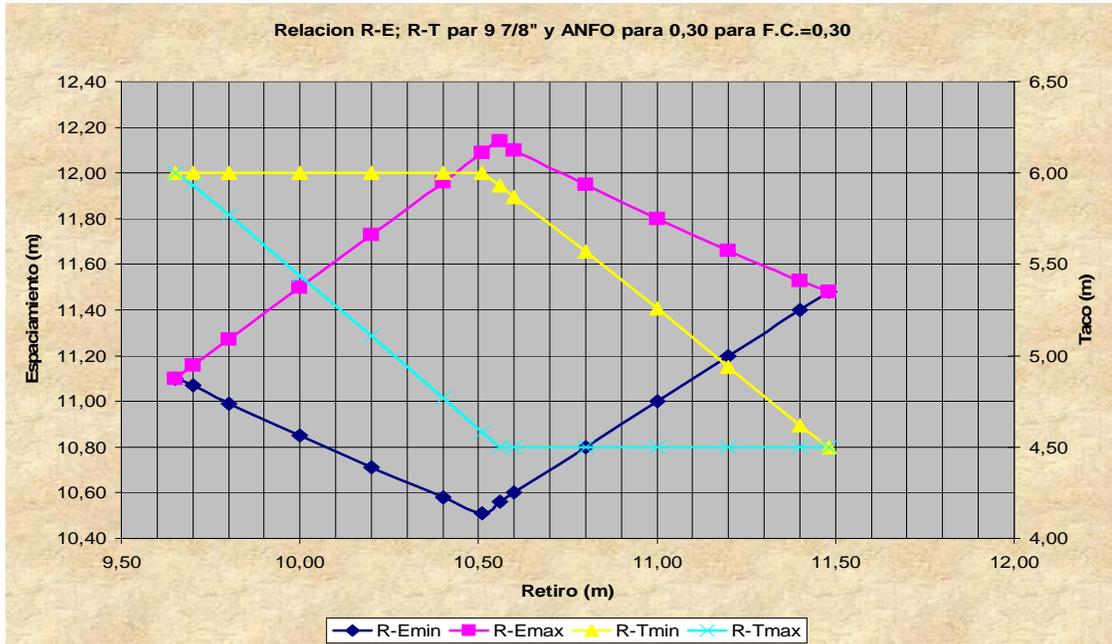


Figura A1. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.30

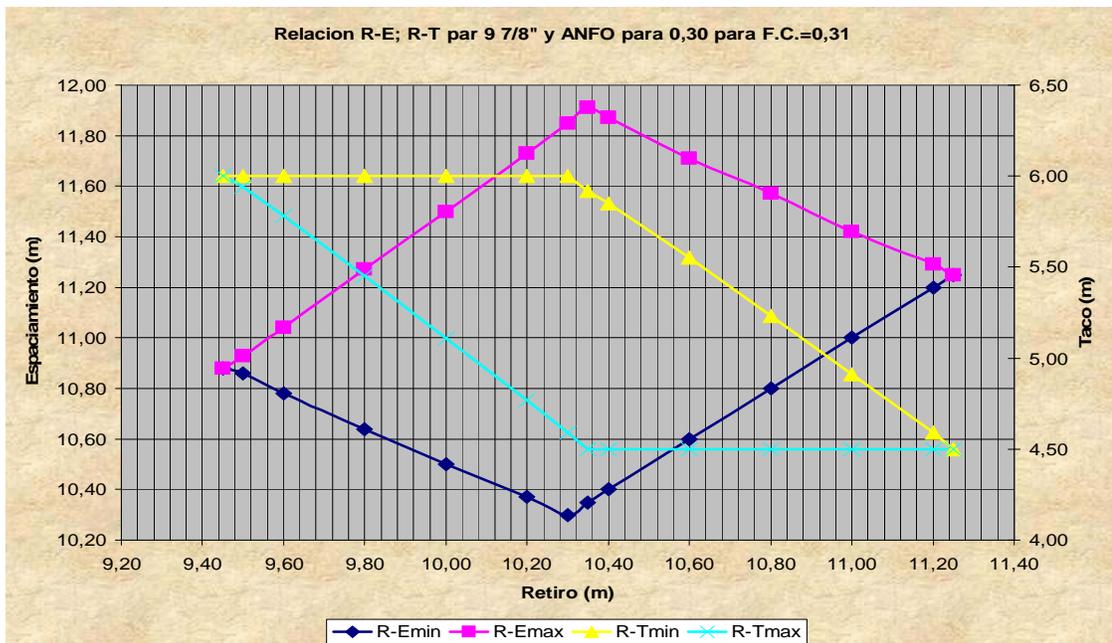


Figura A2. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.31

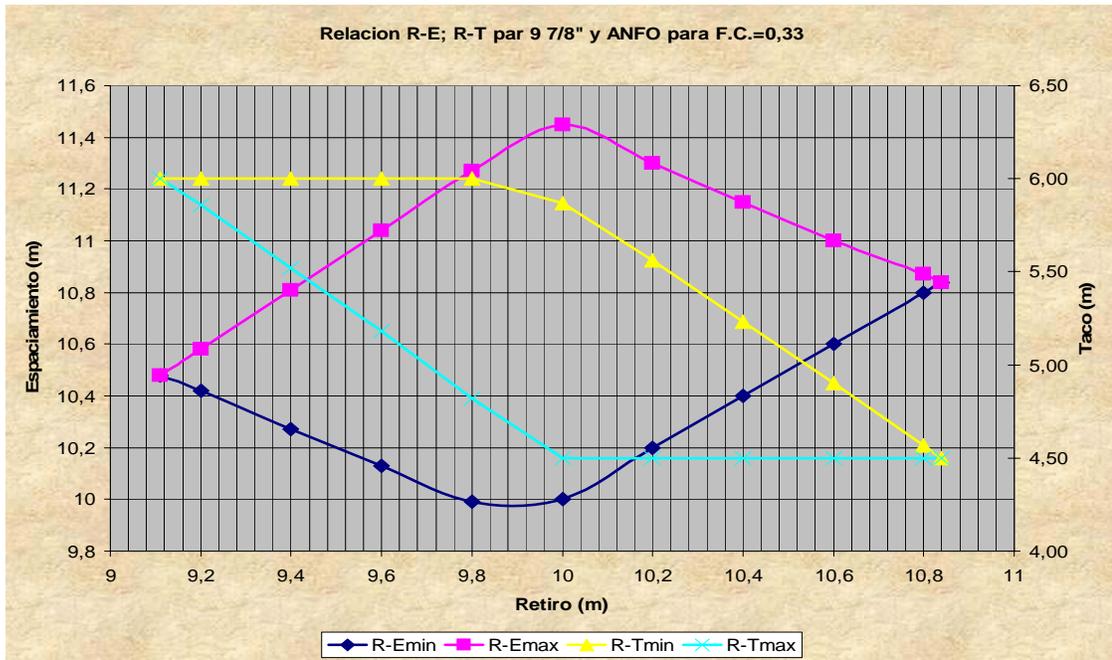


Figura A3. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.33

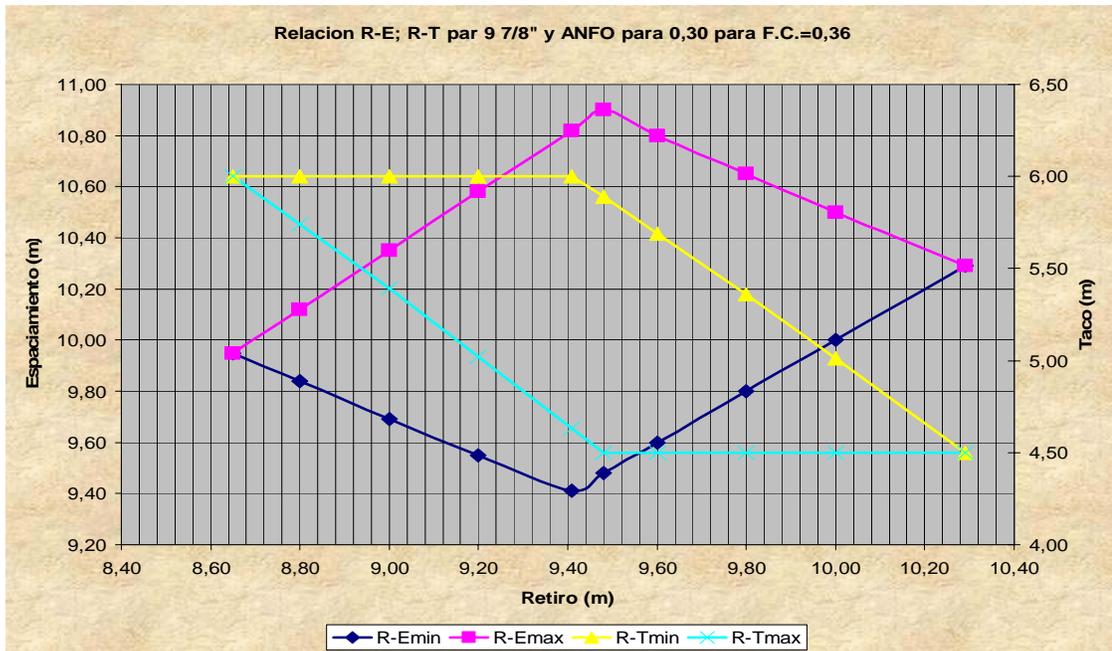


Figura A4. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.36

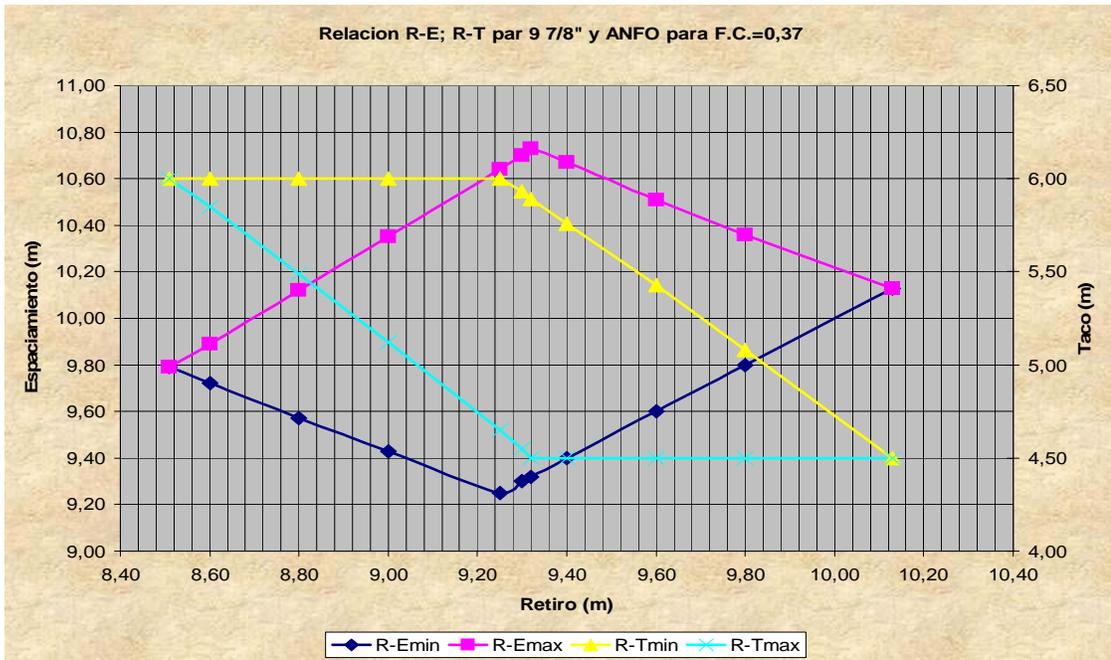


Figura A5. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.37

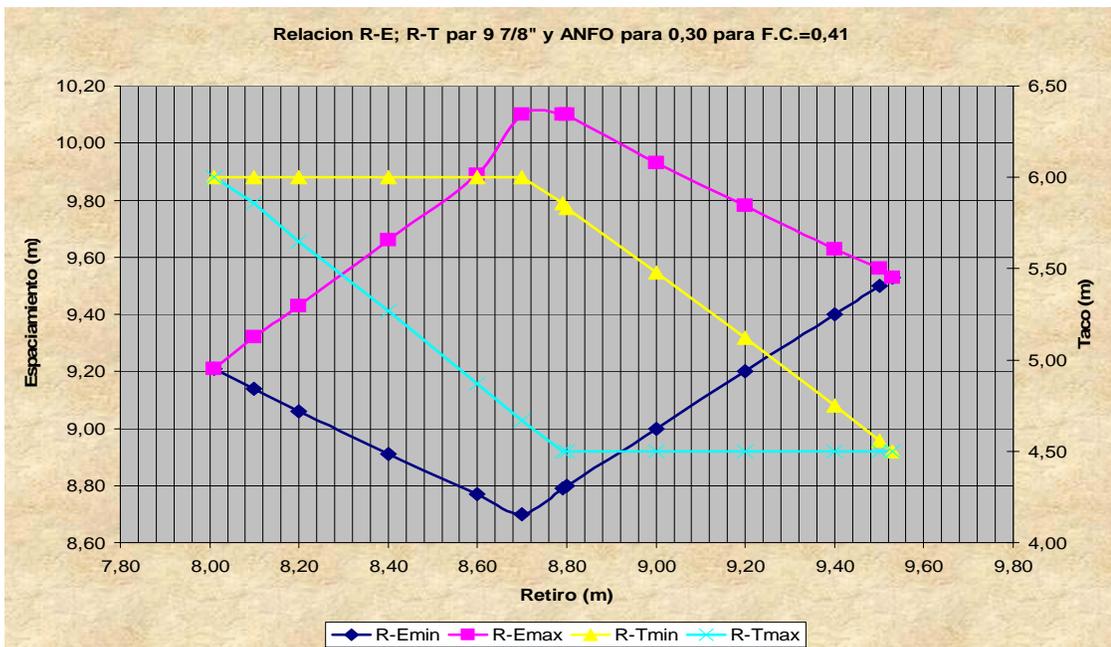


Figura A6. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.41

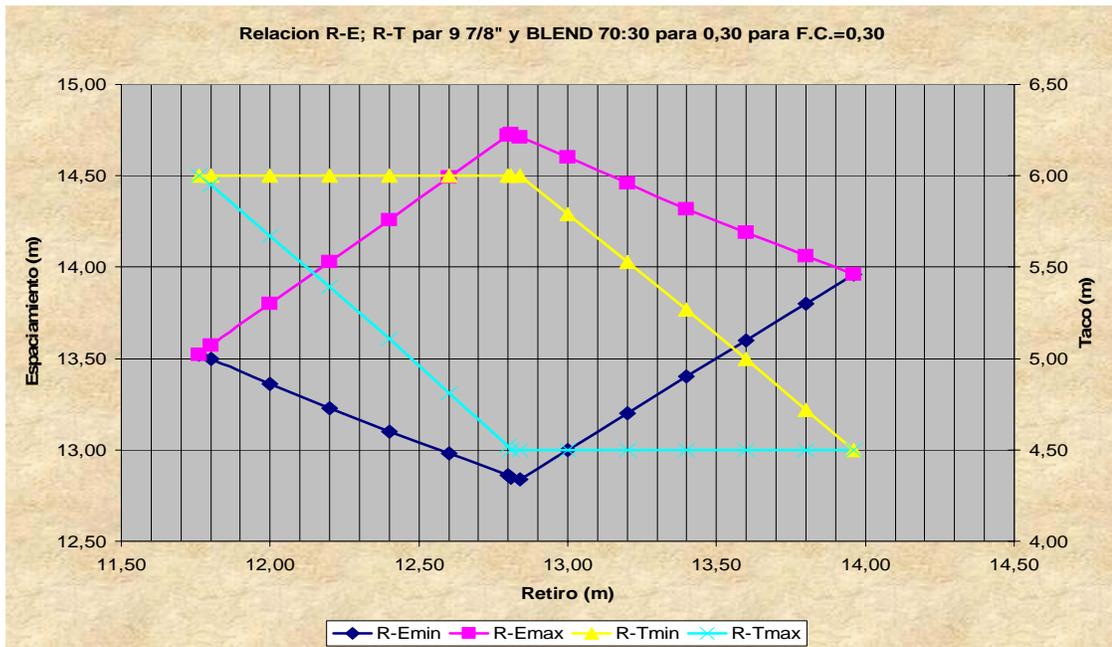


Figura A7. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.30

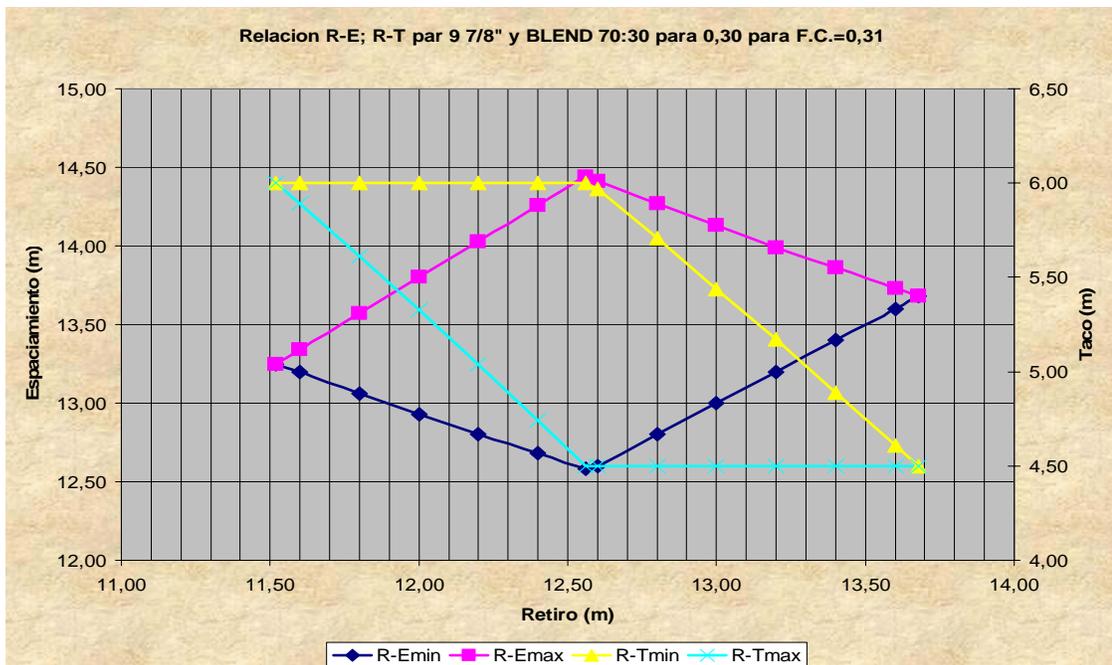


Figura A8. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.31

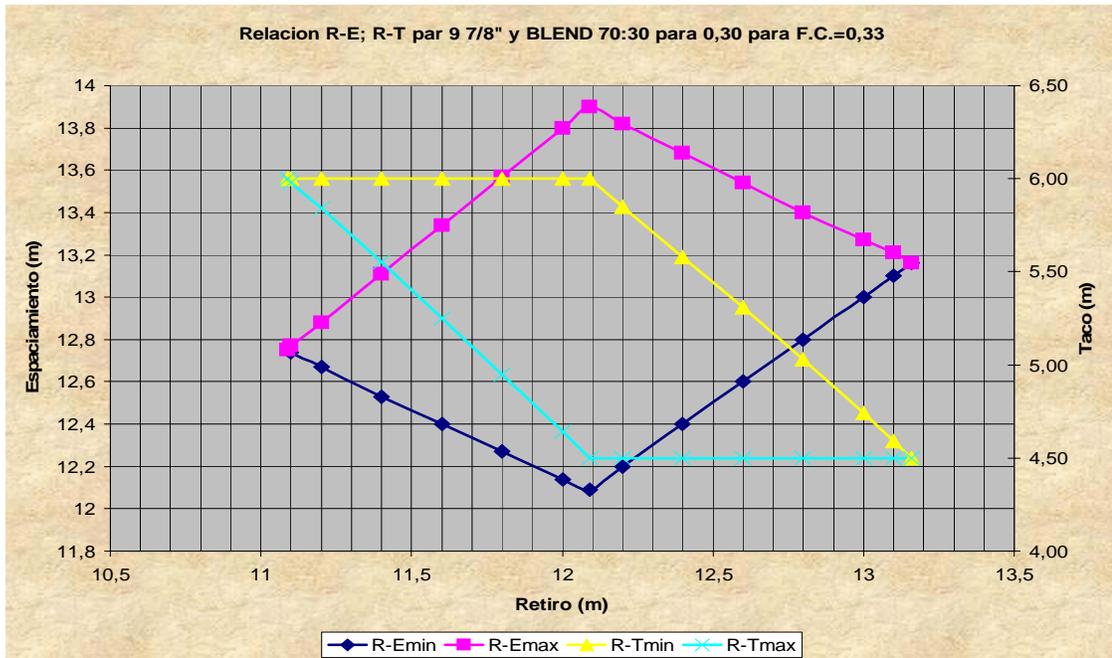


Figura A9. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,33

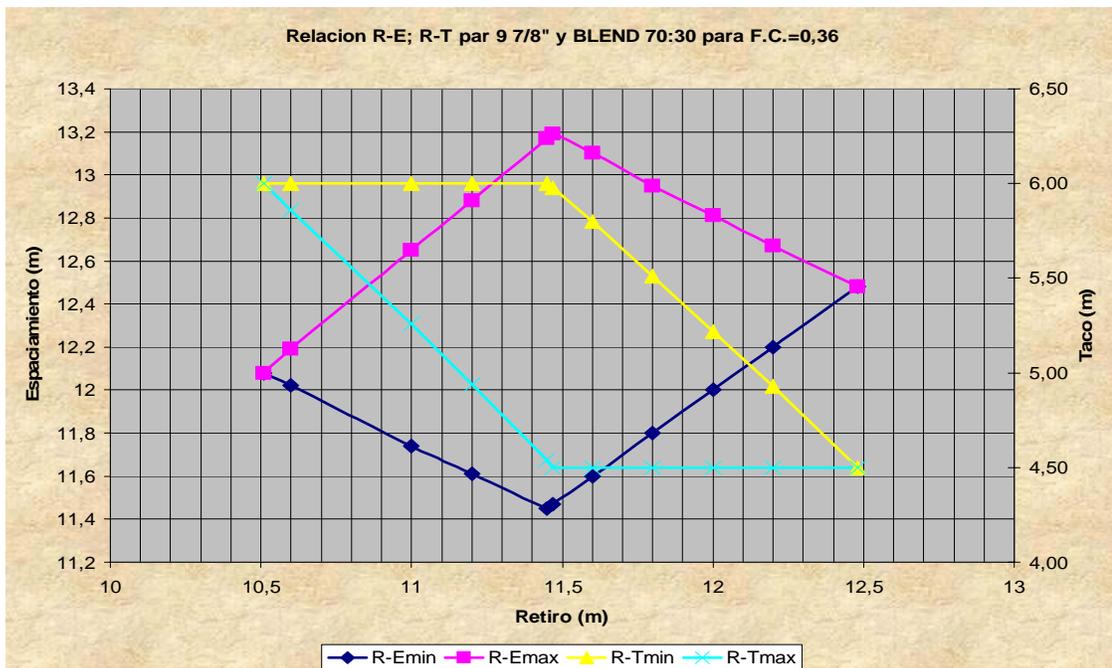


Figura A10. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,36

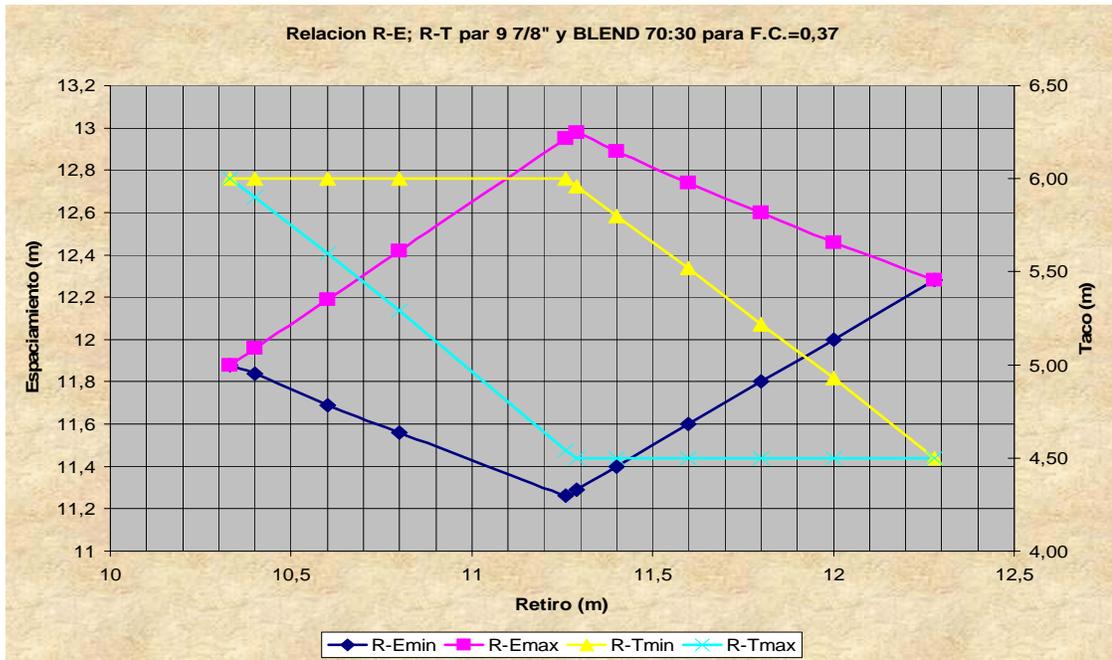


Figura A11. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.37

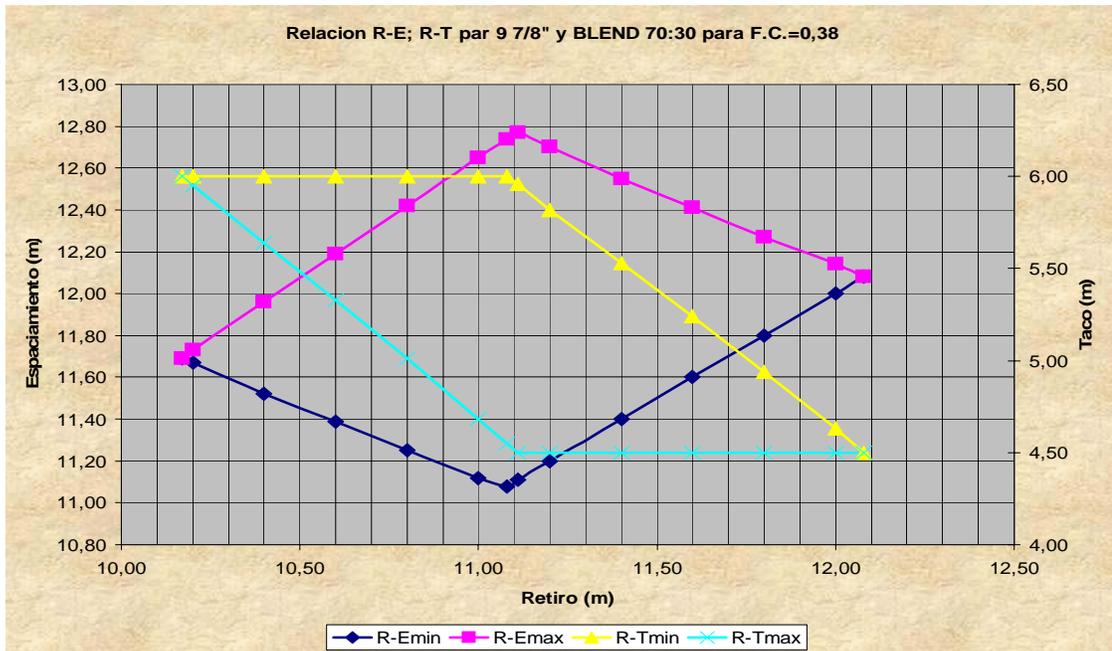


Figura A12. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.38

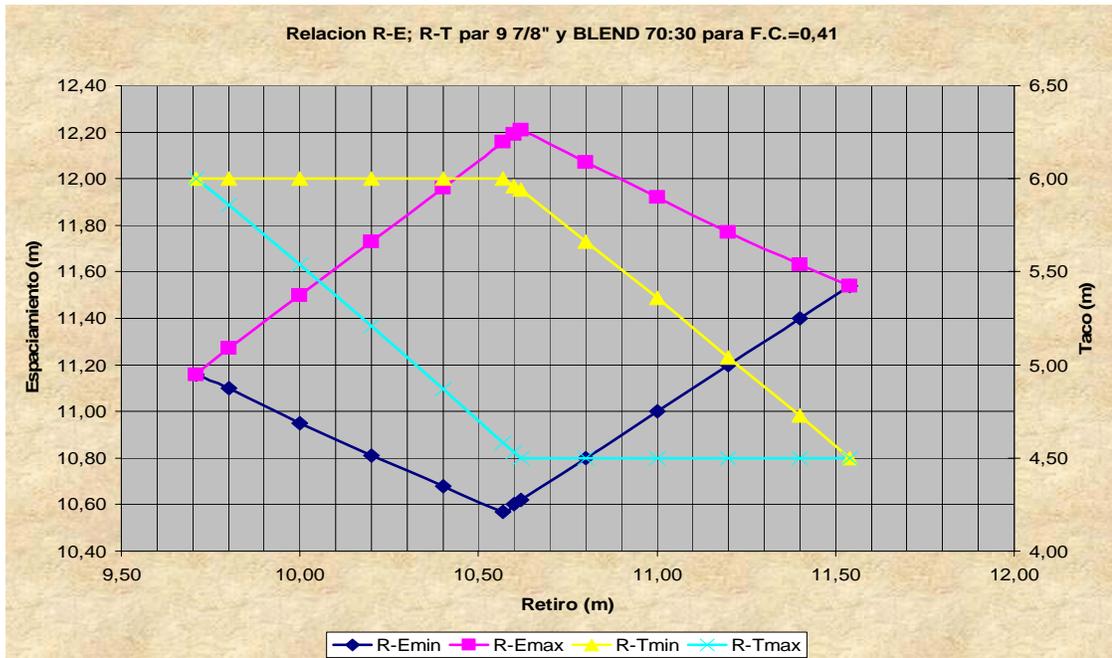


Figura A13. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.41

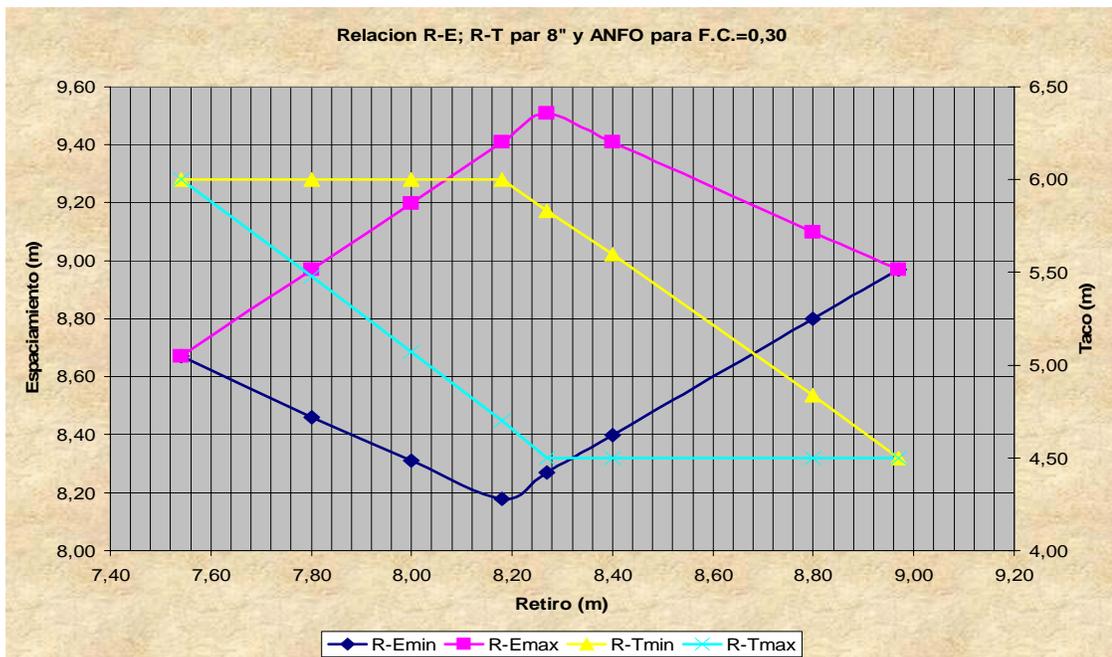


Figura A14. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.30

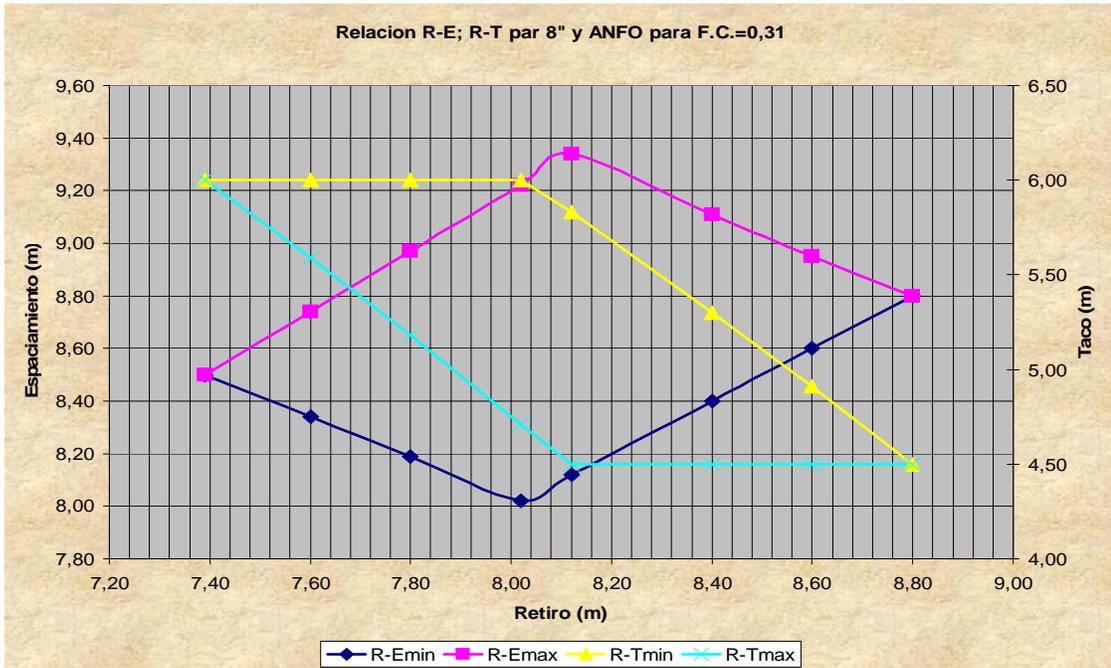


Figura A15. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0,31

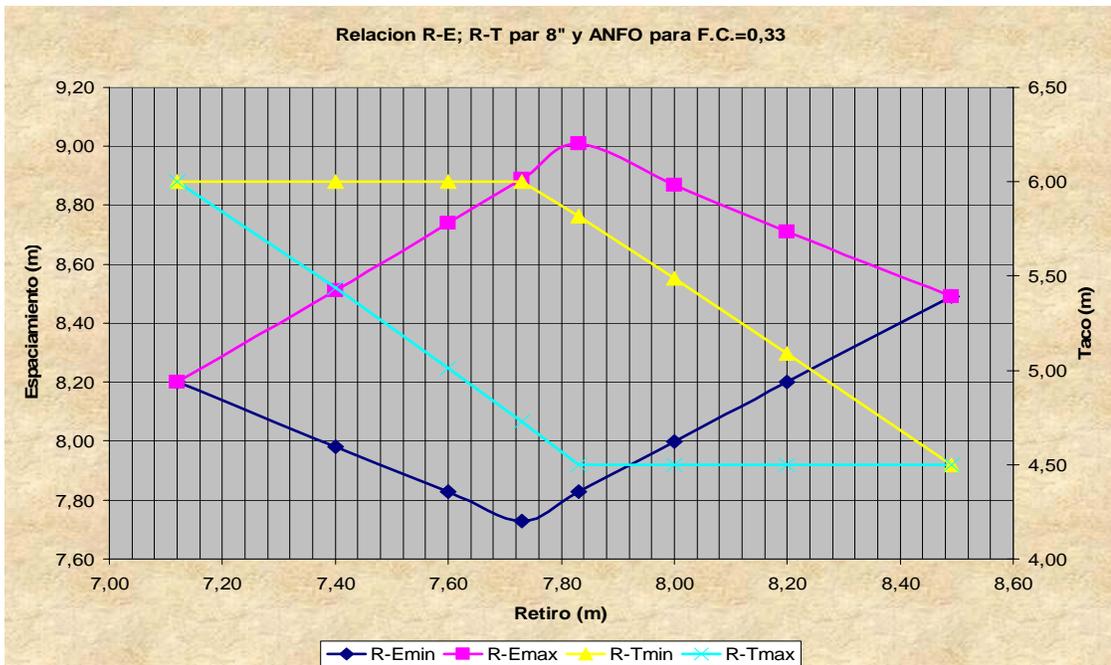


Figura A16. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0,33

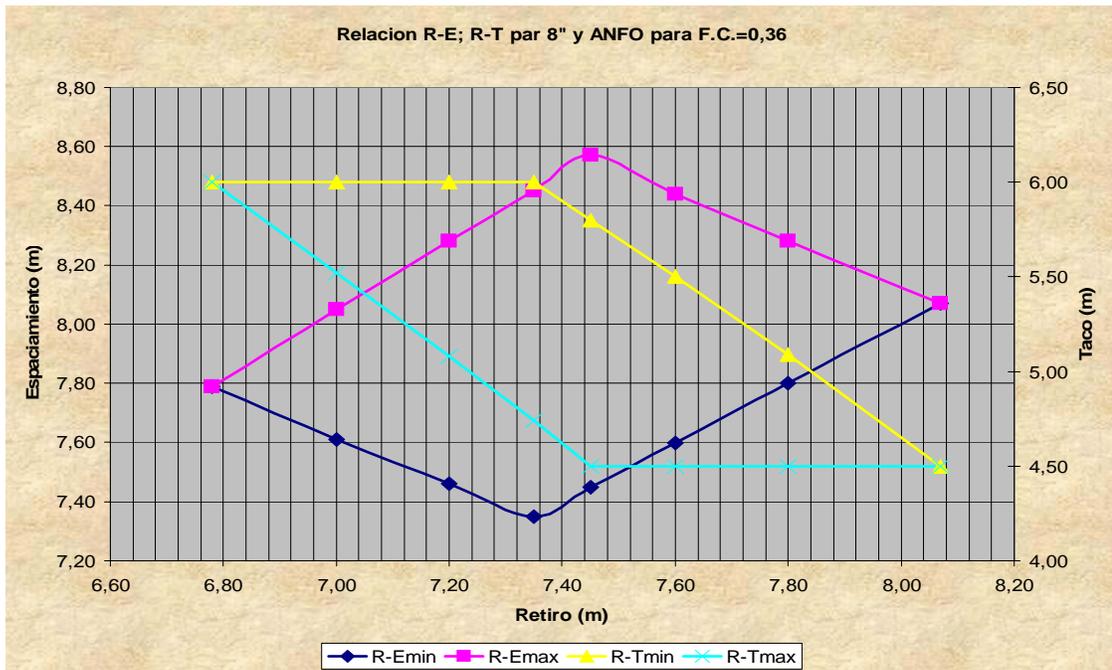


Figura A17. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.36

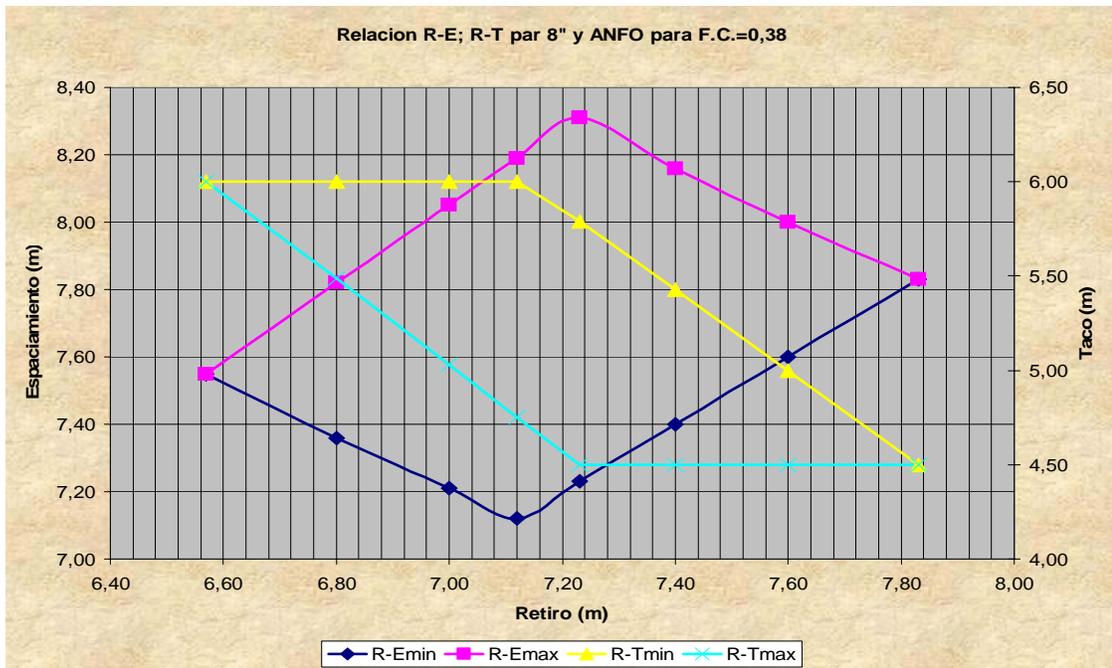


Figura A18. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.38

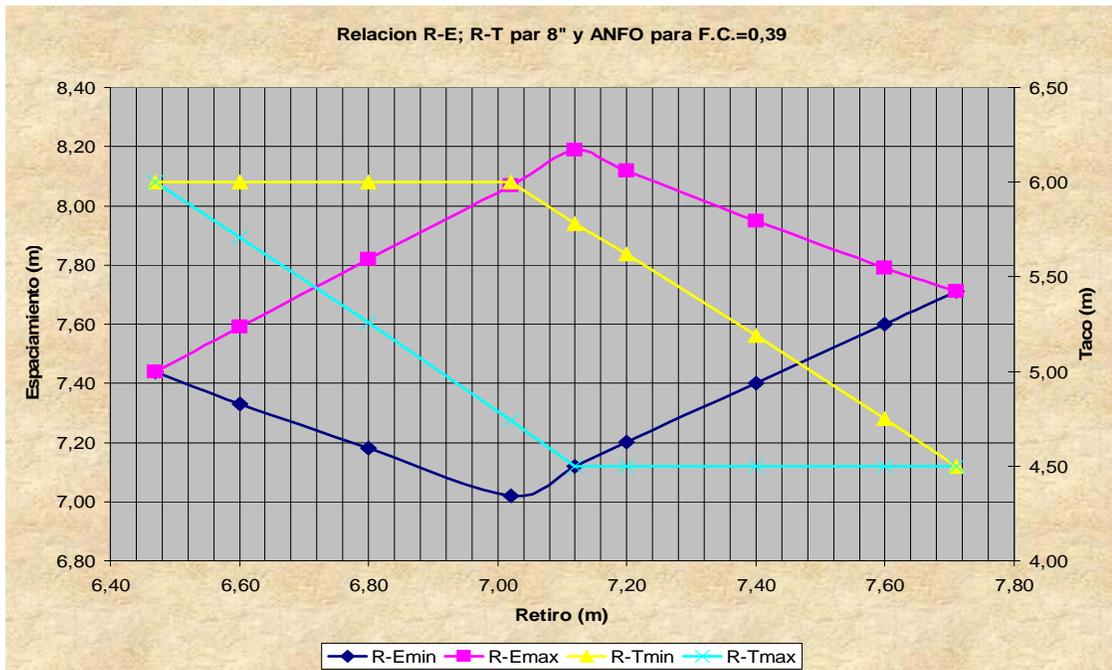


Figura A19. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.39

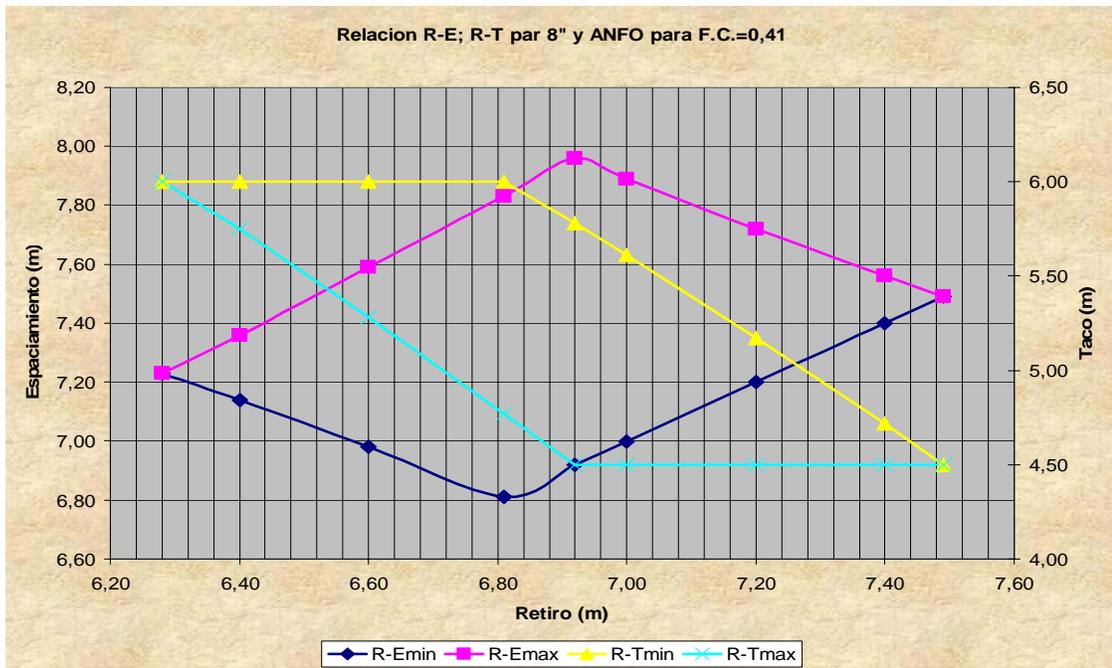


Figura A20. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.41

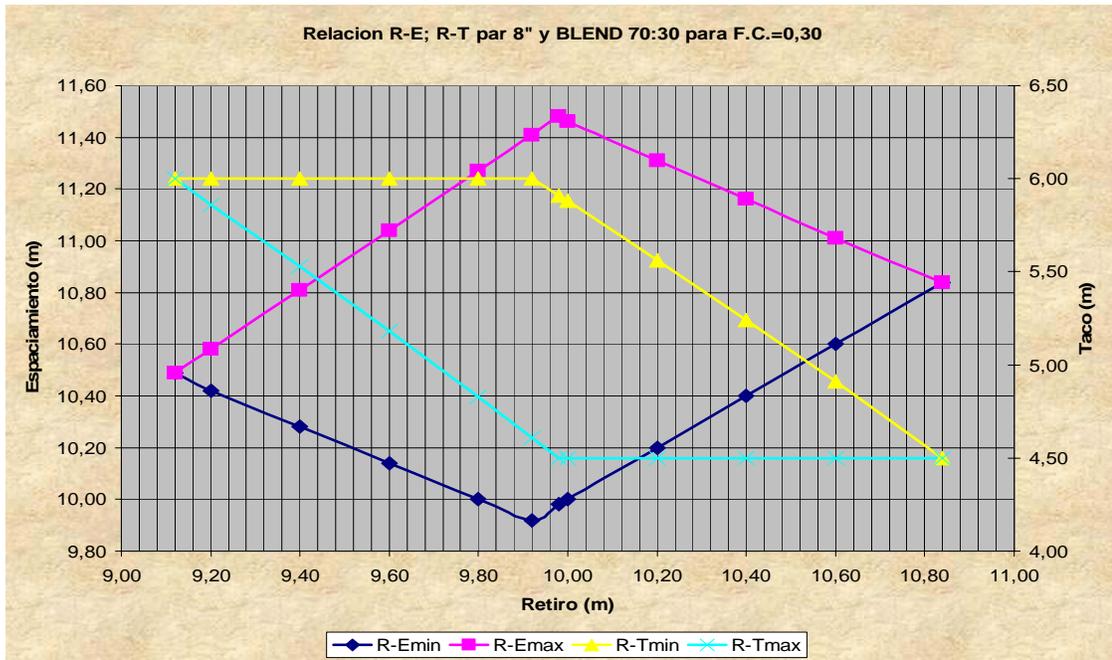


Figura A21. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.30

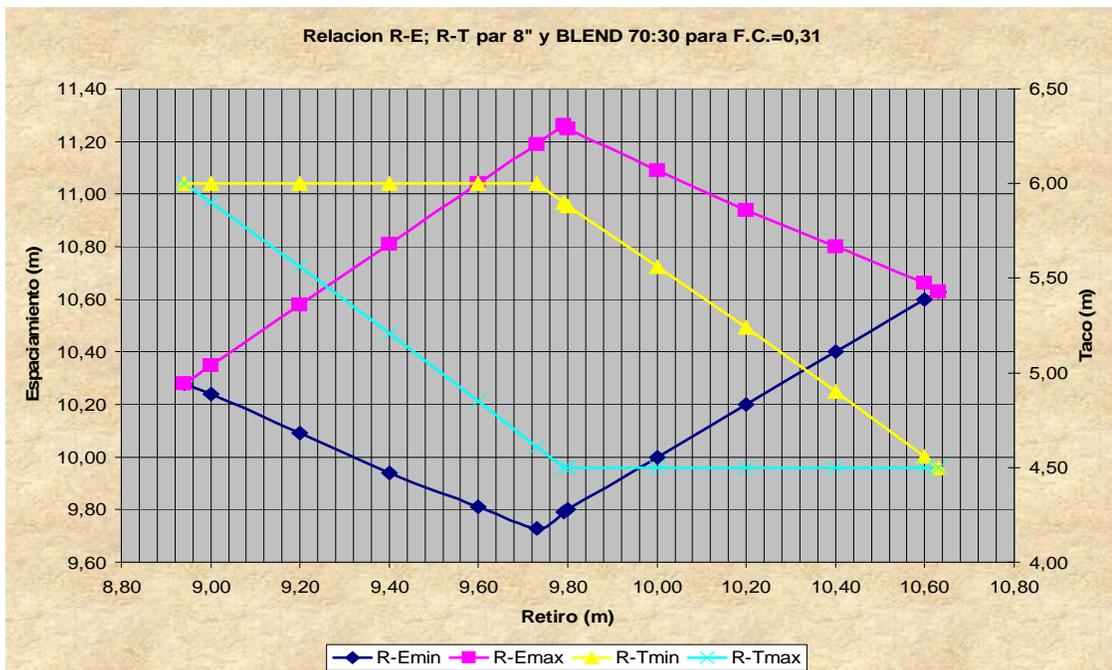


Figura A22. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.31

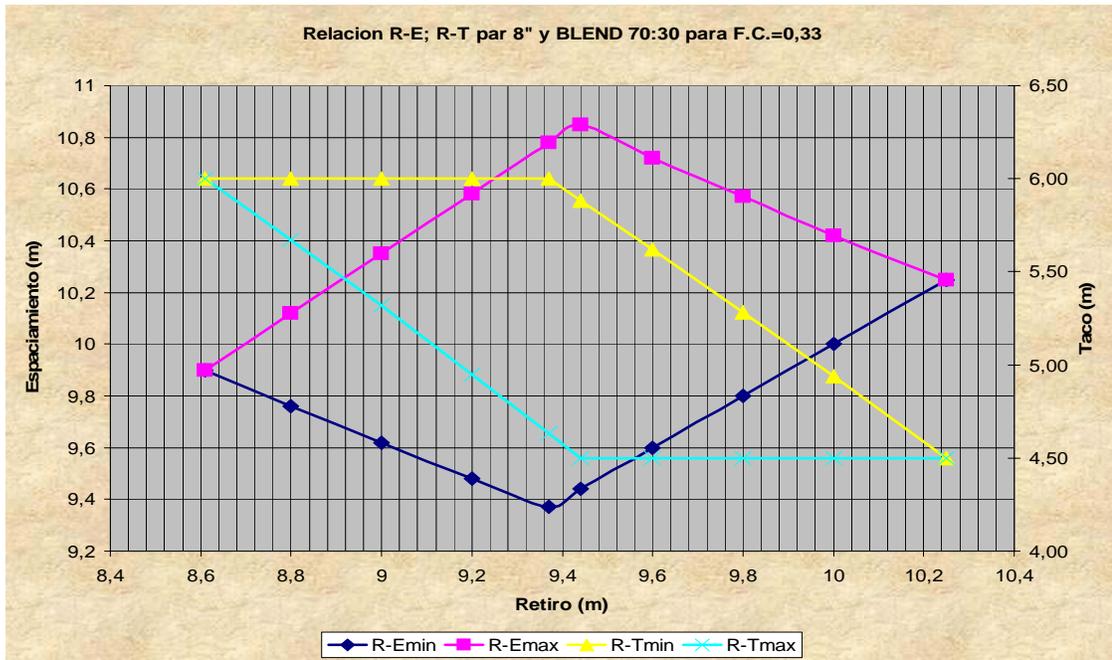


Figura A23. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.33

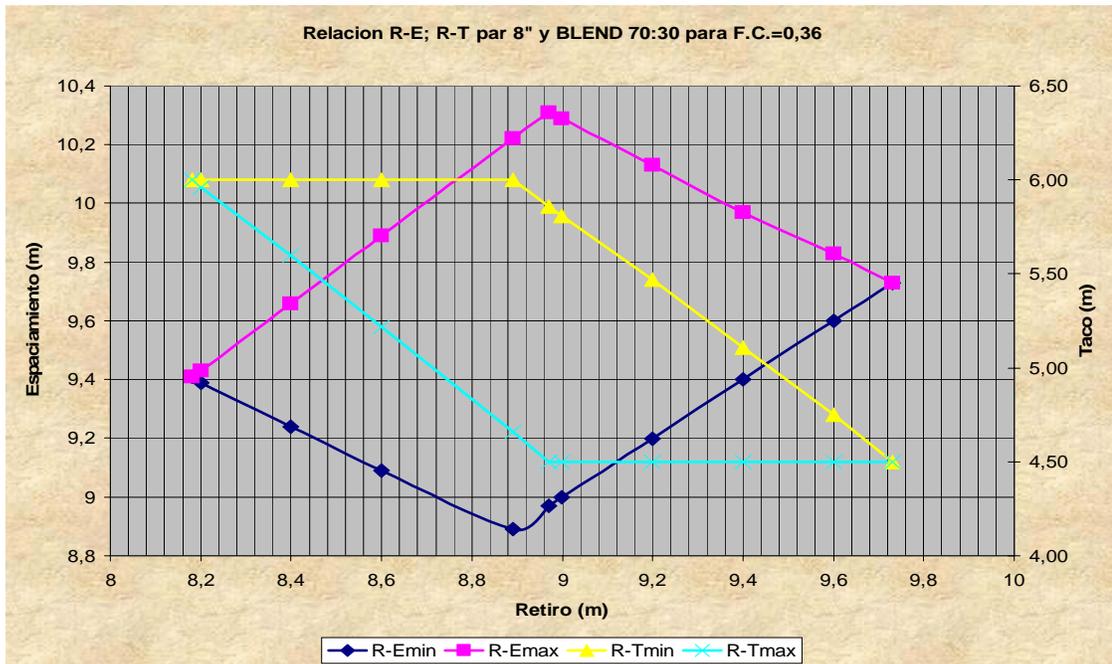


Figura A24. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.36

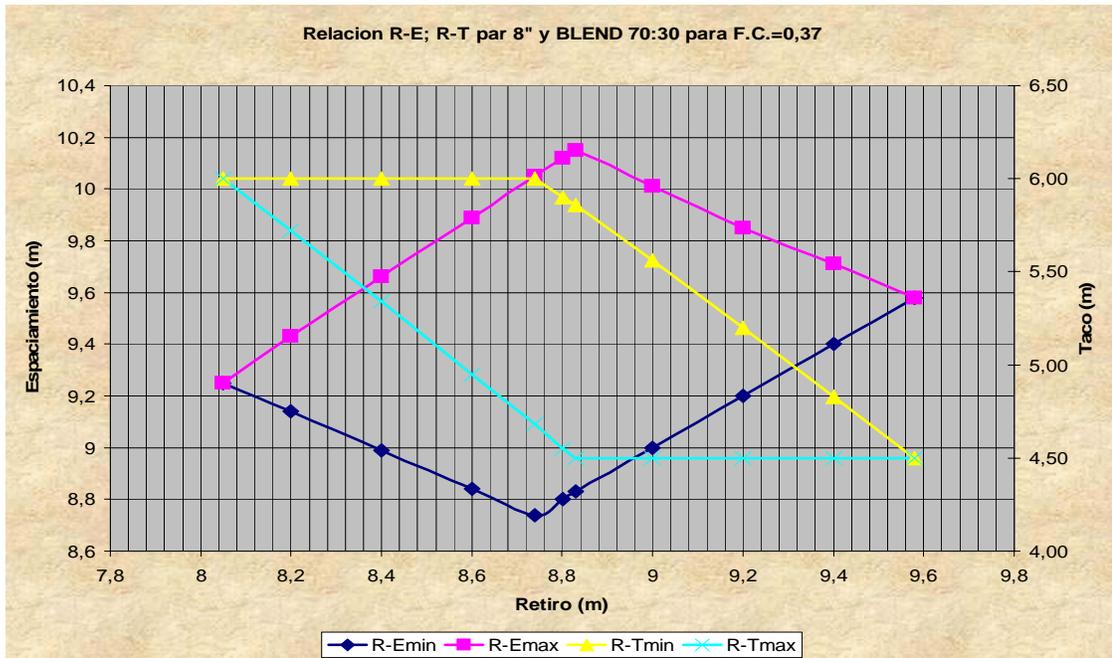


Figura A25. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,37

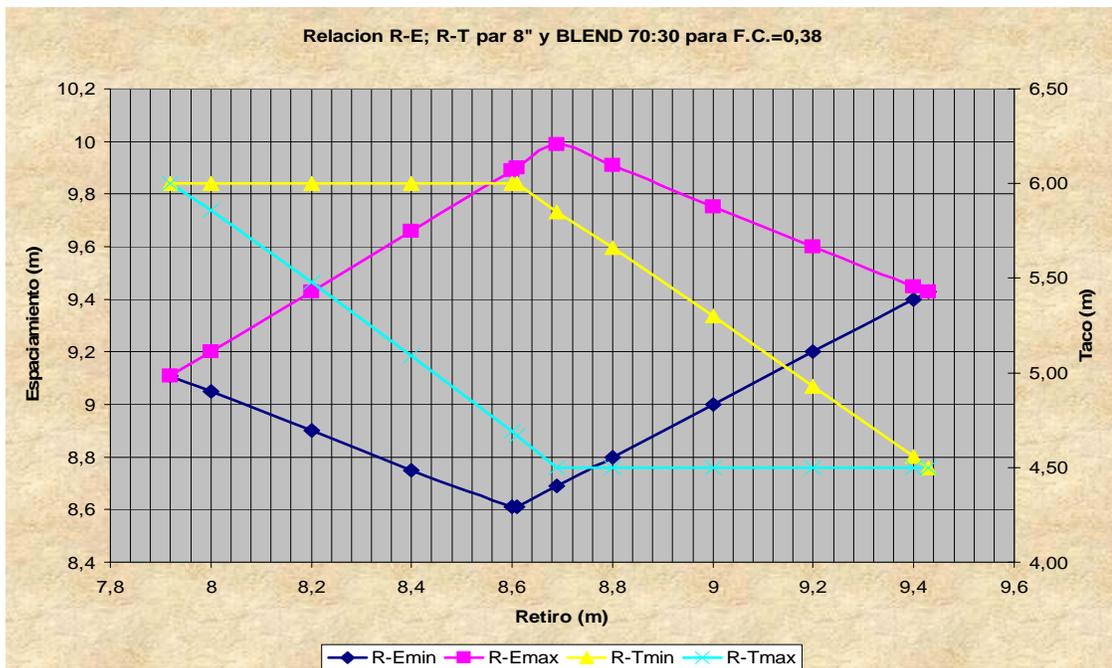


Figura A26. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Taco para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,38

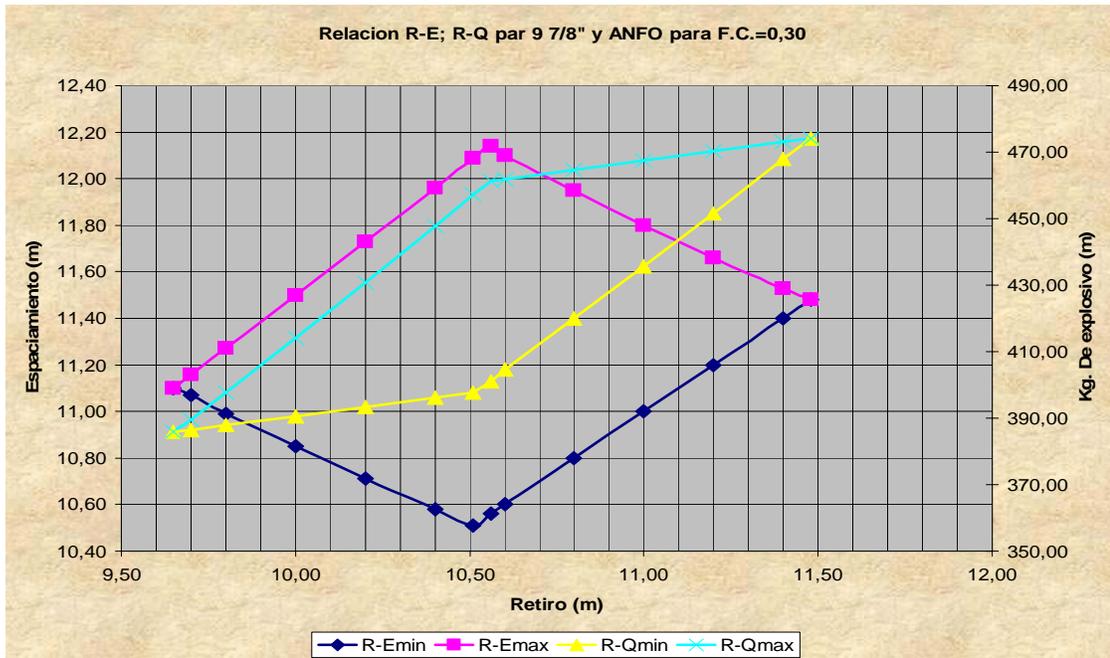


Figura A27. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.30

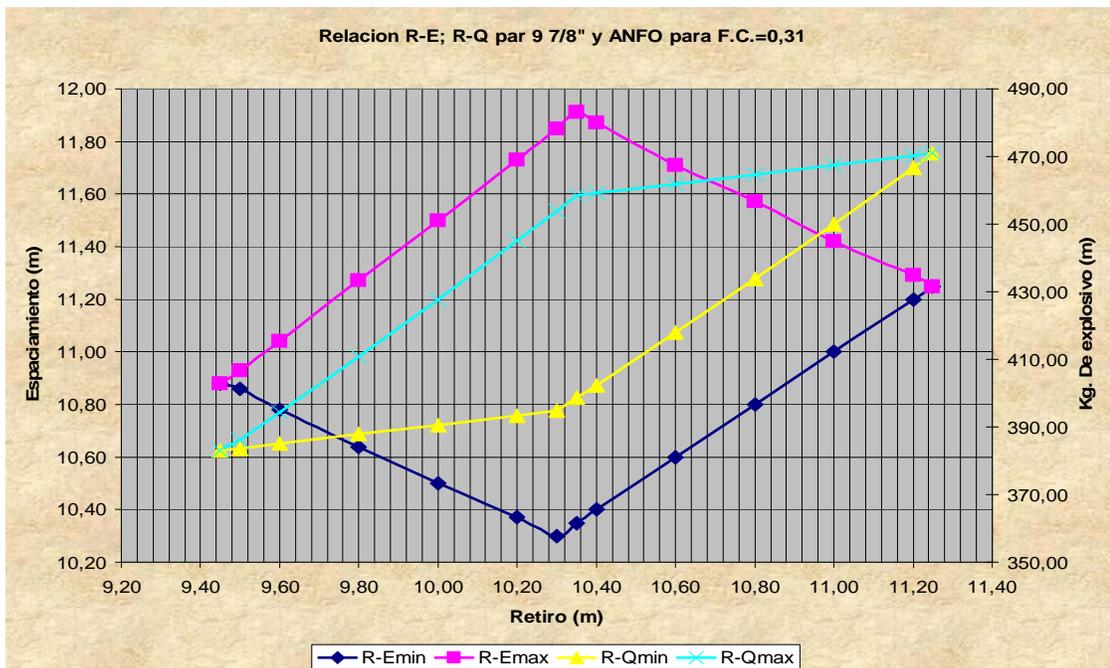


Figura A28. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.31

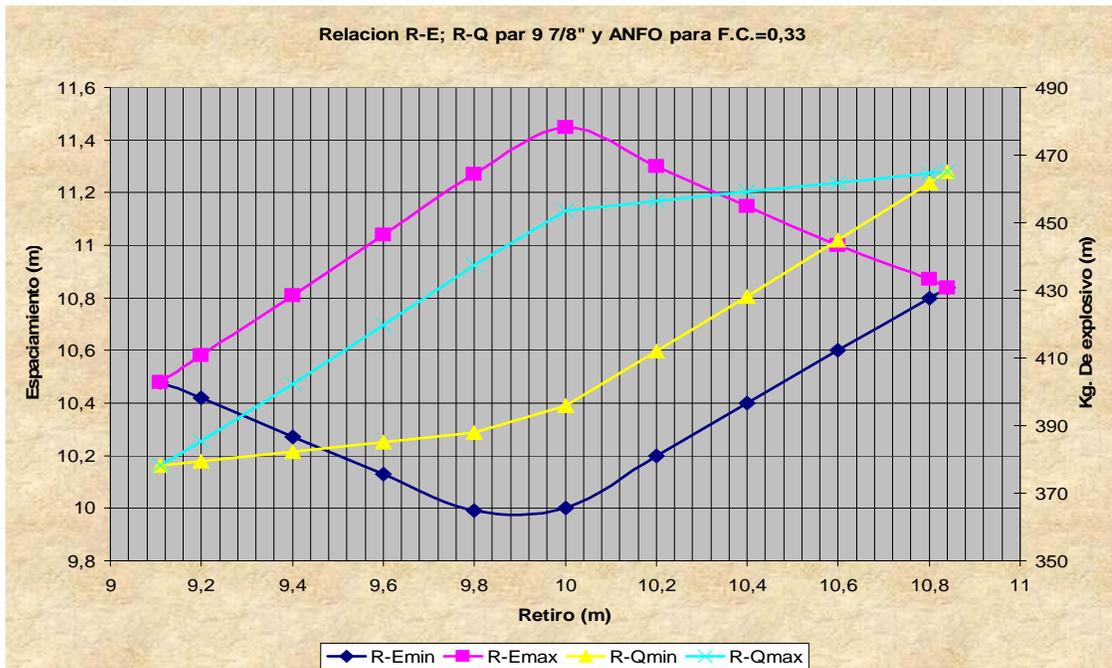


Figura A29. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.33

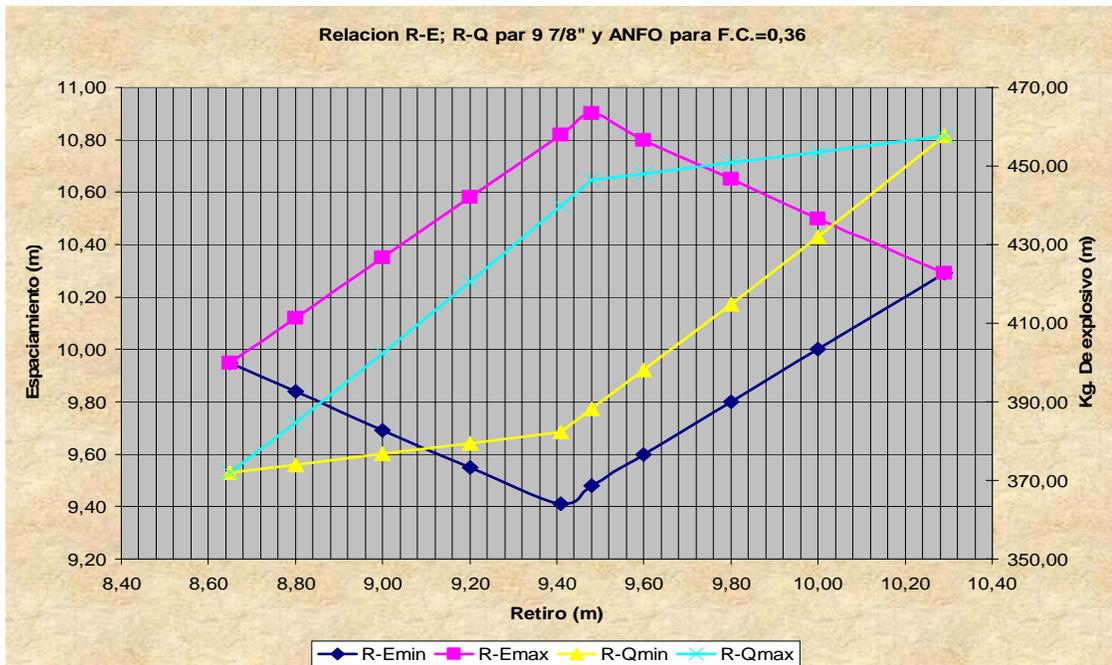


Figura A30. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.36

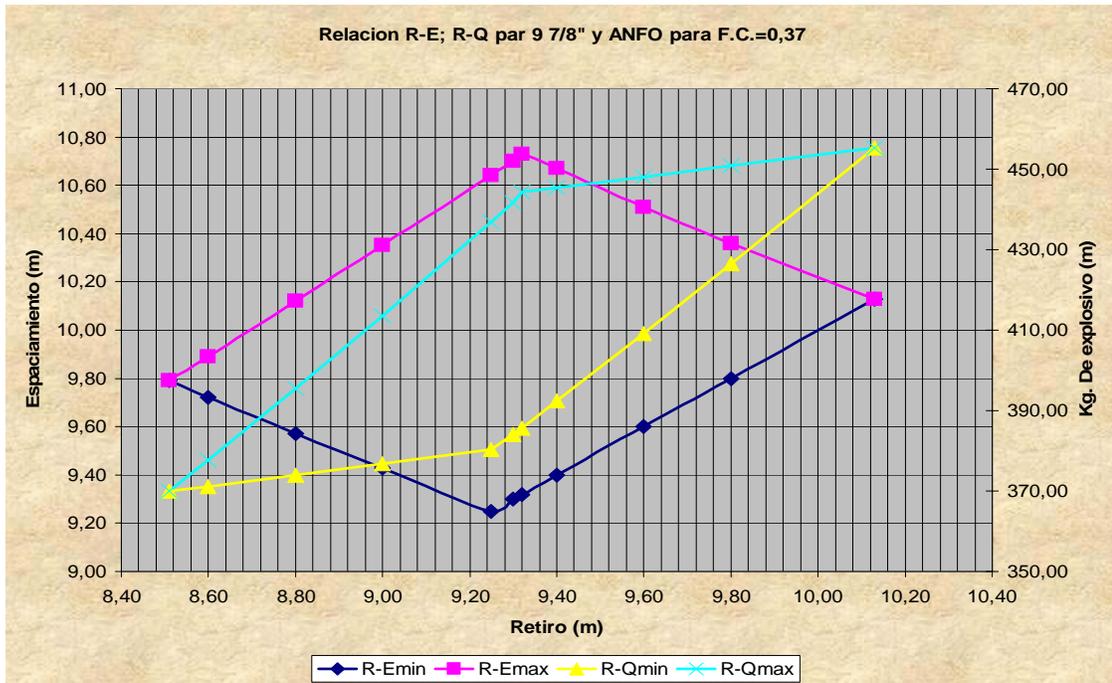


Figura A31. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.37

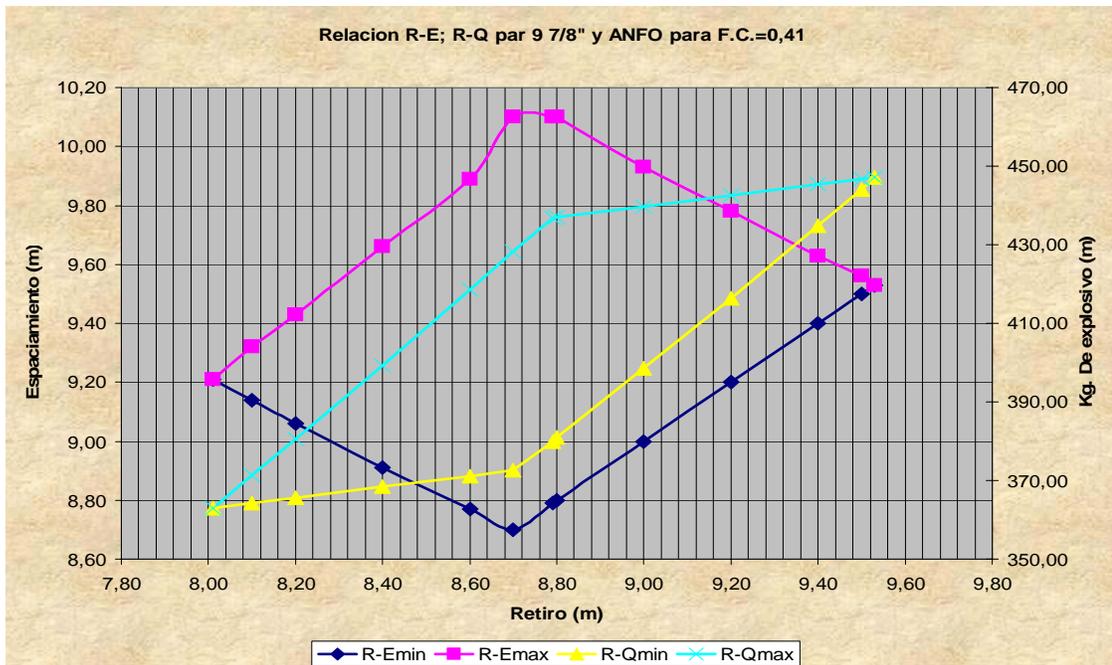


Figura A32. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", ANFO y un F.C.=0.41

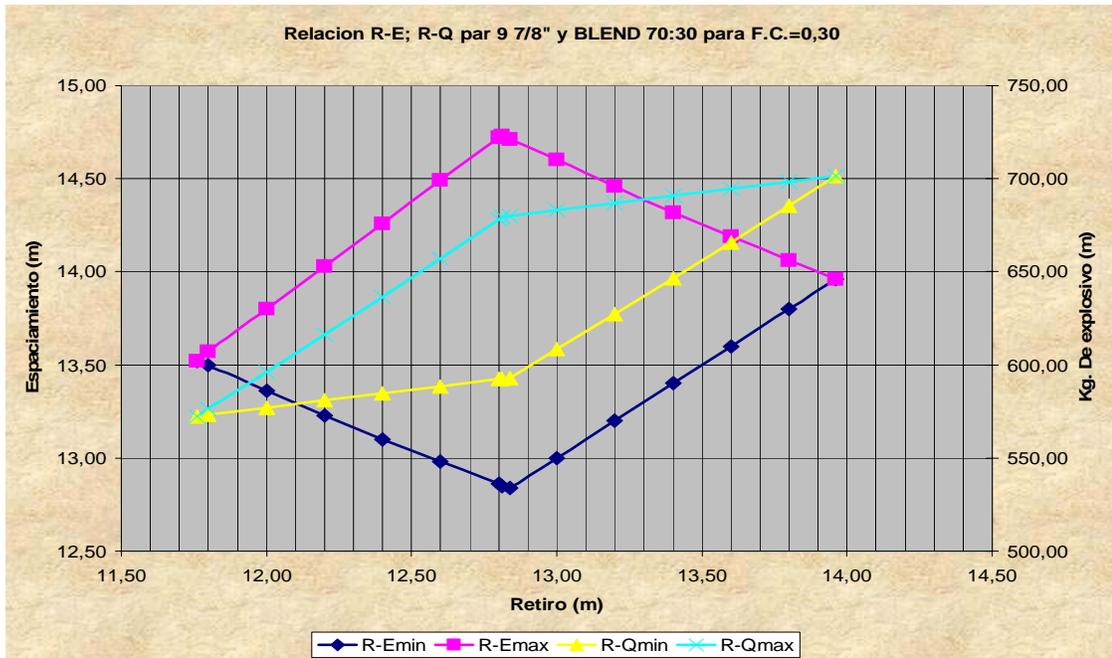


Figura A33. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.30

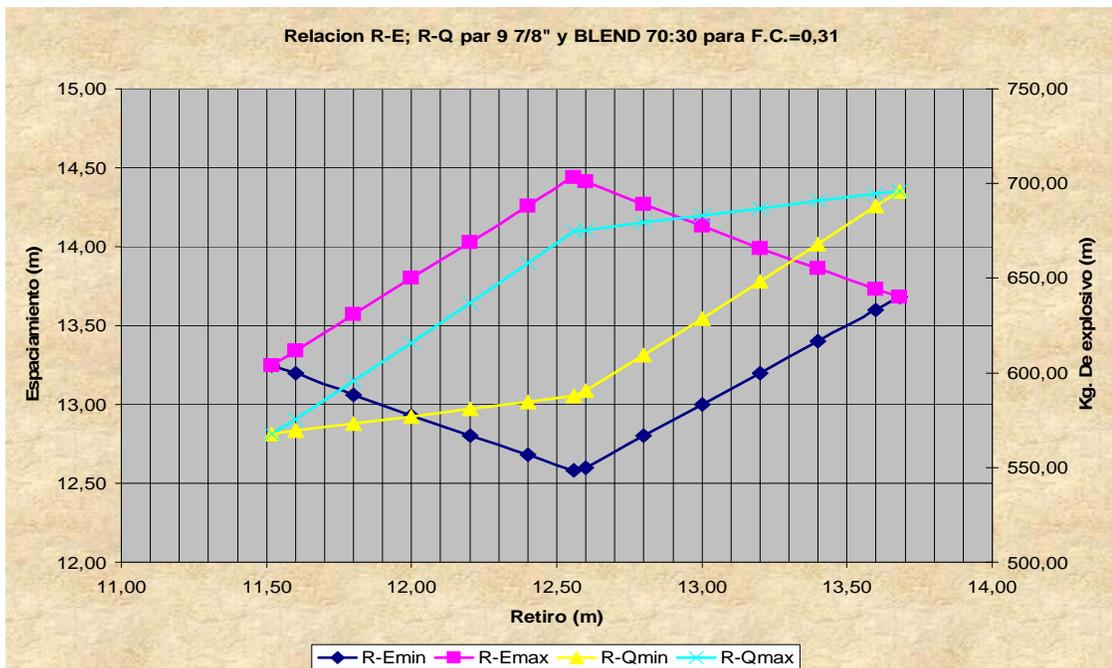


Figura A34. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.31

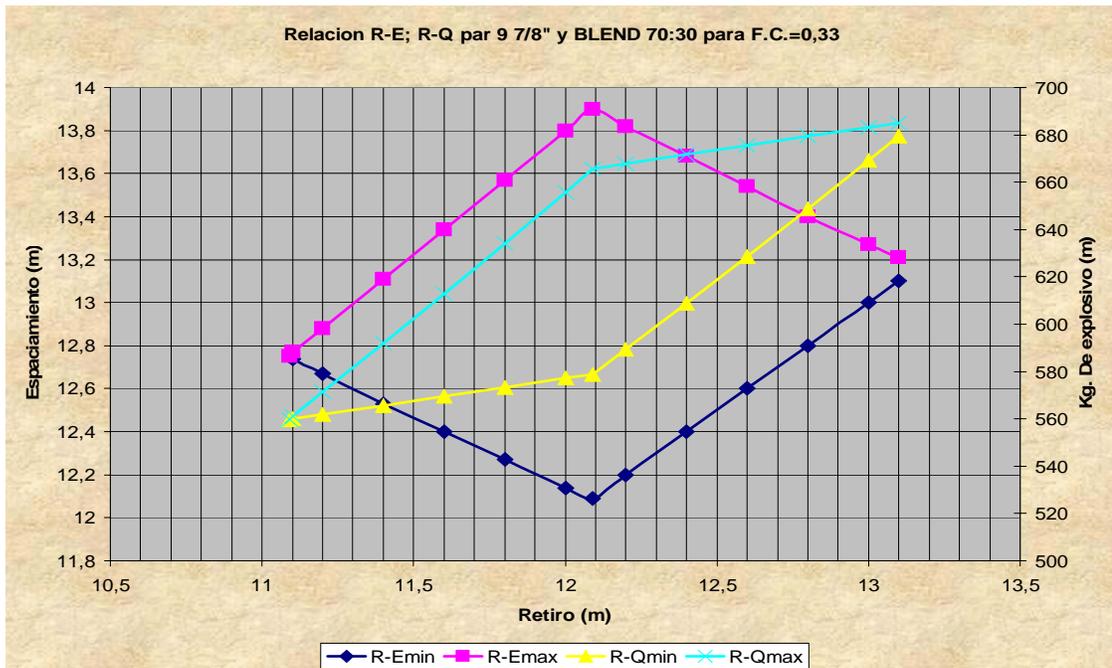


Figura A35. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,33

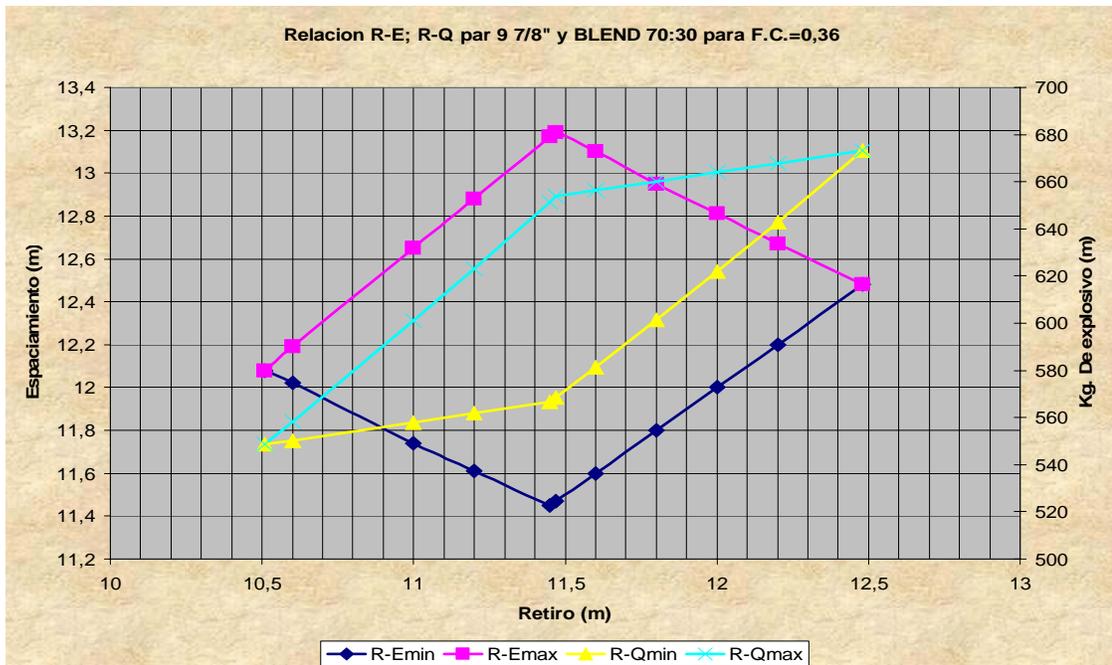


Figura A36. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0,36

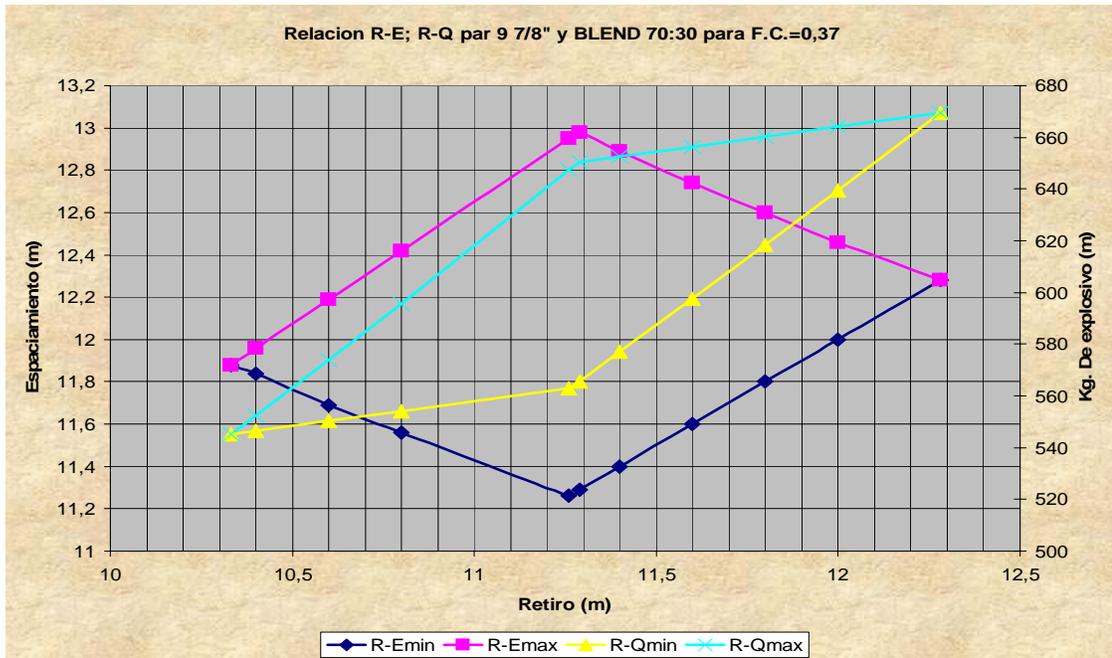


Figura A37. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.37

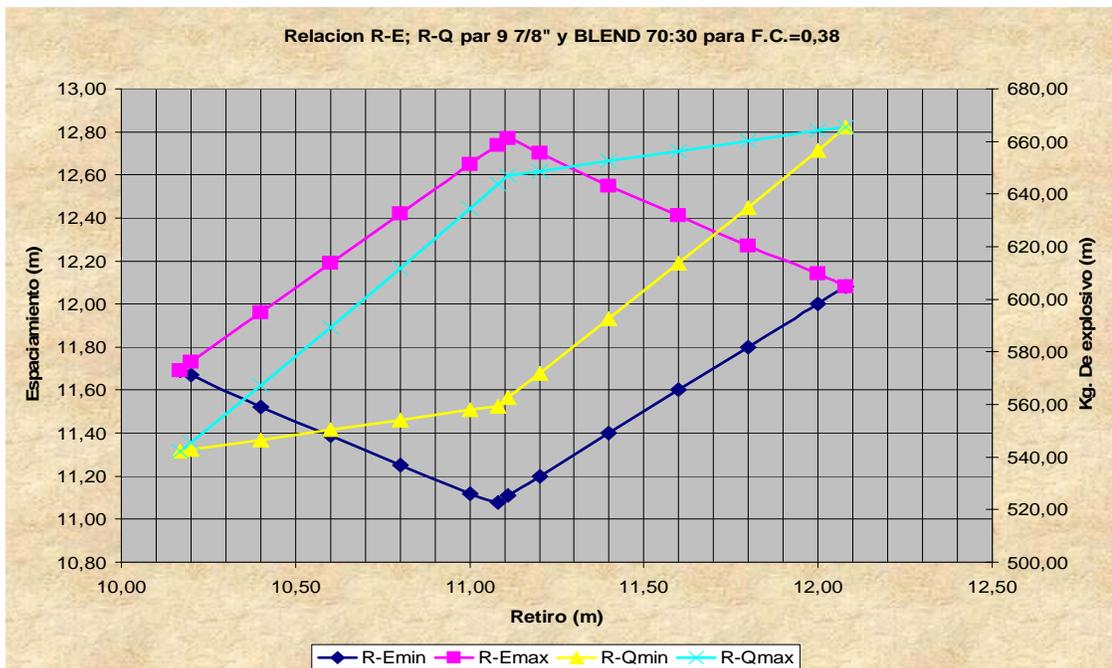


Figura A38. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.38

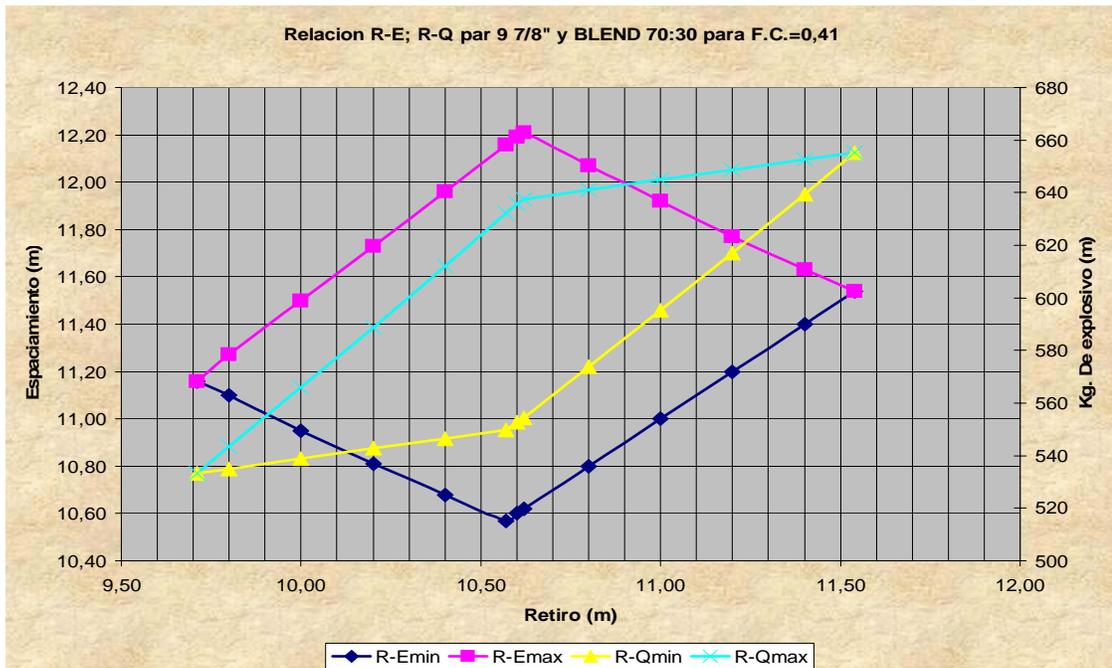


Figura A39. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 9 7/8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.41

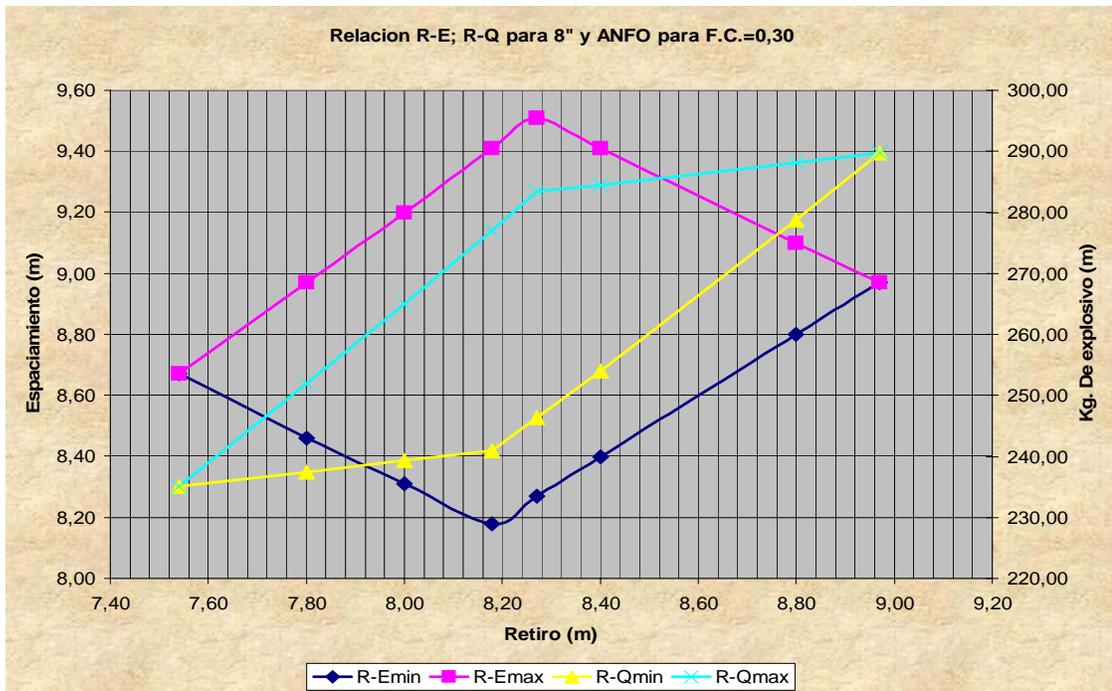


Figura A40. Relación Retiro-Espaciamento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.30

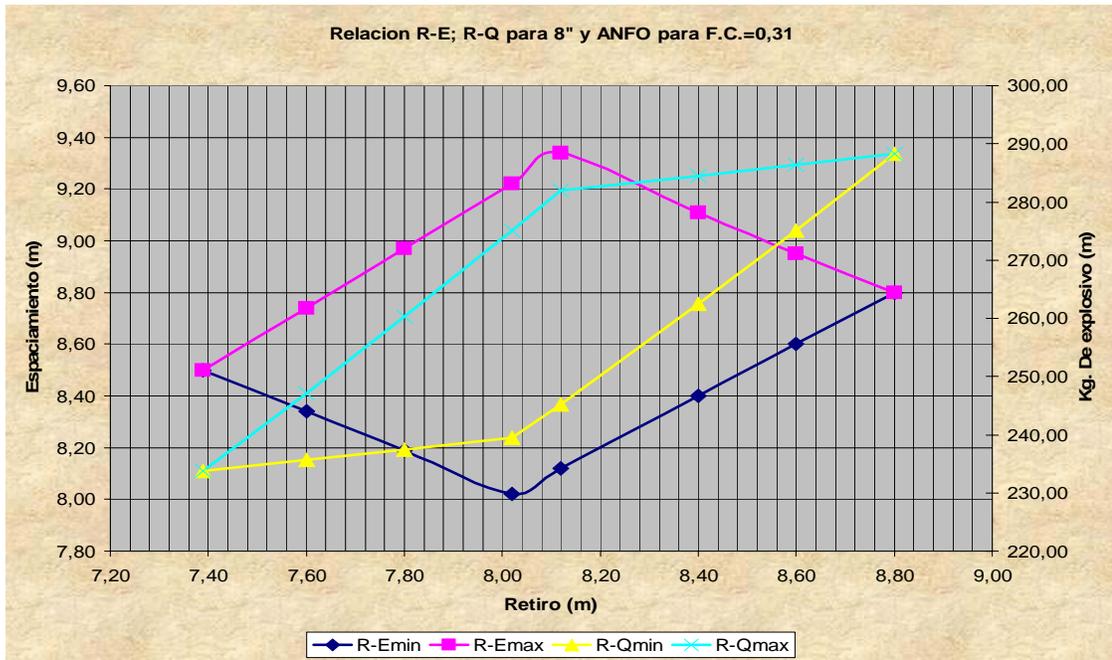


Figura A41. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.31

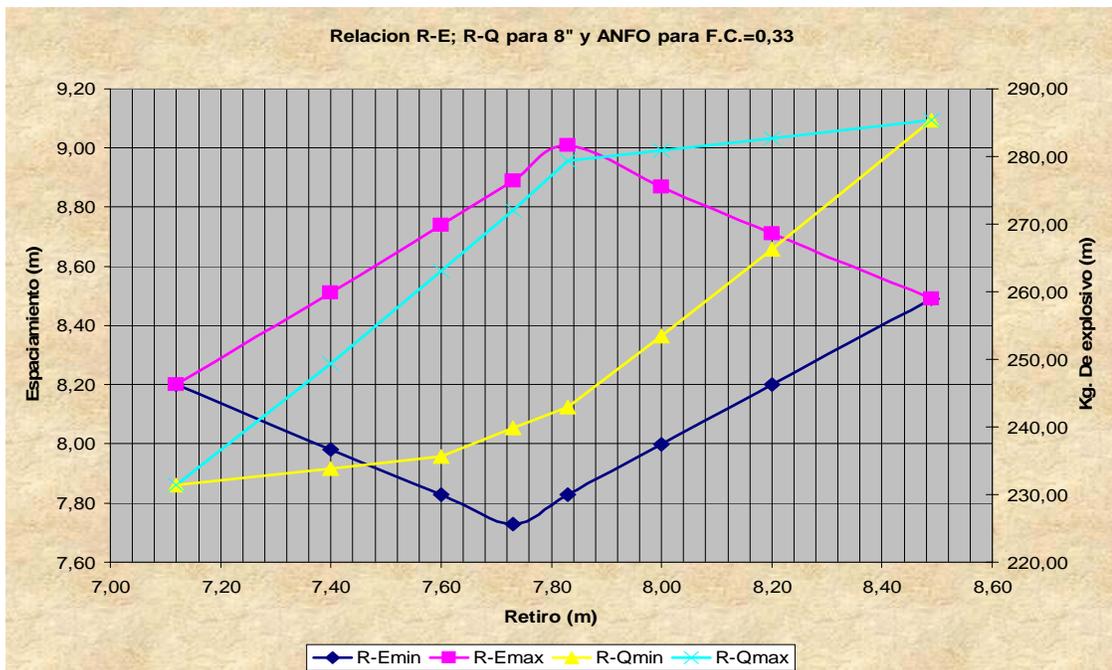


Figura A42. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.33

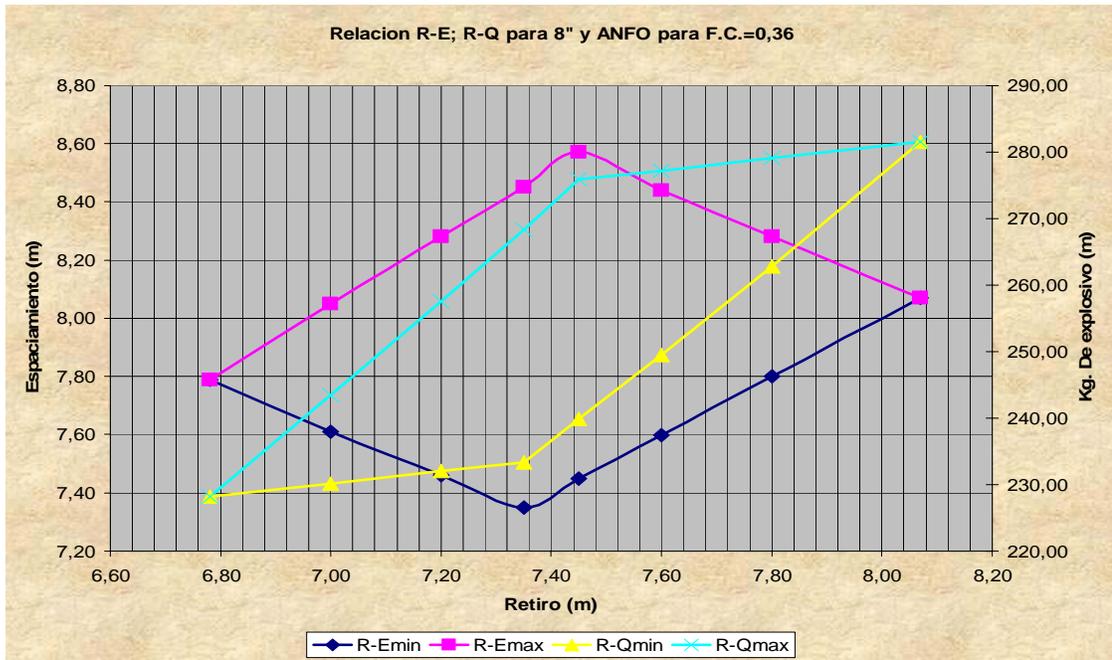


Figura A43. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.36

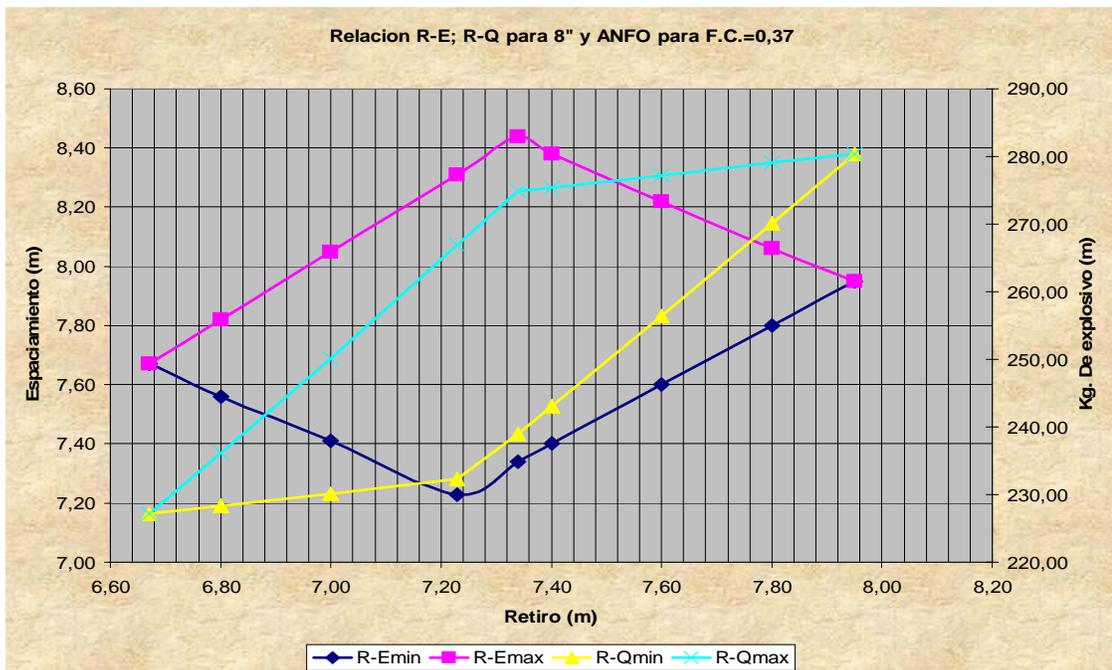


Figura A44. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.37

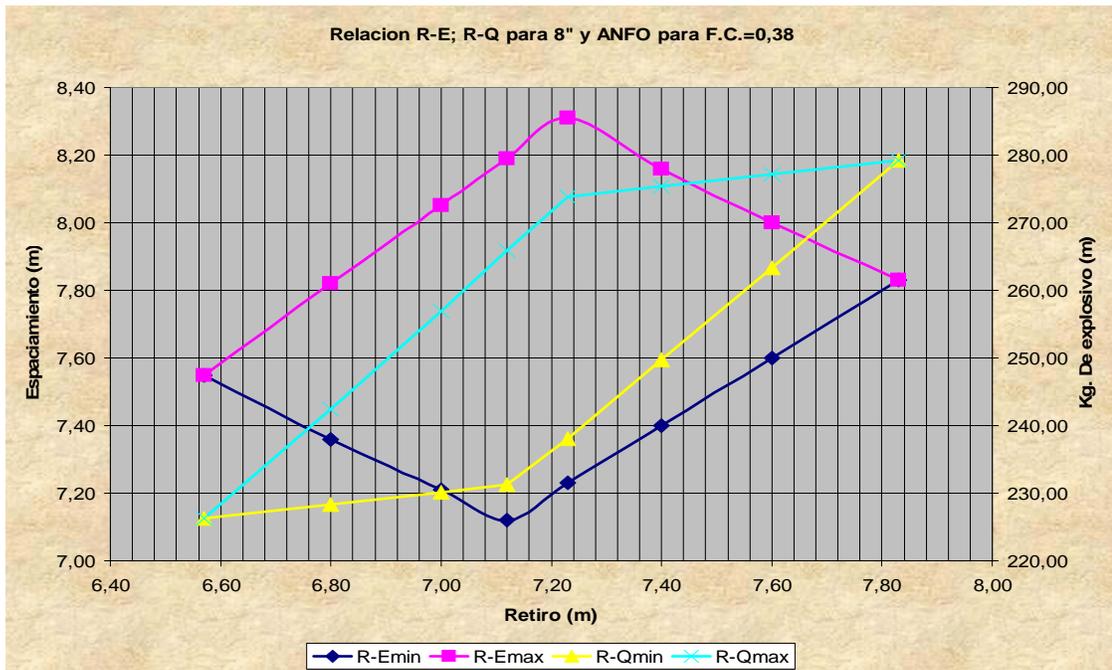


Figura A45. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.38

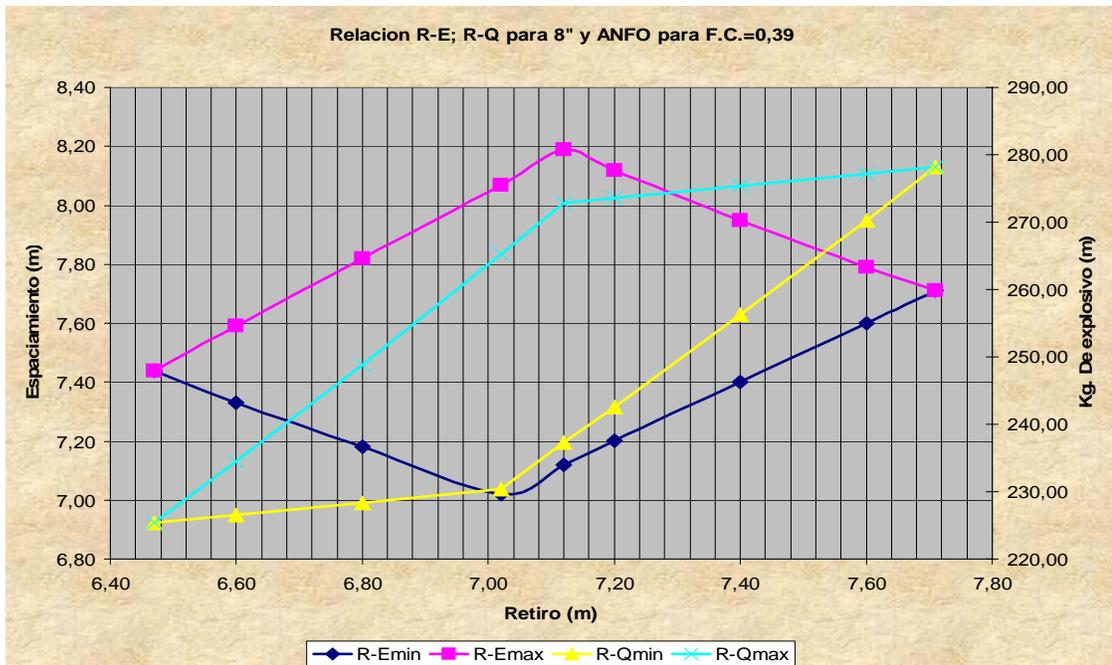


Figura A46. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.39

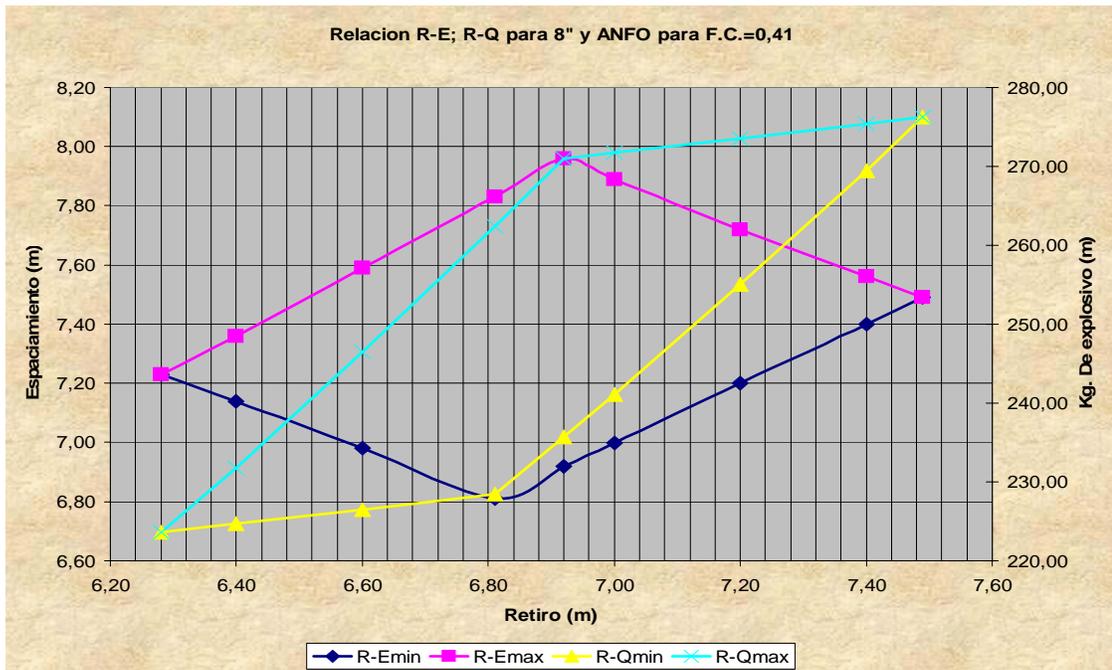


Figura A47. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", ANFO y un F.C.=0.41

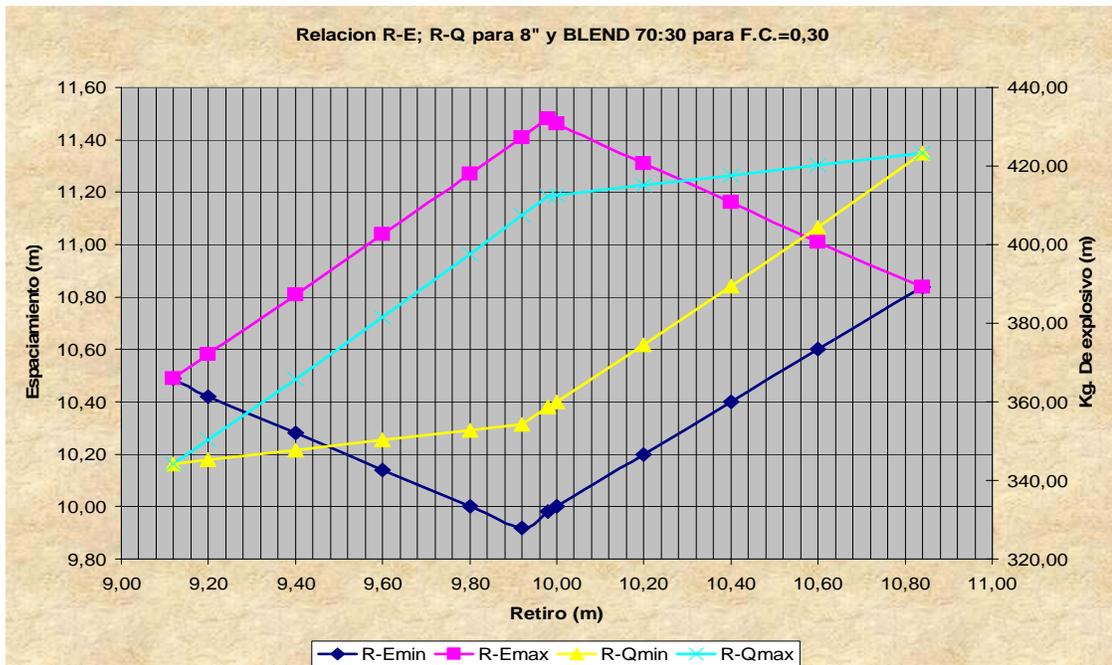


Figura A48. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.30

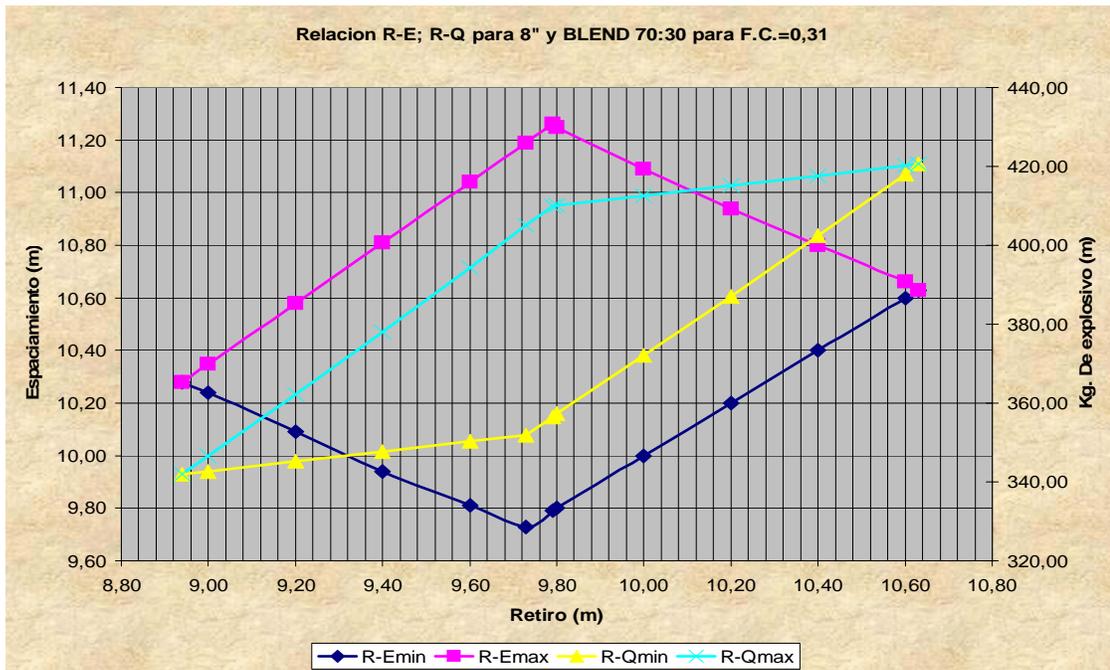


Figura A49. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.31

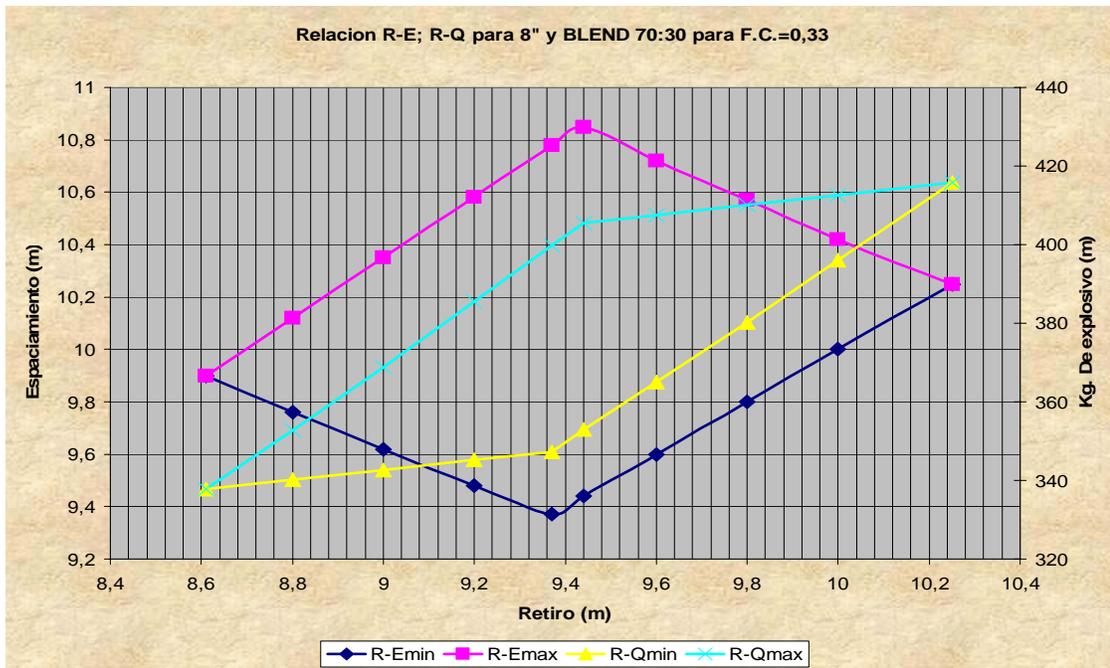


Figura A50. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.33

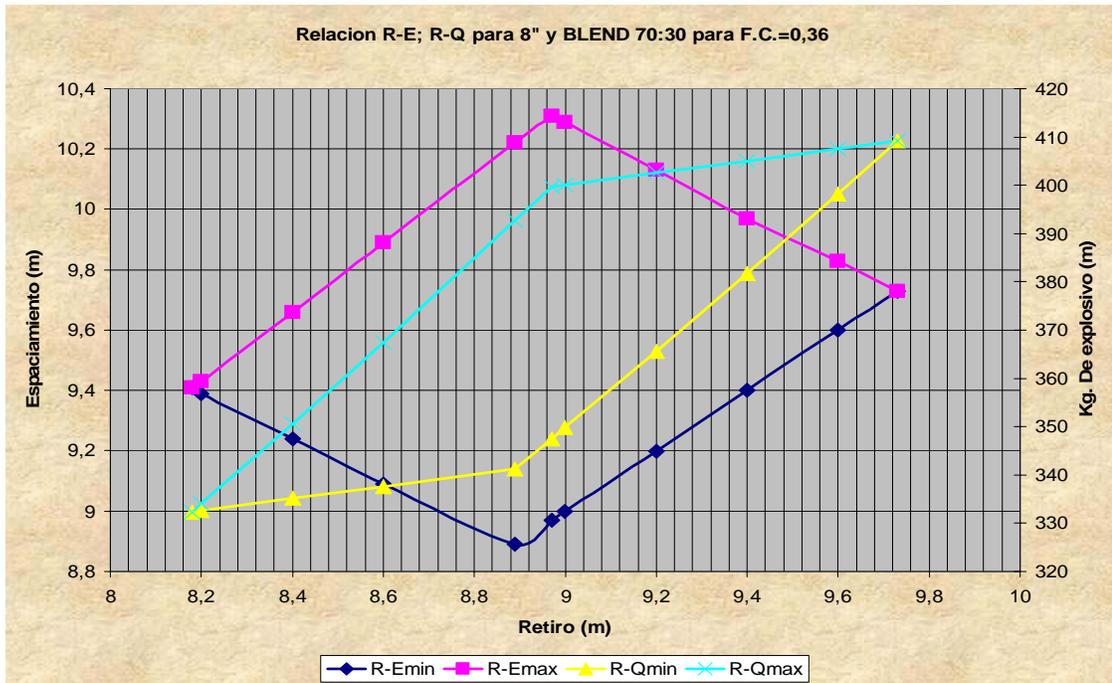


Figura A51. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.36

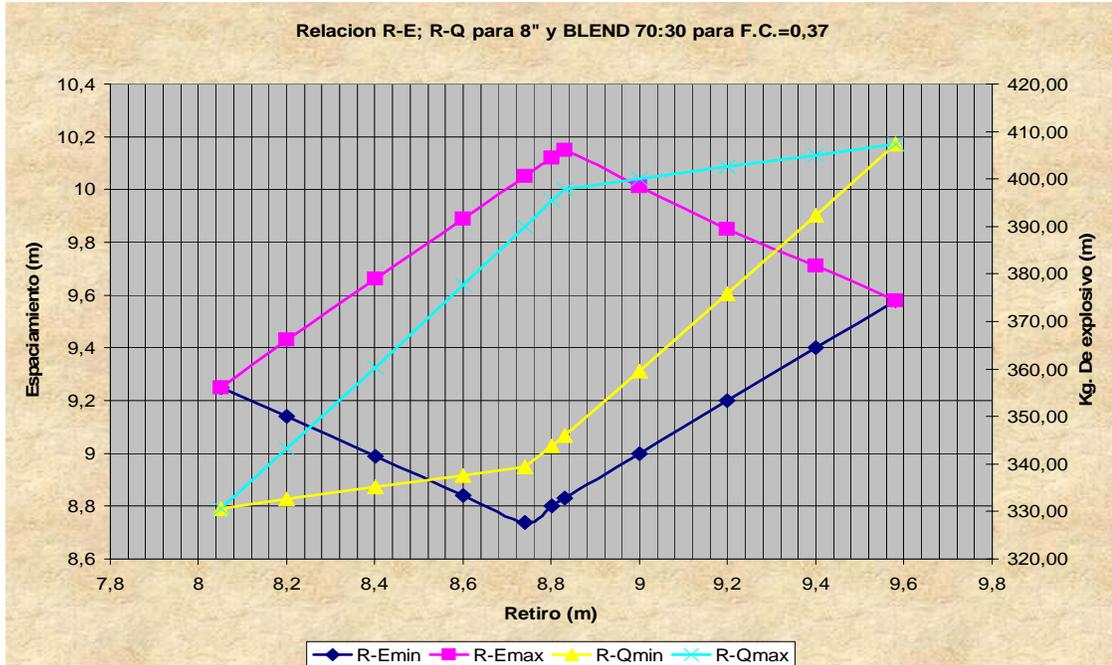


Figura A52. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.37

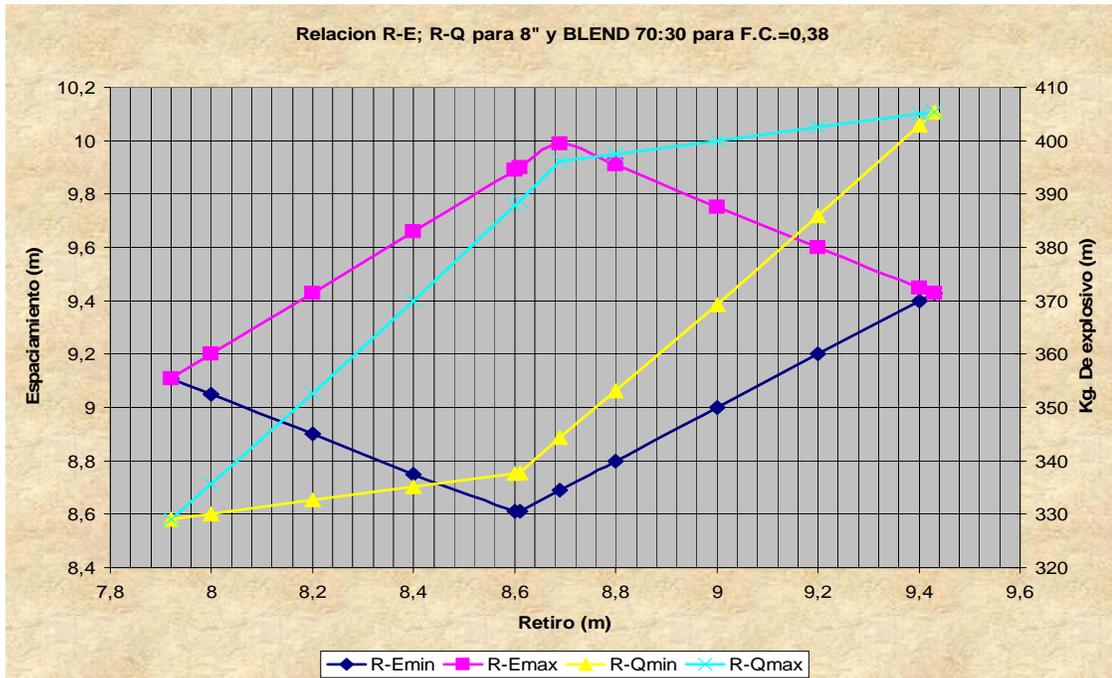


Figura A53. Relación Retiro-Espaciamiento; Retiro-Kg. de explosivo para un diámetro de 8", BLEND 70:30 y un F.C.=0.38

BIBLIOGRAFÍA

1. LIBROS

Chironis, N. (1989). Improving blasting improve efficiency. USA.

Coates, D. (1973). Fundamentos de mecánica de rocas. Editorial Litoprint, Madrid, España.

De Marco Z, Pietro. (1995). Determinación de la resistencia mecánica de las rocas mediante ensayos de laboratorio, Universidad Central de Venezuela, Caracas, Venezuela.

Dupont (1977). Blasters' Handbook (S:E). Delaware. 1era Edición. U.S.A.

Freund John & Walpole Ronald. (1974). Estadística Matemática con Aplicaciones, Editorial Prentice Hall Hispanoamericana. 4ta Edición. Distrito Federal. México.

Gonzalez de Juana C, Iturralde J. & Picardo X. (1989). Geología de Venezuela y de sus cuencas petrolíferas. Venezuela: Caracas.

Intenational Society of Explosive Engineers. (1998). Blasters' Handbook. 17ma edición. Cleveland, Ohio. USA.

Instituto Tecnológico Geominero de España (1990). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. España: Madrid.

Kenya, C., (S:F) Drilling accuracy: the key to successful blasting. USA.

Langesfors, U Y Kihlstrom, B. (1973). Técnica Moderna de voladura de rocas.
Edición Urmo. Bilbao. 1era edición.

Perri A. Gianfranco. (1980). Apuntes para el curso de mecánica de rocas. Universidad
Central de Venezuela, Caracas, Venezuela.

Sin Autor: Léxico Estratigráfico de Venezuela. Segunda Edición, Ministerio de
Minas e Hidrocarburos, República de Venezuela, Dirección de Geología,
Caracas.

Tamrock (1988). Surface Drilling and Blasting. U.S.A.

Ucar, R.(1979). Importancia de retiro en el diseño de voladuras parámetros a
considerar. Venezuela.

2. DOCUMENTOS Y REPORTE TÉCNICOS

Aranaudez, O. (1997). Taller de perforación para supervisores de Carbones de
Guasare S.A.

Ucar, R. (1992). Diseño de voladuras en la ejecución de obras civiles y mineras.
Servicio Integral de cursos de ingeniería, Maracaibo, Estado Zulia, Venezuela.

3. TESIS DE GRADO

Castillo B. (2002). Análisis y evaluación técnica de la implementación del software Drill & Blast de Micom a las operaciones de perforación y voladura de la Mina Paso Diablo, Municipio Páez, Estado Zulia. Tesis de Grado. Universidad Central de Venezuela, Caracas.

Galindo, R. (1999). Factibilidad de implementación de un nuevo método de voladura en Carbones del Guasare S.A. Mina Paso Diablo, sector Baqueta, distrito Mara, Edo. Zulia, Tesis, U.C.V. Escuela de Geología, Minas y Geofísica. Caracas, Venezuela.

Nieves Y. (1988). Plan de explotación de la mina de carbón Paso Diablo Norte, Guasare, estado Zulia. Tesis de Grado. Universidad Central de Venezuela, Caracas.